



# 21. Kolloquium

## Bohr- und Sprengtechnik



Institut für Bergbau  
Technische Universität Clausthal  
30. und 31. Januar 2019

Tagungsband



Bibliografische Information der Deutschen Nationalbibliothek

Die Deutsche Nationalbibliothek verzeichnet diese Publikation in der Deutschen Nationalbibliografie; detaillierte bibliografische Daten sind im Internet über <https://dnb.de> abrufbar.

Kolloquium Bohr- und Sprengtechnik 2019

Herausgeber: Univ.-Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld

Univ.-Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki

Organisation: Thorben Plett, M.Sc.

Dipl.-Ing. Thomas Hardebusch

Redaktion: Jan Hußmann

Langefeld, O.; Tudeshki, H. (Hrsg.):

Bohr- und Sprengtechnik

21. Kolloquium, TU Clausthal,

30. und 31. Januar 2019

© Papierflieger Verlag GmbH, Clausthal-Zellerfeld, 2019

Telemannstraße 1, 38678 Clausthal-Zellerfeld

[www.papierflieger-verlag.de](http://www.papierflieger-verlag.de)

Alle Rechte vorbehalten. Ohne ausdrückliche Genehmigung des Verlages ist es nicht gestattet, das Buch oder Teile daraus auf fotomechanischem Wege (Fotokopie, Mikrokopie) zu vervielfältigen.

1. Auflage, Clausthal-Zellerfeld, 2019

ISBN 978-3-86948-668-0

© 2019 bei den Autoren der Beiträge. Für den Inhalt der Beiträge sind die Autoren verantwortlich. Der Herausgeber übernimmt keine Verantwortung für die Richtigkeit und Vollständigkeit der Angaben.



---

# Inhaltsverzeichnis

<b>Vorwort</b> .....	<b>VI</b>
Prof. Dr.-Ing. habil. Hoessein Tudeshki, Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld	
<b>Verzeichnis der Aussteller</b> .....	<b>VIII</b>
<b>Verzeichnis der Werbeseiten</b> .....	<b>VIII</b>
<b>Der deutsche Sprengverband e.V.</b> .....	<b>1</b>
J. Rennert   Dresdner Sprengschule GmbH	
<b>Der aktuelle technische Entwicklungsstand und Perspektiven der Kleinkaliber-Schlagbohrtechnik im Strecken - und Tunnelvortrieb aus der Sicht von Anwendern und Herstellern</b> .....	<b>11</b>
K.-H. Wennmohs   M&R Consulting	
<b>Abteufen von zwei Kali-Schächten in Weißrussland unter Anwendung einer neuen Maschinen-Generation</b> .....	<b>21</b>
T. Ahlbrecht   Deilmann-Haniel GmbH	
<b>Die sicherheitliche Entwicklung im Sprengwesen der deutschen Steinkohle</b> .....	<b>31</b>
M. Hanelt   RAG Aktiengesellschaft	
<b>Sprengstofflagerung Untertage</b> .....	<b>49</b>
Dr. H. Krebs   Bundesanstalt für Materialforschung	
<b>Moderne Sprengtechnik im Tunnelbau am Beispiel der Hochgebirgsbaustelle Albulatunnel II</b> .....	<b>61</b>
C. Gregori   Société Suisse des Explosifs	
<b>GASFÖRMIGE EMISSIONEN DES SPRENGSTOFFS ANDEX LD Welche sind die tatsächlichen Werte in untertägigen Anwendungen?</b> .....	<b>77</b>
Dr. R. Triebel   MSW-CHEMIE GmbH	
<b>Vorstellung eines Ansatzes zur selektiven Sprengschwadenniederschlagung im konventionellen Vortrieb</b> .....	<b>93</b>
A. Hutwaller   TU Clausthal	
<b>Holistische Erfassung und Beurteilung von unterschiedlichen Einflussgrößen auf das Sprengergebnis</b> .....	<b>95</b>
T. Seidl   Montanuniversität Leoben	
<b>Die Sprengverdichtung - ein Verfahren zur Verdichtung von zur Verflüssigung neigenden Sanden – Stand der Entwicklung und Anwendung</b> .....	<b>99</b>
K. Reinhardt   BUIG GmbH	
<b>Erfahrungen und Arbeitsschritte beim Verfüllen von Erkundungsbohrungen in dem ehemaligen Erkundungsbergwerk Gorleben und in der Schachanlage Asse II</b> .....	<b>127</b>
R. Köster, M. Sniehotta   Bundesgesellschaft für Endlagerung mbH (BGE)	

---

<b>Trockenbohrgutabsauganlage CTBA: „Bohren ganz ohne Wasser“ .....</b>	<b>147</b>
P.Schneider   CFT GmbH	
<b>Transparenter Bohrprozess mittels Acoustic Emission Technologie .....</b>	<b>149</b>
B. Späth   RWTH Aachen, Institute for Advanced Mining Technologies	
<b>Online Erkennung von Rohstoffen während des Bohrvorgangs.....</b>	<b>163</b>
H. Korei, H. Tudeshki   TU Clausthal, TIPCO GmbH	
<b>Wertstoffoptimierung des Abbaukorridors infolge vorausschauender Analytik.....</b>	<b>177</b>
Dr.-Ing. T. Mathiak   K+S Aktiengesellschaft	
<b>Mechanized bolting in hard rock mines.....</b>	<b>183</b>
W. Hnat, A. Czajkowski   Mine Master Sp. z.o.o.	
<b>Bericht über den Einsatz einer neuartigen Vortriebseinheit im Chrom-Erz-Bergbau .....</b>	<b>193</b>
Dr. F. Bauer   HAZEMAG & EPR GmbH	
<b>Mehrwert automatisierter Bohrprozesse unter Einsatz von Sandvik iSURE™ .....</b>	<b>201</b>
E. Lüpfer   Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH	
<b>Epiroc Control Tower.....</b>	<b>215</b>
J. Fuchs   Epiroc Deutschland GmbH	
<b>Chronik der Fachtagung.....</b>	<b>225</b>

## Vorwort

Sehr geehrte Leserin, sehr geehrter Leser dieses Tagungsbandes,

zunächst wünschen wir Ihnen allen ein gesundes und erfolgreiches Neues Jahr. Auf dass Sie in diesem Jahr gesund bleiben und zufrieden sind oder werden. Sollten Sie Besucher des diesjährigen Bohr- und Sprengtechnischen Kolloquiums sein, so begrüßen wir Sie recht herzlich in Clausthal.

Am 21. Dezember 2018 fand eines der bedeutsamsten Ereignisse in der deutschen Bergbaugeschichte statt. Die letzte aktive Zeche in Deutschland, die Zeche Prosper-Haniel in Bottrop, stellte ihren Betrieb ein, ein letztes „Glückauf“. Damit endete eine über 250-jährige Bergbau Tradition im Ruhrgebiet und der Steinkohlebergbau in Deutschland. Dennoch ist die Thematik des Bergbaus in Deutschland, besonders der aktive Bergbau, nach wie vor eines der zentralen Elemente unserer Wirtschaft. Auch die diesjährige 21. Auflage des Kolloquiums für Bohr- und Sprengtechnik in Clausthal, mit seinen rund 300 Teilnehmern aus Deutschland und Europa, ist ein Indikator dieser Bedeutung. Seit über 40 Jahren besteht großes Interesse an dieser traditionsreichen Veranstaltung im Oberharz.

Das Kolloquium bietet in diesem Jahr 20 Fachvorträge aus den verschiedenen Bereichen des Bohrens und Sprengens. Neben den klassischen Themengebieten aus dem Bereich des Tage-, des Tief- und Tunnelbaus ist auch das Gebiet der Endlagerung bei diesem Kolloquium vertreten. Diese Thematik ist in den letzten Jahren stark in den Fokus gerückt. Erstmals wird es bei diesem Kolloquium eine offene Diskussion zur Frage „Schneiden oder Sprengen“ geben. Hierbei stellen zunächst vier Experten aus dem Bereich der Schneid- und Sprengtechnik ihre Standpunkte und ihre Erfahrungen dar, wobei jeweils ein Hersteller und ein Anwender jeder Technik vertreten ist. Im Anschluss findet eine Diskussion unter den Experten, auf Basis der Aussagen, statt. Diese Debatte wird später ins Plenum getragen.

Wir möchten uns besonders bei allen Referenten bedanken, die unsere Veranstaltung mit Ihren Vorträgen bereichern und Ihre Vorträge in schriftlicher Form zur Verfügung stellen. Ohne dieses Engagement ist die Erstellung eines solchen Tagungsbands nicht möglich. Dieser leistet einen entscheidenden Beitrag zum nachhaltigen Technologietransfer, ein wesentliches Element dieses Kolloquiums.

**„Wenn alle zusammen arbeiten, kommt der Erfolg von selbst.“ (Henry Ford)**

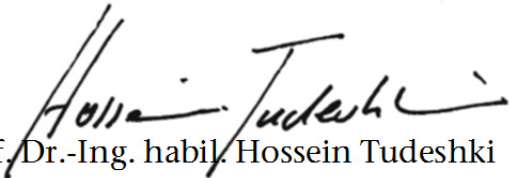
Auch wollen wir den Moderatoren des Kolloquiums danken, die durch Ihre Mitwirkung die fachlichen Diskussionen nach den Vorträgen bereichern.

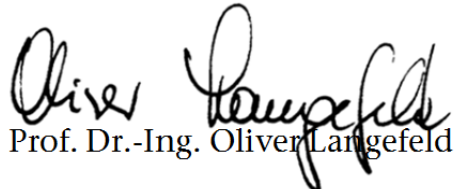
Dank auch an die Unternehmen, die durch Ihre Fachausstellungen den aktuellen Stand der Technik darstellen und somit auch zum Erfolg des Kolloquiums beitragen.

Zuletzt möchten wir uns bei Ihnen, den Teilnehmern dieser Veranstaltung herzlichst bedanken. Durch Ihre Mitwirkung und Teilnahme ermöglichen Sie das Bestehen dieser Veranstaltung.

Mit Zuversicht für das Neue Jahr wünschen wir Ihnen allen viel Bergmannsglück in Ihrem Leben und Handeln.

Mit Clausthaler Glückauf

  
Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki

  
Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld

## **Verzeichnis der Aussteller**

Bergbauwerkzeuge Schmalkalden GmbH & Co. KG

Epiroc Deutschland GmbH

GDMB

HAZEMAG & EPR GmbH

Minetronics GmbH

Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH

TIPICO GmbH

VDMA

## **Verzeichnis der Werbeseiten**

Deilman-Haniel GmbH	20
Hazemag & EPR GmbH	148
Weltkulturerbe Rammelsberg	98

## **Der deutsche Sprengverband e.V.**

**Jörg Rennert**  
Dresdner Sprengschule GmbH



**Der Deutsche  
Sprengverband e. V.  
stellt sich vor**



### Interessenvertretung und Fachkompetenz für den Sprengberechtigten seit 40 Jahren

- im Rahmen eines Wiederholungslehrgangs für Sprengberechtigte wurde die Idee für die Schaffung eines Interessenverbandes für Sprengfachleute geboren
- am **10. Januar 1978** trafen sich auf Initiative von Manfred Speitel, Dr. Gerhard Gerth sowie Dr. Peter Riegelmayr sechs weitere Interessenten und gründeten den **Deutschen Sprengverband e. V.**
- Ziel des Verbandes war es u.a., die vielfältigen, bereits bestehenden Interessenvertretungen der Sprengfachleute zusammenzuführen
- heute ist unser Verband die **anerkannte Berufsorganisation für Fachleute** der Sprengtechnik und artverwandter Berufe in Deutschland

### Interessenvertretung und Fachkompetenz für den Sprengberechtigten seit 40 Jahren

Fakten, die für den Verband sprechen

- am Tag der Gründung bestand der Verband aus 9 Enthusiasten, heute zählt der Verband weit mehr als **1.000 Mitglieder**
- 40 Jahre Verbandsarbeit bedeuten 40 Informationstagungen auf hohem informativem und fachlichem Niveau
- die **41. Informationstagung vom 26. bis 27. April 2019** in Siegen ist in Vorbereitung
- in den letzten 40 Jahren konnten **über 100 Ausgaben** unserer Fachzeitschrift „**SprengInfo**“ (bis 1981 als Mitteilungsblatt bekannt) publiziert werden
- der Verband **arbeitet in zahlreichen nationalen und internationalen Gremien aktiv mit** und vertritt so die Interessen seiner Mitglieder



[www.sprengverband.de](http://www.sprengverband.de)

[facebook.com/DeutscherSprengverband](https://facebook.com/DeutscherSprengverband)

Der Deutsche Sprengverband e.V.



Die Informationsvermittlung für alle im Bereich Spreng- und Pyrotechnik tätigen Fachleute und Unternehmensleiter seit mehr als 40 Jahren.  
Am Tag der Gründung bestand der Verband aus 8 Enthusiasten, heute zählt er mehr als 1.000 Mitglieder.



### Schwerpunkte der Arbeit des Deutschen Sprengverbandes

**OHNE BERUFLICHE VERTRETUNG!**  
Regelwerke und Vorschriften bestimmen den Tätigkeiten und nicht zuletzt auch den Umgang mit Explosivstoffen in unserem Land. Als Interessenverband können wir als Einfluss auf die Entstehung und Umsetzung derartiger Vorschriften nehmen.

**FACHLICHE BERATUNG UND UNTERSÜCHUNG:**  
Die Mitarbeit in Projekten, Ausschüssen und Gremien unterstützen die Erarbeitung von praxisgerechten Regelungen und Vorschriften.



### ALLE INTERESSENGRUPPEN KOMMEN ZU WORT!

Auf Ausstellungen und Konferenzen werden die sprengtechnischen Neuerungen, den Herstellen und Verarbeiten von Explosivstoffen sowie Verfahren vornehmlich und Ausgabemethoden ermöglicht eine konsultative Zusammenarbeit und die Basis für ein gutes Miteinander.

### AUF DEM LAUFENDEN BLEIBEN.

Unsere europaweit anerkannte Fachzeitschrift **SPRENG** ist ein wichtiges Informations- und Informationsmedium über alle Projekte aus dem Bereich Spreng- und Pyrotechnik. Unser **SPRENG** informiert Sie generell über aktuelle Themen und Entwicklungen.



### BERUFLICHEN ERFAHRUNGSAUSTAUSCH IST DURCH NICHT ERSETZBAR.

Die Sprengtechnischen Tagungen in Siegen sind die Regelveranstaltungen, an denen sich Ihre Fachkollegen und den begleitenden Fachausstellungen einen Mehrwert auf dem neuesten Stand im Bereich des Sprengwesens anschauen (in diesen Branchen gibt es keine Alternativen).



**KOMPETENZ DURCH FACHBEREICHE UND FACHAUSSTELLUNGEN:**  
Wiederschlag der Arbeit in folgenden Bereichen ermöglicht, gesichert und gelistet:  
 | Fachgebiet Bohren  
 | Fachgebiet Spreng  
 | Fachgebiet Pyrotechnik  
 | Fachgebiet Baugruben  
 | Fachgebiet Tunnelbau



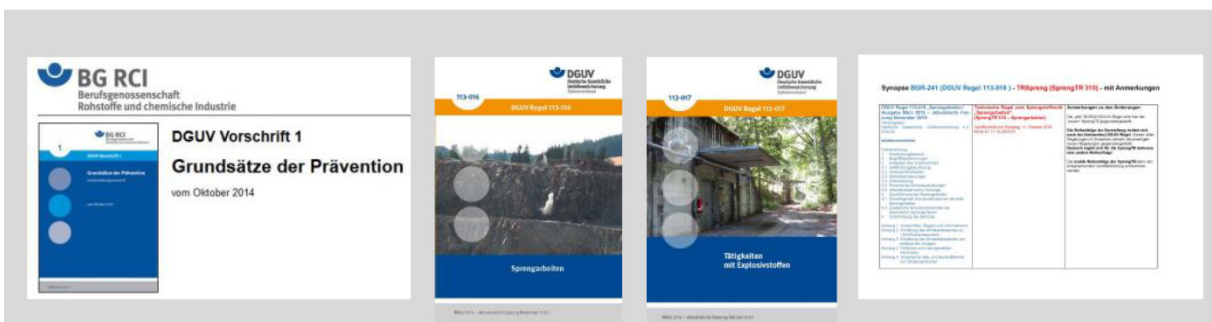
**UNTERSTÜTZUNG BEI FACHLICHEN FRAGEN UND PROBLEMEN:**  
Beratungen bei technischen und rechtlichen Fragestellungen, die Vertretung von Sachverständigen und die Unterstützung bei Verhandlungen mit Behörden gehen zum Serviceangebot für unsere Mitglieder.

**EUROPEISCHER VERBAND!**  
Unser Verband ist Mitglied im Europäischen Sprengverband (European Federation of Explosives Engineers), der 1982 auf Initiative des damaligen Vorsitzenden Thilo Weiser gegründet wurde und heute die Interessen von 25 europäischen Nationen vertritt.



## Ohne berufliche Vertretung geht es nicht ...

- Regelwerke und Vorschriften für den Umgang mit Explosivstoffen bestimmen mehr und mehr die berufliche Tätigkeit eines Sprengberechtigten
- dabei ist es wichtig, dass diese **Regelwerke und Vorschriften praxisgerecht** erarbeitet werden
- als Interessenverband des Fachbereichs Sprengtechnik nehmen wir aktiv Einfluss auf die Entstehung und Umsetzung derartiger Vorschriften



### Fachliche Argumente finden Gehör ...

- Vertreter des DSV arbeiten in einer Vielzahl offizieller Ausschüsse mit, z.B.
  - im Sachverständigenausschuss für das **Sprengstoffgesetz** beim Bundesinnenministerium,
  - in Ausschüssen für die Überarbeitung und Neufassung **gesetzlicher** und **berufsgenossenschaftlicher Regelwerke**,
  - bei Fragen der **Aus- und Weiterbildung** sowie der Lehrplangestaltung bei sprengtechnischen Lehrgängen
- mit fachlichen Argumenten hat der Verband hier die Möglichkeit, auf die **zukünftige Entwicklung und Gestaltung** der Fachbereiche Spreng- und Pyrotechnik Einfluss zu nehmen

### Kompetenz durch Fachausschüsse...

- die inhaltlich-fachliche Arbeit des DSV wird maßgeblich durch das Wirken folgender Fachausschüsse und Fachgebiete bestimmt:
  - Fachausschuss für Öffentlichkeitsarbeit und die Fachzeitschrift "SPRENGINFO" (Redaktionsausschuss),
  - Fachausschuss für Recht sowie Aus- und Weiterbildung,
  - Ältestenrat,
  - Fachgebiet Abbruch,
  - Fachgebiet Bergbau und Tunnelbau,
  - Fachgebiet Erdöl/Gas und Seismik,
  - Fachgebiet Felsbau,
  - Fachgebiet Pyrotechnik,
  - Fachgebiet Steinbruch
- Ziel der Arbeit dieser Ausschüsse und Fachgebiete ist es, Antworten und Lösungen auf immer speziellere Fragen zu finden und für Mitglieder und Interessierte des Verbandes zur Verfügung zu stellen.

## Unterstützung in fachlichen Fragen ...



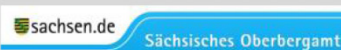
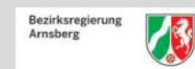
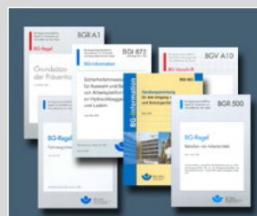
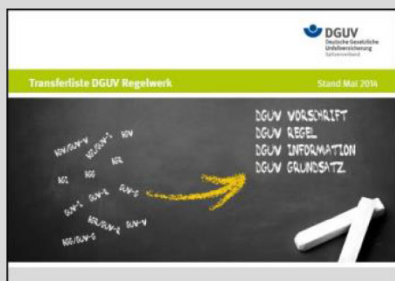
- in den Mitarbeitern der Geschäftsstelle,
- in den Vorstandsmitgliedern sowie
- in den Fachausschüssen und Fachgebieten

findet man kompetente Partner bei allen fachlichen Fragen und Problemen

## Unterstützung in fachlichen Fragen ...

### ABER AUCH BEI

- der Beratung in rechtlichen Fragen,
- der Vermittlung von Sachverständigen und
- der Unterstützung bei Verhandlungen mit Behörden steht der Verband hilfreich zur Seite



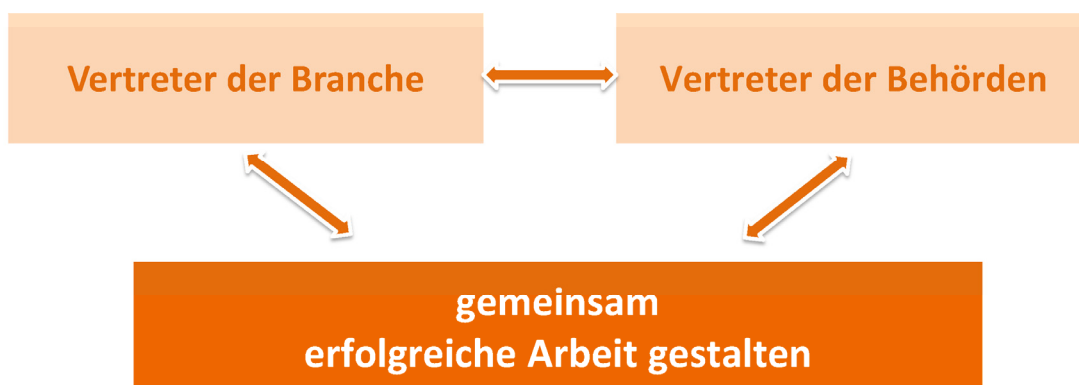
Alle Interessengruppen werden vertreten ...

- im Deutschen Sprengverband sind neben den sprengtechnischen **Anwendern** aus den Bereichen:
  - Gewinnung,
  - Abbruch,
  - Exploration und
  - Untertage
- auch **Hersteller** und **Händler** von
  - Explosivstoffen und pyrotechnischen Gegenständen sowie Anwender aus dem Bereich Pyrotechnik vertreten



Alle Interessengruppen werden vertreten ...

- eine weitere wichtige Säule der Arbeit des Verbandes ist die Mitarbeit von **Vertretern der Fach- und Aufsichtsbehörden**
- diese zwei Sachverhalte sind die Basis für ein **Miteinander** und einen **Austausch** von fachlichen Argumenten



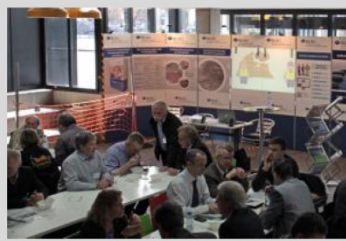


Persönlicher Erfahrungsaustausch ist durch nichts zu ersetzen ...

- fester Bestandteil der Verbandstätigkeit ist die Organisation und Durchführung von Informationsveranstaltungen; dazu gehören die jährlich stattfindende
  - **Sprengtechnische Tagung in Siegen** und
  - die **Regionaltagungen** in wechselnden Regionen Deutschlands
- im Mittelpunkt dieser Veranstaltungen stehen Fragen und aktuelle Entwicklungen der Sprengtechnik und angrenzender Fachbereiche



Persönlicher Erfahrungsaustausch ist durch nichts zu ersetzen ...



zahlreiche Hersteller und Dienstleister nutzen diese Veranstaltungen zur

- **Vorstellung neuer Produkte und Entwicklungen,**

aber auch zum intensiven

- **Erfahrungsaustausch**

mit den Besuchern

### Keine Zukunft ohne Europa ...

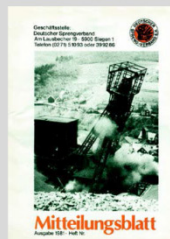
- mit strategischer Weitsicht wurde im Oktober 1988 auf Initiative des DSV der **Europäische Sprengverband (EFEE)** gegründet, mittlerweile gehören ihm 25 nationale Sprengverbände sowie zahlreiche kooperative und individuelle Mitglieder an
- da auch im Bereich der Sprengtechnik Gesetze und Vorschriften immer öfter in Brüssel und Straßburg entstehen, ist eine **starke internationale Interessenvertretung und Beteiligung an diesem Prozess** für diese Branche wichtig und notwendig
- als nationaler Verband bringen wir unsere Erfahrungen in diesen Prozess ein und wirken mit an der Gestaltung aktueller Vorhaben des EFEE, z.B. bei der Schaffung eines europäischen Ausbildungssystems oder der Zusammenstellung von Normen für den Bereich Sprengerschütterung



### Auf dem Laufenden bleiben ...

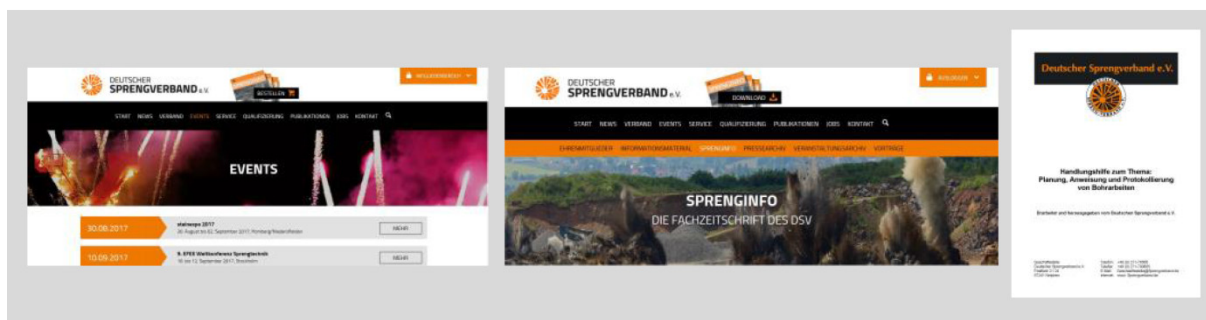
- eine wichtige Aufgabe sieht der Verband in einer umfassenden Informationstätigkeit
- die Fachzeitschrift „SprengInfo“ ist dabei ein nicht mehr wegzudenkendes Element unserer Arbeit
- sie erscheint dreimal im Jahr und ist für jedes Verbandsmitglied kostenfrei

Entwicklung der **SprengInfo** vom Mitteilungsblatt zu einer mehr als 40-seitigen Fachzeitschrift



### Auf dem Laufenden bleiben ...

- weitere Formen der Informationsvermittlung sind u.a.
- die Internetpräsenz des Verbandes ([www.sprengverband.de](http://www.sprengverband.de)) sowie
- spezielle, fachbezogene Broschüren (z.B. Beförderung von Explosivstoffen)
- themenbezogene Handlungshilfen (z. B. Empfehlung zur Steinflugverhinderung bei Gewinnungssprengungen, Vermeidung einer vorzeitigen Zündung, der Einfluss von Hochfrequenzenergien, der Umgang mit Versagern)



### Sie können unsere Arbeit unterstützen: Werden Sie Mitglied!

#### Wer kann Mitglied werden?

- Jede natürliche und juristische Person, die mit Sprengtechnik befasst ist. Prüfungen und Befähigungsscheine sind nicht erforderlich. Der Vorstand entscheidet über das Recht der Mitgliedschaft.

#### Was kostet die Mitgliedschaft?

- Die Mitgliedschaft kostet im Jahr der Aufnahme 25,- Euro und in den folgenden Jahren 50,- Euro. Ermäßigter Jahresbeitrag für Mitglieder im Ruhestand 25,- Euro.

#### Im Mitgliedsbeitrag enthalten sind:

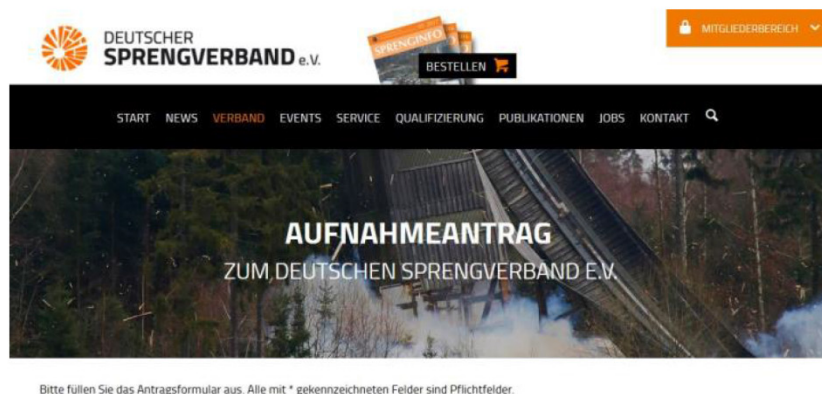
- kostenloser Bezug der Zeitschrift "SPRENGINFO" (3 Hefte jährlich)
- ein ermäßigter Tagungsbeitrag für die jährliche Informationstagung in Siegen
- Ermäßigungen für den Besuch weiterer, vom Sprengverband angebotener Tagungen und Seminare
- ermäßigte Bezugskosten für Literaturangebote des Verbandes



Sie können unsere Arbeit unterstützen: Werden Sie Mitglied!

### Wie kann ich mich anmelden?

- Besuchen Sie unsere Homepage unter:  
[www.sprengverband.de/mitgliedschaft/anmeldung/](http://www.sprengverband.de/mitgliedschaft/anmeldung/)
- Hier finden Sie ein Onlineformular für Ihre zukünftige Mitgliedschaft in unserem Verband.



**Jörg Rennert**  
joerg.rennert@sprengverband.de

Dresdner Sprengschule GmbH  
Heidenschance 6 – 8  
01189 Dresden

**Geschäftsstelle**  
geschaeftsstelle@sprengverband.de

Weinligstraße 30  
57074 Siegen

# **Der aktuelle technische Entwicklungsstand und Perspektiven der Kleinkaliber-Schlagbohrtechnik im Strecken - und Tunnelvortrieb aus der Sicht von Anwendern und Herstellern**

Karl-Heinz Wennmohs  
M&R Consulting

## **Einleitung**

Neuentwicklungen in der schlagenden Kleinkaliber-Bohrtechnik wurden in den vergangenen Jahren nicht in den Markt eingebracht. Offensichtlich scheint eine magische Schwelle im Leistungsvermögen der Schlagbohrhämmer für diese Anwendungen bei 40 kW Schlagleistung erreicht zu sein.

Der weltweite Trend bei den eingesetzten hydraulischen Bohrhämmer für diese Anwendungen zeigt, dass die Mehrzahl der Geräte deutlich unter dieser Leistungsgröße liegt. Mögliche Gründe liegen zum Teil bei den Bergwerken, den unterschiedlichen Arbeitsweisen der Bergleute und in den geologischen Gegebenheiten. Aber die Realität zeigt auch, dass das ohnehin nicht sehr große Marktsegment für diese sogenannten Spitzenleistungen der Bohrtechnik durch den wachsenden Anteil an mechanischen Lösetechniken noch kleiner wird.

## **1 Die Kleinkaliber-Schlagbohrtechnik**

Die Bohrtechnik basiert darauf, Energie zu übertragen, die mit einem Schlag erzeugt wird und über Bohrstange und Bohrkronen in das Gebirge mit einer Geschwindigkeit von ca. 5.200 m/s transferiert wird. Die Höhe dieser erzeugten Schlagenergie kann nicht beliebig groß sein. Entsprechend der Bohrstahlgröße, wie Bohrstangen - und Bohrkronen- Durchmesser, ist die Energie anzupassen.

Die Drehbewegung, d.h. die Rotation des Bohrstahls, dient ausschließlich dem Umsetzen der Bohrkronen wie beim händischen Bohren. Der Umsetzwinkel je Kolbenschlag ist abhängig vom Bohrkronendurchmesser, dem Bohrkronendesign und der Schlagzahl, d.h. der Frequenz. Generell gilt, je höher die Frequenz, desto höher sollte die Drehzahl werden, damit der optimale Umsetzwinkel für die aktuellen Bohrparameter erhalten bleibt.

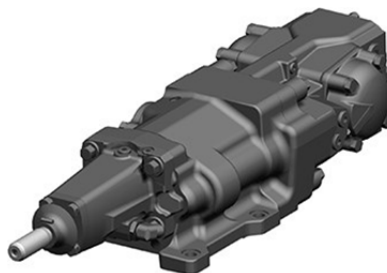
Für das hydraulische Kleinkaliber-Schlagbohren von 32 – 64 mm Bohrlochdurchmesser haben sich nach über 40 Jahren Praxiserfahrungen einige Rahmenbedingungen verfestigt, die nahezu von allen namhaften Herstellern eingehalten werden. Das ist zum einen die Kolbengeschwindigkeit von ca. 10 m/s und einem Kolbengewicht, je nach Leistungsgröße, von 0,5 kg bis ca. 7,5 kg. Es wird ein Impuls, erzeugt, der noch bohrstahlschonend und effektiv die Energie über die Bohrkronen an das Gebirge übertragen kann.

Eine optimale Übertragung dieser Schlagenergie ist nur dann gegeben, wenn der Schlagkolben mit maximaler Geschwindigkeit auf die Bohrstange trifft. Da die Lage der Schlagfläche des Bohrstahls eine sogenannte „schwimmende Position“ darstellt, ist es notwendig, dass die optimale Stellung von Schlagkolben und Bohrstange durch Maßnahmen wie die hydraulische Rückschlagdämpfung und bestmögliche Andruckregulierung gewährleistet wird. Trifft der Schlagkolben zu früh auf die Bohrstange, hat er noch nicht die Höchstgeschwindigkeit erreicht, und die erzeugte Schlagenergie ist zu gering. Ein identischer Effekt tritt ein, wenn der Schlagkolben zu spät aufschlägt und schon abgebremst wird für den Rückhub.

Es ist vorstellbar, dass bei derartigen Leistungen eine Kontrolle und Steuerung dieser Energie zwingend notwendig ist. Besonders beim Anbohren für ein Bohrloch und bei stark wechselnden Gebirgsformationen ist das unerlässlich. Bohren ohne Andruck bei voller Leistung führt dann zu frühzeitigen Schäden an Bohrerhammer und Bohrstahl.

## 2 Aktuelle Marktsituation:

Die Mehrzahl der weltweit eingesetzten Lafetten - geführten hydraulischen Bohrhämmer liegt in der Schlagleistung in einem Leistungsspektrum für das Sprenglochbohren von 15 – 25 kW.

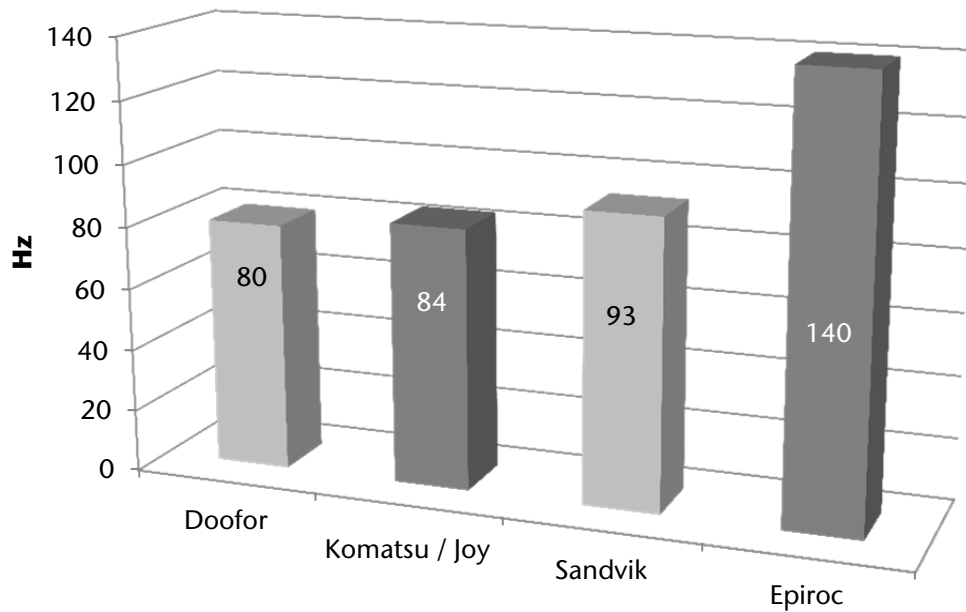


**Abbildung 1: Bohrerhammer RD525 mit 25 kW Schlagleistung (Sandvik AB)**

Die Bauarten der hydraulischen Bohrerhämmer der verschiedenen Hersteller werden untereinander ähnlicher. Ein deutlicher Unterschied wird nur durch besondere technische Details deutlich. Wie z. B. der Wirkungsgrad zwischen Eingangs- und Ausgangsenergie. Dieser sollte bei modernen Konstruktionen über 50 % betragen. Aber auch die Schlagkolbenform und der Kolbendurchmesser sind wichtige Merkmale für eine optimale Energieübertragung.

Die Einzelschlagenergie der wichtigsten Hersteller von hydraulischen Bohrerhämmern für das Klein-Kaliber-Bohren bewegt sich in einer Bandbreite von 50 – 400 Joule.

Die möglichen Schlagfrequenzen betragen derzeit je nach Hersteller zwischen 40 und 140 Hz.



**Abbildung 2: Mögliche Schlagfrequenzen der hydraulischen Bohrhämmer von verschiedenen Herstellern**

Mit diesen Ausgangswerten lassen sich Schlagleistungen in einem Bereich von 5 bis 40 kW realisieren. Es wird deutlich, dass eine Steigerung in der Schlagleistung für dieses Anwendungsspektrum nur über eine Erhöhung der Schlagfrequenz möglich ist. Eine weitere Erhöhung der Schlagfrequenz ist denkbar.

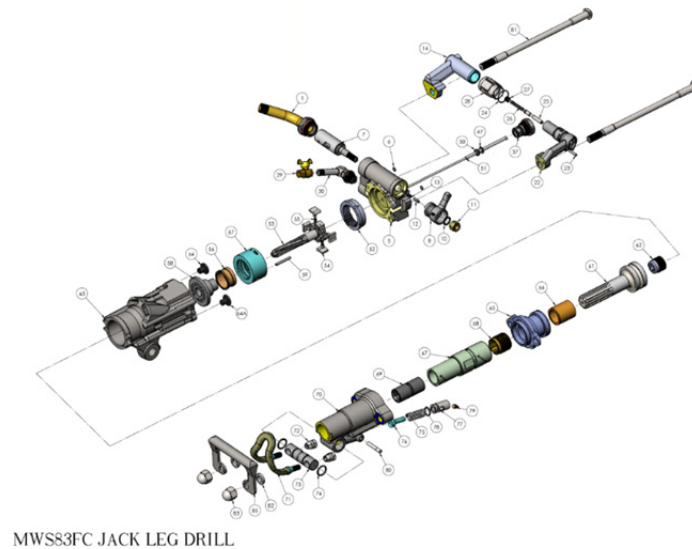
Für die Ankerbohr- und Setzgeräte hat sich eine Leistungsbandbreite der Bohrhämmer von ca. 5 – 15 kW Schlagleistung auf Grund der teilweise geringen Bohrlochdurchmesser und der damit verbundenen Bohrstaßgröße eingestellt. Besonders kurz bauende Konstruktionen werden für diese Anwendungen bevorzugt.



**Abbildung 3: Bohrhämmer COP 628 (Länge ohne Einsteckende 380 mm)**

Für größere Ankerlängen zwischen 4 und 6 m sind mit den Möglichkeiten durch einen größeren Bohrlochdurchmesser auch Schlagleistungen von 25 kW möglich, wenn die Bohrerhammerlänge es gestattet.

Ein großer Markt besteht nach wie vor bei den Druckluftbohrhämern mit Bohrstütze. Die Gewichtsklassen sind seit Jahrzehnten konstant, zudem handelt es sich bei den Bohrhämmern um Entwicklungen, die vor ca. 70 Jahren auf den Markt kamen.



**Abbildung 4: Druckluft-Bohrhammer (Mid-Western LLC)**

Bei den heute vertriebenen Typen von zahlreichen Herstellern ist die Basistechnik nahezu identisch mit den damaligen Baureihen. Geringe Modifikationen in der Schalldämpfung wurden und mussten von den Herstellern vorgenommen werden. Diese Geräte werden weltweit auch in hochentwickelten Bergbauregionen für Sprenglochbohrungen und Ankerarbeiten eingesetzt.



**Abbildung 5: Druckluft-Bohrhammer mit Bohrstütze (Boart Longyear)**

Einige namhafte Hersteller haben in den vergangenen Jahren als Ersatz für die handgehaltenen Druckluftbohrhämmer elektrische und hydraulische Schlagbohrhämmer entwickelt. Die Leistungen der elektrisch angetriebenen Geräte sind im Vergleich zu den Druckluftbohrhämmer, deutlich geringer, besonders, wenn diese mit 6 bar Luftdruck betrieben werden. Die hydraulischen Systeme erreichen und übertreffen die Leistung der Druckluft-Bohrhämmer. Für beide Systeme bestehen Marktchancen, da in zahlreichen Bergwerken die Druckluftversorgung problematisch ist, jedoch die erforderliche Elektroinstallation vorhanden ist.

### 3 Anwendungen und Märkte

Für das schlagende Sprenglochbohren im Streckenvortrieb werden handgehaltene Bohrhammer mit Bohrstütze und Bohrwagen mit Druckluftbohrhämmer bis 15 kW Schlagleistung eingesetzt. Die Mehrzahl der Bohrwagen ist mit hydraulischen Bohrhämmer mit Schlagleistungen von 15 – 25 kW ausgestattet.

Die Bergbaubetriebe sehen für ihre spezifischen Anwendungen im Streckenvortrieb in erster Linie überschaubare, einfache Technik. Diese muss mit eigenen Leuten beherrschbar sein und eine hohe Verfügbarkeit sicherstellen. Ausnahmen sind besondere Projekte in Bergwerken, die mit einem hohen Aufwand an Fachpersonal diese neuen Techniken erproben.



**Abbildung 6: Einarmiger Bohrwagen Face Master (Minemaster)**

In Gegensatz zu zahlreichen früheren Prognosen wird der Kleinkaliber-Bohrsektor weltweit nicht von computergesteuerten Systemen geprägt, die von einer Grubenwarte Übertage überwacht und gesteuert werden. Die Möglichkeiten die sich bei Lade - und Transportgeräten, sowie bei Produktionslanglochbohrgeräten, Stichwort „Bergwerk Kiruna“, eröffnet haben werden noch nicht für die Bohrtechnik im Vortrieb voll ausgeschöpft.

Die steigenden Anforderungen der Bergwerke an einfacher Technik haben die Hersteller von Bohrwagen aufgenommen und bieten entsprechende Lösungen an. Die in erster Linie auf möglichst einfache Steuerungen abzielen, auch wenn dadurch keine sogenannten „Super Bohrhammer“ mit 30 – 40 kW Schlagleistung eingesetzt werden. Diese „einfache“ Steuerungstechnik, häufig eine hydraulische Direktsteuerung, ist für Schlagleistungen bis ca. 25 kW möglich, ohne Schäden an Bohrhammer und Bohrstahl zu riskieren.

Auch wird das in einigen Ländern praktizierte „scalen“ mit dem Bohrhämmer in diesem Leistungsbereich noch möglich.

Modernste 2 – 4 armige Bohrwagen werden mit Hochleistungs-Bohrhämmern bis zu 40 kW Schlagleistung im Hartgesteins- Tunnelbau eingesetzt. Hohe Schlagleistungen und die daraus resultierenden Bohrgeschwindigkeiten sind für einen Vortrieb mit Abschlaglängen von 6,0 m eine Voraussetzung für den wirtschaftlichen Vortrieb, besonders im Vergleich zu mechanischen Vortrieben mit TBM.



**Abbildung 7: Vierarmiger Bohrwagen Boomer XE4 (Epiroc AB)**

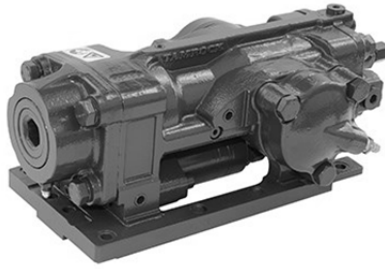
Der Einsatz von Anker-Bohr- und Setzgeräten hat stetig zugenommen, da der Anker-Ausbau in Kombination mit Spritzbeton viele Vorteile bietet und eine große Zukunft in den Bergwerken hat.



**Abbildung 8: Ankerbohr- und Setzgerät Roofmaster 2.3 (Minemaster)**

Dazu zählen die leistungsstarken und kurzbauenden neuen hydraulischen Bohrhämmer, um ein Maximum an Ankerlänge im Vergleich zur Lafetten-Länge zu bekommen. Hier werden hinsichtlich der Schlagleistung in den nächsten Jahren neue Entwicklungen auf den Markt gelangen.





**Abbildung 9: Hydraulik Bohrhämmer RD 106 (Sandvik AB)**

Für das Teufen mit Bohr- und Sprengtechnik hat sich über Jahre der Einsatz von pneumatischen Lafetten-geführten Bohrhämmern bis ca. 15 kW Schlagleistung bewährt. Hydraulische Bohrhämmer bis 32 kW Schlagleistung sind auch in diesem Anwendungsbereich möglich.



**Abbildung 10: Teufen mit Hydraulik-Bohrhammer SJ155H (Komatsu/Joy)**

Der Wettbewerb zum mechanischen Lösevorgang mittels Schachtbohrmaschine hat einen Entwicklungsschub in der Bohrtechnik ausgelöst.

Der Markt für Bergbautechnik wird sich in den kommenden Jahren auf Südostasien und Ozeanien konzentrieren. Auslöser sind die Rohstoffvorkommen in diesen Regionen und das Erschöpfen von Lagerstätten in anderen Bergbauregionen.



## 4 Zukunftsaussichten

Die sogenannte einfache Bohrwagen-Technik lässt sich aber nur bis zu einer bestimmten Größe an Schlagleistung technisch sicher nutzen. Daher sind zahlreiche Bohrhammer-Bauarten bis ca. 25 kW Schlagleistung im Einsatz. Darüber hinaus sind die Hersteller dieser Bohrhämmer bemüht einen Schulterchluss mit dem Endverbraucher, dem Bergwerk zu bekommen, und zwar in der Form, dass durch Verträge über Service-Leistungen für Reparatur und Ersatzteile, der Kunde gebunden werden soll. Hintergrund sind die zahlreichen sogenannten „Piraten“ auf der ganzen Welt, die nahezu für alle Herstellerfabrikate Bohrhammer Ersatzteile zu Dumping-Preisen liefern. Diese Situation ist für die Hersteller existenziell bedrohlich, da hier ein wichtiges Standbein im Aftermarket Bereich wegbricht. Dieses Geschäft ist für die wirtschaftliche Ausrichtung und für die Zukunftsplanung der Hersteller von Bohrhämmern von hoher Priorität. Die Entwicklungskosten für einen modernen Bohrhammer lassen sich kaum über den Verkaufspreis und den nicht sehr hohen Stückzahlen kalkulierbar gestalten. Zudem wird unter diesem Aspekt wenig Spielraum für Weiterentwicklungen bleiben. Die sogenannten Nachbauer von E-Teilen, im Volksmund Piraten, werden mit Sicherheit keine Neuentwicklungen von Bohrhämmer auf den Markt bringen.

Der Gesamtmarkt für Bergbaumaschinen, Zubehör und Dienstleistungen wird in den nächsten Jahren kontinuierlich wachsen. Dadurch entstehen weitere Marktpotentiale für Kleinkaliberbohrausrüstungen in erheblicher Größe, die von den Herstellern auch durch Neuentwicklungen ausgebaut werden können.

Die Marktsituation für den Hartgesteinsbergbau wird weltweit als sehr gut eingeschätzt.

Ein stabiles Wachstum bis 2022 mit einer jährlichen Zuwachsrate von ca. 7 % gibt den Bergbaugesellschaften Planungssicherheit.

Das Kleinkaliberbohren wird einen großen Anteil in diesem Markt behalten, es werden erhebliche Marktanteile durch den wachsenden Markt hinzukommen.

Auch wenn einige spektakuläre Einsätze von mechanischen Lösesystemen gemeldet werden, können nicht alle Bergwerke auf derartige Verfahren umgestellt werden.

Das Lösen mit Bohr- und Sprengtechnik wird über Jahre ein wichtiges Instrument für die Berg- und Tunnelbautechnik bleiben.



**Abbildung 11: Dreiarmer Bohrwagen DT1331i (Sandvik AB)**

Auch bei den mechanischen Systemen wird Klein-Kaliber Bohrtechnik in Form von Ankerbohr- und Setzgeräten eine entscheidende Größe in der Vortriebstechnik sein.

**Karl-Heinz Wennmohs**  
khw-wit@t-online.de

M&R Consulting  
Wilhelmshöhe 34 c  
58454 Witten



**DEILMANN-HANIEL GmbH**

Haustenbecke 1  
44319 Dortmund, Germany  
Tel +49 231 2891 395  
Fax +49 231 2891 352

[www.deilmann-haniel.com](http://www.deilmann-haniel.com)

## **Any mineral. Any geology. Anywhere.**

Seit mehr als 125 Jahren sind wir weltweit im Schachtbau zu Hause und haben über 500 Schächte mit mehr als 230.000 m Teufe abgeteuft.

Wir sind Mitglied der auf allen fünf Kontinenten tätigen Redpath Gruppe, die zu den globalen Marktführern der „mining contractors“ zählt. Wir bieten unseren Kunden das komplette Spektrum von der Vor- und Ausführungsplanung über den Bau, Wartung, Umbau und Sanierung bis zur Verwahrung an.

## **Unsere Erfahrung – Ihr Erfolg**

 **DEILMANN-HANIEL**

A Member of The Redpath Group

## Abteufen von zwei Kali-Schächten in Weißrussland unter Anwendung einer neuen Maschinen-Generation

Thomas Ahlbrecht

Deilmann-Haniel GmbH

### Zusammenfassung

In Weißrussland wird seit ca. 60 Jahren intensiv Kalibergbau betrieben, der bisher vom staatlichen Unternehmen Belaruskali in sechs Bergwerken durchgeführt wird. Das Hauptrevier liegt um die Stadt Soligorsk, die sich ca. 200 km südlich der Hauptstadt Minsk befindet. Der Abbau erfolgt im Strebbau ohne Versatz in Teufen von 440 – 1100 Metern. Unter den Kaliproduzenten belegt Belaruskali den 4. Platz weltweit. Außerhalb dieses Reviers entsteht zurzeit das Bergwerk Petrikovsk, das 2019 in Betrieb gehen soll.

Seit 2011 wird ein privat finanziertes Bergwerk namens Nezhinskiy in der Lagerstätte bei Soligorsk geplant und 2016 wurde der Bau dieses Bergwerkes auf der „grünen Wiese“ begonnen.



**Abbildung 1: Die beiden Schächte des Bergwerkes „Nezhinskiy“**

Das Unternehmen Slavkaliy gehört dem russischen Oligarchen M. Gutseriev, der einen erheblichen Teil der Finanzierung beisteuert. Der größere Teil der Finanzierung erfolgt über das chinesische Unternehmen Sinomec (China State Energy Engineering Corp. Ltd.).

Die Planung aus dem Jahr 2011 sah das Abteufen von zwei Schächten im Gefrierverfahren und mit Anwendung von Bohr- und Sprengarbeit vor. Der lichte Durchmesser sollte 7,0 m bei einer Teufe von ca. 750 m betragen.

Im Jahr 2016 wurde vom zukünftigen Betreiber Slavkaliy entschieden, stattdessen eine neue Technologie für das Abteufen anzuwenden, nämlich das mechanisierte Schachtbohren aus dem Vollen mit Maschinen der Fa. Herrenknecht.

Die Fa. Herrenknecht aus dem badischen Ort Schwanau ist seit Jahrzehnten Technologie- und Weltmarktführer für Tunnel-Bohrmaschinen. Seit etwa 10 Jahren entwickelt man dort auch Maschinen für den Einsatz im Bergbau und dabei insbesondere für den Schachtbau.

Für den Einsatz der Herrenknecht-Maschine musste die Durchmesser der Schächte um einen Meter auf 8,0 Meter erhöht werden.

Die Fa. Herrenknecht hat verschiedene bereits in den 1970-er und 1980-er Jahren eingesetzte Komponenten neu kombiniert und mit dem heutigen Stand der Technik weiterentwickelt.

Für das maschinelle Schachtabteufen gibt es zwei Verfahren zur Abförderung des gelösten Materials:

- Die hydraulische Förderung, bei der der Vollschnitt-Bohrkopf unter Wasser betrieben wird und das Wasser-/Berge-Gemisch abgepumpt wird, um es dann auf der Maschine zu separieren und die Berge mit Kübeln nach über Tage zu fördern. Mit Maschinen der Fa. Wirth wurde dieses Verfahren von Deilmann-Haniel in zwei Schächten eingesetzt und man plante 1984/1985 weitere Entwicklungen und Anwendungen, zu denen es allerdings nicht mehr kam.
- Die pneumatische Förderung ist die zweite Methode, die mit einem Teilschnitt-Ausleger in trockenen Verhältnissen arbeitet. Diese Technik wurde 1984/85 von Gewerkschaft Walter, später Deilmann-Haniel, in zwei Schächten eingesetzt. Auch für dieses Verfahren plante man weitere Verbesserungen und entwickelte eine leistungsfähigere Maschine, welche dann ebenfalls nicht mehr zur Anwendung kamen. Der Schneidausleger damaligen Maschinen wurde übrigens von der Fa. Herrenknecht geliefert und das Saugsystem zur Abförderung wurde aus der Schiffsentladung bezogen.

Im Jahr 2010 startete die Fa. Herrenknecht einen neuen Einsatz dieser Technologie unter der Bezeichnung „Shaft Boring Roadheader = SBR“ zum Einsatz in weichem und mittelhartem Gestein bis ca. 100 MPa Festigkeit.



Die erste Anwendung erfolgte ab 2012 in zwei Kali-Schächten in Kanada für das Bergwerk Jansen der BHP Billiton ebenfalls in Kombination mit dem Gefrierverfahren. Diese Maschinen stellten die erste Generation SBR dar und lieferten wertvolle Erfahrungen für die zweite Generation SBR, die 2016/2017 gemeinsam von Herrenknecht und Deilmann-Haniel im Detail entwickelt wurde.

Es wurden zahlreiche grundsätzliche Änderungen, aber auch viele Detailverbesserungen durchgeführt, um einen stabilen Betrieb mit 3,0 Metern Fortschritt je Tag zu erreichen.

Die Schachtbohr-Maschine von Typ SBR hat am unteren Ende einen 360° schwenkbaren und teleskopierbaren Schneidausleger mit einer horizontal angeordneten Schneidtrommel. Diese Schneidtrommel wird hydraulisch mit 600 kW angetrieben und hat wie alle Teilschnittmaschinen nur eine Drehrichtung zur Schachtmitte. Diese Schneidtrommel hat einen Durchmesser von 1,2 m und eine Breite von 1,5 m und wird mit Rundschaftmeisseln bestückt.

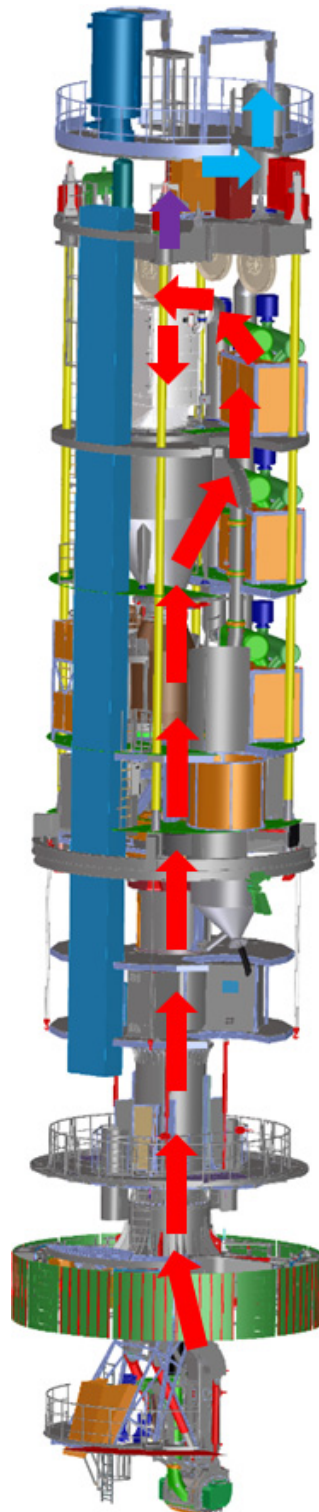


**Abbildung 2: Detailansicht  
des Schneidauslegers**

**Abbildung 3: Der Schneidausleger im Vortrieb**

Die Schneidsequenz beginnt immer in der Schachtmitte und wird nach außen geführt. Dadurch entsteht eine schüsselförmige Schachtsohle, die mit verschiedenen automatisierten Schneidmustern erstellt wird. Die Walze sticht maximal 0,2 m tief ein und wiederholt diesen Vorgang bis zu sechsmal, um den Schacht 1,20 m tief auszubringen. Der Ausbruchdurchmesser ist in vorher festgelegten Bereichen variabel, so dass auch Fundamente für den Schachtausbau und Füllortansätze geschnitten werden können.

Die Fa. Herrenknecht entschied sich wegen des Einsatzes im Gefrierschacht für die pneumatische Förderung der Berge von der Schachtsohle. Das System wird als PNM-System = Pneumatic Mucking System bezeichnet. Die Ansaugöffnung befindet sich auf ganzer Breite direkt an der Schneidtrommel auf der Schachtinnenseite.



**Abbildung 4: Der Weg des Luftstroms zur Förderung des Bohrkleins**

Von diesem Ansaugkasten führt die Saugleitung ca. 30 Meter senkrecht aufwärts bis zu einem Saugtank, der nach dem Prinzip des Zyklons arbeitet. Die Saugluft wird oben aus dem Saugtank in einen Trockenentstauber geleitet. Die Sauggebläse sind auf der Reinluftseite mit dem Entstauber verbunden. Durch diese Gebläse wird der erforderliche Unterdruck erzeugt, um das gelöste Gestein von der Schachtsohle zu entfernen. Es werden drei Drehkolbengebläse der Aertzener Maschinenfabrik mit jeweils 315 kW Antriebsleistung eingesetzt. Die Abluft aus dem PNM-System hat Temperaturen von max. 70 °C, was im Gefrierschacht Auftauvorgänge auslöst und das Grubenklima deutlich verschlechtert. Daher wurde in der SBR der zweiten Generation ein Kühler für die PNM-Abluft und andere Komponenten installiert, der ca. 800 kW Abwärme mit einem Kühlwasserkreislauf nach über Tage bringt.

Außerdem werden in einer Bewetterungsanlage über Tage die Frischwetter im Winter erst geheizt und hinter den Ventilatoren bis max. 2 °C stark abgekühlt, um das Kondensat auszufällen. Die Wetterheizung hat 520 kW Leistung und die Wetterkühlung 2200 kW Leistung, die von den Gefriermaschinen abgegriffen werden.

Unten an dem Saugtank wird der Bergekübel druckdicht angedockt und direkt während des Saugvorganges gefüllt. Der leere Kübel mit 7 m<sup>3</sup> Inhalt wird mit einem Drehtisch aus der Förderung unter den Saugtank gebracht.

Das gesamte Saugsystem der zweiten Generation wurde für das Beherrschen von wassergesättigten und verklebungsanfälligen Gebirgsschichten für den Einsatz in Weißrussland optimiert.

Die SBR stellt eine Kombination aus Abteufmaschine und Arbeitsbühne dar, weil eine weitere Arbeitsbühne im Schacht problematisch ist.

Bei der SBR für Belarus wurde frühzeitig entschieden, zwei getrennte Förderanlagen zu verwenden. Es gibt eine Berge-Fördermaschine, die nur Berge fördert, sonst nichts. Es wird eine Eintrommel-Maschine mit 10 m/s Fahrgeschwindigkeit, 252 kN Zugkraft und 2 x 1400 kW Antriebsleistung verwendet. Die andere Förderung ist für Seilfahrt, Material und Betontransport vorgesehen. Dazu wird ebenfalls eine Eintrommel-Maschine mit 6 m/s Fahrgeschwindigkeit, 215 kN Zugkraft und 2 x 750 kW Antriebsleistung eingesetzt.

In der SBR gibt es oberhalb der Schalung einen Betonverteiler-Behälter, der eine Kübelfüllung Beton aufnehmen kann. Dieser Behälter kann rund um den Schacht gefahren werden, um die Schalung gleichmäßig mit Beton zu füllen. Die Betonkübel werden zum Entleeren hydraulisch mit einer Funkfernsteuerung betätigt.



Die SBR wurde so gestaltet, dass beide Förderungen bis zur Sohle fahren können. Dies ist im Hinblick auf den Wechsel großer Maschinenteile unerlässlich und kann auch für den Fall, dass das pneumatische Abfordern der Berge nicht möglich sein sollte, zur Direktbeladung der Kübel auf der Sohle genutzt werden.



**Abbildung 5: SBR im Aufbau vor der Abnahme**

Die SBR hat ein Gewicht von 400 Tonnen und ist mit 11 Etagen ca. 50 Meter hoch. Bedingt durch den Teilschnittausleger und das Gewicht kann die Maschine nicht im Schacht verspannt werden, sondern hängt permanent an Seilen und Winden. Die vier SBR-Winden je Schacht haben 455 kN Zugkraft, 0,2 m/s Fahrgeschwindigkeit und sind für 3300 Meter Seil mit 54 mm Durchmesser ausgelegt.

Der Vollständigkeit halber sollen noch die Kabeltragseilwinden und die Notfahrwinden an jedem Schacht erwähnt werden.

Das Maschinengewicht und die im Schachtbau üblichen Sicherheitsfaktoren bedingen 12 Seilstränge, weil die Aufhängeseile mehrfach eingesichert werden müssen. Die Aufhängung an den Seilen erfolgt, anders als in Kanada, weit oben in

der Maschine, um große Einbauträume für das PNM-System und die Kübelbeladung zu erhalten.

Trotzdem sind die Decks der SBR voll mit Aggregaten und relativ eng gepackt, weil die Kernmaschine nur 7,2 Meter Durchmesser haben kann.

Die Maschine wird mit einem Prätzen-/Schildsystem oben an der Kernmaschine, ca. 7 Meter über der Sohle, zentriert und in der Mitte der SBR nochmals mit kleinen Prätzen stabilisiert. Eine Lastabtragung des Maschinengewichtes erfolgt durch diese Schilde jedoch nicht.

Die Gebirgsbeherrschung und das Einbringen des Schachtausbaus aus Beton bzw. Tübbing erfolgt von den Etagen 2 bis 4. Das Deck 3 ist innerhalb der SBR um 2,0 Meter vertikal verfahrbar, um jederzeit die Schalung erreichen zu können.

Bei einer Abteufleistung von 3,0 Metern je Tag und einer Betonschalung mit 4,8 Meter Höhe müssen diese beiden Vorgänge entkoppelt werden, weil sich ja mit dem Umsetzen der SBR alle elf Etagen 1,2 Meter abgesenkt werden.

Die sinnvolle Kombination von Schneiden und Ausbauen war eine der Hauptaufgaben beim Design der zweiten Generation der SBR. Auch die Betonversorgung war dabei zu berücksichtigen. Dabei sind die Erfahrungen von Deilmann-Haniel aus vielen Schächten sowie die Erfahrungen von Herrenknecht aus der ersten Generation der SBR eingeflossen.

Im Juli 2017 wurde der Vertrag zwischen Slavkaliy und Deilmann-Haniel feierlich in Minsk unterschrieben. Unmittelbar danach beauftragte Deilmann-Haniel die Fa. Herrenknecht mit dem Bau und der Lieferung von zwei Schachtbohrmaschinen SBR MI 029 und 030.

Mit hohem Zeitdruck wurden alle Planungs- und Beschaffungsvorgänge gestartet und vorangetrieben, denn zahlreiche Maschinen und Geräte waren für die geforderten Dimensionen neu zu beschaffen.

Durch Slavkaliy wurde sehr frühzeitig festgelegt, dass das Abteufen mit den endgültigen Fördergerüsten erfolgen soll. Dadurch entstanden zahlreiche Schnittstellen, die mit dem Planer in Moskau zu klären waren. Diese Prozesse waren wegen verschiedener Kulturen bei uns und in Belarus sowie Russland nicht immer einfach und forderten alle Beteiligten bis an die Schmerzgrenze. Das Bohren der Gefrierlöcher ist ebenfalls Leistung des Auftraggebers und wurde durch einen weißrussischen Unternehmer durchgeführt.

Insbesondere die Förder- und Windentechnik musste komplett konzipiert und neu beschafft werden, sowie nebenbei die Energie- und Druckluftversorgung, die Bewetterungsanlage, Seile, Seilscheiben, Kabel, Rohre usw. usw.

Die SBR hat eine installierte Leistung von ca. 2000 kW, die auf der Spannungsebene 10 kV zur Maschine gebracht wird. Die SBR wird über LWL-Kabel mit allen wesentlichen Einrichtungen über Tage verbunden, denn die Schachtsignalanlage und die Fördermaschinen sowie die SBR-Winden müssen umfangreichen Datenaustausch untereinander betreiben.

Alle Maschinen und Geräte auf der Baustelle werden mit einem Prozessleitsystem verknüpft, um ständigen Zugriff auf Betriebszustände und Störungsmeldungen in einer Zentrale zu erhalten. Mit diesem System werden auch Laufzeiten geschrieben, um zur Schwachstellenanalyse Daten zu erhalten.

Im Oktober 2017 begannen die ersten Deilmänner auf der Baustelle mit dem Aufbau der Gefrieranlagen und dem Installieren des Rohrsystems.

Die Gefrieranlage setzt sich aus sechs Gefriermaschinen mit je 500 kW Leistung zusammen, so dass eine Gefrierkapazität von 3000 kW bei einer Soletemperatur von -35 °C zum Einsatz kam. Pro Schacht wurden 40 Gefrierlöcher erstellt und es gibt zur Kontrolle der Frostausbreitung je Schacht drei Temperaturmesslöcher. Die Auswertung und Modellierung der Messdaten erfolgt in Dortmund.

Das Gefrieren begann im Februar 2018. Parallel wurden Fundamente gebaut und der Schachtkragen erstellt.

Im April 2018 konnte nach Erreichen der erforderlichen Frostwandstärke das Teufen der Vorschächte bis 50 Meter Teufe begonnen werden. Der Aushub in den Vorschächten wurde mit Kompaktbaggern durchgeführt und es wurde ein Außenbeton direkt über der Sohle eingebracht.



**Abbildung 6: Fertiggestellter Vorschacht**

Nach Fertigstellung der Vorschächte wurde der Aufbau der endgültigen Fördererüste in bemerkenswert kurzer Zeit durch einen Stahlbauer aus Belarus durchgeführt.

Parallel wurden beide Schachtbohrmaschinen in Schwanaue gebaut und im Rahmen einer Werksmontage aufgebaut. Die Maschine MI 029 wurde in einem Turm komplett aufgebaut und für Tests betriebsbereit gemacht.

In diesen Tests wurde das PNM-System komplett durchgefahrene und justiert. Fa. Herrenknecht hat bei diesen Tests verschiedene Arten von Boden verwendet, um die Systemgrenzen zu erreichen.

Die Werksabnahmen der Schachtbohrmaschinen wurden im Frühsommer 2018 durchgeführt und die Maschinen anschließend demontiert, um nach Belarus gebracht zu werden.

Die vier Fördermaschinen und die acht SBR-Winden wurden parallel in Deutschland gebaut, abgenommen und zur Baustelle transportiert.

Ziel war der Teufbeginn mit der ersten SBR noch im Jahr 2018 und dazu wurden alle Anstrengungen unternommen.

Am 11. Dezember 2018 wurde das erste Mal im Schacht mit der SBR MI 029 geschnitten sowie der erste Kübel gekippt. Die zweite SBR wird Mitte Januar 2019 anschneiden.

Dieser ehrgeizige Ablauf konnte nur durch unkomplizierte Abstimmungen zwischen Deilmann-Haniel und den beteiligten Lieferanten erreicht werden. Es gab keine Zeit, Entscheidungen lange zu überdenken und die Weichenstellungen erfolgten immer kurzfristig.

Die Bürokratie in Belarus ist allerdings bemerkenswert ausgeprägt und kann nur mit erheblichem Aufwand behandelt werden. Der Formalismus ist stark verbreitet und erinnert stark an sowjetische Zeiten.

Die Schächte werden im Gefrierschacht, 165 Meter Teufe, und darüber hinaus bis 320 Meter Teufe beim Abteufen mit einem Außenbeton versehen. Das Abteufen wird bei 320 Meter Teufe unterbrochen und mit der SBR werden dann in Aufwärtsfahrt die Tübbinge bis zum Schachtkragen eingebaut. Nach dem Tübbingeinbau werden die Gefriermaschinen abgeschaltet und das Teufen unterhalb von 320 Metern wird wieder aufgenommen.

Unterhalb von 320 Meter Teufe werden die Schächte mit Beton ausgebaut, der wieder mit der Schalung innerhalb der SBR eingebaut wird.

Nach dem Abschluss der Teufarbeiten werden die SBR zum Tage gefahren, an den Schachtkragen aufgehängt, demontiert und aus dem Schacht gebracht.

Der Auftrag von Deilmann-Haniel umfasst neben dem Bau der Schächte, Einbau der Spurlatten und der Füllörter auch den Bau schachtnaher Grubenräume sowie die Ausrichtung bis zum ersten Abbaustreb mit mehreren Kilometern Auffahrungslänge. Die Fertigstellung ist für Ende des Jahres 2021 geplant.

Durch den Einsatz der Schachtbohrmaschinen sollen die Vorteile des maschinellen Teufens ausgenutzt werden und es wird ein beachtlicher Schritt in der technischen Entwicklung des Schachtbaus gemacht.

Wir werden durch den Einsatz dieser hochmechanisierten und auch automatisierten Maschinen vom Schachtbau 2.0 zum Schachtbau 3.0 kommen. Diese Entwicklung wollen wir mit dem Einsatz der SBR aktiv gestalten und nehmen die Herausforderung an.

**Thomas.Ahlbrecht**

thomas.ahlbrecht@deilmann-haniel.com

Deilmann-Haniel GmbH  
Haustenbecke 1  
44319 Dortmund

# Die sicherheitliche Entwicklung im Sprengwesen der deutschen Steinkohle

Dipl.-Ing. Martin Hanelt, Dipl.-Ing. Jörg Pötsch  
RAG Aktiengesellschaft

## Einleitung

Explosivstoffe sind bei der Rohstoffgewinnung im Bergbau und in der Steine- und Erden-Industrie ein probates Mittel und unersetzlich. Ihr Einsatz ist mit immanenten Gefahren für Personen oder Sachen verbunden, teils mit existenzieller Wirkung.

Der Steinkohlenbergbau ist zusätzlichen Gefahren durch Methangas und Kohlenstaub konfrontiert, die in Verbindung mit Explosivstoffen verheerende Wirkung verursachen können.

Heute gilt der deutsche Kohlenbergbau in der öffentlichen Wahrnehmung als sicher. Der zurückliegende Entwicklungsprozess war für die RAG AG und das bergbauliche Umfeld herausfordernd und sehr komplex.

Wer hätte vor 20 Jahren gedacht, dass der Kohlenbergbau bei der Unfallbekämpfung derartige Maßstäbe setzt?

## 1 Unfallentwicklung bei der RAG Deutsche Steinkohle in Zahlen

50 Jahre RAG AG und Deutsche Steinkohle liegen hinter uns, vor wenigen Wochen ging der heimische Kohlenbergbau offiziell zu Ende. Zeit und passender Anlass, um auf dem 21. Bohr- und Sprengtechnischem Kolloquium, wo während 40 Jahren die sprengtechnische Sicherheit in der Steinkohle unter Tage immer wieder thematisiert wurde, das Ergebnis dieser permanenten Anstrengungen zu bilanzieren.

### 1.1 Kenngrößen

#### Steinkohlenförderung im Ruhrgebiet

1850	2 Millionen Tonnen (Mt)	1900	60 Mt
1968	91 Mt – Gründung RAG AG	1998	32 Mt
2008	14 Mt	2011	8,5 Mt
2017	2,6 Mt		

## Explosionsereignisse

1882	120 registrierte Explosionen im Bezirk Oberbergamt Dortmund
1908	350 Tote Zeche Radbod, Hamm Hövel
1925	47 Tote Zeche Dorstfeld, Dortmund durch Explosion im Sprengstofflager, anschließend Kohlenstaubexplosion
1947	> 400 Tote Bergwerk Grimberg 3/4, Bergkamen
1962	299 Tote Zeche Luisenthal, Völklingen

## Weitere Ereignisse

1960	123 Tote Steinkohlenwerk Karl Marx, Zwickauf (DDR) durch Sprengarbeit
1988	51 Tote (von 57 Angefahrenen) Braunkohlentiefbau Grube Stolzenbach, Borken Hessen durch Sprengarbeit

**Sprengmittelumsatz:** Gehören 1968 bei Gründung rund 50 Bergwerke zur RAG AG, so sind es im Jahre 2000 noch 12 und 2011 noch 4 Bergwerke (BW) mit maschineller Vorleistung bzw. Bohr- und Sprengarbeit. Diese **4 BW** verbrauchen rd. **940 t** Sprengstoff/Jahr, rd. **800.000** Sprengzünder bei rd. **14.000** Abschlägen/Jahr.

**Sprengunfall:** In Anlehnung an die Definition für „Unfall“ subsumiert diese Statistik Ereignisse, die im Zusammenhang mit der Anwendung von Explosivstoffen stehen, einschließlich der unmittelbaren Vor- und Nachbereitungen.

Die Ereignismerkmale sind erfüllt, wenn eine natürliche Person unfreiwillig einen Körperschaden (bis hin zum Tod) durch

- Sprengstücke, Schall- und Druckwelle, durch Sprengschwaden oder ein
- Sekundärereignis wie Methangas- oder Kohlenstaubexplosion erleidet, oder eine
- Sache unbeabsichtigt erheblich beschädigt wird (Sachschaden),
- oder einen anderen tätigkeitstypischen Vorgang erleidet.

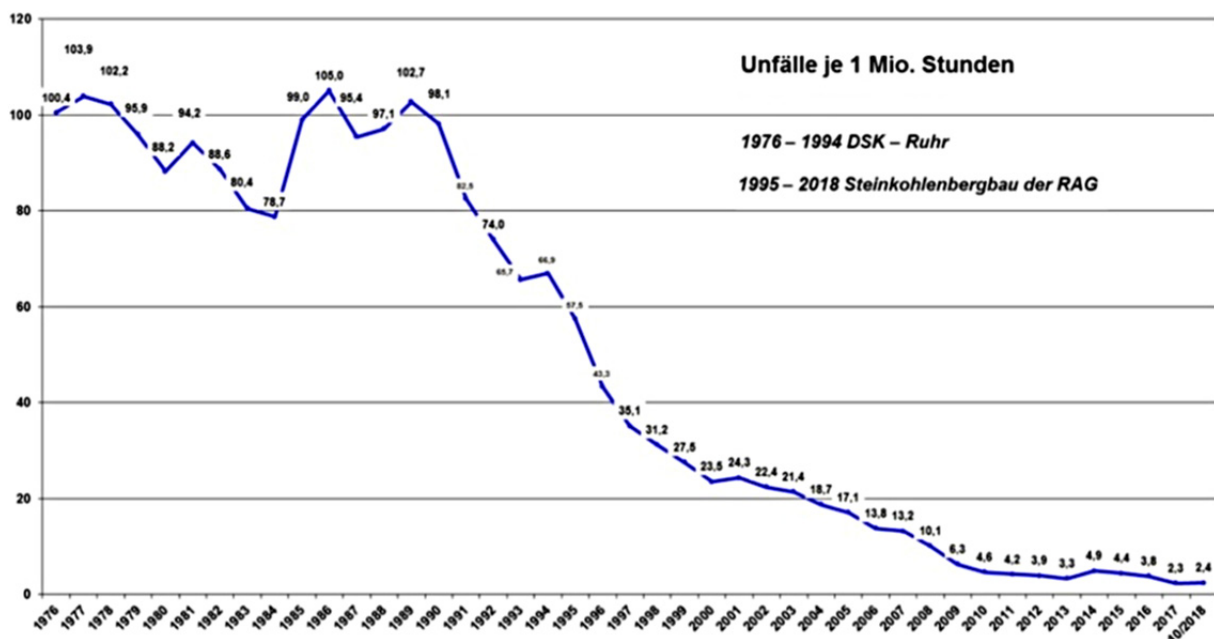


## 1.2 Einfluss auf das Unfallgeschehen

Als Folge der technischen Weiterentwicklung beim Bergbausprengstoff, beim Sprengzubehör, aber auch bei der Organisation der Sprengarbeit, den verbesserten Regelwerken sowie der Schulung für die, mit Sprengarbeit befassten Mitarbeiter, konnte das Sprengen in der deutschen Steinkohle so sicher gestaltet werden, dass Unfälle, verursacht durch Sprengstoffexplosionen, der absolute Ausnahmefall wurde. Nichtsdestotrotz hat es Unfälle im kausalen Zusammenhang mit Sprengarbeit gegeben - wenn auch keine gravierenden.

Nach dem Überblick über die allgemeine Unfallentwicklung bei der RAG, wird anschließend das Unfallgeschehen beim Sprengen, hier bereits beginnend bei der Kontrolle der erstellten Sprengbohrlöcher vor Beginn der Sprengarbeit, weiter über das Laden, Besetzen und Koppeln der Sprengladungen, das Zünden des Abschlags, bis zur anschließenden Kontrolle und Freigabe der Sprengstelle, darstellen.

Die Abbildung zeigt zunächst einen Überblick über die gesamte Entwicklung der meldepflichtigen Unfallereignisse (mit Ausfallzeiten von mehr als drei Tagen) seit Gründung der RAG bis zum Abschluss der Gewinnung.

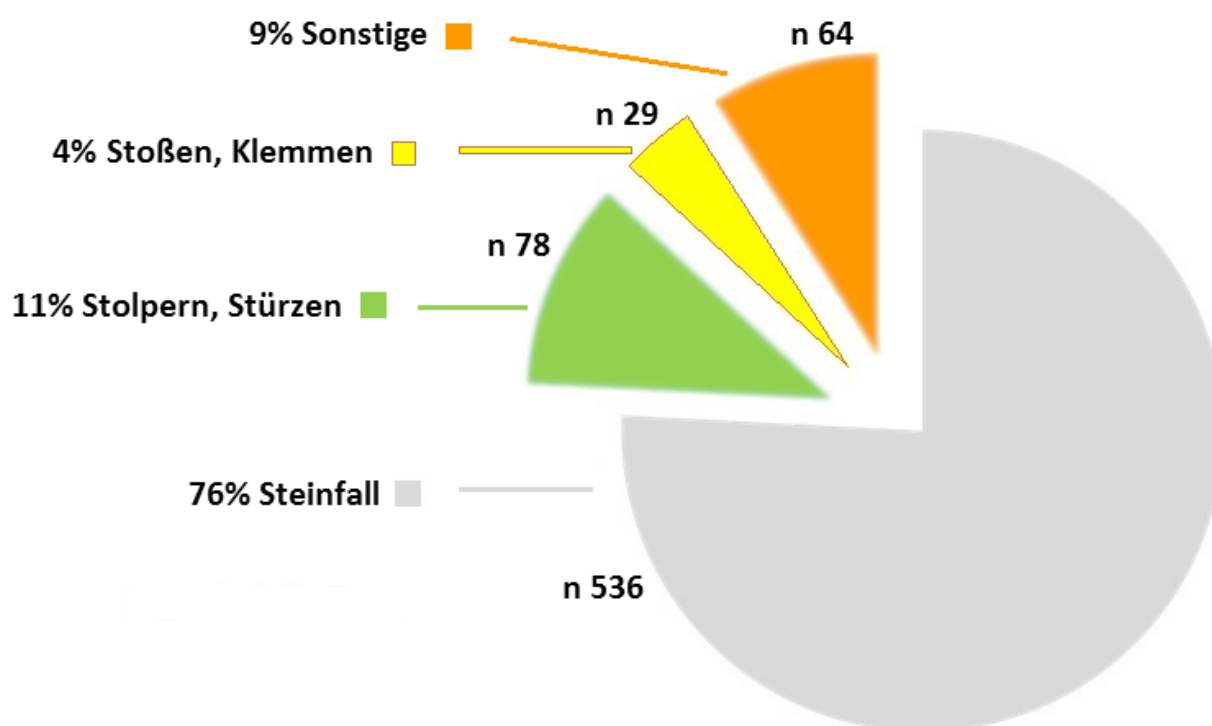


**Abbildung 1: Meldepflichtige Unfälle der RAG 1976 bis 2018  
in Bereichen unter Bergaufsicht  
(bis 2006 einschließlich Fremdfirmenmitarbeitern)**

Zu sehen ist eine sehr erfreuliche Entwicklung von einst sehr hohen Unfallzahlen hin zu einer Unfallhäufigkeit von 2,2 Unfällen je  $10^6$  Arbeitsstunden im Jahr 2018. Neben vielen technischen Verbesserungen und organisatorischen Maßnahmen ist dieser enorme Rückgang auf die Einbeziehung der betroffenen Mitarbeiter in die Optimierung der Arbeitsabläufe und deren sicherer Gestaltung zurück zu führen.

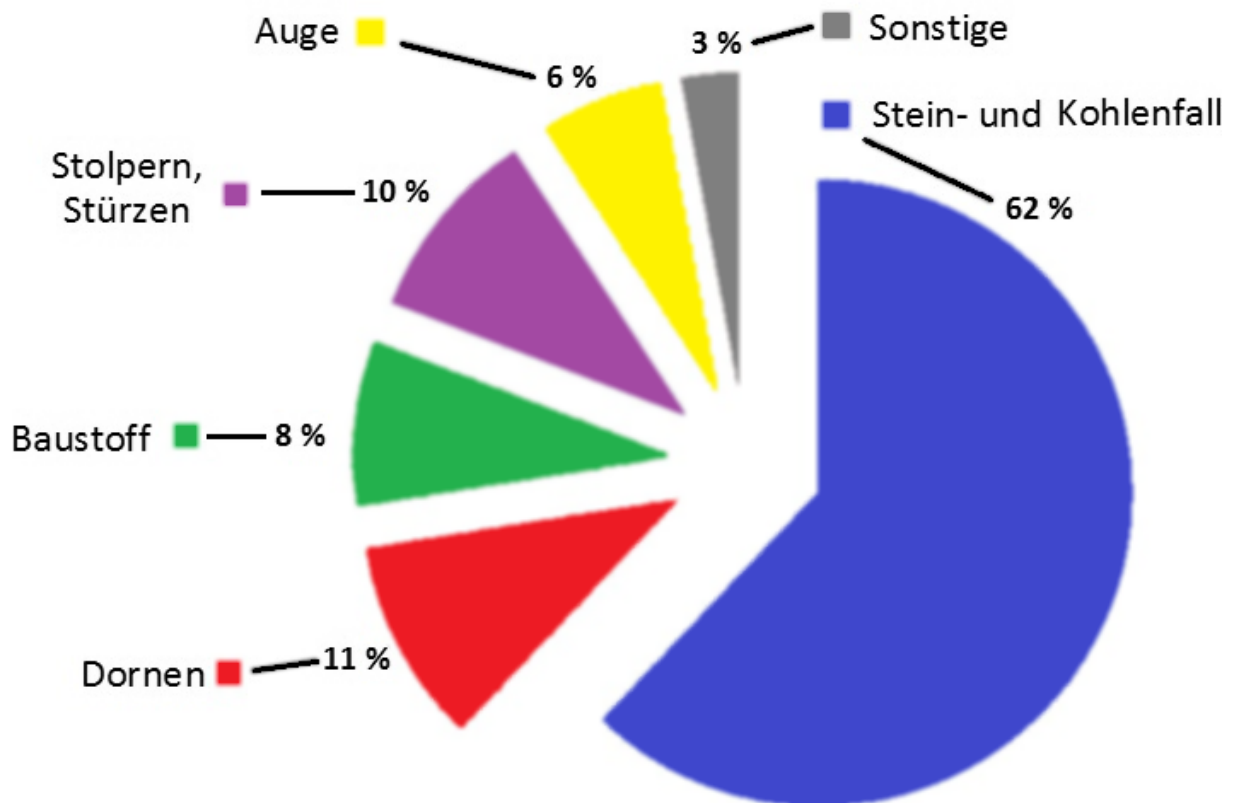


Bedingt durch die notwendigen Arbeiten im Gefahrenbereich der Ortsbrust bzw. des Kohlenstoßes und ggf. vorhandener Störungszonen ist die Hauptunfallursache bei der Sprengarbeit Stein- und Kohlenfall.



**Abbildung 2: Meldepflichtige Unfälle i.V.m. Sprengarbeit 1982 bis 2000**

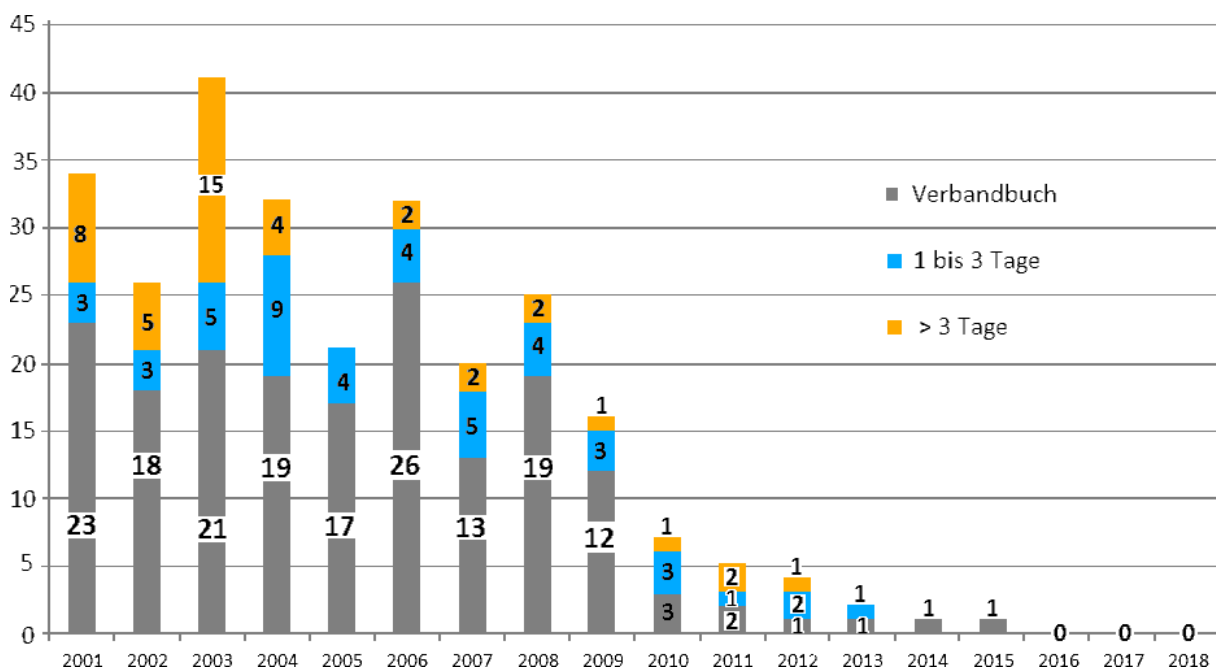
Von 707 Unfällen wurden 536 Unfälle oder 76 % durch Stein- und Kohlenfall verursacht. In diesem Zeitraum wurden unterschiedliche Techniken zur Sicherung der Ortsbrust eingesetzt. Angefangen bei Van-Versch-Kappen und Bohlen an den Kappenabfangschienen über Ortsbrustsicherungsnetze bis zu Sicherungsgittern an Ausbaumaschinen. Allen gemeinsam war, dass sie beim Laden und Besetzen der Bohrlöcher im Weg waren und spätestens vor dem Koppeln der Zünder entfernt werden mussten. Eine umfangreiche Untersuchung des Zusammenhangs von Unfällen und technischer Ausstattung in Streckenvortrieben führte zur Anwendung von an der Ortsbrust verbleibender, geankerter Matten als Sicherung gegen Stein- und Kohlenfall. Dies und weitere technische, organisatorische und auf den Menschen bezogene Maßnahmen führten zu einem deutlichen Rückgang der Unfallzahlen.



**Abbildung 3: Unfälle in Verbindung mit Sprengarbeit  
(Verbandbuch, 1 – 3 Tage und > 3 Tage Ausfallzeit) im Zeitraums 2001 bis 2018**

In der Zeit von 2001 bis 2018 ereigneten sich insgesamt 266 Unfälle, von denen nur 42 meldepflichtig waren. In den folgenden Grafiken werden für den Zeitraum 2001 bis 2018 daher auch *nicht meldepflichtige* Unfälle mit 1 – 3 Tagen Ausfallzeit (47 Unfälle) und Verbandbucheintragen ohne Ausfallzeit (177 Ereignisse) dargestellt.

Auch in diesem Zeitraum ist Stein- und Kohlenfall mit einem Anteil von 62 % die wesentliche Unfallursache. Die Unfallhäufigkeit ist verglichen mit durchschnittlich rund 40 Unfällen im Jahr für den Betrachtungszeitraum 1982 bis 2000 auf durchschnittlich 2,3 Unfälle im Jahr für den Betrachtungszeitraum 2001 bis 2018 trotz rückläufiger Streckenauffahrung massiv zurückgegangen.



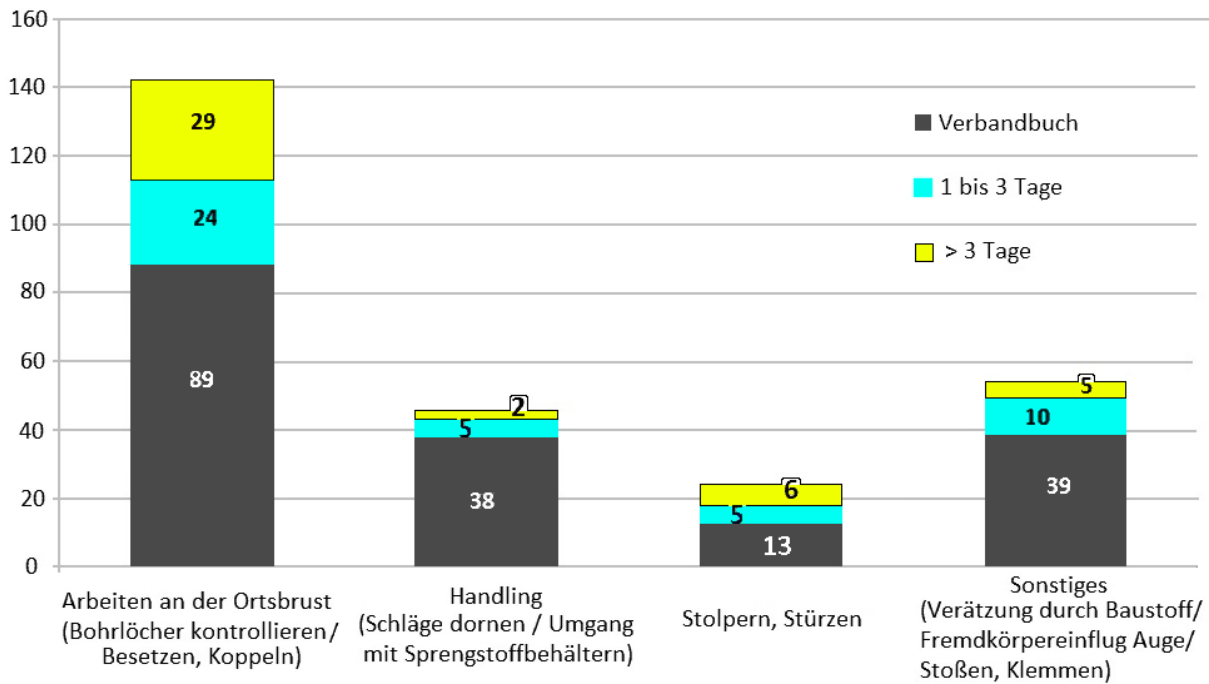
**Abbildung 4: Unfälle in Verbindung mit Sprengarbeit (Verbandbuch, 1 bis 3 Tage und >3 Tage Ausfallzeit) im Zeitraum 2001 bis 2018**

Die Abbildung 4 zeigt die Entwicklung im Unfallgeschehen des Zeitraumes 2001 bis 2018 je Jahr und aufgeteilt nach Verbandbucheinträgen, 1 – 3 Tagen Ausfallzeit und meldepflichtigen Unfällen mit Ausfallzeiten größer 3 Tagen.

Betrachtet man jedoch die Ursachen, Tätigkeiten und den Unfallort, dann wird deutlich, dass Arbeiten im Gefahrenbereich der Ortsbrust das höchste Unfallrisiko bei der Sprengarbeit darstellen. Die Unfallursache ist an dieser Stelle nach wie vor der Stein- und Kohlenfall.

An zweiter Stelle stehen Handling-Unfälle. Hier sind Stichverletzungen beim Herstellen der Schlagpatronen und das Klemmen der Finger an Sprengstoffbehältern zu nennen.

Der dritte Unfallschwerpunkt betrifft das Stolpern, Stützen, Umknicken und Ausrutschen.



**Abbildung 5: Unfälle in Verbindung mit Sprengarbeit  
(Verbandbuch, 1 bis 3 Tage und >3 Tage Ausfallzeit) nach Ursachen und Tätigkeiten  
im Zeitraum 2001 bis 2018**

Welche Maßnahmen auf dem Gebiet der technischen Weiterentwicklung der Sprengmittel, durch Veränderungen der organisatorischen Abläufen, durch Anpassung der Regelwerke und schließlich durch die engmaschige Schulung der an der Sprengarbeit beteiligten Mitarbeiter das heutige Sicherheitsniveau darstellen, soll im zweiten Teil erläutert werden.

## 2 Sicherheitlicher Ansatz im Sprengwesen

Um die Sicherheit im Sprengwesen nachhaltige zu gewährleisten, verfolgt das Unternehmen ein Konzept, das im Wesentlichen drei Fachbereiche heranzieht: Technik, Organisation und handelnder Mensch – kurz TOM. Alle eingeleiteten Maßnahmen unterliegen weiterhin kritischer Prüfung bzw. Ergänzung.

### 2.1 Technische Maßnahmen

In technischer Hinsicht werden alle Materialien wie Sprengstoffe, Sprengzünder Sprengzubehör etc. als mögliche Gefahrenquelle untersucht, hinzukommen verschiedene Einsatzkonfigurationen. Für diese fundamentalen Untersuchungen, die nicht nur dem Bergbau dienen, müssen erst einmal entsprechende Forschungsstätten geschaffen werden.

## 2.2 Bergbauversuchsstrecke (BVS)

Zentrale und verheerende Gefahr im Sprengwesen u. T. ist die Bildung von explosiblen Gemischen mit Methangas bzw. Kohlenstaub.

Mit Bildung der „Preußischen Schlagwetterkommission“ 1881 wurden die Grundlage zur Erforschung und Determinierung dieser gefährlichen Umgebungseinflüsse im Steinkohlenbergbau gelegt. Ab 1911 finden systematische Untersuchungen auf der Bergbauversuchsstrecke (BVS) in Dortmund Derne unter Carl Beyling statt, an deren Ende ein komplexes Verständnis für die physikalischen / dynamischen Abläufe bei der Methangas-/Kohlenstaubexplosion steht. Viele dieser Erkenntnisse verbinden wir heute mit dem Begriff ATEX.

Die BVS verfügte u.a. über eine offene bzw. geschlossenen Sprengstoffprüfstrecke, sowie eine 200 m Strecke zur Prüfung der Explosionsgefährlichkeit von Kohlenstäuben. Bis Mitte der 1990er Jahre wurden auf der BVS zivile Sprengmittel zur Zulassung durch die BAM geprüft, so auch die heutigen Wettersprengstoffe.

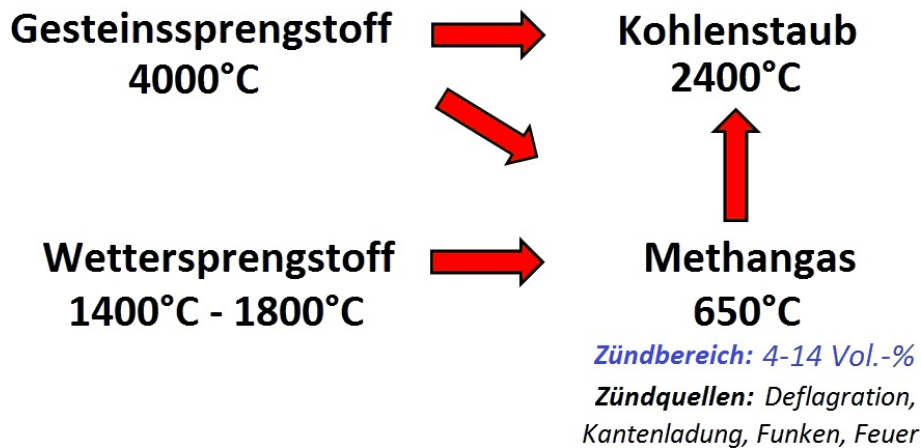


**Abbildung 6: Bergbauversuchsstrecke (BVS) in Dortmund Derne Quelle: BVS**

Highlight jeder sprengtechnischen Ausbildung der Aufsichten bzw. Sprengbeauftragten ist die Sprengvorführung auf der BVS in Dortmund Derne. Hautnah und Wirkungsvoll werden Sprengmittel zur Detonation gebracht, Kohlenstaub gezündet und Methangas abgeflammt. Die visuellen, akustischen und olfaktorischen Sinneseindrücke bleiben über Jahre gegenwärtig.

Zum plakativen Verständnis für die Gefahren bei Sprengarbeit dient das Gefahrenviereck. Es stellt - ähnlich wie beim Branddreieck - die Beziehung zwischen der Zündquelle und der explosionsgefährlicher Umgebung dar.

## Gefahrenviereck



**Abbildung 7: Gefahrenviereck**

Die Detonationstemperatur für Sprengstoff bzw. die Zündtemperatur für Methangas bzw. Kohlenstaub verdeutlichen, welche Gefahr von CH<sub>4</sub>-Ansammlungen u. T. ausgeht – nicht nur beim Sprengen.

Im Mittel liegt der desorbierbare Gasinhalt im Ruhrgebiet bei ca. 20 m<sup>3</sup> CH<sub>4</sub>/m<sup>3</sup> Kohle, Spitzenwerte wurden z. B. auf dem BW RAG Anthrazit Ibbenbüren mit bis zu 120 m<sup>3</sup> CH<sub>4</sub> je m<sup>3</sup> Kohle erreicht, was in der Vergangenheit zu schlagartigem Gas-Kohlenausbruch führte, u.a. angeregt durch Sprengerschütterungen.

### 2.3 Sprengmittel unter Tage

Auf Basis der Explosionserforschung werden die untertägigen Sprengstoffe und Sprengzünder über Jahrzehnte stufenweise bis zum heutigen Niveau entwickelt. Internationaler Wissensaustausch und gleichzeitige nationale Marktabstimmung ist in der vor EU-Zeit üblich.

### 2.4 Wettersprengstoffe u. T.

Sicherer Wettersprengstoff ist zentraler sprengtechnischer Sicherheitspfeiler. Gegliedert in die Klassen I, II und III, kurz WI, WII und WIII beruht die zunehmende Sicherheit gegen Methangaszündung von Klasse I zur Klasse III auf dem steigenden Anteil beim inversen Salzpaar (Ammoniumchlorid und Natriumnitrat). Im Gegenzug nimmt die Sprengkraft ab. Weltweit einmalig ist in Deutschland die Klasse WIII, die für den Einsatz bei höheren CH<sub>4</sub>-Gehalten (max. < 1 Vol.-%) sowie im Abbau am Kohlenstoß vorgeschrieben ist.

Wettersprengstoffe besitzen einen Sprengölanteil von rd. 10 %, sind stoß- und schlagempfindlich, pulverförmig, handhabungssicher und werden zur gesicherten Detonationsübertragung zwischen den Patronen nur eingeschlachtet verwendet. Die Lagerfrist beträgt 12 bzw. 9 Monate.



Letztmalig produzierte die MAXAM Deutschland GmbH im Juli 2018 Wettersprengstoff.



**Abbildung 8: Wettersprengstoffe der Klasse I, II und III**

Die interne Qualitätsprüfung vollzieht MAXAM in ihrer Sprengstoffprüfstrecke auf dem Betriebsgelände, ein Pendant zur Prüfstrecke der BVS.



**Abbildung 9: Sprengstoffprüfstrecke der MAXAM in Haltern/Sythen Quelle: MAXAM GmbH**



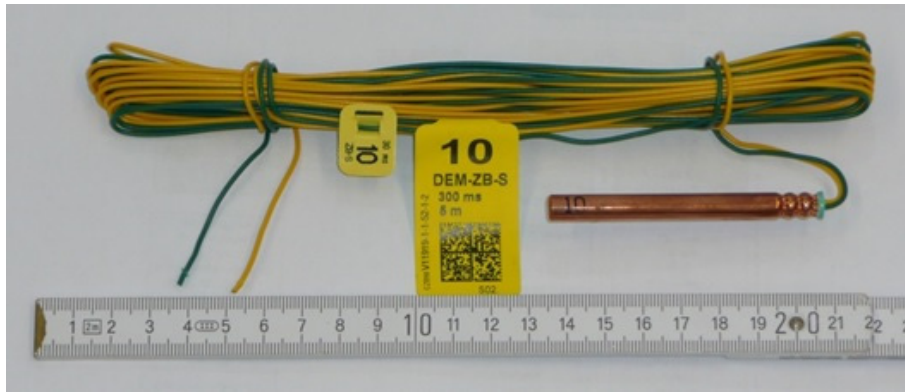
**Abbildung 10: Blick in die 10 m<sup>3</sup> Prüfkammer mit Kantenmörser, Prallwand und frei hängender Wettersprengstoffpatrone Klasse I Quelle: RAG AG**

Seit den 1970er Jahren sind keine sprengstoffursächlichen Ereignisse bekannt.

## 2.5 Sprengzünder

Gezündet wird elektrisch in Reihen- oder Parallelschaltung. Der schlagwettersichere U-Kurzzeitzünder (30 ms) der Zeitstufen 1 bis 18 hat eine Kupferhülse, 4 m bzw. 5 m lange Zünderdrähte und wird von Austin Detonator (Vsetín, CZ) geliefert, Lagerfrist 2 Jahre.





**Abbildung 11: Schlagwettersicherer, elektrischer Sprengzünder, Zeitstufe 10, 30 ms**

Auch bei Sprengzündern sind keine Ereignisse bekannt, die auf mangelnde Sicherheit zurückzuführen wären. Gleichwohl kommt es beim Dornen der Schlagpatronen zu den einzigen „echten“ Unfällen bei Sprengarbeit. Sobald der Sprengbeauftragte den Kupferdorn unachtsam nicht mittig in die Patrone einsticht, kann er sich selbst eine Stichverletzung der anderen Handinnenfläche zufügen (siehe Abbildung 12 li.). Mit Einführung des gekapselten Dorns (Abbildung 12 re.) war diese Verletzungsart gebannt.



**Abbildung 12: links; Arbeitsgang Dornen, rechts; technische Maßnahme Dorn gekapselt**

## 2.6 Sprengtabelle

Auch sichere Sprengstoffe können evtl.  $\text{CH}_4$  zünden. Die Sprengtabelle (Abbildung 13) verbindet die  $\text{CH}_4$ -Gehalte mit der Sprengstoffart und -klasse. Beispielsweise ist im Abbau am Kohlenstoß der Methangehalt potenziell höher als im Streckenvortrieb. Die Tabelle gibt hier (Zeile 3) W III vor, während im Streckenvortrieb mit Kohle (Zeile 2) je nach  $\text{CH}_4$ -Anteil, W I, W II oder W III zur Anwendung kommen darf. Bei Methangasgehalten ab 1 Vol.-% oder mehr ist Sprengarbeit verboten!

Sprengtabelle		CH <sub>4</sub> -Gehalte [%]		
		bis 0,3	bis 0,5	unter 1
1	<b>Gesteinsbetriebe ohne Kohle</b> <i>(mit Ausnahme der Aufbrüche)</i>		<b>G</b>	W I
2	<b>Grubenbaue mit anstehender Kohle</b> <i>(ausgenommen die in Zeile 3 aufgeführten Grubenbaue)</i>	W I	W II	W III
3	<b>Aufbrüche, Aufhauen, Abhauen, Kohlenstoß und Nebengestein in Streben, vorgesezte Abbaustrecken</b>			W III

Die maximalen CH<sub>4</sub>-Gehalten sind zu messen ...

⇒ **an der Sprengstelle**

⇒ **10 m im Umkreis**

⇒ **30 m in gerader Richtung**

### Abbildung 13: Sprengtabelle

Sicherheitliches Kernstück bei der Sprengarbeit sind die 4 Messungen der CH<sub>4</sub>-Gehalte durch den Sprengbeauftragten:

- vor Aufnahmen der Sprengarbeit,
- vor verlassen der Sprengstelle zum Zünden,
- vor Anschließen der Zündleitung an die Zündmaschine,
- vor Freigabe der Sprengstelle,

diese führt er großräumig an den oben genannten Stellen durch.

## 2.7 Organisatorische Maßnahmen

Ein weiterer Ansatzpunkt der sicherheitlichen Entwicklung liegt im nichttechnischen Bereich, dem administrativen Umfeld.

## 2.8 Gesetzliche Regelwerke (SprengG, BVOSt), Plan für die Sprengausbildung

Das Sprengwesen im Steinkohlenbergbau unterliegt gleichwohl den Bestimmungen des Sprengstoffgesetzes (SprengG), obwohl das Gesetz Abweichungen, z. B. bei der Sprengausbildung, zulässt.

**Sprengausbildung:** Die RAG AG bildet nach einem eigenen zugelassenen *Plan für die Ausbildung und Unterweisung im Sprengwesen des Steinkohlenbergbaus* aus, der bei der zuständigen Behörde angezeigt ist. Kernstück dieses Plans ist die erweiterte auszubildende Zielgruppe – wie Aufsichtspersonen, Sprengbeauftragte, Sprenghelfer etc. - um sie inhaltlich und zeitlich intensiv auf die Gefahren und Besonderheiten dieser Sprengarbeit zu schulen, denn introspektiv und unausgesprochen gilt, wer im Sprengbetrieb an der Ortsbrust arbeitet, wird auch mit Sprengmitteln in Kontakt kommen.

Nach diesem Plan werden Personen, die in der fachlichen Umgebung eines Sprengbetriebs mindestens ein Jahr tätig waren sowie die Voraussetzungen der Zuverlässigkeit und persönlichen Eignung erfüllen, ausgebildet.

Im Schnitt dauert die Sprengausbildung doppelt so lange wie im übertätigen Bereich. Zusätzlich ist der Rhythmus für Wiederholungslehrgänge kürzer, nämlich 3 Jahre statt 5 Jahre (siehe SprengG). Jeder Sprengbeauftragte schließt jeden Lehrgang mit einer schriftlichen und praktischen Prüfung ab. Diese Schulungsintensität stärkt die Induktionstiefe für verantwortungsbewusstes Verhalten bei Sprengarbeiten.

**Fachstellen:** Die Sprengausbildung wird ausschließlich von unabhängigen, anerkannten Fachstelle für das Sprengwesen, angesiedelt bei der Dekra EXAM GmbH bzw. der RAG AG durchgeführt. Die erstgenannte hieß 1939 noch Schießsachverständigenstelle und meldete sich 2016 nach 77 Jahren ab. Zur RAG Fachstelle gehören aktuell noch über 2 Mitarbeiter. Die Angehörigen der Fachstellen haben ihre beruflichen Wurzeln im Steinkohlenbergbau und kennen ihr „Metier aus eigener Erfahrung“. Über die Jahrzehnte wurden so zehntausende Bergleute geschult.

**Bergrecht:** Regelte die BVOSt vor dem Jahre 2000 die Sprengarbeit noch detailliert, so trat mit der Novellierung der *Betriebsplan zur Umsetzung der Verwaltungsvorschriften zu § 11 Abs. 2 ABergV für den Umgang mit Sprengmitteln im Steinkohlenbergbau* an ihre Stelle. Der Vorteil besteht darin, dass jedes Bergwerk hoheitlich flexibel auf technische und organisatorische Veränderungen reagieren kann und dieses bedarfsweise der Behörde zur Anzeige bringt. Bild 12 zeigt am Beispiel vom Bergwerk AV die Inhalte des Betriebsplans. Darüber hinaus gibt es Betriebsanweisungen für die handelnden Personen.

**- Inhaltsübersicht -**

**1. Begriffsbestimmungen**

**2. Sicherheitsvorkehrungen**

- 2.1 .....Befördern von Sprengstoffen und Zündmittel
  - 2.1.1 ....Anlieferung zum Sprengmittellager
  - 2.1.2 ....Transport im Grubengebäude
  - 2.1.3 ....Mitführen im Grubengebäude
    - 2.1.3.1 .In Schächten
    - 2.1.3.2 .In Strecken
  - 2.2 .....Aufbewahren von Sprengmitteln im Sprengmittellager
    - 2.2.1 ....Lagerung im Sprengmittellager
    - 2.2.2 ....Aus- und Rückgabe von Sprengmitteln; Nachweisführung
  - 2.3 .....Sicherheitsvorkehrungen bei der Verwendung von Sprengstoffsammeltransportbehältern (SSTB)
    - 2.3.1 ....Allgemeines
    - 2.3.2 ....Anforderungen an die SSTB
    - 2.3.3 ....Anforderungen an die SSTB-Standorte
      - 2.3.3.1 .Ortsgebundene Standorte
      - 2.3.3.2 .Ortsveränderliche Standorte
    - 2.3.4 ....Anforderungen an die Nachweisführung
  - 2.4 .....Sicherheitsvorkehrungen bei der Verwendung von Sprengmitteln
    - 2.4.1 ....Durchführung der Sprengarbeit
    - 2.4.2 ....Verwendung von Sprengstoffen
    - 2.4.3 ....Absperrposten
    - 2.4.4 ....Vermeidung von Gefährdungen durch Sprengschwaden
    - 2.4.5 ....Fund von Sprengstoffresten im Haufwerk und Feststellen von Versagern, Außergewöhnliche Ereignisse
    - 2.4.6 ....Verhalten bei erkannter Gasausbruchsgefahr
    - 2.4.7 ....Entspannungssprengen
    - 2.4.8 ....Elektromagnetische Beeinflussung
- 3. Ausbildung**
- 4. Von der Bundesanstalt für Materialforschung- und prüfung (BAM) zugelassene Sprengmittel**

**Abbildung 14: Betriebsplan Umgang mit Sprengmitteln AV/2011**

## 2.9 Sprengrevier (zentrale Einsatzlenkung)

Als nächste organisatorische Maßnahme kommt die Konzentration des Sprengwesens auf eine Fachabteilung. Der Sprengsteiger ist Inhaber des Befähigungsscheins gem. §20 SprengG. In dieser Position handelt er fachlich weisungsfrei und er ist vom Bergwerk zur Leitung des Sprengbetriebs bestellt.

**Zentrale Einsatzlenkung:** Für die Durchführung aller Sprengarbeiten auf dem Bergwerk ist seit den 1980er Jahren zentral nur das Sprengrevier zuständig. Die Einsatzplanung und -lenkung erfolgt zentral durch den Sprengsteiger bzw. seine Vertreter. Das Sprengrevier kann eine Personalstärke bis zu 150 Sprengbeauftragte haben.

Die tatsächliche Sprengarbeit führt ausschließlich der gewerbliche Sprengbeauftragte (SPB) und nur mit Auftrag durch seinen Sprengsteiger aus. Der/die Sprenghelfer (SPH) am Betriebspunkt vor Ort unterliegen der fachlichen

Weisung des SPB. Obwohl die Ausbildung der Aufsichtsperson am Sprengbetriebspunkt annähernd identisch zu der des SPB ist, arbeitet der SPB fachlich weisungsfrei - sein Vorgesetzter ist nämlich der Sprengsteiger. Nach Durchführung der Sprengarbeit bzw. nach Freigabe der Sprengstelle geht der SPB zum Sprengmittellager zurück und wartet auf seinen nächsten Sprengeneinsatz.

Obwohl sich in den letzten 15 Jahren ein rückläufiger Trend zu Mischformen der dezentralen Einsatzlenkung abzeichnete, konnte sich der Utilitarismus im sicheren Umgang mit Sprengmitteln im Bewusstsein der SPB fest etablieren.

**Vom Gedinge unabhängig:** Wirtschaftlicher Leistungsdruck und sichere Sprengarbeit könne einander im Kontrast stehen. Daher wird der SPB unabhängig von jeglichem Leistungsergebnis nach Tarif mit der festen Lohngruppe 13 bezahlt.

## 2.10 Faktor Mensch

Dritter und anspruchsvollster Ansatzpunkt kommt dem ausführende Mitarbeiter, insbesondere dem Sprengbeauftragte zu. Bis in die 1980er Jahre wurden vorwiegend altgediente Ortshauer zum Schießmeister ausgebildet, später dann jüngere Mitarbeiter.

Immer häufiger und intensiver initiiert das Unternehmen Arbeitsschutzkampagnen. In den 1990er Jahren beispielsweise „Sicherheit geht vor Produktion“ was Teile der Belegschaft polarisiert. Und das ist gut so, denn ein System verfällt ab einer gewissen Größe in Trägheit bei der Eigenentwicklung, wird zum Selbstzweck gegenseitiger Bestätigung und Fixierung und steckt fest in der Fortentwicklung. Die vorläufig letzte Kampagne dieser Erfolgsgeschichte, „SICHERHEIT! Denk daran, bevor Du loslegst“, hat den sicherheitlichen Regenerationsprozess auch im Sprengwesen nachhaltig positiv beeinflusst.

## 2.11 Wertewandel

Der Wertewandel war angestoßen. Dieser Prozess verlangt auch von den Sprengbeauftragten höheren theoretischen Anspruch. Das Bewusstsein bezüglich des eigenen Handelns wird stärker konturiert und mit dem Grad der Bewusstheit steigt der Umsetzungserfolg, messbar an den häufigeren Diskussionen an der Sprengstelle. Auch die intensive Beschulung schafft Vertrauen und Offenheit, häufig Serendipität.

## 2.12 AGU + Sprengtechnik

Auf Grund der Nähe zu den sprengtechnisch handelnden Personen können negative Entwicklungen frühzeitig thematisiert werden. Einvernehmlich mit der zuständigen Behörde, dem Unfallversicherer und den Fachstellen führt die RAG AG ab 2011 eine zusätzliche jährliche Unterweisung mit dem Titel „Arbeits- - Gesundheits- Umweltschutz –plus Sprengtechnik“ kurz „AGU+“ ein. Für alle Personen im Sprengwesen verpflichtend, einschließlich der Bergbauspezialfirmen, werden auf Augenhöhe und interaktiv jährlich wechselnde Themen geschult sowie jährlich mit den Initiatoren evaluiert. Diese Maßnahme durchliefen beispielsweise im Jahre 2013 noch rd. 750 Personen.



Inhalte 2014	Inhalte 2013
1. Dokumentation der Sprengmittel	1. Dokumentation der Sprengmittel
2. Umgang mit und Verlust von Sprengmitteln	2. Umgang mit Sprengmitteln
3. Verhalten beim Sprengmitteltransport	3. CH <sub>4</sub> -Zündung
4. CH <sub>4</sub> -Zündung	4. Arbeits- Gesundheits und Umweltschutz
5. Absperrmaßnahmen	Sportwissenschaftler: Heben u. Bewegen mit Tragekasten
6. Arbeits-, Gesundheits- und Umweltschutz	5. Bohrarbeit



RAG Aktiengesellschaft  
BBS - Fachstelle für Sprengwesen  
12. November 2013

**Abbildung 15: Themen AGU+ 2012 u. 2013**

### **3 Know-how für die Zukunft?**

Aussage: „2019 ist das Sprengwesen der Steinkohle obsolet.“ Dieser Satz trifft für die Massensprengungen in der Kohle zweifelsfrei zu, andererseits ist die Wahrheit von heute der Irrtum von morgen. Unter Bergaufsicht sind Sprengberechtigungen und Sprengmittel nicht kurzerhand am Markt abrufbar.

Weiterhin sind - nach heutigem Stand - nicht alle Rückzugsprojekte aus der Lagerstätte abgearbeitet. Bis dahin muss die Reaktionsfähigkeit bezüglich Sprengarbeiten unter Bergaufsicht bei anstehender Kohle oder Methangas im „Stand by“ verbleiben, entweder im eigenen Unternehmen oder bei einem Bergbauspezialunternehmen.

Einem ähnlichen Szenario sah sich ein anderes großes deutsches Bergbauunternehmen rund ein Dutzend Jahre nach Ende der Förderung konfrontiert. Damals konnte die RAG AG mit Know-how bei Sprengmitteln, Ausbildung und Beratung helfen.

#### **3.1 Weitergabe von Know-how**

Die langfristige Sicherung dieses Nischen-Know-hows ist kein nostalgisches „nice to have“. Selbst marginale Anwendung im geologischen Umfeld z. B. bei Infrastrukturprojekten im Tief- und Tunnelbau – also nicht nur unter Bergrecht – rechtfertigt keine Bagatellisierung.

Mittelfristig ist vorstellbar, die sprengtechnischen Assets der Kohle einem Lehrgangsträger, möglichst mit Tief- und Bergbauaffinität, zu übertragen, um in einer Art Aufbaumodul das Grundwissen für *Sprengen unter Tage* mit der Kohle zu assimilieren.

#### **3.2 Neuer Wettersprengstoff**

Wie oben ausgeführt, erfolgte in Deutschland die letzte Wettersprengstoffproduktion im Juli 2018. Angesichts der sich abzeichnenden Handlungsunfähigkeit beauftragte die RAG AG frühzeitig die Bundesanstalt für Materialforschung und -prüfung (BAM), eine vergleichende Untersuchungen zur Schlagwettersicherheit verschiedener europäischer Wettersprengstoffe mit den unsrigen durchzuführen. Im Ergebnis konnte 2018 die zuständige Behörde, die Bezirksregierung Arnsberg, Abteilung 6, Bergbau und Energie in NRW, den tschechischen Wettersprengstoff „Ostravit®C“ die Zulassung erteilen.





**Abbildung 16: Ostravit®C 30/200 Quelle: Explosia a.s.**

Der Ostravit®C steht somit als Wettersprengstoff für den Einsatz gem. Sprengtabelle Klasse I im deutschen Steinkohlenbergbau zur Verfügung.

#### **4 Zusammenfassung**

In der öffentlichen Wahrnehmung gilt der Steinkohlenbergbau in Deutschland seit vielen Jahren als sicher, Kennzahlen und vielfache Auszeichnungen belegen dies eindrucksvoll. Speziell das Unfallgeschehen im Sprengwesen, bei jeder Sprengung der latenten Gefahr durch Gas- und Kohlenstaubexplosion ausgesetzt, blickt auf eine asymptotische Entwicklung gegen Null – „Vision Zero“ umgesetzt.

Dieses dankbare Ergebnis beruht auf folgenden Merkmalen:

- aufwändige wissenschaftliche Forschung und Entwicklung der Sprengmittel,
- hochwertige Produktqualität der Sprengstoffe, Sprengzünder und Zubehör,
- beachtlicher Ressourceneinsatz der RAG AG für die Arbeitssicherheit,
- permanenter sicherheitlicher Impuls auf das Sprengpersonal,
- organisatorische Entkoppelung von Leistungsdruck und Sicherheit,
- Güte und Dichte der Sprengausbildung,
- Gestaltungsbereitschaft der zuständigen Behörde.

Das sprengtechnische Know-how wird im bisherigen Umfang nicht mehr benötigt. Doch bis zum endgültigen Verschluss der Lagerstätte ist die Option für Sprengarbeit zu gewährleisten. Hierfür wird rechtlich, materiell und personell Sorge getragen. Eine Folgenutzung des Know-hows unterstützt diesen Prozess, evtl. mit Wirkung auf unsere sprengtechnische Nachwelt.

**Martin Hanelt**  
martin.hanelt@rag.de

Servicebereich Technik- und Logistikdienste  
Grubensicherheit und Belegschaftsschutz (BS)  
RAG Aktiengesellschaft  
Im Welterbe 10  
45141 Essen

## **Sprengstofflagerung Untertage**

**Dr. Holger Krebs**

Bundesanstalt für Materialforschung – Fachbereich 2.5

### **Einleitung**

Die Sprengstofflagerung, d.h. die Lagerung von zivilen Sprengstoffen und Zündern, ist nach dem SprengG entsprechend geregelt. Sprengstofflager werden nach §17 SprengG bzw. im Bereich der Bergaufsicht nach dem Betriebsplanverfahren genehmigt. In Deutschland sind Sprengmittellager allgemein als behördlich zugelassene Einrichtungen bzw. Gebäude definiert, in denen die angelieferten verzeichnungspflichtigen Sprengmittel bis zu ihrer Ausgabe auf der Grundlage bestehender Vorschriften gelagert werden. Sprengmittellager können nach Zuständigkeit, Bauweise und Art des gelagerten Explosivstoffes unterschieden werden. Die außerhalb des Aufsichtsbereiches der Bergaufsicht gültige 2. SprengV enthält keine Festlegungen für die Untertagelagerung von Sprengmitteln, einschließlich Hanglager, und Lagerung in Stollen und Tunneln.

Die Entwürfe der Richtlinien für die Untertagelagerung, unterschieden in Steinkohlenbergbau und Nichtsteinkohlenbergbau, wurden von einer Arbeitsgruppe von Vertretern der Bergaufsicht im Zeitraum 1995 bis 2005 erarbeitet. Grundlage dieser Entwürfe waren die vorliegenden Richtlinien von 1976. In den nachfolgenden Abschnitten werden die allgemeinen technischen Anforderungen erläutert und in Zusammenhang stehende Versuche. Ein Ausblick auf technische Entwicklungen wird gegeben.

# 1 Vorschriften – Untertagelagerung

## 1.1 Richtlinie Steinkohlenbergbau

Bis 2018 hatte der Steinkohlenbergbau eine entsprechende Bedeutung, die eine entsprechende Sprengstofflagerung untertage erforderlich machte. Hierbei kamen vorwiegend Wettersprengstoffe der Klassen WI und WIII, patroniert, und schlagwettersichere U-Sprengzünder zum Einsatz. Der Sprengstoffeinsatz 2010 ist in nachstehender Tabelle dargestellt.

**Tabelle 1: Sprengmitteleinsatz 2010**

Sprengmittel	
Sprengstoff	ca. 700 t
sws - Zünder	ca. 700 000
Wettersprengschnur	ca. 70 km



**Abbildung 1: Sprengstofflager unter Tage**

Abbildung 1 zeigt ein Sprengstofflager unter Tage und Abbildung 2 zeigt einen Sprengstoffsammeltransportbehälter für die Bereitstellung der Wettersprengstoffe vor Ort.





**Abbildung 2: SSTB**

Für die Lagerung von Sprengmitteln im Bereich des Steinkohlenbergbaues gilt die Richtlinie Untertagelagerung Steinkohlenbergbau. Aufgrund der nur noch begrenzten Bedeutung wird auf diese Richtlinie nicht weiter eingegangen.

## 1.2 Richtlinie Nichtsteinkohlebergbau

Diese Richtlinie wird insbesondere im Kali- und Salzbergbau zur Anwendung gebracht. Im Kali- und Salzbergbau werden z.Zt. etwa 5 Mio. elektrische Sprengzünder und > 20 kt ANFO pro Jahr verbraucht. Der Kali- und Salzbergbau ist dadurch gekennzeichnet, dass > 95 % des Sprengstoffeinsatzes in loser Form pneumatisch mittels Sprengstoffladefahrzeugen (SLF) erfolgt. Die Bilder (Abbildung 3 und Abbildung 4) zeigen ein Silolager sowie ein gesicherten Aufbewahrungsraum, in dem in Rolllöchern, ANFO gelagert/aufbewahrt wird für die Beladung von SLF.

Aus den Richtlinien für die Untertage-Lagerung (Nichtsteinkohlenbergbau) ergeben sich nachstehende allgemeine technische Forderungen:

- die Begrenzung der maximalen Sprengstoffmasse pro Lagerkammer
- die Mindestüberdeckung (Schutz gegen Kraterwirkung)
- die Schutzabstände gegen Bodenstoß
- die Schutz- und Sicherheitsabstände von Tagesöffnungen (Schutz vor Luftstoß zu Wohnbereichen, Verkehrswegen und Betriebsgebäuden)
- die Dicke von Bergfesten (u.a. Schutz vor Detonationsübertragung)
- die Berücksichtigung des Explosionsfalles bei der Bewetterung/Belüftung
- die Berücksichtigung günstiger Faktoren, wie Knickpunkte und geringe spezifische Sprengstoffmasse.



**Abbildung 3: Silolager**





**Abbildung 4: GAR**

In den Richtlinien sind in Tabellen die entsprechenden Beziehungen dargestellt in Verbindung mit den Formeln.

Tabelle 2 zeigt die erforderlichen Werte für die Mindestüberdeckung in Abhängigkeit von der Sprengstoffmasse. Grundlage ist die Kraterwirkung. Aufgrund von Versuchen in Deutschland 1936 wurde die maximale Lagermasse pro Lagerkammer mit 5 t Explosivstoff festgelegt, um die Auswirkungen einer Explosion in einem Bergwerk zu begrenzen.

**Tabelle 2: Mindestüberdeckung und sonstige Abstände oberflächennaher Sprengmittellager bis zur Tagesoberfläche (Schlussentwurf LRL NK)**

Lagermenge L [kg]	Überdeckung/ Abstand $A = 2 \cdot L^{1/3}$ [m]	Lagermenge L [kg]	Überdeckung/ Abstand $A = 2 \cdot L^{1/3}$ [m]
50	7	1000	20
100	9	2000	25
250	13	3000	29
500	16	4000	32
750	18	5000	34

Tabelle 3 zeigt die erforderlichen Schutzabstände gegen Erdstoßwellen. Die Abhängigkeit von der Sprengstoffmasse mit der Potenz  $4/9$  entspricht die der Abhängigkeit von der Stoßwellenenergie. Die Bodenstoßwirkung ist allgemein abhängig von der Energie der Explosivstoffes, der Dichte, der Schallgeschwindigkeit des Gesteines und der Entfernung. Die Bodenstoßwirkung ist gekennzeichnet durch die Schwinggeschwindigkeit, die Beschleunigung und die Amplitude.

**Tabelle 3: Schutzabstände gegen die Wirkung von Erdstoßwellen (Schlussentwurf LRL NK)**

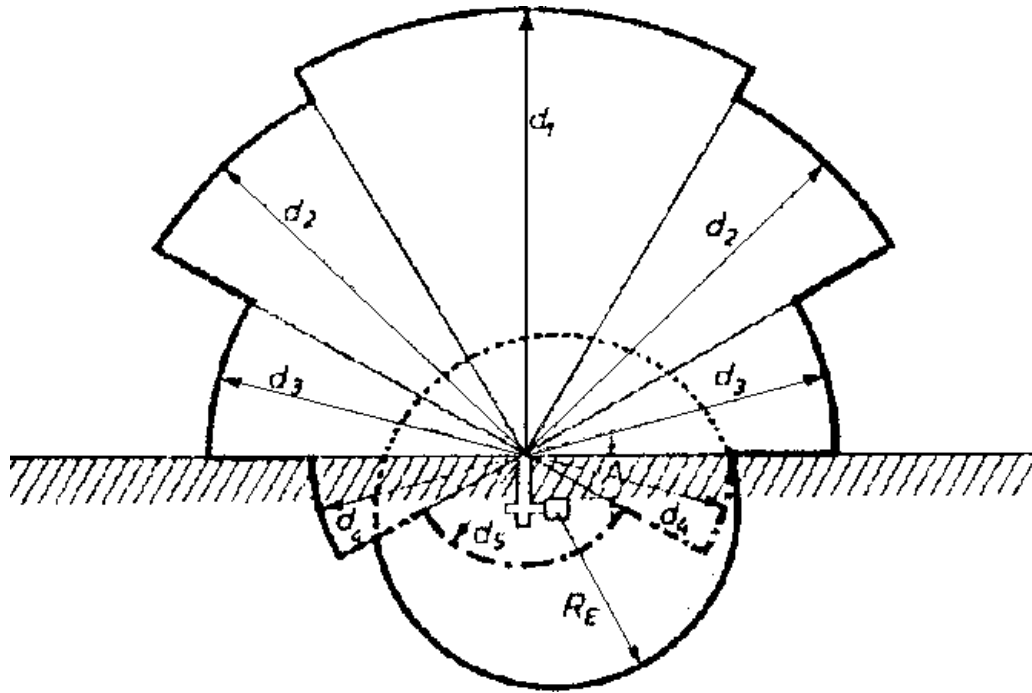
Lagermenge L [kg]	Abstand bei Lockergestein $R_E = 0,54 \cdot L^{4/9}$ [m]	Abstand bei Weichgestein $R_E = 2,88 \cdot L^{4/9}$ [m]	Abstand bei Hartgestein $R_E = 3,24 \cdot L^{4/9}$ [m]
50	3	16	18
100	4	22	25
250	6	34	38
500	9	46	51
750	10	55	61
1000	12	62	70
2000	16	84	95
3000	19	101	114
4000	21	115	129
5000	24	127	143

Die Schutz- und Sicherheitsabstände zu Tagesöffnungen, Grundlage Luftsoßwirkung, sind in Tabelle 4 und Abbildung 5 dargestellt. Die Schädigungswirkung ist gekennzeichnet durch den Impuls und den maximalen Überdruck der Luftstoßwelle.

**Tabelle 4: Schutz- und Sicherheitsabstände gegen die Wirkung von Luftstoßwellen bei Lagern mit einer Tagesöffnung (Schlussentwurf LRL NK)**

Lagermenge L [kg]	Abstand zu Wohngebäuden $R_L = K \cdot L^{1/3}$ [m]					Abstand zu Betriebsgebäuden $R_L = K \cdot L^{1/3}$ [m]				
	K=	d <sub>1</sub>	d <sub>2</sub>	d <sub>3</sub>	d <sub>4</sub>	d <sub>5</sub>	d <sub>1</sub>	d <sub>2</sub>	d <sub>3</sub>	d <sub>4</sub>
50	22	20	15	10	5,5	8	5,5	2,5	2	1
100	81	74	55	37	20	29	20	9	7	4
250	102	93	70	46	26	37	26	12	9	5
500	139	126	94	63	35	50	35	16	13	6
750	175	159	119	79	44	63	44	20	16	8
1000	200	182	139	91	50	73	50	23	18	9
2000	220	200	150	100	55	80	55	25	20	10
3000	277	252	189	126	69	101	69	31	25	13
4000	317	288	216	144	79	115	79	36	29	14
5000	349	317	238	159	87	127	87	40	32	16
	376	342	256	171	94	137	94	43	34	17





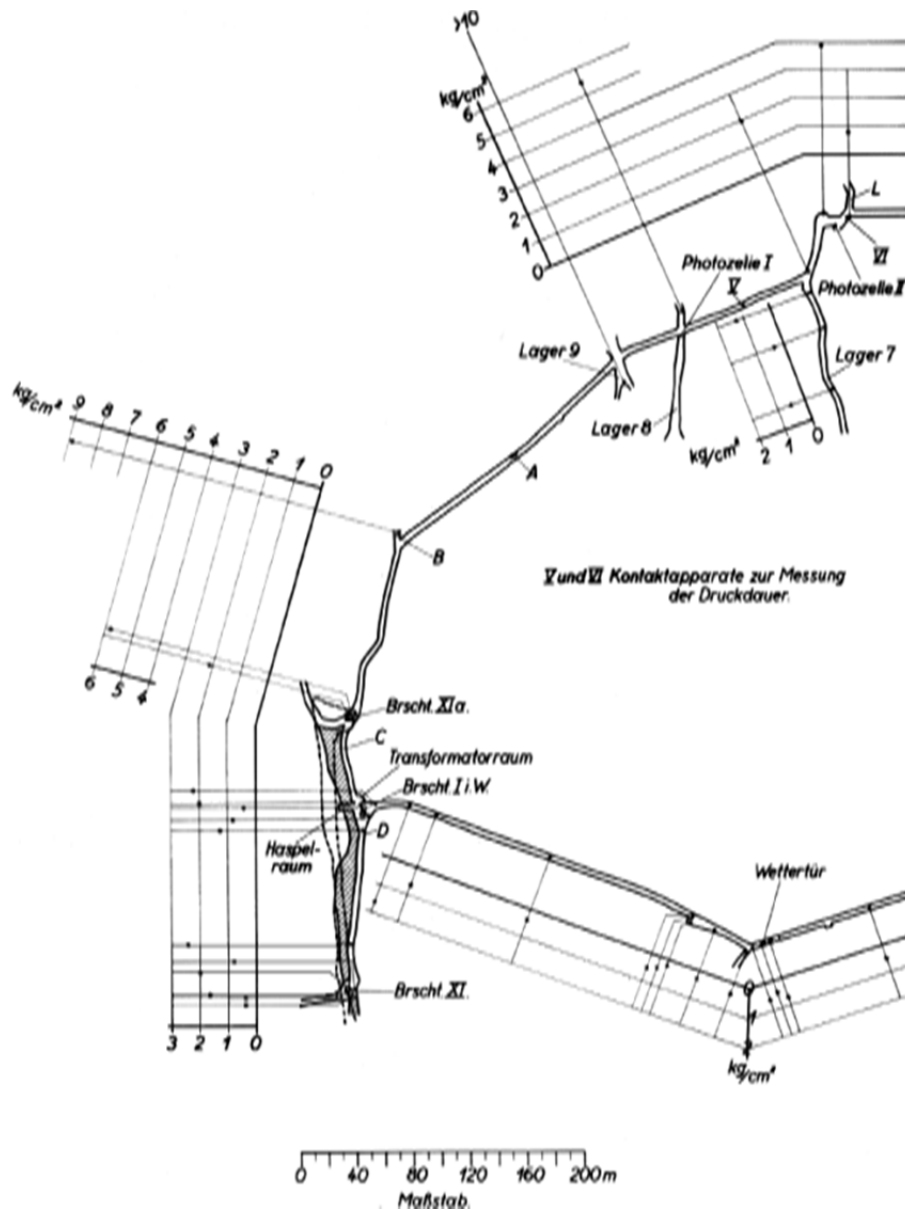
**Abbildung 5: Richtungsgebundene Abstufung der Schutz- und Sicherheitsabstände für Lager mit einer Türöffnung**

Tabelle 5 zeigt die Angaben zur Dicke der Bergfesten in Abhängigkeit von der Belegungsichte und der Lagermasse; ein Durchschlag/Abplatzungen, d. b. eine direkte Gefährdung, soll vermieden werden.

**Tabelle 5: Stärke der Bergfesten zwischen den Kammern und zu befahrbaren Grubenbauen nach Lagermenge der größten Kapazität (Schlusse Entwurf LRL NK)**

Lagermenge L [kg]	Bergfeste $E = K \cdot L^{1/3}$ [m]	
	Belegungsichte: 185 Kg/m <sup>3</sup> K-Faktor 0,37	Belegungsichte: 100 Kg/m <sup>3</sup> K-Faktor 0,30
50	1,4	1,1
100	1,7	1,4
250	2,3	1,9
500	2,9	2,4
750	3,4	2,7
1000	3,7	3,0
2000	4,7	3,8
3000	5,3	4,3
4000	5,9	4,8
5000	6,3	5,1

Ähnliche Anforderungen gibt es für gesicherte Abstellrichtungen (GAE). Hier sind die Explosivstoffmassen sowie die Randbedingungen ebenfalls aufgrund von Versuchen festgelegt, um die Auswirkungen im Störfall zu begrenzen. In den Richtlinien sind ebenfalls Angaben zu Sicherheitsabständen und Bauweise enthalten.

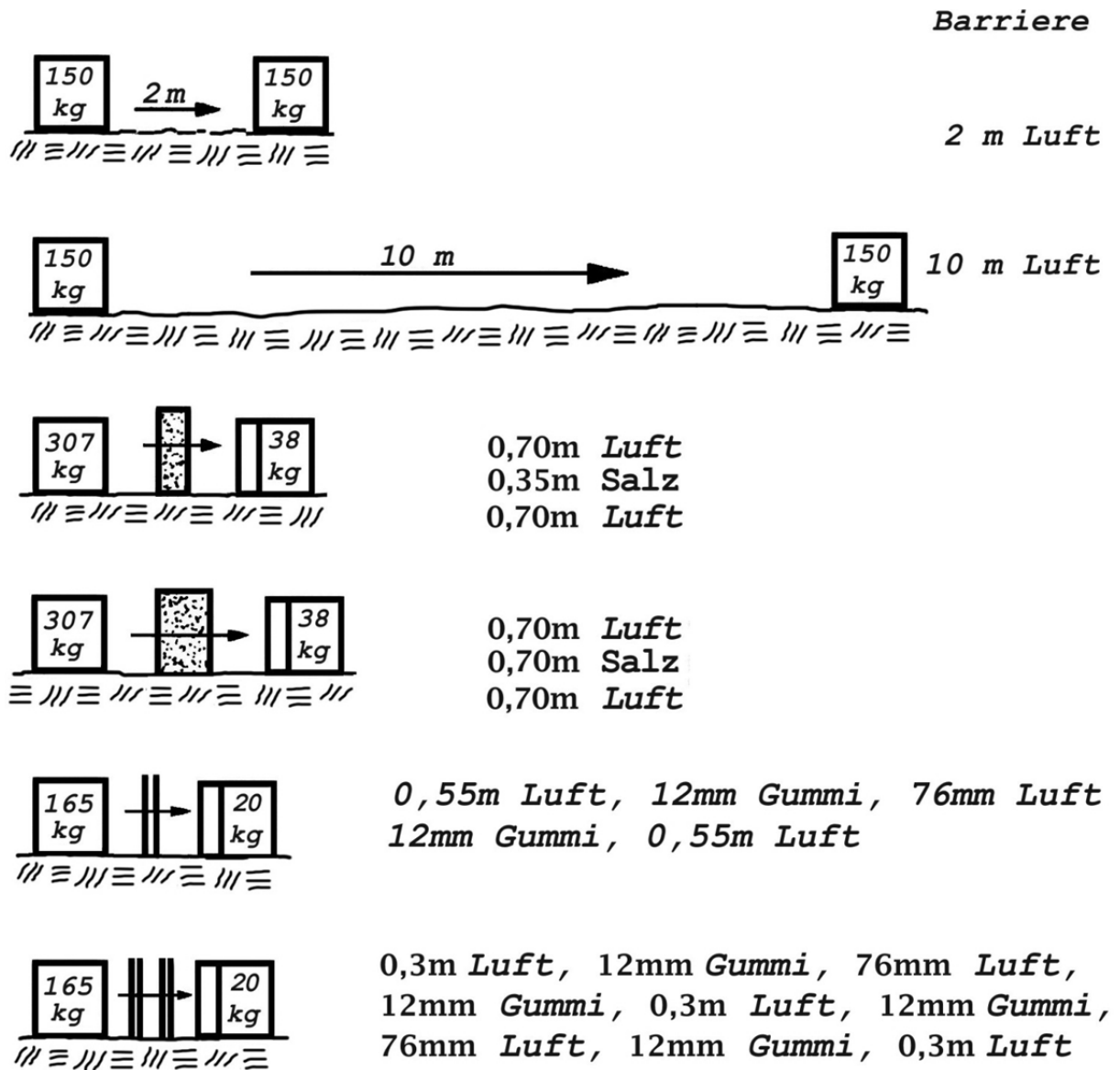


**Abbildung 6: Versuche CTR 1936 – Druckmessungen – 5 t Sprengstoff – Standort A**

## 2 Versuche zu Untertagelagerung von Explosivstoffen

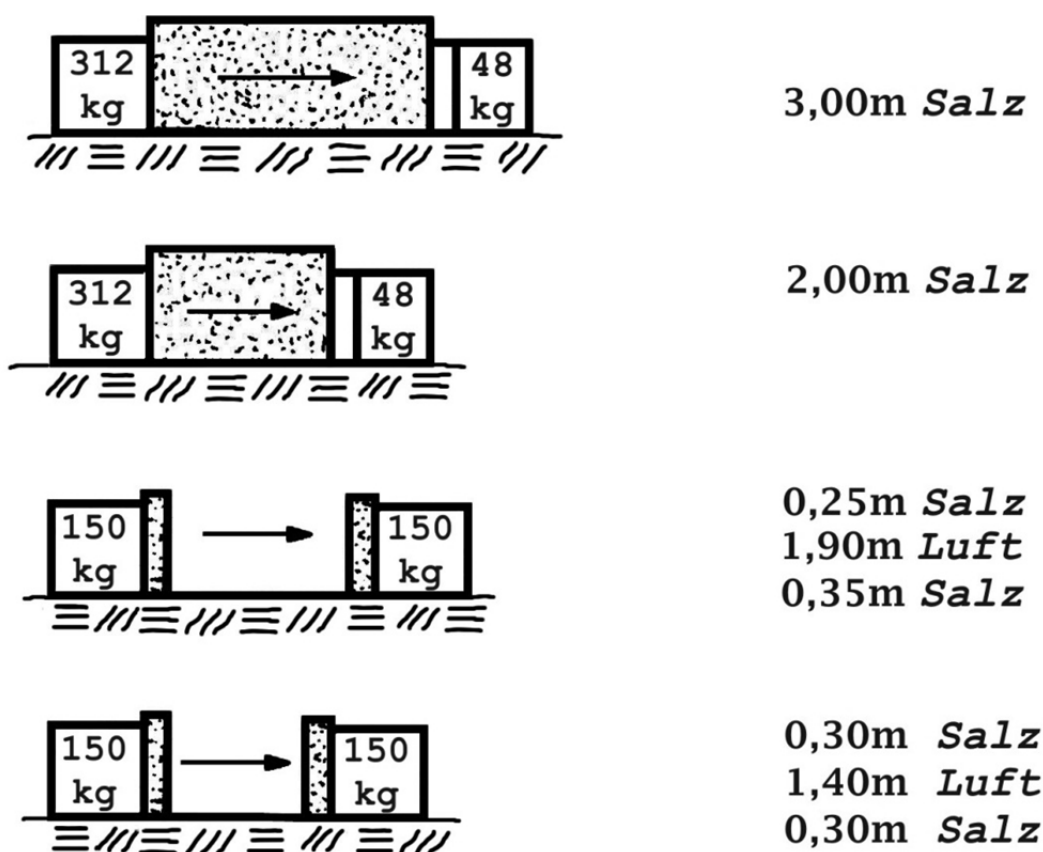
Hinsichtlich der Untertagelagerung von Explosivstoffen sind in Deutschland die Versuche der CTR im Jahre 1936 im Kalibergbau zu erwähnen; mit sehr hohem personellem und technischem Aufwand wurde ein Großversuch mit 5 t Explosivstoff durchgeführt. Abbildung 6 zeigt die Ergebnisse der Luftstoßmessungen. Weiterhin sind die Untersuchungen meiner Kollegen der Versuchsstrecke Freiberg/Sachsen zu erwähnen, die im Zeitraum von 1970 bis

1975 im Erzbergbau und im Kalibergbau zu Aufbewahrungseinrichtungen vor Ort durchgeführt wurden. Im Vorfeld dieser Untersuchungen wurden auch umfangreiche Betrachtungen zu Untertagedetonationen/Störfällen durchgeführt. In diesen Versuchen wurde insbesondere die Detonationsübertragung zwischen Aufbewahrungseinrichtungen untersucht.



**Abbildung 7: Barrierebauweisen mit Detonationsübertragung**

Die Abbildung 7 und Abbildung 8 zeigen die Ergebnisse der Untersuchungen hinsichtlich der Detonationsübertragung. Weiterführende Untersuchungen zu Explosionswirkungen untertage wurden 1998 in Österreich im Erzberg mit Messungen der Luftstoß- und Bodenstoßwirkung durchgeführt.



**Abbildung 8: Barrieraufbauweisen ohne Detonationsübertragung**

### 3 Entwicklungen in der Sicherheitstechnik

Der Zutritt von Personen zu SML ist nur mit entsprechender Erlaubnis/Befähigung und Zuverlässigkeit nach SprengG geregelt. Ein Verzeichnis nach SprengG unter Berücksichtigung der EU-Kennzeichnungsrichtlinie 2008/43/EG in Verbindung mit 2012/4/EU ist zu führen. Die Verschlussicherheit ist entsprechend der Richtlinien unter Berücksichtigung insbesondere der technischen Entwicklungen auf dem Gebiet der Gefahrenmeldeanlagen zu realisieren.

### 4 Schlussfolgerungen / Ausblick

Die Wahrscheinlichkeit einer Sprengstofflagerdetonation liegt nach heutigen Erkenntnissen bei  $10^{-6}$  pro Jahr. Diese Risiko-Wahrscheinlichkeit und Unfalluntersuchungen zeigen, dass die festgelegten Schutz- und Sicherheitsabstände ausreichend Sicherheit im Störfall geben. Die deutschen Regelungen berufen sich im wesentlichen auf NATO-Vorschriften und sind abgesichert durch deutsche Versuche. Aufgrund der vorwiegenden Anwendung/Lagerung insensibler Sprengstoffe, wie ANFO und Emulsionssprengstoffe, sind Lagermassen (Lagerkammer bzw. Silokammer) > 5 t vertretbar aufgrund der geringeren Auslösewahrscheinlichkeit. Bei der untertägigen Lagerung sind die Gefährdungen durch Sprengstoffschwaden im Störfall zu berücksichtigen.

Die Entwicklung hinsichtlich der Sicherheitsbetrachtungen zu Sprengstofflagern geht zur quantitativen Risikoanalyse in Verbindung mit numerischen Berechnungen (Computer-Codes) der Störfallauswirkungen. Diese Möglichkeiten sollten zukünftig verstärkt genutzt werden.

## 5 Literatur

- [1] Richtlinien für die Errichtung und den Betrieb von Sprengmittellagern unter Tage des Nichtsteinkohlenbergbaus (Schlussentwurf), 2005, AK Sprengwesen unveröffentlicht
- [2] Kirsch A. u.a.: Sprengmittellager und Sprengmittelaufbewahrungseinrichtungen, Abschlussbericht, 1976, IfB Freiberg, unveröffentlicht
- [3] Schneiderbauer K.-D. u. Weber F.: Integrierte geophysikalische Messungen in Vorbereitung und Auswertung von Großsprengversuchen am Erzberg/Steiermark, Österreichische Akademie der Wissenschaften, Wien 2003

**Dr. Holger Krebs**  
holger.krebs@bam.de

Bundesanstalt für Materialforschung und -prüfung (BAM)  
Fachbereich 2.5  
Unter den Eichen 87  
12205 Berlin



# Moderne Sprengtechnik im Tunnelbau am Beispiel der Hochgebirgsbaustelle Albulatunnel II

Clo Gregori

Société Suisse des Explosifs SSE

Eine Hochgebirgsbaustelle stellt hohe Anforderungen an die Belegschaft, Maschinen und Material, sowie an die Logistik. Beim Sprengvortrieb im Bahntunnel Albula II werden gepumpte Emulsionssprengstoffe verwendet, sowie eine besondere Art der nichtelektrischen Zündung aufgrund der projektspezifischen Erschütterungsaufgaben. Die Logistik nimmt auf dieser Baustelle nicht nur aufgrund ihrer peripheren Lage, sondern auch aufgrund der projektspezifischen Randbedingungen eine Schlüsselstelle ein.

## 1 Die Baustelle – Geographische Lage

### 1.1 Geographische Lage Albulatunnel

Der Albulatunnel befindet sich im Schweizer Kanton Graubünden (Abbildung 1). Er verbindet das Oberengadin im Süden mit der Region Mittelbünden im Norden. Es handelt sich um einen eingleisigen Eisenbahntunnel der Rhätischen Bahn.

Mit einer durchschnittlichen Meereshöhe von 1800 m.ü.M. zählt der Albulatunnel zum höchsten Alpendurchstich einer Vollbahn (vollwertige Bahnstrecke).

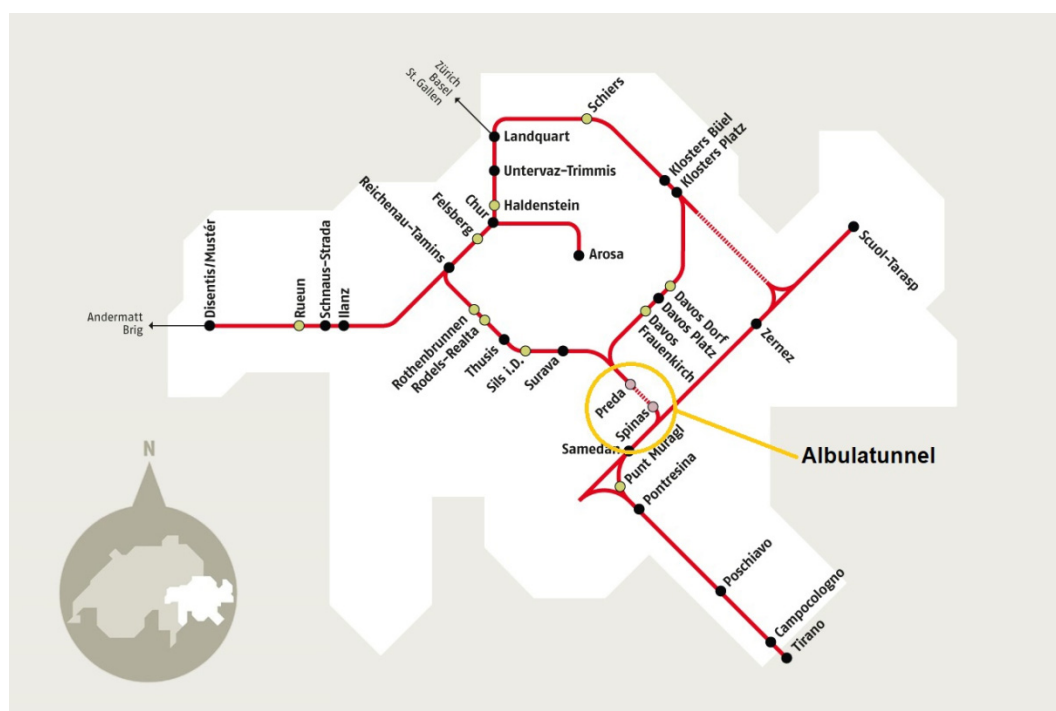


Abbildung 1: Geographische Übersicht; Quelle: [www.rhb.ch](http://www.rhb.ch)



## 2 Die Baustelle – Projektübersicht

### 2.1 Historischer Rückblick Albulatunnel I

Der historische Albulatunnel mit einer Länge von 5'864 Meter wurde in fünf Jahren Bauzeit von 1898 bis 1903 gebaut (Abbildung 2). Damals arbeiteten 1'316 Mann am Tunnel, es gab unzählige Verletzungen und 21 Arbeiter verloren ihr Leben.



**Abbildung 2: Schichtwechsel beim Südportal des AT I um 1900; Quelle: [www.rhb.ch](http://www.rhb.ch)**

Seit 2008 ist der Albulatunnel Bestandteil des UNESCO Welterbes «Rhätische Bahn in der Landschaft Albula/Bernina». Dadurch sind diverse Bauten und Anlagen als schützenswert eingestuft. Diese unter dem Schutz des UNESCO-Inventars stehenden Objekte dürfen nicht tangiert werden, bzw. sind mit Auflagen versehen. In Abbildung 3 ist ein geschütztes Wärterhaus zu sehen welches sich auf dem Installationsplatz Nord befindet.



**Abbildung 3: Installationsplatz Nord mit ehemaligem Wärterhaus, Quelle: ARGE NAT II**

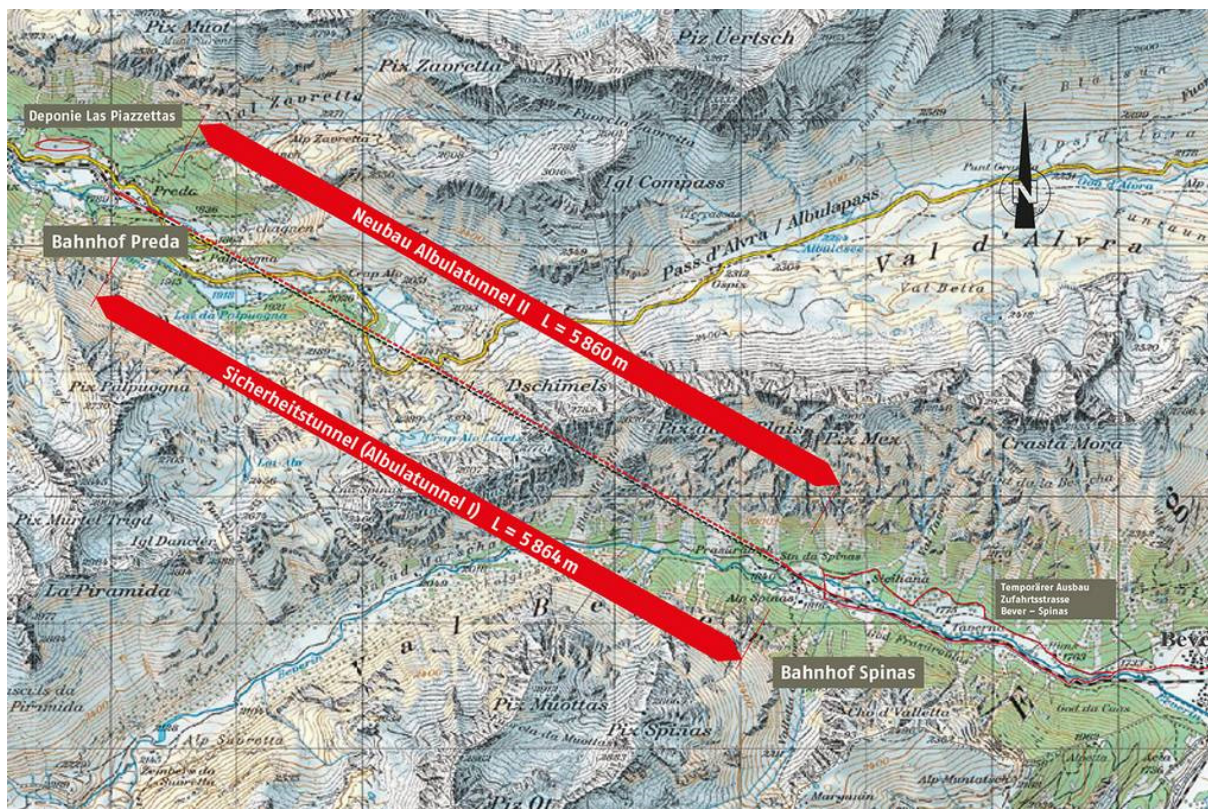
Im Jahr 2006 wurden bei einer Zustandserfassung des Tunnels erhebliche Mängel und Schäden an der Bausubstanz, sowie erforderlicher Nachholbedarf bezüglich der Sicherheit festgestellt. Mehr als die Hälfte der 5'864 Meter langen Tunnelröhre befindet sich in schlechtem Zustand und muss erneuert werden. Nach eingehender Prüfung der Varianten „Instandsetzung“ einerseits und „Neubau“ andererseits, entschied sich die Rhätische Bahn 2010 für einen Neubau.

Nach der Inbetriebnahme des neuen Albulatunnels wird der bestehende Tunnel, welcher während dem Bau noch unter Betrieb steht, als Sicherheitstunnel umgerüstet.

## 2.2 Lage

Der neue Albulatunnel II mit einer Länge von 5'860 Meter wird im Abstand von 30 m parallel zum bestehenden Tunnel erstellt (Abbildung 4). Die beiden Tunnelröhren werden durch zwölf Querverbindungen verbunden.

Wie eingangs erwähnt handelt es sich beim Projekt Albulatunnel II um eine Hochgebirgstunnelbaustelle. Das Tunnelportal Preda liegt auf 1'789 m.ü.M. und das Tunnelportal Spinas auf 1'814 m.ü.M..



**Abbildung 4: Projektübersicht; Quelle: [www.rhb.ch](http://www.rhb.ch)**

Eine weitere Besonderheit stellt der Winterbetrieb dar. Im Winter muss der Vortrieb aufgrund der vertraglichen Bedingungen für 2,5 Monate unterbrochen werden.

Ausserdem ist während dieser Zeit die Zufahrtsstrasse zum Installationsplatz Preda für jeglichen Verkehr gesperrt, weil diese als „Schlittelbahn“ genutzt wird.

## 2.3 Eckdaten

Auftraggeber:	Rhätische Bahn AG
Unternehmung:	ARGE NAT II (PORR SUISSE AG und Walo Bertschinger AG)
Ausführung:	01.04.2015 – vsl. 05.2021
Auftragswert:	CHF 125 Mio.
Eingleisiger Eisenbahntunnel	
Gesamtlänge:	5'860 m
Vortriebsart:	Angriff von beiden Portalen mit LGV und SPV unter Bahnbetrieb
Ausbruchsquerschnitt:	~ 34 bis 46 m <sup>2</sup> (Störzone Bereich Rauwacke: bis zu 60 m <sup>2</sup> )
Sonstiges:	12 Querverbindungen, 3 davon befahrbar, Nischen für Entwässerung und Bahntechnikanlagen

## 3 Sprengtechnische Besonderheiten

### 3.1 Vortrieb unter Bahnbetrieb

Da der Achsabstand des neuen Tunnels zum Albulatunnel I nur 30 Meter beträgt, und dieser während den Ausbruchsarbeiten in Betrieb bleibt, muss die Sicherheit des bestehenden Tunnels gewährleistet sein.

Hierfür wurden von der Bauherrschaft bereits im Vorfeld Messungen gemacht, um die Machbarkeit des Sprengvortriebs im Nahbereich der bestehenden Anlagen zu überprüfen. Dabei wurde der Zustand des Albulatunnels I aufgenommen und in fünf verschiedene Empfindlichkeitsklassen unterteilt. Auf Grundlage dieser Ausarbeitung wurden Erschütterungsrichtwerte für den Schutz des bestehenden Tunnels bestimmt, welche beim Sprengvortrieb des Albulatunnels II eingehalten werden müssen.

Diese Erschütterungsrichtwerte können innerhalb von wenigen Metern variieren, weshalb ein Messnetz zur Überwachung der Erschütterungen im Albulatunnel I installiert wurde.



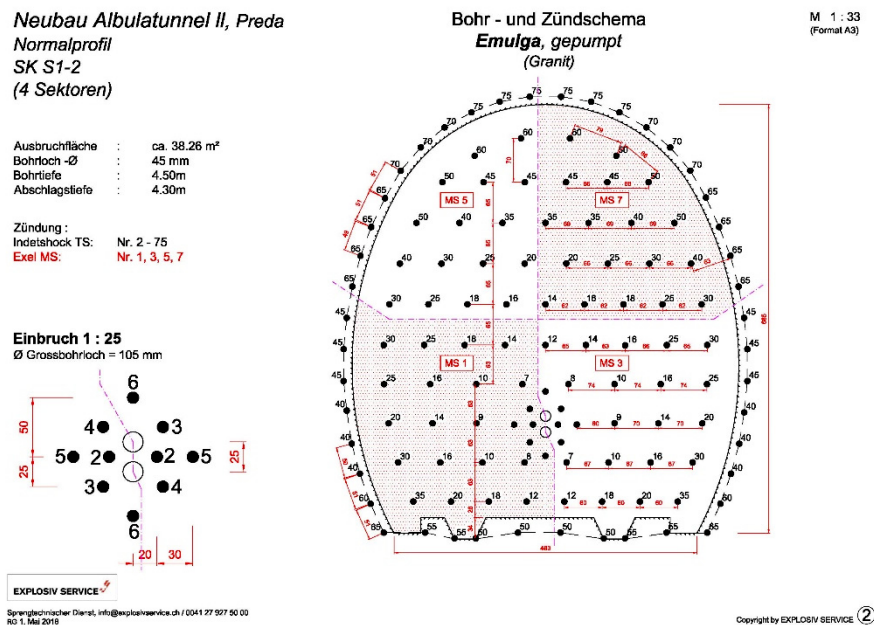
Die Erschütterungsmessungen finden bei jeder Sprengung statt. Zusätzlich wird nach jeder Sprengung eine visuelle Kontrolle im Albulatunnel I durch den zuständigen Sicherheitschef durchgeführt. Sind die Erschütterungswerte über den Richtwerten, so muss das Sprengschema entsprechend überarbeitet und angepasst werden.

Bei Überschreitung der Richtwerte können folgende Massnahmen getroffen werden:

- Abschlagslänge reduzieren
- Lademenge pro Zündstufe reduzieren
- Abstände der Bohrlöcher reduzieren
- Anzahl der Zündstufen erhöhen
- Unterteilen des Querschnitts in Sektoren

Die Erarbeitung und Anpassung der Bohr-, Lade- und Zündschemata erfolgt in enger Zusammenarbeit mit dem Lieferanten der Spreng- und Zündmittel Soci t  Suisse des Explosifs (SSE).

Die Sprengpl ne, welche grunds tzlich auf ein gebirggschonendes Sprengen mit m glichst geringen Ersch tterungswerten ausgelegt sind, werden w hrend des Vortriebs immer auf die aktuellen Gegebenheiten angepasst (Abbildung 5). S mtliche Sprengpl ne m ssen von der Bauleitung genehmigt werden.



**Abbildung 5: Sprengplan mit Bohr- und Z ndschema; Quelle: SSE**

Während den Sprengungen wird der Albulatunnel I für den Zugverkehr gesperrt. Die Sprengungen müssen vom verantwortlichen Vortriebspolier der Leitstelle der Rhätischen Bahn gemeldet werden. Erst wenn diese die Strecke gesperrt hat, darf gezündet werden. Nach erfolgter Sprengung und Kontrolle kann der Leitstelle die Freigabe der Strecke mitgeteilt werden.

### **3.2 Transport und Lagerung von Sprengmitteln**

Grundsätzlich verlangt der Bauherr, dass Transporte auf der Bahn durchzuführen sind. Die Sprengmittel können auf der Strasse transportiert werden. Die Baustellenzufahrten sind mit Einschränkungen bezüglich des Lastwagenverkehrs belegt. So ist die Strasse zum Installationsplatz Preda nur mit einer Lastbeschränkung von 18 Tonnen sowie einer maximalen Höhe von 3.3 Meter und einer maximalen Breite von 2.3 Meter befahrbar. Die Zufahrtsstrasse zum Installationsplatz Spinas weist eine Lastbeschränkung von 28 Tonnen sowie einer maximalen Breite von 3.0 Meter auf.

Der Transport der Sprengmittel vom Werk auf die Baustelle ist durch die internationalen ADR-Vorschriften, sowie durch die im jeweiligen Land geltenden nationalen Vorschriften geregelt. Beim Transport der Komponenten für die gepumpten Emulsionssprengstoffe sind ebenfalls die ADR-Vorschriften zu beachten. Es müssen jedoch weniger Auflagen als bei den Explosivstoffen erfüllt werden. Die Verantwortung für den Transport der Sprengmittel und Komponenten unterliegt grundsätzlich dem Lieferanten der Sprengmittel.

Der Sprengstofftransport auf der Baustelle vom Baustellenlager zur Verwendungsstelle, sowie die Lagerung obliegen dem Bauunternehmer.

Aufgrund der grossen Mengen an Sprengmittel, welche beim Vortrieb des Albulatunnels II benötigt werden, wurden auf den Installationsplätzen auf beiden Vortriebsseiten Sprengmittellager über Tage errichtet.

Die Standorte der Sprengmittellager müssen so geplant sein, dass sie einen entsprechenden Sicherheitsabstand zu Verkehrswegen, sowie Arbeits- und Wohnbereichen haben. Die Lager müssen mit Sand überdeckt werden, um bei einem allfälligen Ereignis die Auswirkungen auf Personen und die Umgebung möglichst gering zu halten (Abbildung 6). Die Tür muss gegen Diebstahl gesichert sein. Um ein Gefrieren der Sprengstoffe zu verhindern, werden die Lager auf dieser Meereshöhe mit einer Heizung versehen.

Des Weiteren werden die patronierten Sprengstoffe, Zündschnüre und Booster getrennt von den Zündmitteln gelagert, um eine unbeabsichtigte Zündung zu verhindern.



**Abbildung 6: Sprengmittellager über Tage; Quelle: ARGE NAT II**

Bei den im Vortrieb des Albulatunnel II angewendeten Emulsionssprengstoffen entfällt die erschwerte Lagerhaltung nach dem Sprengstoffgesetz, weil es sich bei den drei Komponenten nicht um Explosivstoffe handelt. Die Emulsion kommt in Containern à 1'400 kg abgefüllt auf die Baustelle und muss bei ca. 15° C gelagert werden. Abbildung 7 zeigt einen geheizten Lagercontainer Untertage. Die Reaktive für die Sensibilisierung der Emulsion werden in IBC-Container à 1'000 l geliefert und ebenfalls im Tunnel gelagert. Der Transport vom Lagercontainer zur Ortsbrust erfolgt mit dem eigens dafür vorgesehenen Mischladefahrzeug, welches an die Anforderungen der Baustelle angepasst ist.





**Abbildung 7: Lagercontainer für die Emulsion; Quelle: ARGE NAT II**

## 4 Sprengmittel

Im Leistungsvortrieb sind moderne Sprengmittel nicht mehr wegzudenken. Seit nunmehr 20 Jahren werden in der Schweiz mit grossem Erfolg gepumpte Emulsionssprengstoffe eingesetzt. Sie zeichnen sich auf der Baustelle durch eine einfache Lagerung und eine sichere Anwendung aus. Der Einsatz gepumpter Emulsionssprengstoffe wurde schrittweise weiterentwickelt und bestimmt heute den Stand der Technik im Sprengwesen.

### 4.1 Emulsionssprengstoff gepumpt

Die Société Suisse des Explosifs stellt verpumpbare Emulsionssprengstoffe an ihrem Produktionsstandort in Gamsen her. Diese werden unter dem Handelsnamen EMULGA für den untertägigen Einsatz, und TREMEX für den übertägigen Einsatz auf den Markt gebracht.

Gepumpte Emulsionssprengstoffe sind explosivstofffreie, wasserhaltige Sprengstoffe für gewerbliche Sprengarbeiten. Sie zeichnen sich durch hohe Leistung bei gleichzeitig hoher Handhabungssicherheit aus. Die Emulsionssprengstoffe besitzen folgende Vorteile:

- hohe Detonationsgeschwindigkeit
- hohe Wasserbeständigkeit
- geringe Schwadentoxizität
- vollständige Ausnutzung des gesamten Bohrlochvolumens
- keine giftigen Sprengstoffbestandteile

Kennwerte der EMULGA:

- Energie 3.0 MJ/kg
- Gasvolumen bei 0 °C 960 l/kg
- Sauerstoffbilanz 0.0 %
- Dichte 0.9 – 1.2 g/cm<sup>3</sup>
- Detonationsgeschwindigkeit 3'900 – 5'000 m/s
- Schlagempfindlichkeit > 50 J

Die Produktion des verpumpbaren Emulsionssprengstoffs EMULGA erfolgt an der Ortsbrust mit einer Mischladeeinheit vom Typ MORSE (**MO**dule de **R**epompage et de **S**ensibilisation d`**E**mulsion). Abbildung 8 zeigt eine solche Mischladeeinheit die auf ein beliebiges, der Baustelle angepasstes Trägerfahrzeug aufgebaut werden kann.

Die MORSE besteht im Wesentlichen aus:

- den Tanks für die Emulsion, die beiden Reaktiven (Sensibilisierungstoffe) und das Wasser;
- den Pumpen für die verschiedenen Komponenten;
- einer Hydraulikanlage für den Antrieb der Pumpen;
- der elektrischen Anlage mit Mikroprozessor für die Steuerung und Überwachung
- der Kabelfernsteuerung und Funkfernsteuerung;
- den beiden Ladeschläuchen mit auswechselbaren Mischdüsen und Boosterrohre.



**Abbildung 8: MORSE auf Trägerfahrzeug; Quelle: SSE**

Die für den Betrieb nötige Energie (380 V / 20 A) und Wasser (50 l/min bei min. 6 bar) werden von dem Bohrjumbo genommen.

Beim der MORSE werden die Komponenten auf der Einheit vorgemischt und mit einer Förderleistung von 30 bis 50 kg/min in das Bohrloch gepumpt. Das Wasser dient dabei als Schmierfilm im Ladeschlauch. Am Ende des Ladeschlauches ist ein statischer Mischer montiert. Über diesen erfolgt die Endmischung der Komponenten zur fertigen EMULGA.

Dieses Verfahren bietet den Vorteil, dass sich im Ladeschlauch noch keine explosionsfähige Mischung befindet.

Die MORSE besitzt zwei Ladelinien welche alternierend angesteuert werden können.

Der Pumpzyklus kann mit der Funkfernsteuerung von der Ortsbrust ausgelöst werden. Die Sprengstoffmenge, welche pro Pumpzyklus in das Bohrloch geladen werden soll kann, beliebig eingestellt werden. Abbildung 9 zeigt die Ladearbeiten mit dem Ladeschlauch.



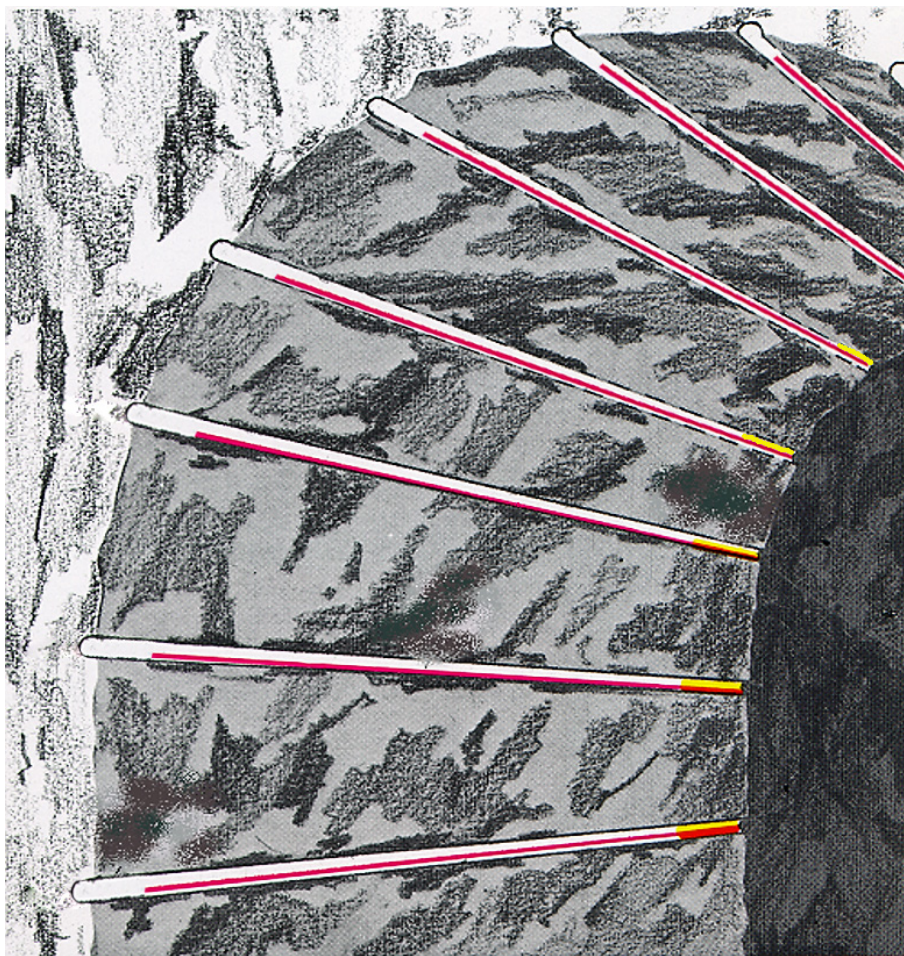
**Abbildung 9: Ladearbeiten im Vortrieb Preda; Quelle: SSE**

Die Lademenge pro Bohrloch wird über die Länge der Ladesäule definiert und wurde für den Granit des Albulatunnels II wie folgt gewählt:

- Einbruch: 80 % der Bohrlochlänge
- Helfer: 60 - 70 % der Bohrlochlänge
- Sohle: 80 % der Bohrlochlänge
- Profil: Die Profillöcher werden mit einer gepumpten Fussladung von 0.5 – 1.0 kg und Sprengschnur Detonex® 80 (80 g/m) geladen.

Die Detonex® 80 wird im Tunnelbau zum profilgenauen Sprengen der Randlöcher von Parament und Kalotte verwendet. Das Laden ist einfach und geht rasch vor sich. Abbildung 10 zeigt die mit Sprengschnur geladenen Profillöcher.





**Abbildung 10: Profillöcher geladen mit Detonex® 80; Quelle: SSE**

Der spezifische Sprengstoffverbrauch beträgt im Albulagranit zwischen 3.7 und 4.2 kg/m<sup>3</sup>.

Für diese Felsart wurde eine Sprengstoffdichte von 1.15 g/cm<sup>3</sup> gewählt. Diese wird über die Menge der Reaktive eingestellt.

Zur Initiierung benötigt die EMULGA eine Verstärkungsladung (Booster). Es werden Verstärkungsladungen vom Typ BOOSTER DX 80 eingesetzt (Abbildung 11). Dieser besteht aus einem 16 cm langen Stück Sprengschnur Detonex® 80 g/m mit vormontiertem Zünderverbinder.



**Abbildung 11: BOOSTER DX 80 mit montiertem Zünder; Quelle: SSE**

#### 4.2 Zündermittel / Zündsystem

Im Untertage werden in der Schweiz hauptsächlich die nichtelektrische Zündung und bei besonderen Bedingungen die elektronische Zündung angewendet. Die elektrische Zündung ist seit einigen Jahren vollständig aus dem Untertag verschwunden.

Aufgrund des parallel führenden und in Betrieb stehendem Albulatunnel I wird aus erschütterungstechnischen Gründen zum grössten Teil die Sektorzündung eingesetzt. Es wird mit 4 bis 6 Sektoren gearbeitet, so dass dort, wo die Sicherungsklassen es zulassen, problemlos Abschlagslängen von 4 m erreicht werden.

Bei der Sektorzündung werden die Bohrlochzünder zusätzlich an der Oberfläche mittels nichtelektrischer Kurzzeitzünder verzögert. Je nach Anzahl der gewählten Sektoren resultiert somit für jedes Bohrloch eine eigene Zündzeit.



Auf der Baustelle Albulatunnel II werden die nichtelektrischen Zünder in einem separaten Container neben den Sprengmittellagern für jeden Abschlag zusammengestellt. Die vorbereiteten Zünder werden in Zünderkisten zur Ortsbrust transportiert, dort mit den Boostern verbunden und in die Bohrlöcher verteilt.

Nach Beendigung der Ladearbeiten werden die Zünderschläuche der einzelnen Sektoren zu Schlauchbündeln zusammengenommen und mit einem Bündelzünder, bestehend aus einer Sprengschnurschlaufe Detonex® 5 g/m, initiiert (Abbildung 12). Diese Bündelzünder werden mit einem Kurzzeitzeitzünder der Stufen 1, 3, 5 usw. gezündet.



**Abbildung 12: Nichtelektrisches Zündsystem mit vier Sektoren; Quelle: SSE**



Die Initiierung des nichtelektrischen Zündsystems erfolgt mit einem elektrischen HU-Zünder der Stufe 0. Abbildung 13 zeigt die Zündung der Kurzzeitzünder an der Oberfläche gefolgt von der Initiierung der Sektoren 1 bis 4.



**Abbildung 13: Initiierung der 4 Sektoren; Quelle: SSE**

## 5 Schlussbemerkungen

Die Sprengarbeiten im Albulatunnel II stellen an alle Beteiligten hohe Ansprüche. Die besonderen Herausforderungen sind sicher die geografische Lage der Baustelle, die zum Teil schlechte Bausubstanz im parallel verlaufenden Albulatunnel I sowie der laufende Zugbetrieb dort. Zudem ist eine Vielzahl von Auflagen, Einschränkungen und Vorschriften zu berücksichtigen. Diese verlangen eine hohe Flexibilität von der Bauunternehmung mit ihren Mitarbeitern wie auch dem Sprengmittellieferant. Ein reibungsloser Vortrieb kann auf einer so komplexen Baustelle nur durch eine partnerschaftliche Zusammenarbeit aller Beteiligten erreicht werden.

**Clo Gregori**  
c.gregori@explosif.ch

Société Suisse des Explosifs SSE  
Postfach 636  
CH-3900 Brig

## **GASFÖRMIGE EMISSIONEN DES SPRENGSTOFFS ANDEX LD**

### **Welche sind die tatsächlichen Werte in untertägigen Anwendungen?**

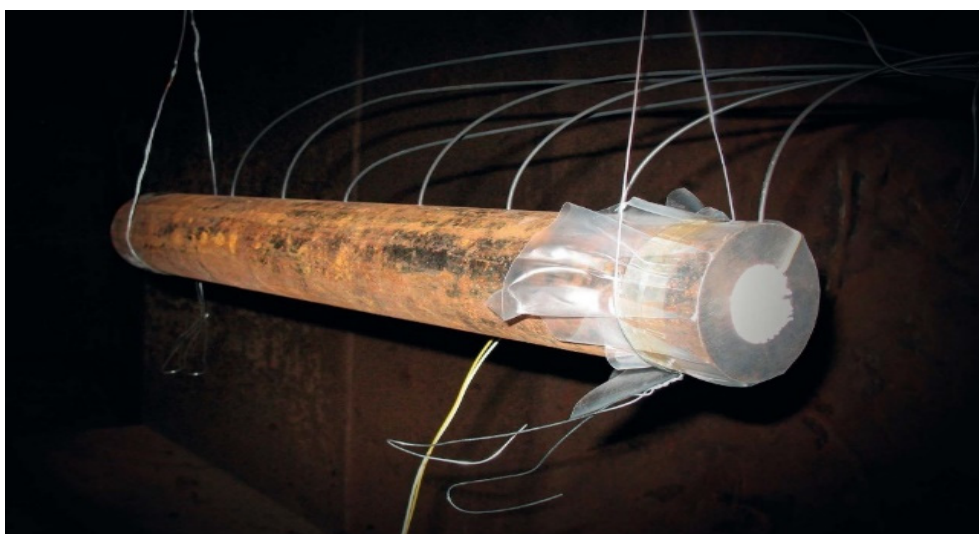
Dr. Michael Elfferding, Dr. Rüdiger Triebel, Dr. Uwe Wachsmuth  
K+S Aktiengesellschaft, MSW-CHEMIE GmbH

#### **Kurzfassung**

Die oben genannte Frage stellt sich im Kontext der kürzlich erlassenen Arbeitsplatzgrenzwerte für Stickoxide in Deutschland (TRGS 900) insbesondere für den untertägigen Bergbau. Die Bergbauindustrie in Deutschland hat eine 5-jährige Übergangsfrist erwirkt, bevor die neuen Grenzwerte auch unter Tage gelten werden. Im untertägigen Kali- und Steinsalzbergbau der K+S Gruppe erfolgt das Lösen der Wertminerale und Gesteine überwiegend mit Bohr- und Sprengtechnik. Hierfür wird der Sprengstoff ANDEX LD genutzt, der von MSW-CHEMIE GmbH, einer 100%igen Tochtergesellschaft der K+S Aktiengesellschaft, produziert wird. Dieser Artikel behandelt die Übertragbarkeit von Messwerten der Gasemissionen aus Versuchssprengungen mit ANDEX LD im Sprengtunnel auf die Gasemissionen bei der realen sprengtechnischen Anwendung im Kali- und Steinsalzbergbau unter Tage. Meist werden Ergebnisse von Versuchssprengungen unter standardisierten Bedingungen genutzt, um Sprengstoffe zu charakterisieren und miteinander zu vergleichen. Tatsächlich werden ANC-Sprengstoffe (ANC = Ammoniumnitrat-Kohlenstoff, im englischen Sprachgebrauch ANFO = Ammonium Nitrate Fuel Oil), wie ANDEX LD der MSW-CHEMIE GmbH, in der Literatur üblicherweise als nicht ideale Sprengstoffe bezeichnet, deren Detonationsverhalten stark von den spezifischen Bedingungen bei der Sprengung abhängt. Dieses Wissen ist in der Literatur gut dokumentiert, dennoch ist es nicht möglich, von diesen Daten quantitativ auf die Gasemissionen von ANDEX LD in der Anwendung unter Tage zu schließen. Daher wurde eine Testserie mit variierenden Bedingungen bei MSW-CHEMIE GmbH durchgeführt. Es wurde der Einfluss der Einschlussbedingungen sowie der Einfluss der Länge der Ladesäule auf die entstehenden Konzentrationen an Stickoxiden und Kohlenstoffoxiden untersucht. Ausgehend von den Untersuchungsergebnissen wurden Testbedingungen ausgewählt, die der untertägigen Anwendung entsprechen sollten und diese Ergebnisse mit realen Messungen unter Tage verglichen. Ferner werden Testergebnisse für ANDEX 1, ANDEX LD und einem bei MSW neu entwickelten Sprengstoff unter diesen standardisierten Testbedingungen verglichen.

## GAS EMISSIONS OF ANDEX LD EXPLOSIVES – WHAT IS THE TRUE VALUE IN UNDERGROUND MINING OPERATIONS?

The above question arises in the context of recently released Occupational Exposure Limits (OELs) for Nitrogen Oxides in Germany (TRGS 900) especially with regard to the consequences for underground mining operations. The mining industry in Germany has succeeded in a 5-year transitional period for the application of the new OELs. K+S Aktiengesellschaft applies drilling and blasting as the main extraction method in underground mines. Therefore, the explosive ANDEX LD (brand name of standard ANFO blasting agent) is used, which is produced by MSW-CHEMIE GmbH, a 100 % K+S subsidiary. This article focusses on the transferability of small-scale blasting test results for determination of gas emissions to underground blasting emissions conducted with ANDEX LD under real conditions. Often these test results are used to characterize and to compare the employed explosives. However, all ANFO explosives are considered as non-ideal explosives whose detonation behavior strongly depends on the specific conditions. This knowledge is well documented, nevertheless the quantitative influence on the emission of Nitrogen Oxides cannot be easily deduced from literature. Therefore, a series of investigations on the test conditions has been conducted at MSW-CHEMIE GmbH. This article shows the influence of varying test conditions – confinement and length of the explosive column – on the resulting Nitrogen Oxides and Carbon Oxide emissions. Based on the experimental results a standardized test setup is chosen and the blasting results of this small-scale steel tube test are compared to real underground measurements. Furthermore, test results of ANDEX 1 (Ammonium Nitrate Diesel Fuel Explosive), ANDEX LD (low density), and a new low emission ANC explosive recently developed by MSW-CHEMIE GmbH are presented.



**Abbildung 1: Stahlrohr mit Sprengladung im Sprengversuchstunnel der MSW-CHEMIE GmbH**



**Abbildung 2: Splitter der Stahlrohre verschiedener Sprengversuche**

## 1 Einleitung

Die Frage nach den wahren Schwadenemissionen von ANDEX LD (Ammoniumnitrat-Öl-Mischung) wird im Zusammenhang mit den kürzlich stark reduzierten Arbeitsplatzgrenzwerten (AGW) für Stickoxide in Deutschland relevant [1]. Für Stickstoffmonoxid (NO) wurde der Grenzwert von 25 auf 2 ppm und für Stickstoffdioxid (NO<sub>2</sub>) von 5 auf 0,5 ppm gesenkt. Eine Absenkung des CO-Grenzwertes ist auf europäischer Ebene derzeit in Diskussion. Diese Grenzwertsenkungen haben signifikante Einflüsse auf den Bergbaubetrieb unter Tage [2]. Für die Bergbauindustrie in Deutschland gilt eine Übergangsfrist für die Anwendung der neuen Grenzwerte von fünf Jahren, die neuen AGW für Stickoxide sind somit ab November 2021 im Bergbau anzuwenden.

In Deutschland betreibt die K+S Gruppe sieben untertägige Bergbaubetriebe, in denen das Lösen der Wertminerale und Gesteine überwiegend mit der Bohr- und Sprengtechnik erfolgt. Für die Vortriebs- und Gewinnungsarbeiten, die Förderung und den Personentransport kommen dieselgetriebene mobile Maschinen zum Einsatz. Die neuen für NO und NO<sub>2</sub> festgelegten AGW können (als Schichtmittelwerte) derzeit nicht eingehalten werden. K+S ist bestrebt, die Einhaltung dieser Werte in Zukunft zu erreichen, siehe auch G. Kübler, R. Triebel und M. Knappe in Kali und Steinsalz 02/2016 [2].

In diesem Zusammenhang stellt sich die Frage, welcher Anteil der Emissionen von NO und NO<sub>2</sub> durch den Betrieb der dieselgetriebenen Maschinen und welcher Anteil auf die Anwendung des Sprengstoffes ANDEX LD zurückzuführen ist. Dieser Artikel beschäftigt sich ausschließlich mit der Frage, ob der Eintrag von Stickoxiden und Kohlenstoffmonoxid durch den Einsatz von gering emittierenden Sprengstoffen reduziert werden kann und welche Datensätze zum Vergleich herangezogen werden können. Der Standard-Sprengstoff bei K+S ist ANDEX LD, der aus 94 % Ammoniumnitrat und 6 % Öl besteht.

MSW-CHEMIE GmbH, das Sprengstoffwerk der K+S Aktiengesellschaft, produziert ANDEX LD für deren Bergbaubetriebe in Deutschland, die Steinsalzindustrie und weitere Kunden im Bergbau. In der Diskussion um die neuen Grenzwerte stellt sich die Frage, inwieweit in kleinteiligen Sprengstofftests ermittelte Konzentrationen an NO, NO<sub>2</sub> und CO in den Schwaden genutzt werden können, um Vorhersagen über reale Emissionen und Expositionen unter Tage zu liefern.

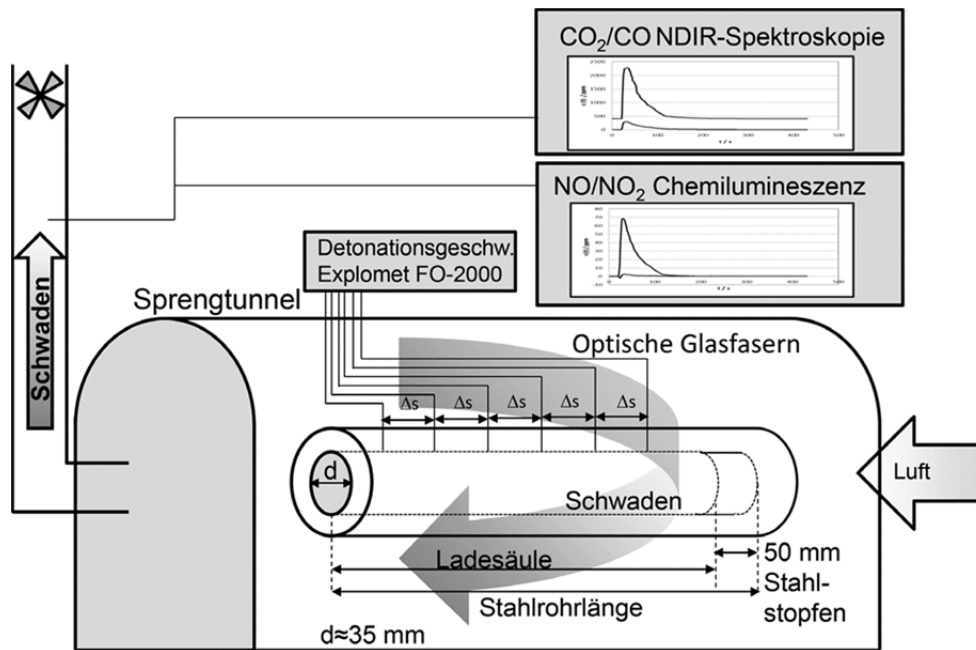
Allerdings werden alle ANC-Explosivstoffe (engl. ANFO) als nicht ideale Sprengstoffe angesehen, bei denen das Detonationsverhalten stark von den spezifischen Bedingungen abhängt. Diese Tatsache ist in der Literatur [3 - 12] gut dokumentiert, dennoch kann aus den Daten nicht quantitativ auf die Emissionen unter Tage geschlossen werden. Daher wurden bei MSW Untersuchungen zum Einfluss der Testbedingungen auf den Gehalt an NO, NO<sub>2</sub> und CO in den Sprengschwaden durchgeführt. Die Einschlussbedingungen wurden durch die Verwendung von unterschiedlich dicken Stahlrohren (3,6 – 17,5 mm Wandstärke) simuliert und die Länge der verwendeten Stahlrohre wurde von 500 – 1.500 mm Sprengstoffladesäule variiert. Zum Vergleich – in den K+S Bergbaubetrieben werden 7 m lange horizontale Bohrlöcher und vertikale Bohrlöcher mit 20 m Länge und mehr für die Bohr- und Sprengarbeiten verwendet. Der Durchmesser der Stahlrohre wurde bei 35 bzw. 35,2 mm konstant gehalten, womit dieser etwa dem unter Tage verwendeten Durchmesser von 38 mm entspricht. Zur Initiierung der Detonation wurde ein Sprengzünder der Zeitstufe 0 am geschlossenen Ende des Stahlrohres platziert.

## **2 Sprengversuchstunnel bei MSW-CHEMIE GmbH**

Für die Bestimmung der toxischen Schwadenbestandteile von Explosivstoffen kann die europäische Norm EN 13631-16 [13] Anwendung finden. Diese gilt allgemein für Explosivstoffe. Für lose Sprengstoffe, wie ANDEX LD, schreibt die Norm lediglich eine minimale Länge ( $\geq 7 \times$  Durchmesser der Sprengstoffladesäule oder 700 mm) vor; für die Einschlussbedingungen nennt die Norm keinerlei präzise Vorgaben. Ein Glas- oder Aluminium-Rohr mit „genügendem“ Einschluss bei dem spezifizierten minimalen Durchmesser soll in einem Mörser angeordnet werden. Vorgeschrieben ist weiterhin eine abgeschlossene Sprengkammer, bei der nach der Sprengung ein Druckanstieg entsteht, während bei realen Sprengungen ein sofortiger Druckausgleich stattfindet.

Der Testaufbau bei MSW hingegen hat zum Ziel, die realen Bedingungen unter Tage möglichst zutreffend nachzubilden. In einem beidseitig offenen Tunnel mit Zwangslüftung ohne Druck- und Temperaturerhöhung nach der Stoßwelle wird das gefüllte Stahlrohr im freien Querschnitt angeordnet. Abbildung 3 zeigt eine schematische Skizze des Versuchsaufbaus.





**Abbildung 3: Skizze des MSW-Sprengtunnels mit Stahlrohr und Messeinrichtungen**

Die bei der Sprengung emittierten Schwaden werden vollständig über eine Lutte abgesaugt, in der über eine Probenahmeleitung die Gase kontinuierlich den Messgeräten für CO/CO<sub>2</sub> (nichtdispersive IR-Spektroskopie, NDIR) und für NO<sub>x</sub>/NO/NO<sub>2</sub> (Chemilumineszenz-Messgerät) zugeführt werden. Gemäß Formel (1) wird der zeitabhängig aufgezeichnete Volumenanteil  $c(t)$  über die Zeit  $t$  integriert und dann mit dem in der Lutte gemessenen Volumenstrom  $\dot{V}$  multipliziert, um das emittierte Gasvolumen zu berechnen. Dieser Wert wird anschließend durch die im Experiment eingesetzte Sprengstoffmasse  $m$  in kg dividiert, so dass sich das spezifische Gasvolumen  $c$  pro Kilogramm Sprengstoff ergibt:

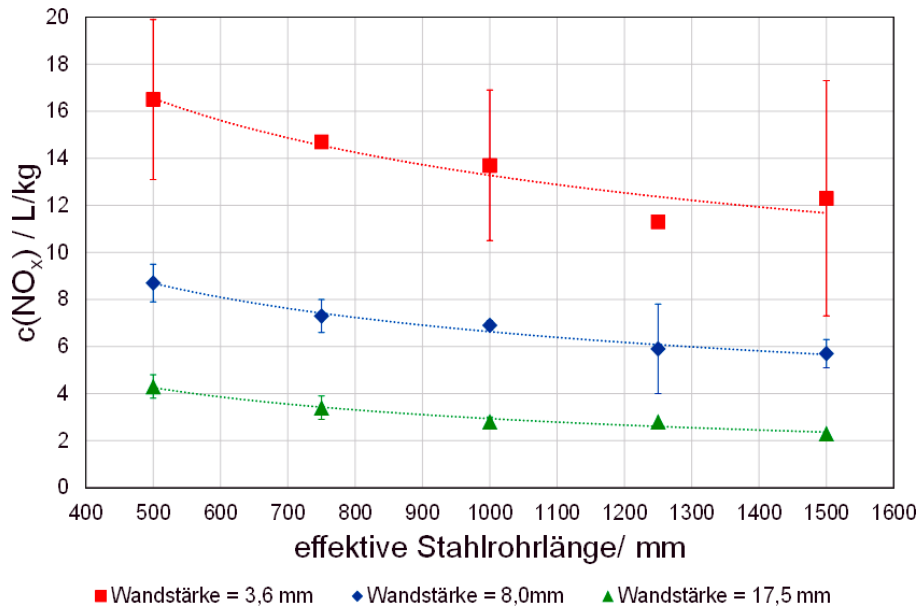
$$c = \frac{\int_0^t c(t) dt}{m} \dot{V} \quad (1)$$

Ferner wird das spezifische Gasvolumen  $c$  noch auf Normbedingungen korrigiert. Die Detonationsgeschwindigkeit wird über optische Glasfaserkabel detektiert, indem die Zeit bestimmt wird, bei welcher der Detonationsblitz an bestimmten Positionen im Stahlrohr vorbeiläuft, so dass die Detonationsgeschwindigkeit für mehrere Teilstrecken  $\delta s$  bestimmt werden kann.

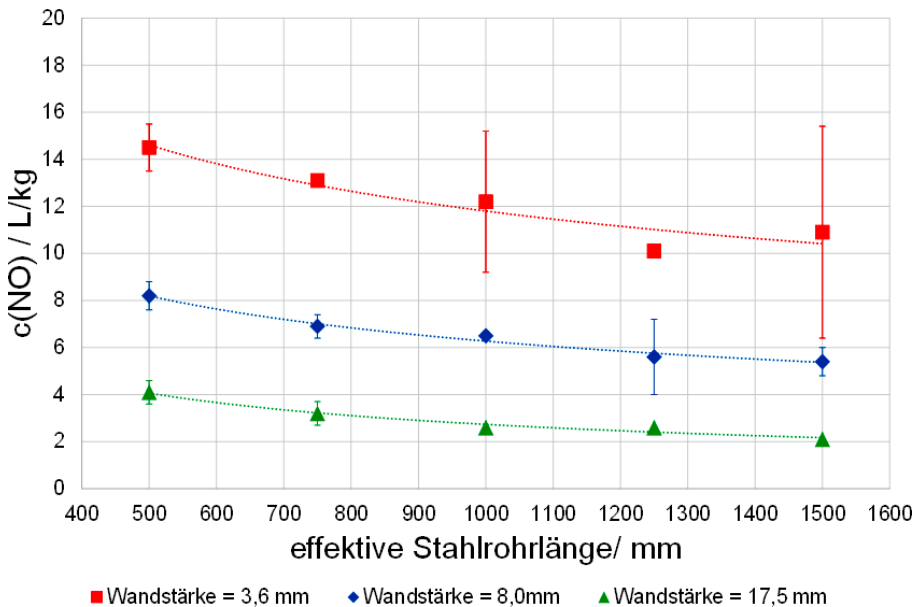
Für die hier beschriebenen Untersuchungen wurde der Durchmesser der Stahlrohre zwischen 35 und 35,2 mm konstant gehalten. Die Wandstärke der Stahlrohre wurde zwischen 3,6, 8,0 und 17,5 mm und die effektive Stahlrohrlänge (= Ladesäule) wurde zwischen 500, 750, 1.000, 1.250 und 1.500 mm variiert. Generell wurden für jeden Parametersatz in der Regel je drei Stahlrohrtest durchgeführt und daraus die 95 % Konfidenzintervalle berechnet.

### 3 Ergebnisse der Parameteruntersuchungen

Die Ergebnisse dieser Parameterstudie sind in den folgenden Abbildungen zusammengefasst. Die Abbildungen 4 bis 6 zeigen die Abhängigkeit der emittierten spezifischen Stickoxidvolumina ( $\text{NO}_x$ ,  $\text{NO}$  und  $\text{NO}_2$ ) in Abhängigkeit von der Stahlrohrlänge für verschiedene Stahlrohrwandstärken.

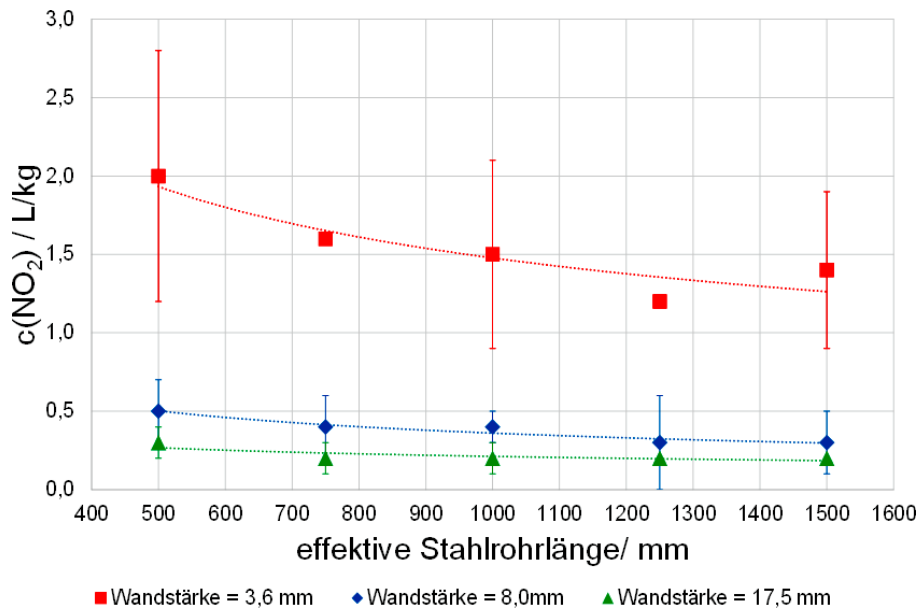


**Abbildung 4: Spezifische Gasvolumina der Stickoxide in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für verschiedene Stahlrohrwandstärken**



**Abbildung 5: Spezifische Gasvolumina Stickstoffmonoxid in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für verschiedene Stahlrohrwandstärken**

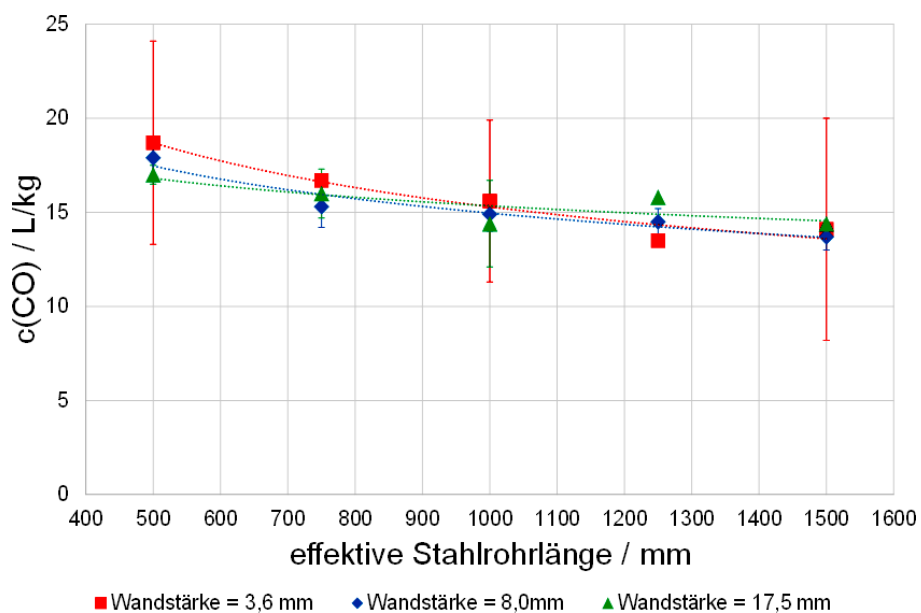




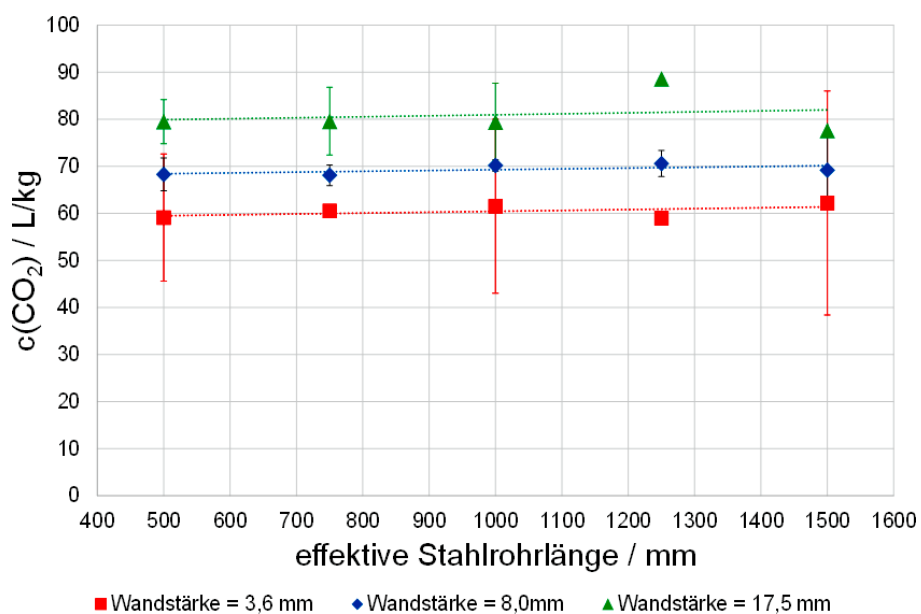
**Abbildung 6: Spezifische Gasvolumina Stickstoffdioxid in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für verschiedene Stahlrohrwandstärken**

Auffällig ist der generelle Trend, dass die Ergebnisse abhängig von der Stahlrohrlänge sind, für zunehmende Stahlrohrlängen werden die spezifischen Stickoxidvolumina geringer. Der zweite eindeutige Trend ist, dass die Wandstärke der Stahlrohre – also der Einschluss – einen starken Einfluss auf die Stickoxidemissionen hat. Je größer die Wandstärke, desto geringer sind die emittierten Stickoxidvolumina.

Im Gegensatz hierzu zeigen sich bei den Kohlenstoffoxiden (Abbildungen 7 und 8) ganz andere Trends. Für CO ist ebenfalls eine Abnahme der emittierten Gasvolumina mit steigender Stahlrohrlänge zu beobachten, während die Wandstärke der Stahlrohre keinen messbaren Einfluss auf die Ergebnisse hat. Die CO<sub>2</sub>-Volumina werden hingegen nicht von der Stahlrohrlänge beeinflusst, sondern sind von der Wandstärke der Stahlrohre abhängig: Je dickwandiger das Stahlrohr, desto größer ist das bei der Sprengung freiwerdende CO<sub>2</sub>-Volumen, unabhängig von der verwendeten Stahlrohrlänge.



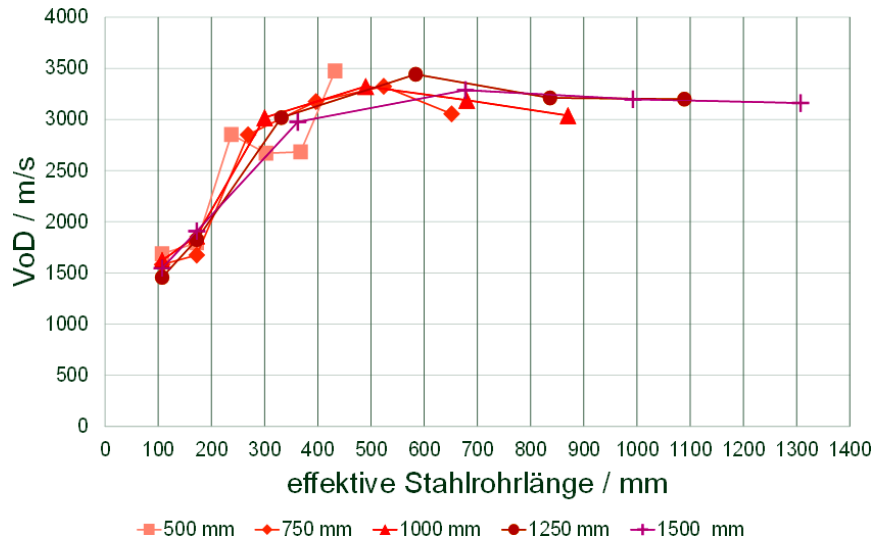
**Abbildung 7: Spezifische Gasvolumina Kohlenstoffmonoxid in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für verschiedene Stahlrohrwandstärken**



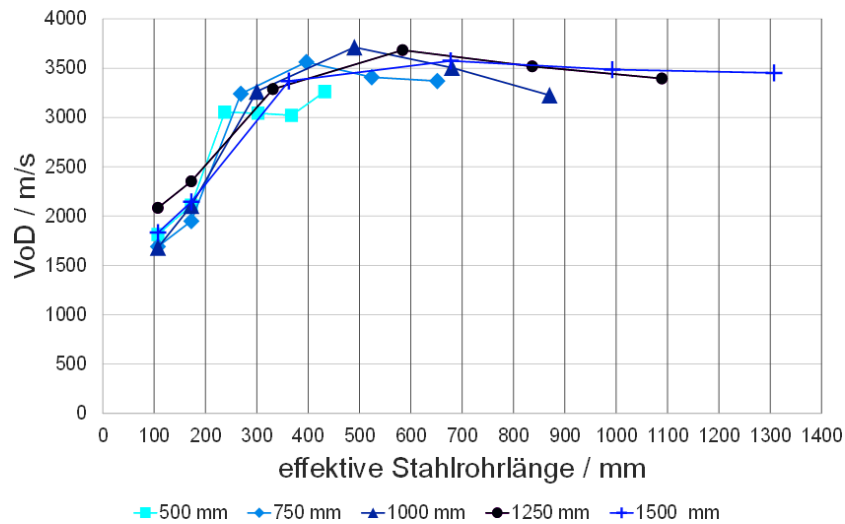
**Abbildung 8: Spezifische Gasvolumina Kohlenstoffdioxid in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für verschiedene Stahlrohrwandstärken**

Die Daten zeigen also eindeutig, dass sich das Verhalten der Stickoxide gleichgerichtet ist, während die Kohlenstoffoxide von diesem Verhalten abweichen und sich auch nicht untereinander gleichen.

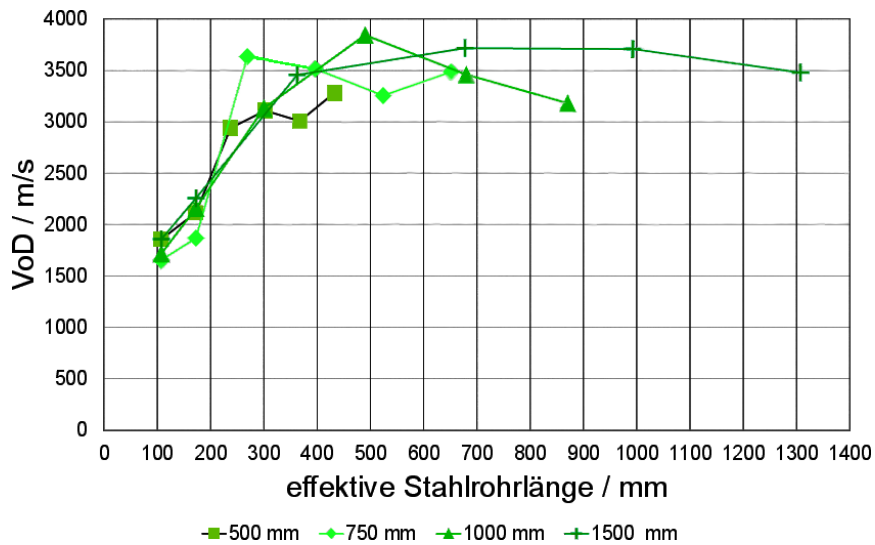
Um dieses Verhalten in Ansätzen zu verstehen, ist es sinnvoll, die aufgezeichneten Detonationsgeschwindigkeiten in den Abbildungen 9 bis 11 näher zu betrachten.



**Abbildung 9: Detonationsgeschwindigkeiten (Velocity of Detonation = VoD) in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für Stahlrohrwandstärke 3,6 mm**

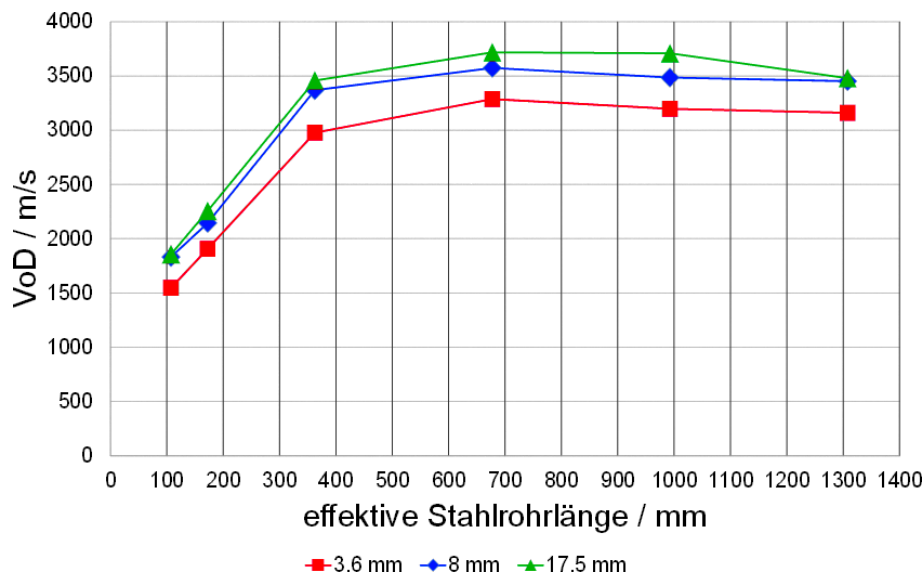


**Abbildung 10: Detonationsgeschwindigkeiten (Velocity of Detonation = VoD) in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für Stahlrohrwandstärke 8,0 mm**



**Abbildung 11: Detonationsgeschwindigkeiten (Velocity of Detonation = VoD) in Abhängigkeit der Stahlrohrlänge für Stahlrohrwandstärke 17,5 mm**

Alle aufgezeichneten Detonationsgeschwindigkeiten zeigen einen schnellen Anstieg bis ca. 300 mm Stahlrohrlänge, bevor die Detonationsgeschwindigkeit nicht mehr weiter ansteigt und einen in etwa konstanten Wert annimmt. Dieses „Anlaufverhalten“ von ANDEX LD ist zunächst unabhängig von den verschiedenen Wandstärken und von der Stahlrohrlänge. Somit wird auch klar, dass bei kurzen Rohrlängen die Anlaufstrecke einen größeren Einfluss auf die entstehenden Gasvolumina ausübt als bei langen Rohren, bei denen die relativ konstante Endgeschwindigkeit der Detonation über einen größeren Abschnitt auftritt.



**Abbildung 12: Detonationsgeschwindigkeiten in 1.500 mm langen Stahlrohren bei drei unterschiedlichen Stahlrohrwandstärken**

Weiterhin fällt auf, dass die Detonationsendgeschwindigkeit keine Stoffkonstante ist, sondern von der Wandstärke der Stahlrohre abhängt, wie das Abbildung 12 für 1.500 mm lange Stahlrohre bei verschiedenen Wandstärken verdeutlicht.

Je dickwandiger die Stahlrohre sind, desto höher sind die gemessenen Detonationsendgeschwindigkeiten, was als Indiz für eine eher vollständige und bessere chemische Reaktion gewertet werden kann.

Es stellt sich die Frage, was diese Beobachtungen für die Anwendung der Norm EN 13631-16 bedeuten. Da die Norm weder genaue Vorgaben bezüglich der Länge der zu verwendenden Rohre noch des zu verwendenden Materials oder dessen Wandstärke macht, können die damit gemessenen Ergebnisse untereinander nicht übertragbar sein, denn die ermittelten Größen sind nicht rein stoffspezifisch, sondern sie hängen entscheidend von diesen gewählten Bedingungen ab.

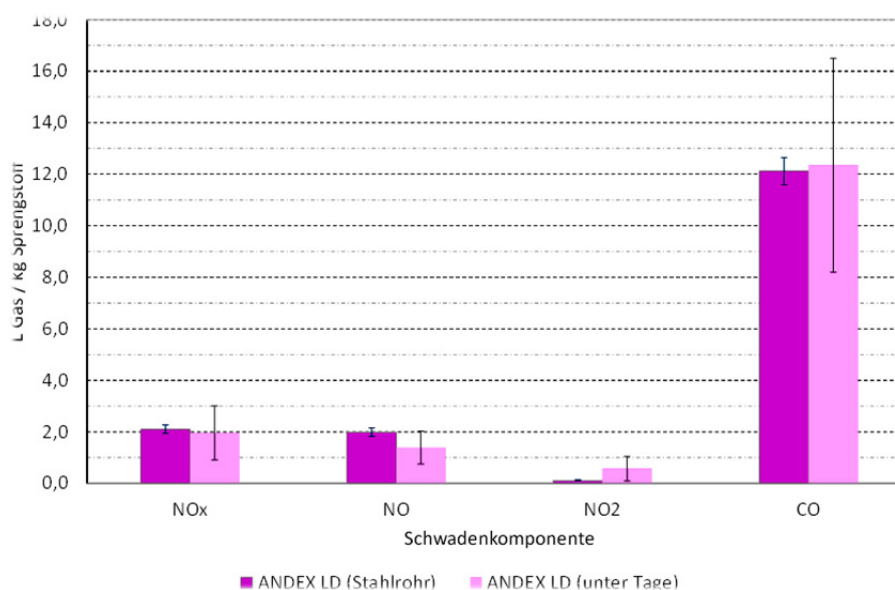
In Deutschland wird die EN 13631-16 hauptsächlich von der Bundesanstalt für Materialforschung und -prüfung (BAM) im Rahmen der Zulassung von Sprengstoffen verwendet. Hierbei sind die möglichen Einsatzbedingungen nicht

näher spezifiziert. Die ermittelten Schwadenwerte sind jedoch nicht zulassungsrelevant. Der Anwender hat dafür Sorge zu tragen, dass die Arbeitsplatzgrenzwerte eingehalten werden, z. B. durch entsprechende Warte- und Auswetterzeiten nach dem Sprengen. Für eine Risikobetrachtung im Rahmen einer Zulassung ist es daher wahrscheinlich notwendig, beispielsweise den Einschluss (= Wandstärke) möglichst gering zu wählen (Vorgabe der EN 13631-16: Glas oder Aluminiumrohre bei „genügendem“ Einschluss). Schließlich wird unter ungünstigen Bedingungen, also bei geringem Einschluss, erheblich mehr Gasvolumen an NO<sub>x</sub> emittiert als unter massivem Einschluss, beispielsweise in dickwandigen Stahlrohren. Allerdings sind die erhobenen Daten keine Stoffkonstanten, da sie wie gezeigt von den Einsatzbedingungen abhängen.

#### **4 Was heißt dies für Sprengungen unter Tage?**

Mit dem Wissen um diese Abhängigkeiten ist es machbar, die Testbedingungen so zu wählen, dass diese möglichst gut den Bedingungen unter Tage entsprechen. Für den Abbau in der flachen Lagerung der K+S Bergwerke sind beispielsweise Bohrlochdurchmesser von 38 mm bei einer Abschlagslänge von 7 m üblich. Als Testbedingungen bei MSW wurden daher ein Stahlrohrdurchmesser von 35 mm bei einer effektiven Stahlrohrlänge von 950 mm festgelegt. Die Verwendung längerer Stahlrohre wäre wünschenswert, würde jedoch auf Dauer große Schäden am Sprengtunnel verursachen. Ferner wurde die Wandstärke der Stahlrohre auf 17,5 mm festgelegt, weil unter Tage die Bohrlöcher in das Salzgestein gebohrt werden, wobei die sprengtechnische Vorgabe > 0,9 m beträgt und somit ebenfalls ein fester Einschluss gegeben ist.

Abbildung 13 vergleicht die Ergebnisse aus dem MSW-Stahlrohrtest (35 mm Stahlrohrdurchmesser bei 17,5 mm Wandstärke und 950 mm effektiver Stahlrohrlänge) mit Messungen sprengtechnischer Abschlüsse unter Tage des K+S Standortes Neuhof-Ellers.



**Abbildung 13: Vergleich der Emissionen für ANDEX LD im Stahlrohrtest und reale Sprengung unter Tage**

Die grundsätzliche Übereinstimmung der Emissionen von NO<sub>x</sub> und CO ist gegeben, wenn auch die Fehlerbalken der untertägigen Messungen naturgemäß etwas größer sind als bei Sprengungen unter standardisierten Testbedingungen. Der NO<sub>2</sub>-Messwert scheint unter Tage etwas höher als im Sprengtunnel zu liegen, dennoch ist eine gute Übereinstimmung festzustellen. Die Bedingungen des standardisierten Stahlrohrtests bei MSW bilden die Verhältnisse unter Tage hinreichend gut ab, um aus den Testergebnissen auf die zu erwartenden Emissionswerte unter Tage schließen zu können.

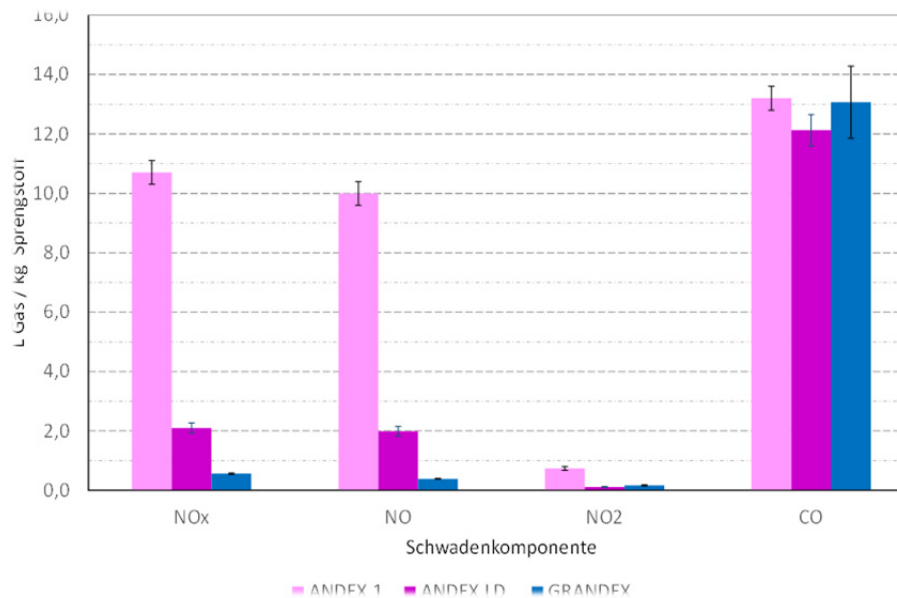
## 5 Sprengstoffentwicklung bei MSW-CHEMIE GmbH

MSW-CHEMIE GmbH hat den ANC-Sprengstoff kontinuierlich weiterentwickelt. Ende der 90er Jahre führte MSW neben dem Standardprodukt ANDEX 1 den dichter reduzierten Sprengstoff ANDEX 2000 ein. Dieser Sprengstoff zeichnete sich bereits durch niedrigere Emissionen an NO<sub>x</sub>, NO und NO<sub>2</sub> aus. Die Entwicklung mündete 2004 in der Markteinführung von ANDEX LD (LD für low density), der ANDEX 2000 ablöste. ANDEX 1 wurde für spezielle Anwendungen (vornehmlich Tagebaue) noch bis 2016 weiterproduziert, schließlich wurde die Produktion vollständig auf das emissionsreduzierte Produkt ANDEX LD umgestellt.

Eine gänzlich neue Entwicklung wurde aufgrund der Diskussion zu den neuen Arbeitsplatzgrenzwerten, wie in der Einleitung erläutert (siehe TRGS 900), bei MSW angestoßen. Ein neuartiger, rieselfähiger Sprengstoff, bei dem auf den Einsatz von Öl völlig verzichtet und der ANDEX LD in seiner Einsatzform grundsätzlich gleicht, wurde unter dem Pilotnamen GRANDEx zum Patent [14] angemeldet.



Abbildung 14 stellt die sprengstoffspezifischen Emissionsvolumina an  $\text{NO}_x$ ,  $\text{NO}$ ,  $\text{NO}_2$  und  $\text{CO}$  im zuvor beschriebenen standardisierten MSW-Stahlrohrtest für ANDEX 1, ANDEX LD und GRANDEX gegenüber. Es ist eindeutig zu sehen, wie erheblich die Reduktion der Stickoxidvolumina durch diese Entwicklungsschritte ist, während die Emission an  $\text{CO}$  für alle drei Sprengstoffe im Rahmen der Messgenauigkeit als quasi identisch zu betrachten ist.



**Abbildung 14: Emissionswerte verschiedener Entwicklungsstadien von ANC-Sprengstoffen der MSW-CHEMIE GmbH**

## 6 Fazit

MSW-CHEMIE GmbH hat für die Sprengstoffentwicklung einen standardisierten Stahlrohrtest entwickelt, dessen Bedingungen so ausgewählt sind, dass die Emissionswerte von ANDEX LD, dem aktuellen Standard-Sprengstoff für die Bergwerke der K+S Gruppe in Deutschland, hinreichend genau denen von realen Tests mit ganzen sprengtechnischen Abschlügen unter Tage entsprechen.

Die Anwendung der europäischen Norm EN 13631-16 [13] erscheint für diese Zwecke mangels des geringen Einschlusses des nicht idealen Sprengstoffes ungeeignet.

Weiterhin hat MSW-CHEMIE GmbH einen ANC-Sprengstoff entwickelt, der den NO<sub>x</sub>-Gehalt in den Sprengschwaden im Vergleich zum Stand der Technik (ANDEX LD) nochmals drastisch reduziert. Dieser Sprengstoff kann derzeit nur in kleinen Mengen produziert werden. Die Herausforderung besteht nun darin, das bisherige Laborkonzept in eine Pilotanlage – und bei hinreichendem Potential dieses Sprengstoffes für den Einsatz unter Tage sowie entsprechender Wirtschaftlichkeit – in eine Großproduktion umzusetzen.

Dieses Konzept steht in Konkurrenz zum möglichen Einsatz von Emulsionssprengstoffen, welche bei K+S in 2018 erneut intensiv erprobt worden sind.

## 7 Literatur

- [4] Technische Regeln für Gefahrstoffe, Arbeitsplatzgrenzwerte, TRGS 900, Ausgabe: Januar 2006, BArBl Heft 1/2006 S. 41 - 55, zuletzt geändert und ergänzt: GMBI 2018 S. 542 - 545 v. 07.06.2018 [Nr. 28].
- [5] G. Kübler, R. Triebel, M. Knappe, Neue Anforderungen aus der Grenzwertdiskussion zu Stickoxiden NO<sub>x</sub>, Kali und Steinsalz (02) 2016, Seite 7 - 17.
- [6] G.B. Clark, Basic Properties of Ammonium Nitrate Fuel Oil Explosives (ANFO), 76, 1981.
- [7] E.G. Mahadevan, Ammonium Nitrate Explosives for Civil Applications: Slurries, Emulsions and Ammonium Nitrate Fuel Oils, Wiley-VCH Verlag GmbH & Co KGaA, Germany, 2013.
- [8] J.H. Rowland, R.J. Mainiero, Proc. 27th Ann. Conf. Explos. Blasting Tech. Vol. II. (28 - 31 Jan. 2001, Cleveland, OH), International Society of Explosives Engineers, page 133 - 141, 2001.
- [9] A.Miyake, T. Ogawa, Influence of physical properties of ammonium nitrate on the detonation velocities of ANFO, Proceedings of the 24th International Pyrotechnics Seminar, page 383 - 390, Monterey, USA, 1998.
- [10] N. Kinoshita, S. Kubota, T. Saburi, Y. Ogata, A. Miyake, Influence of charge diameter on detonation velocity and reaction zone of ANFO

- explosive contained in a steel tube, Sci. Tech. Energetic materials, Vol. 72, No. 1, 2011.
- [11] A.C. van der Steen, H.H. Kodde, A. Miyake, Detonation velocities of the non-ideal explosive ammonium nitrate, Propellants, Explosives, Pyrotechnics 15, page 58 - 61, 1990.
- [12] M.S. Wieland, Work principle model for predicting toxic fumes of nonideal explosives, Propellants, Explosives, Pyrotechnics 29 (4), page 236 - 243, 2004.
- [13] G. Persson, P.-A. Persson, Estimation of toxic fume characteristics of explosives from steel tube blasting, Propellants and Explosives 5, page 75 - 78, 1980.
- [14] B. Zygmunt, D. Buczkowski, Influence of ammonium nitrate prills' properties on detonation velocity of ANFO, Propellants, Explosives, Pyrotechnics 32, page 1 - 5, 2007.
- [15] C.V.B. Cunningham, The energy of detonation: A fresh look at pressure in the blasthole, Fragblast, Vol. 6, No. 2, page 137 - 150, 2002.
- [16] DIN EN 13631-16, Explosives for civil uses, High explosives, Part 16: Detection and measurement of toxic gases.
- [17] U. Wachsmuth, M. Liebermann, P. Beier, Verfahren zur Herstellung von festem, granuliertem Ammoniumnitratsprengstoff, WO 2017/162225 A1.

**Dr. Michael Elfferding**

michael.elfferding@k-plus-s.com

K+S Aktiengesellschaft

Bertha-von-Suttner-Str. 7  
34131 Kassel

**Dr. Rüdiger Triebel**

triebel@msw-chemie.de

MSW-CHEMIE GmbH

Seesener Straße 19  
38685 Langelsheim

**Dr. Uwe Wachsmuth**

uwe.wachsmuth@k-plus-s.com

K+S Analytik- u.

Forschungszentrum  
Zum Salzberg 4  
36414 Unterbreizbach



## **Vorstellung eines Ansatzes zur selektiven Sprengschwadenniederschlagung im konventionellen Vortrieb**

Alexander Hutwalker, Thorben Plett, Univ.-Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld  
TU Clausthal

### **Abstract**

Die bereits im Jahre 1632 im Oberharzer Bergbau eingeführte Sprengtechnik ist bis heute eine der Schlüsseltechniken im Bergbau. Dabei kommt sie sowohl in der Gewinnung als auch in der Streckenauffahrung zum Einsatz, ebenso wie in weiteren Spezialfällen. Die bei den Sprengungen entstehenden Sprengschwaden sind, neben Dieselmotoremissionen, eine der beiden Hauptemissionsquellen für Nitrosegase, Kohlenstoffmonoxid und Kohlenstoffdioxid unter Tage.

Nach langjährigen Diskussionen auf nationaler und europäischer Ebene wurden im Mai 2016 durch den Ausschuss für Gefahrstoffe (AGS) der Bundesanstalt für Arbeitsschutz und Arbeitsmedizin (BAuA) neue Arbeitsplatzgrenzwerte (AGW) für NO und NO<sub>2</sub> beschlossen. Damit ist Deutschland der erste Staat, der die Empfehlungen der EU-Kommission, welche wiederum auf Empfehlungen des Scientific Committee on Occupational Exposure Limits (SCOEL) basieren, gesetzlich umsetzt. In Kraft treten diese Änderungen für den Bergbau am 1. November 2021.

Da diese neuen Grenzwerte im untertägigen Bergbau mit der aktuellen Technik in wirtschaftlichen Zeiträumen nicht einzuhalten sind, müssen bis zum Stichtag 2021 Strategien entwickelt werden, mit denen sich die neuen Grenzwerte einhalten lassen.

Dieser Vortrag stellt die Ergebnisse von Laboruntersuchungen zur Abscheidung von Nitrosegasen durch Bedüsung von Sprengschwaden mit Absorptionsmittellösungen vor. Darauf aufbauend wird ein Konzept zur Niederschlagung von Nitrosegasen unter Tage diskutiert.

**Alexander Hutwalker**  
alexander.hutwalker@tu-clausthal.de

**Thorben Plett**  
thorben.plett@tu-clausthal.de

**Univ.-Prof. Dr.-Ing.  
Oliver Langefeld**  
oliver.langefeld@tu-clausthal.de

TU Clausthal  
Institut für Bergbau  
Erzstraße 20  
38678 Clausthal-Zellerfeld





# Holistische Erfassung und Beurteilung von unterschiedlichen Einflussgrößen auf das Sprengergebnis

Thomas Seidl

Montanuniversität Leoben

## 1 Einführung

Im Rahmen des EU Horizon 2020 Projekts „Sustainable Low Impact Mining“ (SLIM) forscht der Lehrstuhl für Bergbaukunde an der Montanuniversität Leoben gemeinsam mit einem Konsortium von europäischen Partnerinstitutionen und Firmen an effizienten und nachhaltigen Sprengtechniken zur Gewinnung von kleinen und komplexen Rohstofflagerstätten. Der Fokus liegt dabei an der Reduktion von Emissionen (Erschütterungen, Staub, Sprengstoffrückstände und -reaktionsprodukte) sowie der besseren Prozesskontrolle und -vorhersage. Die erarbeiteten Methoden und Technologien werden im Rahmen von Validierungsversuchen auf ihre Praxistauglichkeit erprobt. Die Aufgabenstellung liegt in der Bewertung der Sprengergebnisse um einen negativen Einfluss der sprengtechnischen Änderungen auf die nachgeschalteten Prozesse auszuschließen. Betrachtet werden mögliche Einflussparameter und Leistungskennzahlen entlang der gesamten Prozesskette beginnend mit der Geologie, über Bohren, Sprengen, Laden und Fördern bis zum Primärbrecher der Aufbereitung. Erste Versuche zum Erproben und Verfeinern der Datenerfassung wurden bereits abgeschlossen, die Hauptversuchsserie ist für Sommer 2019 geplant. Die Versuche in Österreich werden am Steirischen Erzberg durchgeführt. Hier werden im Tagebau jährlich rund 12 Mio. Tonnen Gestein mittels Bohr- und Sprengarbeit hereingewonnen. Etwa ein Drittel davon ist Roherz, welches zu 2,8 Mio. Tonnen Eisenerz für den Versand aufbereitet wird.

## **2 Geologie, Geometrie und Bohrarbeit**

Zunächst erfolgt eine Befliegung der Sprengstelle mittels UAV (unmanned aerial vehicle) um photogrammetrisch ein georeferenziertes 3D-Modell zu erstellen. Dieses dient einerseits der Sprengplanung sowie andererseits der geologischen Aufnahme der Bruchwand. Die Identifikation von geologischen Strukturen im Modell kann entweder manuell oder per Software erfolgen. Die Betriebsparameter des Bohrgeräts und die Positionen der Bohrlöcher werden laufend elektronisch erfasst und gespeichert um Rückschlüsse auf die Gebirgseigenschaften zu ziehen. Weiteres wird automatisch pro Bohrloch eine Bohrschmandprobe entnommen und im Labor auf die chemische Zusammensetzung untersucht. Die Qualität der Bohrarbeit wird anschließend mittels Bohrlochsonde und -kamera überprüft.

## **3 Sprengung und Sprengergebnis**

Der Ablauf der Sprengung wird mittels High Speed Videoaufnahmen dokumentiert. Stichprobenartig wird die Detonationsgeschwindigkeit des vor Ort sensibilisierten Emulsionssprengstoffs im Bohrloch überprüft. Erschütterungsmessungen erfolgen an mehreren Positionen im und um das Bergbaugelände.

Nach der Sprengung wird das Haufwerk mittels neuerlicher Drohnenbefliegung erfasst. Somit stehen die Einzelfotos, ein 3D-Modell sowie ein Orthofoto zur Verfügung um Korngrößenverteilung und Form des Haufwerks zu beurteilen. Die Herausforderung liegt darin, dass nur die Oberfläche des Haufwerks sichtbar ist. Weiters ist eine Kalibrierung erforderlich um die wahre Korngrößenverteilung zu erhalten. Sollte dies nicht gelingen, so ist es zumindest möglich Aussagen über relative Unterschiede zwischen einzelnen Sprengungen zu treffen. Im Rahmen des SLIM-Projekts wird versucht einen neu entwickelten, selbstlernenden Algorithmus für die Korngrößenerfassung einzusetzen, alternativ kann auf bestehende Softwarelösungen zurückgegriffen werden.

## 4 Laden, Fördern und Brechen

Zur Beurteilung der Ladbarkeit des Haufwerks mit Radladern werden die Ladezyklen zeitlich erfasst. Die Auswertung erfolgt anhand von Zeitraffervideos von stationären und an den Radladern angebrachten Kameras.

Es wird angestrebt diese Leistungskennwerte über die Fahrzeugtelemetrie zu ermitteln.

Ein bestehendes Fahrzeug-Telemetriesystem erfasst laufend Position, Zuladung, Status und weitere Maschinenparameter der SLKW und übermittelt die Daten an eine zentrale Datenbank. Da stets mehrere Ladepunkte aktiv sind ist diese Information wichtig um eine Zuordnung des am Brecher abgekippten Materials zur Sprengstelle zu ermöglichen.

Der Energieeintrag am Primärbrecher wird für jede SLKW-Ladung durch Messung der Energieaufnahme abzüglich der Leerlaufleistung erfasst. Da standardmäßig erst am Brecher abgekippt wird sobald dieser leergefahren ist, ist eine Zuordnung des Energieeintrags auf die jeweilige LKW-Ladung möglich. Durch die Vorbunker ist eine weitere Nachverfolgbarkeit durch den Aufbereitungsprozess nicht möglich.

Die Brecherdaten können nur für jenes Drittel des Haufwerks erfasst werden, welches in der Aufbereitungsanlage verarbeitet wird. Die hereingewonnenen Berge werden direkt zur Halde transportiert und nicht weiter untersucht.

**Thomas Seidl**

thomas.seidl@unileoben.ac.at

Lehrstuhl für Bergbaukunde, Bergtechnik und Bergwirtschaft  
Franz-Josef-Straße 18  
8700 Leoben  
Österreich



**TIPP:**

Die Führungen mit der Grubenbahn und durch den Roeder-Stollen finden täglich alle 30 Minuten im Wechsel statt und bedürfen keiner vorherigen Anmeldung.

**EINZIGARTIG**

**ÜBER UND UNTER TAGE**

## **Die Sprengverdichtung - ein Verfahren zur Verdichtung von zur Verflüssigung neigenden Sanden – Stand der Entwicklung und Anwendung**

**Kai Reinhardt, Dr.-Ing. habil. Jürgen Keßler, Rico Erler, Benedikt Sommer**

BIUG Beratende Ingenieure für Umweltgeotechnik und Grundbau GmbH, Freiberg

**Beate Lucke, Kathy Sommer**

LMBV Lausitzer und Mitteldeutsche Bergbauverwaltungs-gesellschaft mbH, Senftenberg

### **Zusammenfassung**

Die Einführung und Anwendung der Sprengverdichtung (SPV) zur Sanierung und Untergrundverbesserung von zur Verflüssigung neigenden Kippen des ehemaligen Braunkohlenbergbaus war das Ergebnis von Forschungsarbeiten in den 1980-er und 1990-er Jahren.

Im Vortrag wird der erreichte Stand von Entwicklung und Einsatz der Sprengverdichtung zur Sanierung verflüssigungsfähiger Kippen beschrieben.

Im Rahmen von durchgeführten Verdichtungsmaßnahmen und unter Beachtung der ab dem Jahr 2011 geltenden neuen Sanierungsanforderungen wurde kontinuierlich an der Verbesserung der Sprengverdichtung und ihrer Anwendbarkeit auf Innenkippen gearbeitet. Das Ergebnis dieser Weiterentwicklung der SPV war die Schonende Sprengverdichtung (SSPV), die seit dem Jahr 2013 in zwei Varianten bei der Sanierung der einen geringen Grundwasserflurabstand aufweisenden Lausitzer Innenkippenflächen wie folgt zum Einsatz kommt:

- „Oberflächennahe SSPV“ (bis ca. 10 m unter der Kippenoberfläche)
- „Tiefe SSPV“ (bis ca. 35 m unter der Kippenoberfläche)

Im Vortrag werden

- das Phänomen der Verflüssigung von wassergesättigten Sanden,
- der internationale Stand der Anwendung der Sprengverdichtung,
- praktische Anwendungen auf rein sandigen Kippen des Lausitzer Reviers und auf einer mitteldeutschen Mischbodenkippe,
- Dimensionsregeln, spezielle Ladungsanordnungen und Zündtechnologien,
- die Wirkung technischer Elemente (u. a. Perforationsbohrlöcher und Dränagen) zur Porengas- und Porenwasserdruckentlastung,
- Neuentwicklungen leichter Bohr- und Hilfsgerätetechnik für die Sprengverdichtung,
- die Ergebnisse eines modernen, die SSPV begleitenden seismisch-hydraulisch-geotechnisch-markscheiderischen Monitorings und verschiedene Methoden zur Bewertung des erzielten Verdichtungs-ergebnisses,
- Ansätze und Berechnungsmodelle zum rechnerischen Nachweis der erzielten Untergrundverbesserung

vorgestellt.

## **1 Phänomen der Verflüssigung von wassergesättigten Sanden**

Locker gelagerte, wassergesättigte Sande (vor allem beim Überwiegen des Kornanteils der Fein- und Mittelsande) neigen bei Einwirkung eines ausreichend großen Initials (Erdbeben, Erschütterungen, meteorologische Faktoren, hydraulisch-dynamische Vorgänge innerhalb der Lockergesteinsstruktur usw.) zur Verflüssigung. Bei Vorliegen eines gleichmäßig über die Sandkornmatrix verteilten Feinkornanteils von ca. 25 – 30 % ist das Phänomen der Bodenverflüssigung im Lausitzer und Mitteldeutschen Braunkohlenrevier auf Basis der bisherigen Erfahrungen und Beobachtungen nicht mehr zu erwarten.

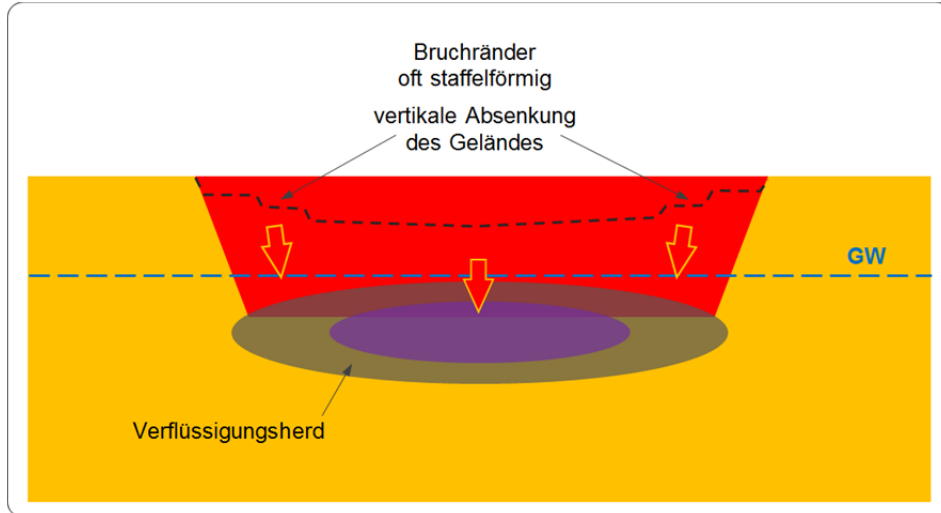
Die verflüssigten Sande verhalten sich wie eine Wasser-Sand-Suspension. Bei einer Verflüssigung tritt eine (weitgehende) Entfestigung des Bodens ein. Die Tragfähigkeit des sich verflüssigenden Untergrundes geht verloren. Das 3-Phasen-Gemisch (Wasser-Bodenkörner-Bodenluft) wird bei Lasteinwirkung quasi unbeschränkt deformationsfähig. Im von der Verflüssigung erfassten Bereich besteht die Gefahr des Versinkens für Personen, Fahrzeuge und technische Geräte sowie vorhandene bauliche Anlagen (Gebäude, Verkehrswege usw.). Nach dem Ende der Verflüssigung lagern sich die Sandkörner in einer dichteren Lagerung ab.

Hinsichtlich des Hergangs und der Ausbildungsform der Verflüssigungsvorgänge werden nach [U 17] 4 mögliche Versagensarten unterschieden.



### 1.1 Geländeeinbrüche infolge Verflüssigung

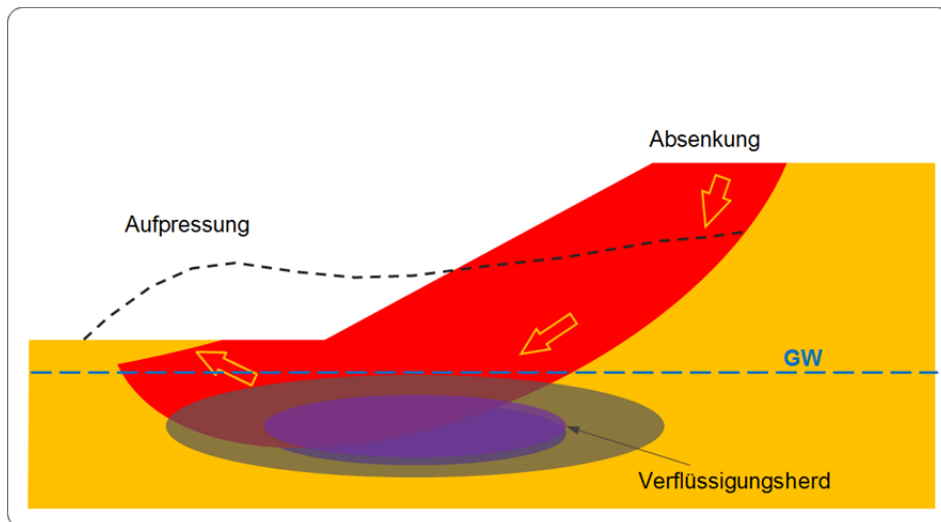
„Erdfallartiges“, weitestgehend vertikales Absinken der Geländeoberfläche im Zentimeter- bis mehrere Meter-Bereich, ohne große Horizontalbewegungen, siehe Abbildung 1.



**Abbildung 1: Prinzipdarstellung zur Ausbildungsform eines Geländeeinbruchs infolge Verflüssigung**

### 1.2 Geländebrüche infolge Verflüssigung

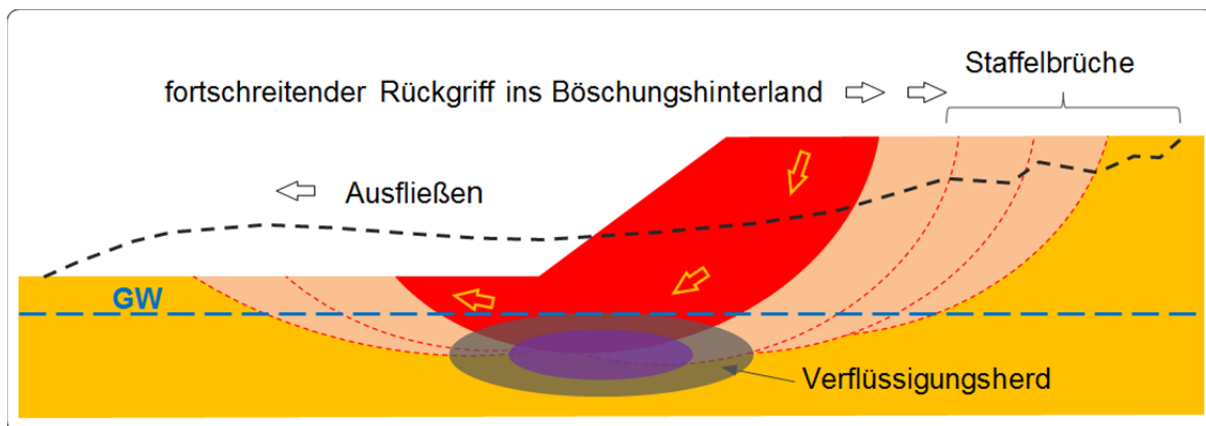
Kollapsartiges Versagen von auf Innenkippen befindlichen Böschungssystemen, eine Kombination von horizontalen und vertikalen Bodenbewegungen, siehe Abbildung 2.



**Abbildung 2: Prinzipdarstellung zur Ausbildungsform eines Geländebruchs infolge Verflüssigung**

### 1.3 Setzungsfließen

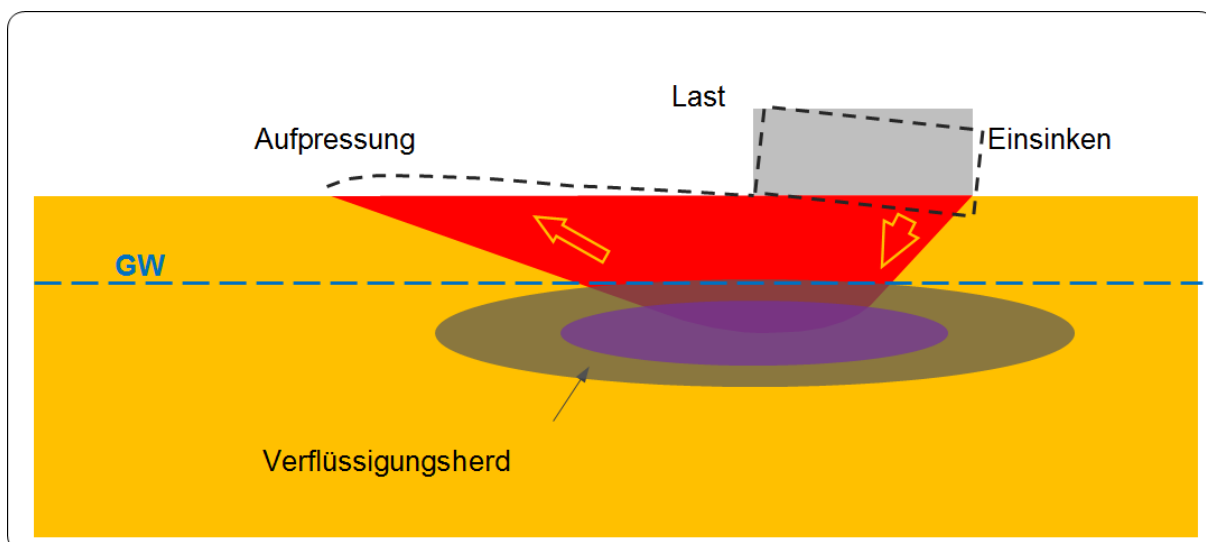
Ausfließen von verflüssigten Massen in eine (ggf. wassergefüllte) Hohlform, eine Kombination von großen horizontalen (tlw. über mehrere 100 m) und vertikalen Bodenbewegungen, siehe Abbildung 3.



**Abbildung 3: Prinzipdarstellung zur Ausbildungsform eines Setzungsfließens**

### 1.4 Grundbruch infolge Verflüssigung

Der wassergesättigte Untergrund wird durch eine äußere technische Einwirkung, z. B. sehr große statische und/oder dynamische Lasten (äußere Initiale) verflüssigt, wodurch die Tragfähigkeit der Kippenoberfläche verlorengeht, siehe Abbildung 4.



**Abbildung 4: Grundbruch infolge Verflüssigung**

Die Auswirkungen eines Geländebruchs infolge Verflüssigung mit tlw. setzungsfließartiger Ausbildung verdeutlichen die Abbildung 5 und Abbildung 6.



**Abbildung 5: Kippenstraße (Radweg) in einem gesperrten Kippengebiet vor Eintritt eines Verflüssigungsereignisses**



**Abbildung 6: Kippenstraße nach Eintritt eines Verflüssigungsereignisses (gleicher Fotostandort wie bei Abbildung 5)**

Im Lausitzer und Mitteldeutschen Braunkohlenrevier tritt das Problem der Bodenverflüssigung beim Grundwasseranstieg in den mit rolligen Sanden wiederverfüllten ehemaligen Tagebauen auf. Die ausgekohlten Bereiche des Tagebaus, in denen eine Aufschüttung (Verkipfung) der ehemals über dem



Kohleflöz lagernden Abraummassen erfolgt, werden als Kippen bezeichnet. In der Lausitz erfolgt der Transport und die Verkippung der auf der Gewinnungsseite abgebaggerten Lockergesteinsmassen zum großen Teil mittels Abraumförderbrücken. In Abbildung 7 ist eine im Abbaubetrieb befindliche Förderbrücke dargestellt.



**Abbildung 7: Abraumförderbrücke (F60) in einem Tagebau der Lausitz – Quelle des Fotos: [U 13]**

Um die Verflüssigungsneigung zu beseitigen, ist eine Verdichtung der locker gelagerten, wassergesättigten Sande erforderlich. Wird durch die Verdichtung der lockergesteinsspezifische kritische Porenanteil unterschritten, können sich die Sande nicht mehr verflüssigen.

Ein Verfahren zur Verdichtung bzw. Beseitigung der Verflüssigungsneigung von Sanden ist die Sprengverdichtung.

## **2 Veröffentlichungen zur Anwendung der Sprengverdichtung**

### **2.1 Veröffentlichungen aus dem deutschsprachigen Raum**

Neben den Veröffentlichungen und wissenschaftlichen Arbeiten aus dem Gebiet der heutigen Bundesrepublik Deutschland (z. B. [U], [U 4], [U 5], [U 6]), die vor allem von der Notwendigkeit zur Sanierung und Verdichtung der Lausitzer und Mitteldeutschen Braunkohlentagebaufolgelandschaften angeregt wurden, sind internationale Anwendungen der Sprengverdichtung aus dem nordamerikanischen, europäischen und afrikanischen Raum und dem Gebiet der ehemaligen Sowjetunion bekannt, vgl. nachfolgende Abschnitte.

### **2.2 Baugrundverbesserung für die Gründung eines Militärgebäudes in Massachusetts, Vereinigte Staaten von Amerika**

In [U 7] wird von einer Baugrundverbesserung mittels Sprengverdichtung (SPV) berichtet. Es wurde der Untergrund eines neu zu errichtenden Militärgebäudes für das „Marine Corps Reserve Training Center“ am Standort „Westover Air Reserve Base“ in Chicopee, Massachusetts, verdichtet. Die Verdichtungsarbeiten waren notwendig, da im Falle eines Erdbebens die Verflüssigung einer ca. 5 m mächtigen, in ca. 6 – 11 m Tiefe befindlichen

Sandschicht (bestehend aus rein rolligen, wassergesättigten, locker gelagerten Sanden) zu befürchten war, die die Standsicherheit des Gebäudes gefährden würde.

Es kam ein quadratisches Verdichtungsraaster mit einem Sprengbohrlochabstand von  $a = 5,2$  m zur Anwendung. Die SPV wurde in 2 Durchgängen realisiert. In die Sprengbohrlöcher wurden 2 Teilladungen á 3 kg Sprengstoff (Dynamit) in 8,25 m und 11,25 m Tiefe unter Geländeoberkante (Angaben bezogen auf den Ladungsschwerpunkt) eingebaut. Durch die Sprengverdichtungsarbeiten wurde die Verflüssigungsneigung in der zu behandelnden Sandschicht für das zu Grunde gelegte Bemessungserdbeben (Spitzenbodenbeschleunigung von  $0,082 \cdot g$  und Erdbebenmagnituden von 5,0 – 6,5 M) beseitigt.

### **2.3 Feldtests zur Beseitigung der Verflüssigungsneigung in South Carolina, Vereinigte Staaten von Amerika - [U 8], [U 9]**

Im Rahmen eines Feldtests wurde eine in 8 – 13 m Tiefe befindliche, locker gelagerte Feinsandschicht durch Sprengverdichtung in South Carolina verbessert, vgl. [U 8] und [U 9].

Geologisch sind das Testgebiet bzw. die für die Sprengverdichtung relevanten Schichthorizonte pleistozänen und quartären Sedimenten im Bereich einer Küstenzone zuzuordnen.

Die Verdichtungstests dienten wissenschaftlich-technischen Untersuchungen, die die Zielstellung verfolgten, für den Fall eines Erdbebens die vorhandene Verflüssigungsneigung zu beseitigen. Die Verdichtungstests dauerten 8 Monate. Über diesen Zeitraum wurden insgesamt 4 Sprengverdichtungsdurchgänge absolviert. Die Sprengbohrlöcher waren in Quadratform mit einem Abstand von  $a = 4,5$  m angeordnet. In 10 m unter Gelände wurde jeweils eine Einzelladung mit einer Sprengstoffmasse von 11 – 34 kg (Sprengstoff „Hydromite 860“) eingebaut. Anhand durchgeführter Vor- und Nachsondierungen (Drucksondierungen/CPT) konnten kurz nach dem Ende der jeweiligen Sprengverdichtungen (5 – 43 Tage später) keine Erhöhungen der Eindringwiderstände (Spitzendruck  $q_c$ ) in der zu verbessernden Sandschicht festgestellt werden, obwohl die an der Geländeoberfläche realisierten geodätischen Messungen maximale verdichtungsbedingte Setzungsbeträge bis ca. 0,5 m auswiesen. Diese Setzungsbeträge entsprachen einer Volumenreduzierung bzw. Höhenänderung in der zu verbessernden Sandschicht von ca. 10 %. Deutliche Spitzendruckzunahmen der Drucksonde mit bis zu  $\Delta q_c \approx 4$  MPa waren im Ergebnis der Sprengverdichtung erst nach einer Warte- bzw. Konsolidierungszeit von über 1000 Tagen (knapp 3 Jahren) feststellbar.

## **2.4 Sprengverdichtungsarbeiten im Bereich einer Mülldeponie - Oakridge Landfill, Dorchester County, South Carolina, Vereinigte Staaten von Amerika**

In [U 10] und [U 11] wird über Sprengverdichtungen im Bereich einer Mülldeponie berichtet. In insgesamt 15 Teilflächen wurde mittels Sprengverdichtung der verflüssigungsfähige Deponieuntergrund (für die Erweiterung der Deponie) vergütet. Die Mächtigkeit der zu verdichtenden Feinsandschicht, deren Lagerungsdichte mit sehr locker bis locker erkundet wurde, betrug 2,1 – 4,1 m. Die Oberfläche der Feinsandschicht stand in 7,0 – 8,1 m unter Gelände an. Die Sprengverdichtung wurde in den jeweiligen Baufeldern mit 3 – 4 zeitlich aufeinanderfolgenden Durchgängen realisiert. Der Sprengbohrlochabstand betrug 6,1 m. Die Sprengbohrlöcher wurden in einem Quadratraster angeordnet. Pro Bohrloch wurde eine Ladung mit 15,4 kg Sprengstoffmasse (Sprengstoff „Hydromite 860“) in 10 m Tiefe eingebaut. Die verdichtungsbedingten, durchschnittlichen Geländeabsenkungen lagen bei  $\Delta s \approx 0,2 - 0,5$  m, was einer Deformation der zu verbessernden Sandschicht von  $\varepsilon \approx 9,5 - 11,5$  % entsprach. Die bezogene Lagerungsdichte  $I_D$ , im angelsächsischen Raum als „relative density“  $D_R$  bezeichnet, wurde von  $D_R = 12$  % (vor der Sprengverdichtung) auf bis zu  $D_R > 80$  % (nach der Sprengverdichtung) erhöht. Eine Verflüssigungsneigung gilt im Allgemeinen als beseitigt, wenn  $D_R > 70$  % vorliegt [U 11].



## 2.5 Weitere Beispiele für internationale Sprengverdichtungsmaßnahmen, entnommen aus [U ], [U 3] und [U 4]

In der nachfolgenden Tabelle 6 werden weitere Beispiele für internationale Sprengverdichtungsprojekte aufgeführt.

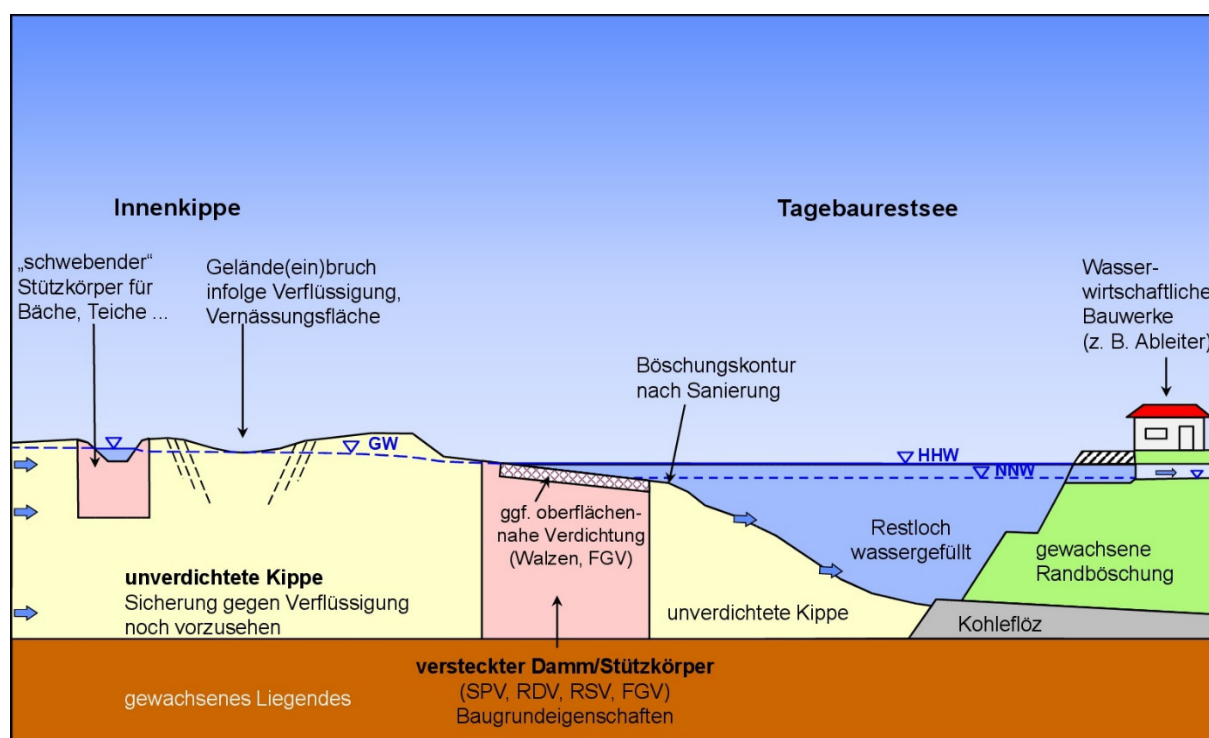
**Tabelle 6: Beispiele für weitere internationale Sprengverdichtungsprojekte, entnommen aus [U ], [U 3] und [U 4]**

Projekt	Verdichtungs- mächtig- keit [m]	Ladungs- menge [kg]	Einbau- tiefe der Ladungen unter Gelände [m]	Abstand der Spreng- bohr- löcher	Anzahl der Verdich- tungs- durchgänge (Spreng- serien)	durch- schnitt- liche Geländeab- senkung [cm]
KKW Tschernobyl, „Lenin-Kraftwerk“ (Ukraine)	7 – 9	5	4,5 – 5	10	2 – 3	18 – 35
Wasserkraftwerk am Gorki-Stausee (Wolga), Nischni Nowogorod (Russland)	2,75 – 8	5 – 20	4,5 – 11,5	10 – 14	2 – 3	17 – 65
Staumauer Dension- Damm, Texas (USA)	7 – 8	0,7 – 5,5	3 – 15	12	2	15
Sandaufschüttung im Hafen von Danzig (Polen)	2 – 5,5	12,5	12	10	4	45
Hochhausgründung, Saporishshja/ Saporoschje (Ukraine)	20	7	11	4,5	1	112
Nordhafen Danzig (Polen)	2 – 5	12,5	12	10	4	40
Werft in Gdingen/ Gdynia (Polen)	6	4	10	7	4	40
Bourdeaux, Verdichtung von Schwemmsanden (Frankreich)	10	11	9	4,5	1	nicht bekannt
Staudamm (Nigeria)	70	25	40	nicht bekannt	3	80
Hafen Zeebrügge (Belgien)	10	5	4,5 – 9	7,5	2	nicht bekannt
Hafen Vlissingen (Niederlande)	15	16,5	12	11	1	20

### 3 Die Sprengverdichtung im Lausitzer und Mitteldeutschen Braunkohlen-sanierungsbergbau

#### 3.1 Randbedingungen

Die „klassische“ Sprengverdichtung wurde bis Ende der 1990-er Jahre zur Herstellung von „versteckten“ Dämmen im Sanierungsbergbau der LMBV angewandt. Diese „versteckten“ Dämme dienen der Sicherung von Kippenböschungen gegen Setzungsfließen. Sie befinden sich meist im Uferbereich von Tagebaurestlöchern, vgl. auch Abbildung 8.



**Abbildung 8: Versteckte Dämme zur Sicherung von Kippenböschung gegen Setzungsfließen**

Seit Ende der 1990-er Jahre wurden im Sanierungsgeschehen bevorzugt die Tiefenrüttelverfahren (meist Rütteldruckverdichtung, vereinzelt auch Rüttelstopfverdichtung) zur Herstellung der versteckten Dämme genutzt. Gründe dafür waren, dass

- der Grundwasseranstieg im Sanierungsgebiet noch nicht abgeschlossen war, die Verdichtungswirkung der SPV auf den wassergesättigten Horizont beschränkt ist und somit eine auf den Grundwasseranstieg abgestimmte zeitliche Staffelung der Sprengverdichtungsarbeiten notwendig geworden wäre,
- die Öffentlichkeit (Bewohner von Gebäuden in der Nähe der Kippen) der Sprengverdichtung (aus meist subjektiv geprägten Gründen) kritisch gegenüberstand,
- leistungsfähige Rütteldruckverdichtungsgeräte, die große Verdichtungstiefen bis ca. 70 m ermöglichten, am Markt neu verfügbar waren.

Als sich ab dem Jahr 2011 abzeichnete, dass eine flächenhafte Sanierung der großen Lausitzer Innenkippsysteme notwendig wird, erlebte das Verfahren der Sprengverdichtung eine Renaissance. In diesem Kontext wurde die „klassische“ Sprengverdichtung im Rahmen von Großversuchen in den Jahren 2012/2013 zur „Schonenden Sprengverdichtung“ weiterentwickelt. Ziel- bzw. Aufgabenstellung dabei ist, die aus Sicherheitsgründen aktuell gesperrten, verflüssigungsfähigen Innenkippen soweit zu vergüten bzw. zu verdichten, dass gefahrlose Nachnutzungen entsprechend der vorliegenden Abschlussbetriebspläne und eine Aufhebung der Sperrung großer Kippenbereiche möglich werden.

### **3.2 Das Verfahren der Schonenden Sprengverdichtung (SSPV)**

Das Grundprinzip der Sprengverdichtung besteht darin,

- Bohrlöcher abzuteufen,
- Sprengladungen in Bohrlöcher unterhalb des GW-Spiegels einzubauen und
- die Sprengladungen zu zünden.

Der Verdichtungsprozess wird durch die lokale Freisetzung von Sprengenergie und die anschließende Verflüssigung eingeleitet.

Die Zielstellung bei der Verdichtung von verflüssigungsfähigen Tagebaukippen besteht darin,

- die gesperrten Kippenflächen wieder nutzbar zu machen,
- die geotechnische Sicherheit vor allem für land- und forstwirtschaftliche Nutzung sowie Naherholung und Tourismus herzustellen und
- die Gefahr von Gelände(ein)brüchen infolge Verflüssigung und Setzungsfließen zu beseitigen.

In der Regel erfolgt durch die SSPV keine Herstellung von „fertigem“ Baugrund für die Gründung von hochwertigen Bauwerken, Verkehrswegen und Gebäuden. Eine entsprechende Spezialanwendung der SSPV ist aber möglich.

Der Energieeintrag der Schonenden Sprengverdichtung ist so zu dimensionieren, dass

- die Größe der Verflüssigungszonen beim Verdichtungsprozess begrenzt und
- das Kippenumfeld hinsichtlich einer Minimierung der Erschütterungseinwirkungen auf angrenzende Ortschaften und Gebäude geschont

wird.

Die Schonende Sprengverdichtung wird in der Lausitzer und Mitteldeutschen Braunkohlensanierung in zwei Untervarianten realisiert.

Die **Tiefe Schonende Sprengverdichtung (T-SSPV)** wird bei Grundwasserflurabständen  $h_{\text{erdf.}} > 2 - 3 \text{ m}$  und Verdichtungstiefen von ca. 20 – 35 m vorgesehen, wobei auch größere Bohr- und Verdichtungstiefen bis ca. 50 m möglich sind. Dabei kommen selbstfahrende maschinelle Bohrgeräte mit einer Gesamtmasse von ca.  $m = 3 - 20 \text{ t}$  zum Einsatz.

Die **Oberflächennahe Schonende Sprengverdichtung (On-SSPV)** kommt bei Grundwasserflurabständen  $h_{\text{erdf.}} < 2 \text{ m}$  in geotechnisch-hydrogeologisch kritischen Bereichen zur Anwendung. Die On-SSPV wird dabei meist vorauslaufend zur T-SSPV realisiert. Die maximale Verdichtungstiefe der On-SSPV liegt bei ca. 10 m. Die Bohrungen werden händisch mit maschineller Kleinbohrtechnik (Handbohrgeräte) abgeteuft.

### **3.3 Anwendungen der Schonenden Sprengverdichtung (SSPV) im Lausitzer und Mitteldeutschen Braunkohlensanierungsgebiet seit 2014**

Die SSPV wurde seit dem Jahr 2014 vor allen im Nordraum des Lausitzer Reviers (Innenkippen Seese-West und -Ost) im Bereich nicht bindiger Kippen durchgeführt. Dabei wurden linienartige Verdichtungen (z. B. Untergrundvergütung von zukünftigen Hauptwirtschaftswegen bzw. Kippenstraßen) und flächenhafte Stabilisierungsmaßnahmen im Bereich von Land- und Forstwirtschaftsflächen ausgeführt.

Im ehemaligen Tagebau Nachterstedt wurde beginnend mit einem Testfeld im Jahr 2016 die T-SSPV im Jahr 2018 erfolgreich dazu angewandt, den Untergrund für die Böschungsanstützung des Hauptrutschungskessels (nach der Rutschung Juli 2009 entstandene Steilböschung) standsicher herzurichten. Die Verdichtungstiefen betragen dabei bis zu 20 m. Die Unterschreitung des vorgegebenen kritischen Porenanteils  $n_{\text{krit.}}$  konnte anhand von markscheiderischen Messungen (eingetretene verdichtungsbedingte Geländeabsenkungen) und Drucksondierungen nachgewiesen werden. Weiterhin wurde eine komplexe Auswertung der während der Sprengverdichtungen gemessenen Porenwasserüberdrücke ausgeführt, die für die Nachweisführung der qualitätsgerecht vorgenommenen SSPV-Bemessung und -Durchführung genutzt wurde.

#### 4 Dimensionierung der Sprengverdichtung - Verdichtungsraaster, Ladungsanordnungen, Zündtechnologien

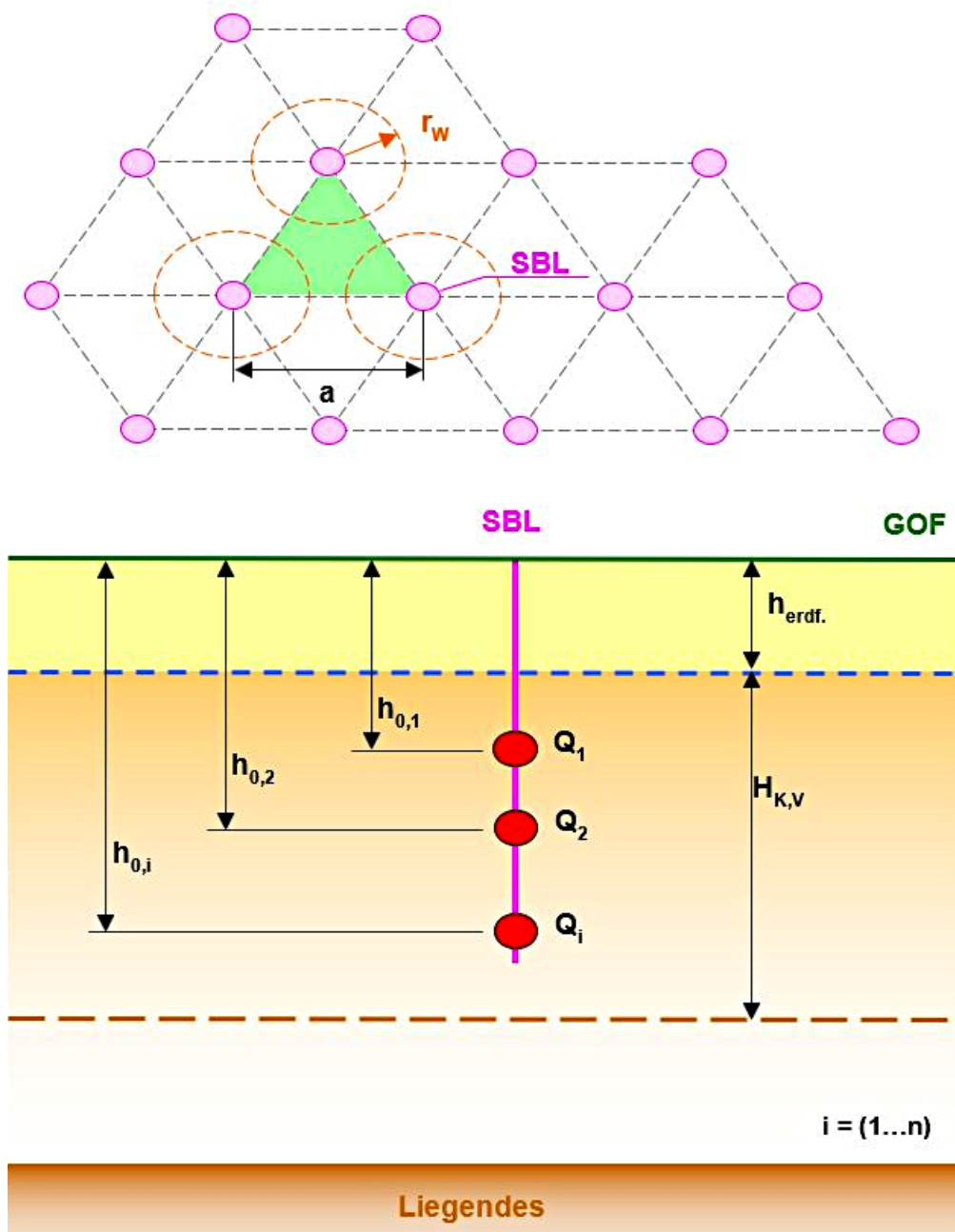
Bei der Planung und Durchführung der Sprengverdichtung sind folgende Parameter zu bemessen und ggf. in Abhängigkeit von den beobachteten verdichtungsbedingten Untergrund- bzw. Kippenreaktionen baubegleitend anzupassen:

- optimale Gesamtladungsmenge pro Bohrloch  $Q_{ges}$  [kg]
- Anzahl und Größe der Teilladungen pro Bohrloch (und ihr Verhältnis zueinander)  $Q_i$  [kg]
- Einbautiefen der Teilladungen  $h_{0,i}$  [m unter GOF]
- Reichweite der Spreng-/Verdichtungswirkung  $r_w$  [m]
- Rasterart und Rastermaß (Abstand der Sprengbohrlochansatzpunkte)  $a$  [m]
- Anzahl der in einem Zündvorgang abzuarbeitenden Sprengbohrlöcher (Einzel-/Mehrfachsprengung)  $n_{SBL}$  [-]
- Zündzeitverzögerungen zwischen den Teilladungen eines Bohrloches und zwischen den Bohrlochern  $t_v/t_{v,SBL}$  [ms]

Bei der Bemessung und praktischen Durchführung der Sprengverdichtung bestehen komplexe wechselseitige Abhängigkeiten zwischen den o. g. Parametern und

- der Mächtigkeit der erdfeuchten Überdeckung (Grundwasserflurabstand) sowie  $h_{erd.f.}$  [m]
- der Mächtigkeit (Höhe) der zu verdichtenden Kippenschicht.  $H_{K,V}$  [m]

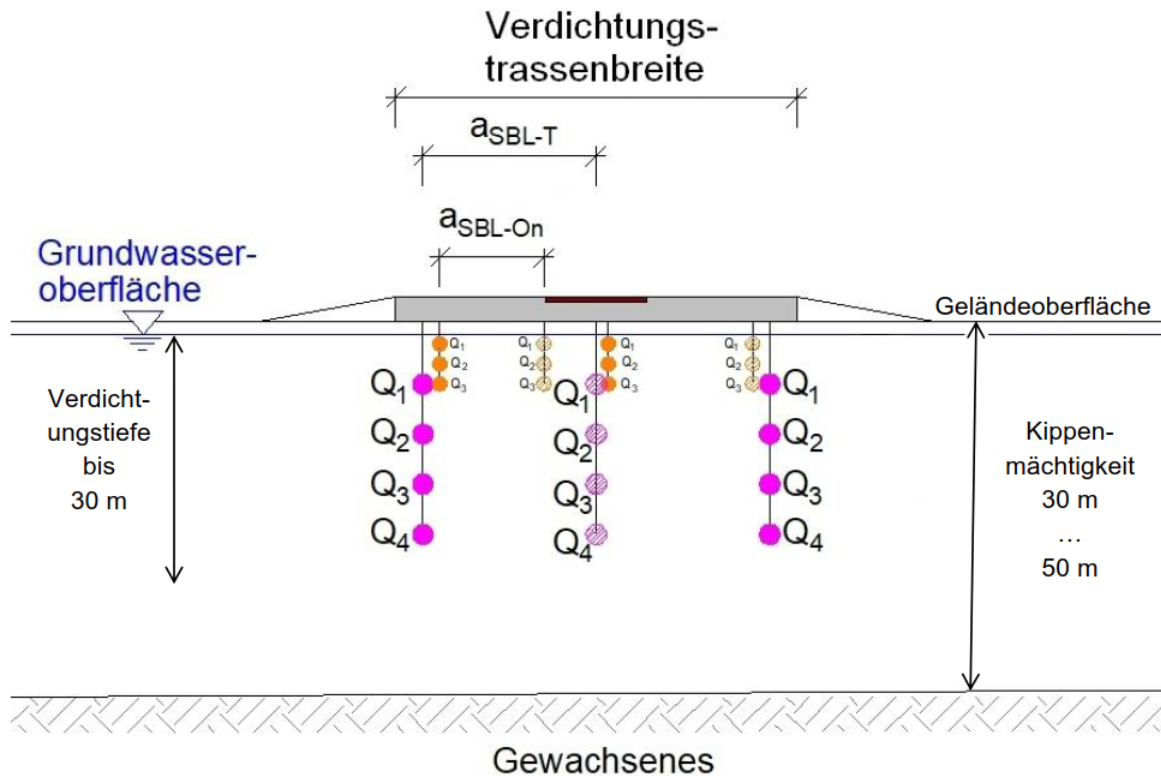
In der nachfolgenden Abbildung 9 werden die Parameter und Einflussgrößen für die SPV-Bemessung anhand einer Draufsicht (dreieckförmige Anordnung der Sprengbohrlöcher (SBL) im Verdichtungsraaster) und einer Schnittdarstellung (Sprengbohrloch mit Darstellung der über die Tiefe verteilten Teilladungen) verbildlicht.



**Abbildung 9: Parameter und Einflussgrößen für die Bemessung der Sprengverdichtung**

In Abbildung 10 (Schnittdarstellung) wird die prinzipielle Anordnung der Teilladungen in den Sprengbohrlöchern der On-SSPV und T-SSPV am Beispiel einer zu verdichtenden Fahr bzw. Wegtrasse dargestellt.





**Abbildung 10: Anordnung der Teilladungen für die On-SSPV und T-SSPV am Beispiel eines über die Kippe führenden Hauptwirtschaftsweges**

Unter Bezugnahme auf die Abbildung 10 sind auf Basis bisheriger Erfahrungen und Bemessungen folgende Größenordnungen für die Dimensionierung der T-SSPV und On-SSPV in Abhängigkeit von den vorliegenden Rahmenbedingungen bei der Verdichtung von zur Verflüssigung neigenden Kippen praktikabel bzw. sinnvoll.

#### T-SSPV

- 1 bis 4 Teilladungen
- $Q_{ges}(\text{pro SBL}) = 2 - 15 \text{ kg}$   
( $Q_{\text{Teilladung}} = 0,25 - 5 \text{ kg}$ )
- Verdichtungsleistung: 3 - 16 SBL pro Tag  
(Mehrfachsprengungen, z. B. 3 - 8 SBL in einem Zündvorgang)
- Verdichtungsrastrer  $a_{SBL-T} = 7,5 - 30 \text{ m}$
- Verdichtungstiefen bis 35 m (auch tiefer möglich)

#### On-SSPV

- 1 bis 3 Teilladungen
- $Q_{ges}(\text{pro SBL}) = 0,5 - 1,5 \text{ kg}$   
( $Q_{\text{Teilladung}} = 100 - 500 \text{ g}$ )
- Verdichtungsleistung: 3 - 6 SBL pro Tag  
(Mehrfachsprengungen; z. B. 3 - 6 SBL in einem Zündvorgang)
- Verdichtungsrastrer  $a_{SBL-On} = 5 - 12 \text{ m}$
- Verdichtungstiefen bis 10 m

Der bei der Sprengverdichtung zum Einsatz kommende Sprengstoff weist folgende Spezifikationen auf:

- gelatinöser Sprengstoff, patroniert in kreiszylindrischer Form
- Wasserbeständigkeit bis 50 m unter Grundwasseroberfläche
- Einsatztemperatur: +50° – -20°C
- Dichte: 1,4 – 1,55 g/cm<sup>3</sup>
- Schwadenvolumen: 800 – 900 l/kg
- spezifische Energie: 900 – 1150 kJ/kg
- Detonationsgeschwindigkeit, eingeschlossen: 5000 – 6500 m/s

Die Zündzeitverzögerungen für die Detonation der einzelnen Sprengladungen bewegen sich innerhalb ( $t_v$ ) und zwischen den Sprengbohrlöchern ( $t_{v,SBL}$ ) im Bereich von  $t_v/t_{v,SBL} = 0,075 - 3$  s. Es kommen elektronische Sprengzünder und programmierbare Zündgeräte zum Einsatz.

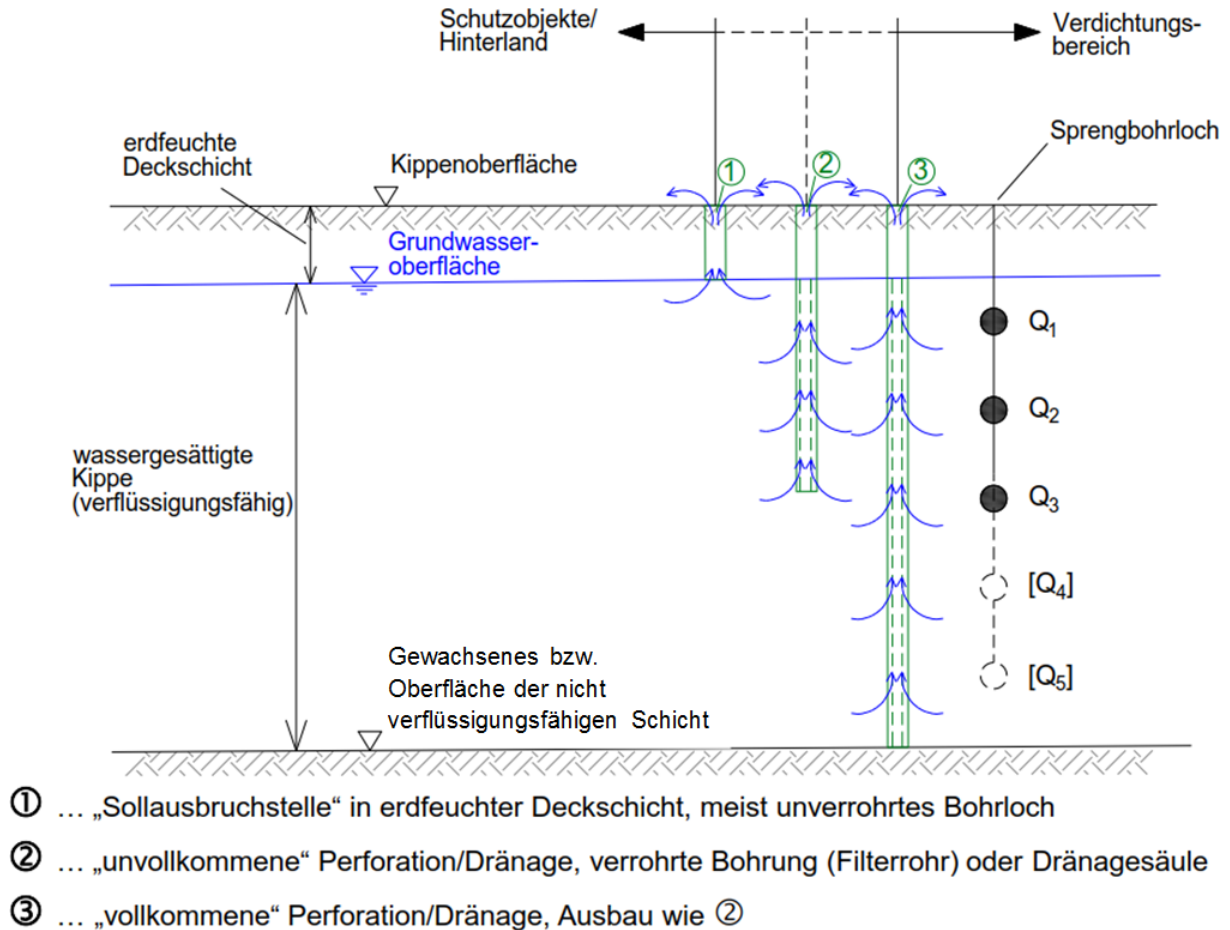
## **5 Technische Elemente zur Porenüberdruckentlastung/-abführung**

Zur gezielten Abführung und damit Reduzierung der bei der Sprengverdichtung entstehenden Porenüberdrücke (Porenwasser- und Porengasdrücke) können Perforationen oder Dränagen eingesetzt werden. Diese Porendruckentlastungselemente werden meist in der Nähe von zu schützenden Objekten installiert und wirken als eine Art Porendruckbarriere zur Eindämmung der beim Verdichtungsprozess auftretenden Porenüberdrücke (Begrenzung der Größe der Verflüssigungszone).

Eine Funktion als seismische Barriere („Erschütterungsbremse“) ist durch die Perforationen bzw. Dränagen nicht gegeben. Dies ist beim Vorhandensein besonders labiler Kippenbereiche, die sich ggf. im Hinterland der Perforationen/Dränagen befinden, zu beachten. Solche besonders sensible Kippenbereiche können durch die Erschütterungseinwirkung der SPV bodendynamisch angeregt werden und sich dann u. U., trotz Vorhandensein der porendruckentlastenden Elemente, verflüssigen.

Die nachfolgende Abbildung 11 zeigt eine Prinzipdarstellung zur Klassifizierung und Ausbauf orm von Perforations- und Dränageelementen.

In Abbildung 12 wird anhand einer Vor-Ort-Fotoaufnahme der Abbau von Porenwasserüberdrücken über ein Perforationsbohrloch nach erfolgter SSPV dargestellt. Durch das abströmende Porenwasser wurde auch Sand aus dem Untergrund an die Geländeoberfläche transportiert, was die Bildung eines „Sandvulkanes“ zur Folge hatte.



**Abbildung 11: Prinzipdarstellung zur Klassifizierung und konstruktiven Ausführungsart von vertikalen Perforations- und Drainageelementen**



**Abbildung 12: Sandvulkan (Austrittsstelle des bei der SSPV ausgepressten Porenwassers) im Bereich eines (vorher) hergestellten Perforationsbohrloches**



Die druckentlastende Wirkung der Perforationen bzw. Dränagen nimmt in Abhängigkeit von ihrer Herstellungstiefe zu und wird auch signifikant von der Anordnung der Teilladungen  $Q_i$  ( $Q_1$  bis  $Q_5$  in Abbildung 11) beeinflusst. So ist die Wirtktiefe einer in der erdfeuchten Deckschicht hergestellten „Sollausbruchstelle“ (Markierung „①“ in Abbildung 11) geringer als die der „unvollkommenen“ bzw. „vollkommenen“ Perforation/Dränage (vgl. Markierungen „②“ und „③“ in Abbildung 11). Die Kosten erhöhen sich mit zunehmender Ausbautiefe deutlich. Dies gilt insbesondere beim Vergleich der Herstellungskosten für die „Sollausbruchstelle“ und die mit Filterrohr verbauten Bohrungen bzw. mit dränierendem Material zu verfüllenden Dränagesäulen (Kosten ③ > Kosten ② >> Kosten ①).

## 6 Neuentwicklungen von leichter Bohr- und Hilfsgerätetechnik für die Schonende Sprengverdichtung

Bis zum Jahr 2016 wurde für das Abteufen der Sprengbohrlöcher konventionelle Bohrgerätetechnik verwendet, deren technologische Eigenschaften und Geräteparameter nicht optimal auf den Einsatz im Bereich verflüssigungsgefährdeter Kippensysteme abgestimmt waren. Ein entsprechendes, beispielhaftes Bohrgerät zeigt Abbildung 13.



**Abbildung 13: Konventionelle Bohrtechnik beim Abteufen eines Sprengbohrloches für die SSPV**

Im Zeitraum Oktober 2017 bis März 2018 wurde der Einsatz von leichter Bohrtechnik (Bohrgerät auf Pistenraupenfahrwerk) im Bereich der Kippe Seese-Ost erfolgreich getestet. Als Hilfsgerät für Materialtransporte usw. kam eine zweite Pistenraupe zum Einsatz. Diese leichte Gerätetechnik zeichnete sich durch eine hohe bohrtechnische Leistungsfähigkeit, einen geringen Bodendruck  $p \leq 10 \text{ kN/m}^2$ , eine sehr gute Geländegängigkeit und Wendigkeit sowie hohe Flexibilität (Abteufen von Vertikal- und Schrägbohrungen bis ca. 35 m Tiefe) aus. Es wurden insgesamt 350 Sprengbohrlöcher mit 8.550 Bohrmeter hergestellt [U 12]. Es erfolgte eine automatisierte Erfassung und digitale Aufzeichnung aller wesentlichen bohrtechnischen Parameter. Die mittels SSPV bearbeitete Fläche zum Test der Pistenraupenbohrtechnik war ca. 19 ha groß. Die Abbildung 14 zeigt die leichte Bohrtechnik beim Einsatz auf der Kippe.



**Abbildung 14: Leichte und leistungsfähige Bohrtechnik beim Abteufen eines Sprengbohrloches für die SSPV**

## **7 Ergebnisse des im Rahmen der SSPV durchgeführten seismisch-hydraulischen-geotechnisch-markscheiderischen Monitorings und Methodik zur Bewertung des Verdichtungsergebnisses**

Im Rahmen von Sprengverdichtungsmaßnahmen werden bei den Sanierungsarbeiten der LMBV mbH umfangreiche Feld- und Laboruntersuchungen (vor Beginn und nach dem Ende der Verdichtungsmaßnahmen) sowie baubegleitende Messungen durchgeführt. Diese als Elemente der Dokumentation und des Verdichtungsnachweises in Frage kommenden Untersuchungsmethoden werden nachfolgend kurz dargestellt.

### Geotechnische Untersuchungen (Feld- und Laborprogramm)

- Vor- und Nachsondierungen (Druck- und Rammsondierungen sowie radiometrische Kombinationsdrucksondierungen zur Ermittlung der Dichte, des Porenanteils, Sättigungsgrades und Wassergehaltes)
- Bohrungen und Schürfe mit gestörter bzw. (möglichst) ungestörter Probenahme (z. B. Kleinrammbohrungen, Linerbohrungen, Frostprobenahmen und Gefrierbohrungen für die Gewinnung von ungestörten Lockergesteinsproben), die Realisierung erfolgt meist (nur) im Nachgang der Verdichtungsmaßnahme
- Laborversuche zur Ermittlung material- und zustandsbeschreibender Kennzahlen

### Markscheiderische Messungen

- Erfassung der verdichtungsbedingten Geländeabsenkungen (Handeinmessung, Luftbilddauswertungen, Laserscanning mittels Befliegung oder terrestrisch)
- Erstellung von Differenzkarten – Darstellung der verdichtungsbedingten Setzungsbeträge anhand von Isolinien- und Isoflächendarstellungen
- Ermittlung der im Untergrund eingetretenen Porositätsveränderung (Abnahme des Porenanteils  $\Delta n$ ) auf Basis der festgestellten Geländeabsenkung  $\Delta s$

### Hydraulische Messungen (begleitend zur Verdichtungsmaßnahme)

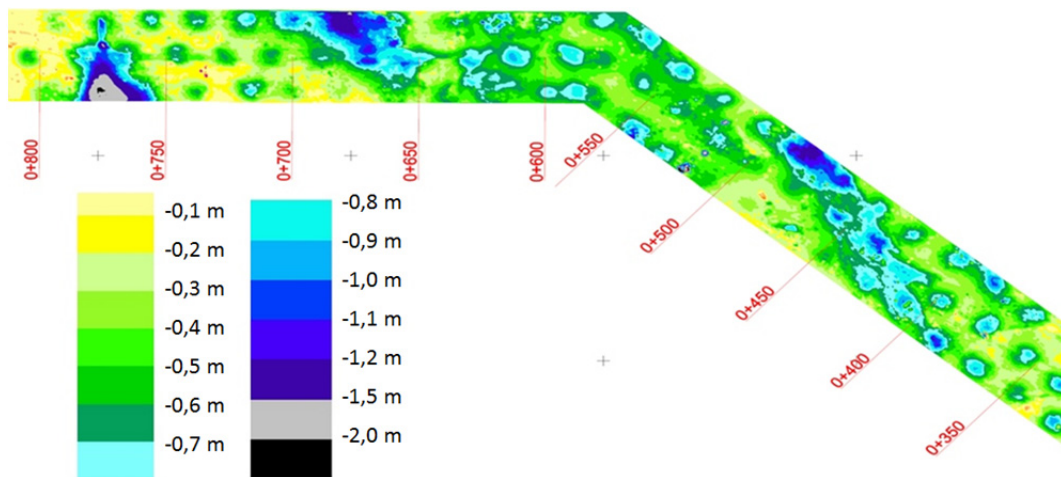
- Porenwasserdruckmessungen zur Erfassung des verdichtungsbedingten Porenwasserüberdruckes  $\Delta u$
- Grundwasserstandsmessungen im Nahfeld der Verdichtung, die gemessene Grundwasserstandsänderung  $\Delta h_{GW}$  wird durch die Porenwasserüberdrücke der SSPV beeinflusst, es gilt  $\Delta h_{GW} = f(\Delta u)$   
Erfassung der druckentlastenden Wirkung von Perforationen und Dränagen
- Ermittlung des durch die SSPV erreichten Verflüssigungsgrades  $r_u$  am Porenwasserdruckmessgeber,  $r_u = \Delta u / \sigma'_v$   
(Verhältnis von Porenwasserüberdruck und wirksamer Vertikalspannung bei hydrostatischen Verhältnissen),  $r_u = 1,0$  entspricht einer vollständigen Verflüssigung
- Vergleich der SSPV-induzierten Porenwasserüberdrücke in unverdichteten und verdichteten Bereichen



## Geophysikalische Messungen

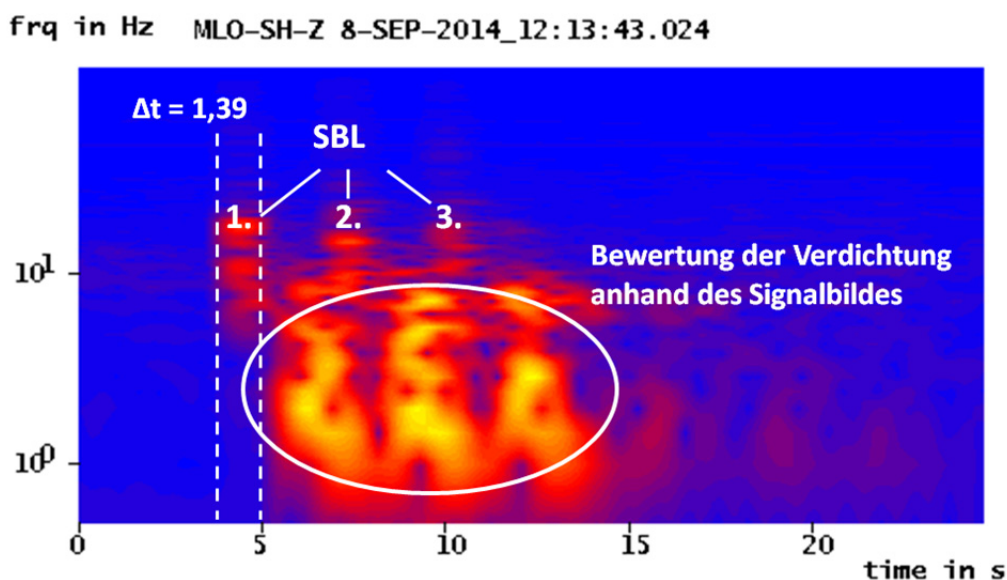
- Seismische Messungen, vor und nach der Verdichtung (z. B. Tauchwellentomografie), anhand der Erhöhung der gemessenen Wellengeschwindigkeiten kann die erreichte Verdichtung bewertet werden, es sind Korrelationsbeziehungen zwischen Porenanteil bzw. Dichte und den Wellengeschwindigkeiten zu ermitteln, um bodenmechanische Festigkeitswerte bestimmen zu können
- „Geoelektrik“ – Spektrale Induzierte Polarisation (SIP), Messung der spezifischen Bodenwiderstände vor und nach der Verdichtung
- Baubegleitende seismische Messungen (Messungen von Schwinggeschwindigkeiten und Beschleunigungen, Durchführung von Frequenzanalysen, Berechnung von Amplitudenspektren und Spektrogrammen) für Rückschlüsse auf Art, Größe und „Effizienz“ des Verdichtungs Vorgangs
- Schwingungsmessungen nach DIN 4150, Teil 2 und 3, in umliegenden Gebäuden bzw. baulichen Anlagen zur Minimierung und Steuerung der sprengtechnischen Erschütterungseinwirkungen

Die Abbildung 15 zeigt die verdichtungsinduzierten Geländeabsenkungen einer SSPV entlang eines über die Kippe führenden Hauptwirtschaftsweges. Die unterschiedlich großen Absenkbeträge, im Wertebereich von ca. 30 – 150 cm, sind u. a. auf die unterschiedlichen Material- und Verdichtungseigenschaften des im Untergrund des Weges anstehenden Kippenmassivs zurückzuführen.



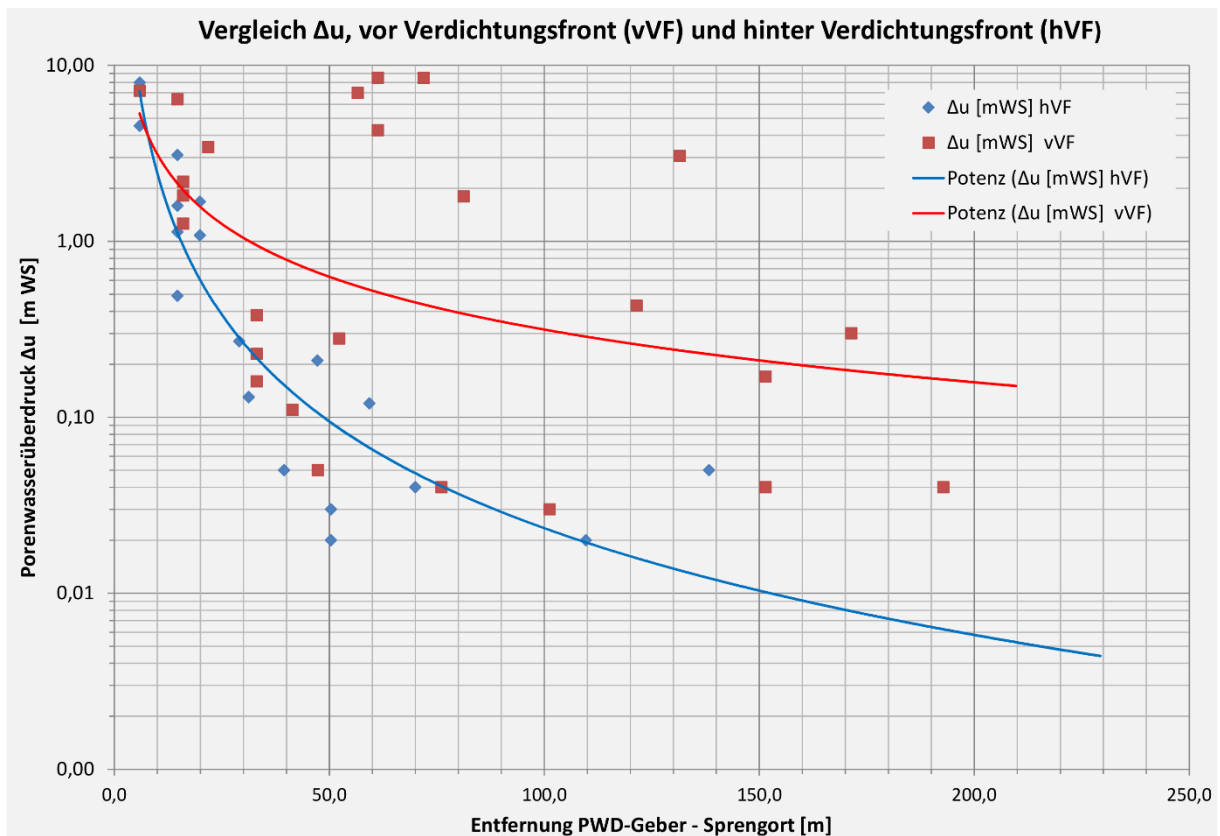
**Abbildung 15: Geländeabsenkungen im Ergebnis der SSPV entlang eines Linienbauwerkes, SSPV am Hauptwirtschaftsweg Seese-West**

Die nachfolgende Abbildung 16 zeigt das beispielhafte Spektrogramm einer T-SSPV. Im Ergebnis einer geophysikalischen Interpretation kann abgeleitet werden, dass die Amplitudenmaxima der niederfrequenten Signale durch die Detonation der Ladungen und die sich anschließende Geländedeformation beeinflusst werden sowie weiterhin aus der Superposition der Oberflächenwellen resultieren. Somit liegen die Wellen der Detonation zeitlich vor dem "hellen Bereich" und die von der Detonation geprägten Wellen dahinter.



**Abbildung 16: Spektrogramm einer T-SSPV – Abarbeitung von 3 Sprengbohrlöchern in einem Zündvorgang, SSPV am Hauptwirtschaftsweg Seese-West**

Die gemessenen Porenwasserüberdrücke vor und hinter der Verdichtungsfront (bezogen auf den jeweils aktuellen Sprengort) sind in der Abbildung 17 dargestellt. Es wird deutlich, dass die Porenwasserüberdrücke in den bereits verdichteten Bereichen geringer sind als vor der Verdichtungsfront (unverdichteter Bereich). Die durch die Verdichtungswirkung der SSPV erreichte Eindämmung und Begrenzung der Porenwasserüberdruckausbreitung hat eine Beseitigung bzw. deutliche Reduzierung der Verflüssigungsneigung zur Folge.



**Abbildung 17: Gemessene Porenwasserüberdrücke bei der T-SSPV vor und hinter der Verdichtungsfront, SSPV am Hauptwirtschaftsweg Seese-West**

In Abbildung 18 ist die Erhöhung des Eindringwiderstandes (Spitzendruckzunahme bis  $\Delta q_c = 4$  MPa) und damit die erreichte Untergrundverbesserung im Vergütungshorizont der SSPV (4 – 27 m Tiefe) anhand von Drucksondierergebnissen deutlich erkennbar.

Abbildung 19 zeigt den Zuwachs  $\Delta N_{10}$  der Schlagzahlen der Leichten Rammsonde ( $N_{10}$ ) anhand des Vergleichs von Sondierungen, die vor und nach der SSPV abgeteufelt wurden. Die durchschnittliche Zunahme der Schlagzahlen liegt bei  $\Delta N_{10} = 5 - 7$ .

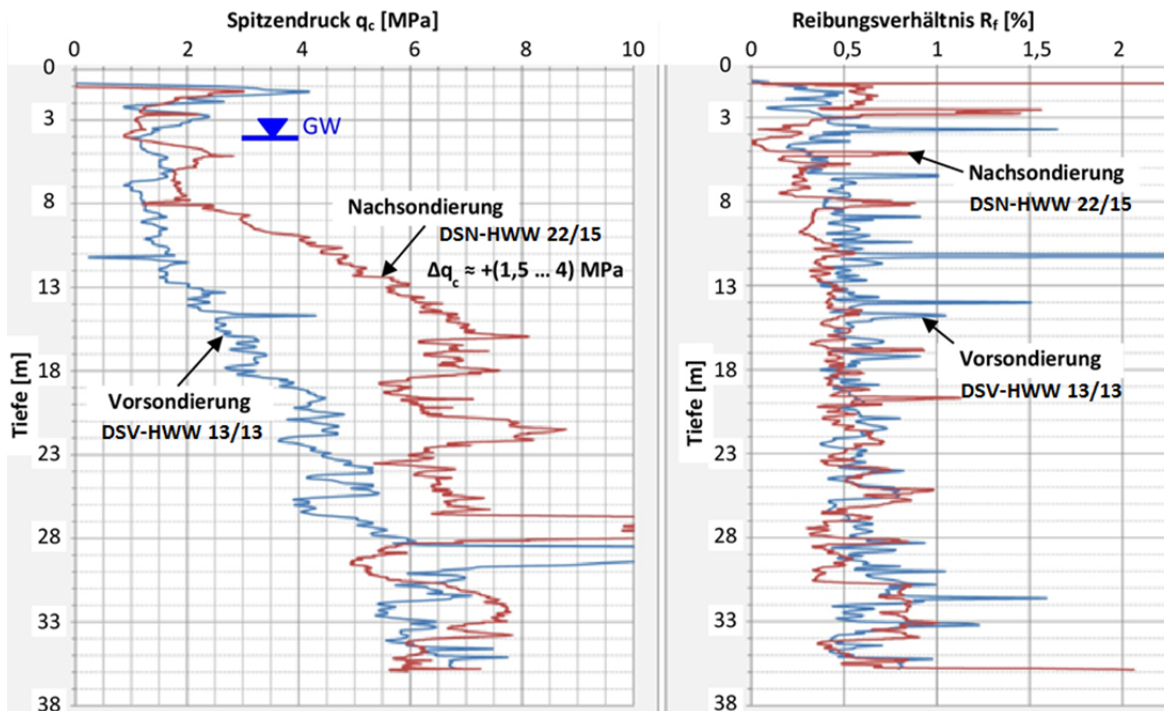


Abbildung 18: Drucksondierergebnisse, Vergleich von Vor- (DSV-HWW 13/13) und Nachsondierungen (DSN-HWW 22/15, SSPV am Hauptwirtschaftsweg Seese-West)

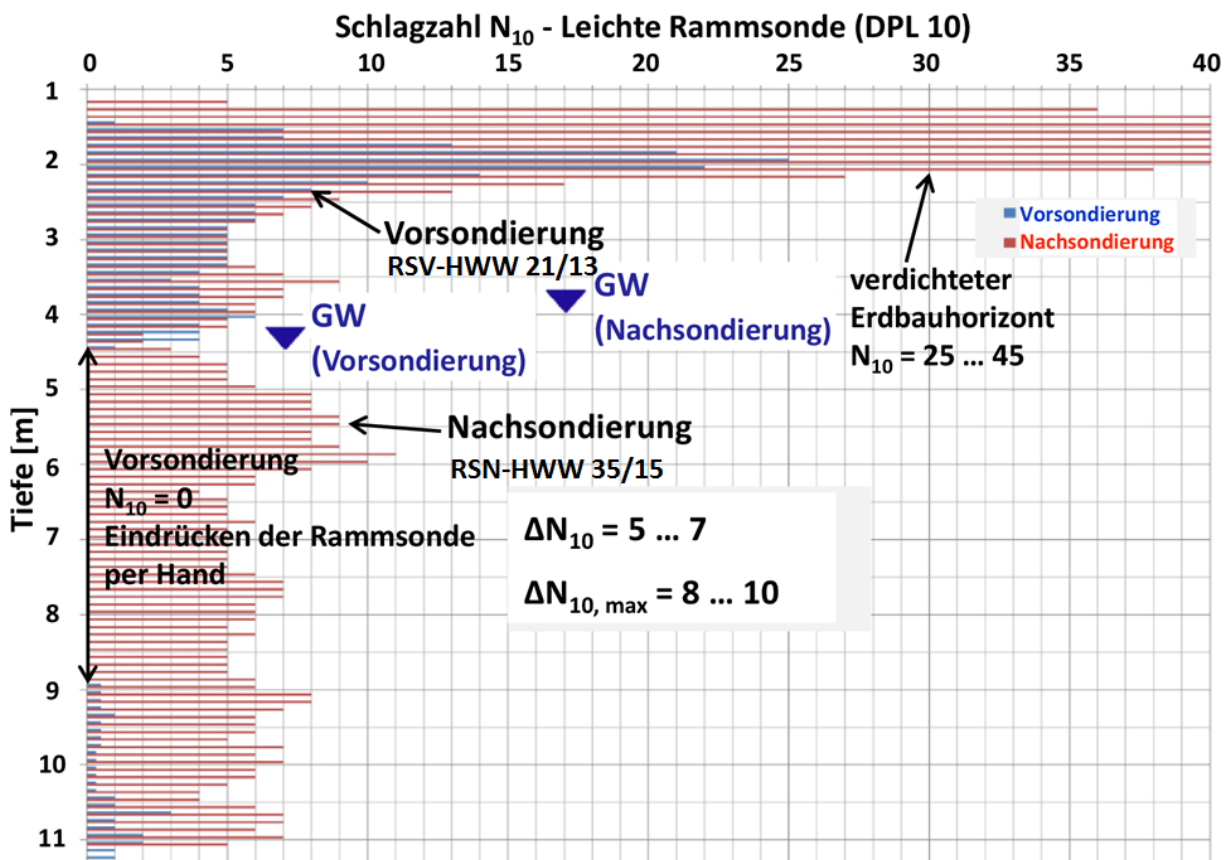


Abbildung 19: Ergebnisse von Rammsondierungen, Vergleich von Vor- (dunklere Färbung) und Nachsondierungen (hellere Färbung), SSPV am Hauptwirtschaftsweg Seese-West

Besonders hervorzuheben ist, dass bei der Vorsondierung unterhalb des Grundwasserspiegels, in ca. 4,5 – 9 m Tiefe, aufgrund der (sehr) lockeren Lagerung keinerlei Eindringwiderstand feststellbar war, die Rammsonde konnte per Hand in den Untergrund eingedrückt werden bzw. sank unter Eigengewicht ein (das Festhalten des Sondiergestänges war notwendig). Diese Beobachtung belegt die vor der Verdichtungsmaßnahme vorhandene ausgeprägte Verflüssigungsneigung des wassergesättigten Kippenuntergrundes.

## **8 Ansätze und Berechnungsmodelle zum rechnerischen Nachweis der erzielten Untergrundverdichtung**

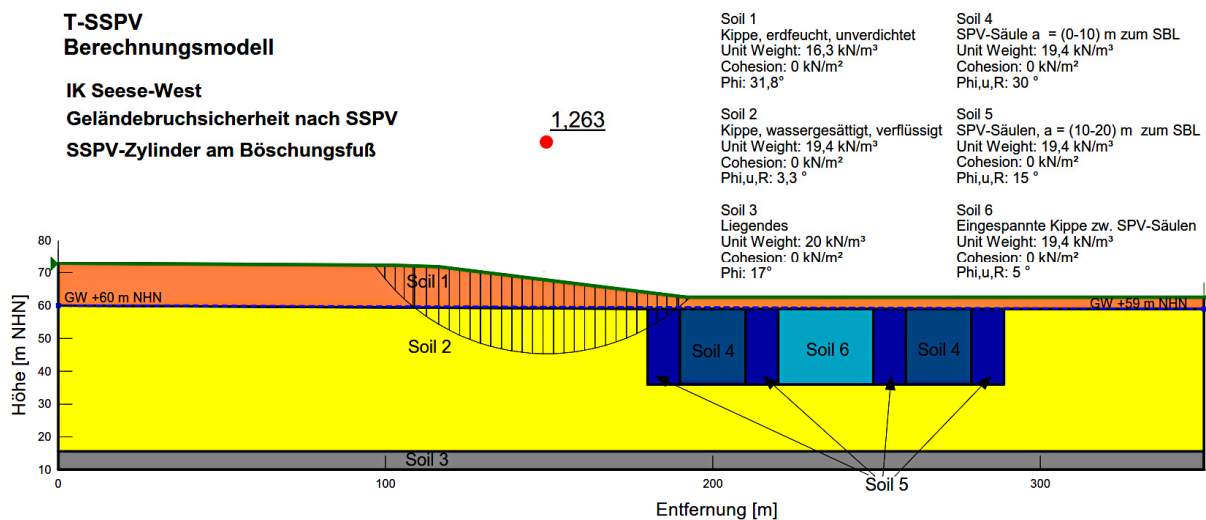
Die Berechnungen zum Nachweis der Standsicherheit nach der Durchführung von Kippenstabilisierungsmaßnahmen werden oft mit klassischen erdstatischen Böschungs- bzw. Geländebruchverfahren durchgeführt. Dabei kommen Lamellenverfahren, z. B. Methoden nach MORGENSTERN-PRICE, BISHOP oder JANBU, zur Anwendung.

Es werden kreisförmig und grundbruchartig ausgebildete sowie zusammengesetzte (geradlinig begrenzte) polygonale Gleitflächen untersucht.

Der maßgebende Modellfall für die Standsicherheitsberechnungen ist der Lastfall „Verflüssigung“. Dafür werden dem wassergesättigten Kippenboden laborativ ermittelte undrained Restscherfestigkeiten zugeordnet. Dieser Lastfall „Verflüssigung“ stellt den ungünstigsten Lastfall dar. Werden für ihn ausreichende Standsicherheiten ermittelt, liegen auch auf den Zustand eines nicht verflüssigten Kippenbodens ausreichende Standsicherheiten vor. Die entsprechend des Sanierungszieles verdichteten Kippenböden weisen ein duktileres Materialverhalten auf. Die in den Standsicherheitsberechnungen für die verbesserten, nicht bindigen Sandböden vorwiegend zum Ansatz kommenden undrained Restreibungswinkel weisen in etwa eine Spannweite von  $\varphi_{u,R} = 5 - 34^\circ$  auf. Für die nicht verbesserten, wassergesättigten Kippensande sind undrained Restreibungswinkel von  $\varphi_{u,R} = 0 - 5^\circ$  typisch. Auf den Ansatz einer Kohäsion im wassergesättigten Sandboden wird meist verzichtet. Es ist darauf hinzuweisen, dass insbesondere im Rahmen der Bemessung der SSPV der Grundsatz gilt, die Verdichtung und den Verdichtungsenergieeintrag so zu dimensionieren, dass eine sichere Innenkippennutzung möglich wird, ohne zwangsläufig ein Maximum an Verdichtung (mit hohen undrained Restscherfestigkeiten) anzustreben.

In Abbildung 20 sind das Berechnungsmodell und das Ergebnis einer Standsicherheitsberechnung mit Lamellenverfahren, unter Zugrundelegung kreisförmiger Gleitflächen (Methode nach MORGENSTERN-PRICE), dargestellt.

In Abhängigkeit von der Entfernung vom Sprengbohrloch wurde für die in Abbildung 20 dargestellten, mittels SSPV vergüteten „Bodenzyylinder“ (Soil 4 bis 6) ein differenzierter Festigkeitsansatz gewählt. Mit größer werdendem Abstand zum Sprengbohrloch wurden geringere undränierete Restreibungswinkel ( $\varphi_{u,R}$ ) im Berechnungsmodell für Soil 5 und 6 verwendet.



**Abbildung 20: Berechnung der Standsicherheit einer Kippenböschung, nachdem am Böschungsfuß eine T-SSPV realisiert wurde**

Die Berechnung in Abbildung 20 wurde nach dem globalen Sicherheitskonzept (*DIN 4084, Ausgabe 1981-07*) geführt. Der ermittelte Sicherheitswert von  $\eta = 1,26$  liegt deutlich oberhalb des Grenzgleichgewichtes von  $\eta = 1,0$  und zeigt demzufolge standsichere Verhältnisse für die außergewöhnliche Bemessungssituation (Lastfall 3 nach *DIN 4084, Ausgabe 1981-07*,  $\eta_{\text{erf.}} \geq 1,2$ ) an.



## 9 Literatur, Quellen, Unterlagen

- [U 1] Ivanov, P. L.; Verdichtung wenig bindiger Lockergesteine durch Sprengungen (russisch), Moskau, „Nedra“, 1983
- [U 2] Ivanov, P. L.; Baugrund und Gründungen von hydrotechnischen Anlagen (russisch), Moskau, „Vyssaja Skola“, 1985;
- [U 3] Keßler, J.; Sprengverdichtung zur Verbesserung von setzungsfließgefährdeten Kippen, TU Bergakademie Freiberg, Habilitation, 1989
- [U 4] Keßler, J.; Förster, W.; Sprengverdichtung zur Verbesserung von setzungsfließ-gefährdeten Kippen; Freiburger Forschungshefte A819; Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, 1992
- [U 5] Raju V. R. and Gudehus, G.; Compaction of loose sand deposits using blasting In Proceedings of the 13th International Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering. 3, pp. 1145–1150, 1994
- [U 6] Gudehus, G.; Keßler, J. und Lucke, B.; „Setzungsfließen“, Zeitschrift Geotechnik, 04/2015
- [U 7] La Fosse, Ulrich and von Rosenvinge, Theodore IV; “Earthquake Mitigation by Blast Densification”, International Conference on Case Histories in Geotechnical Engineering, 14, 2008
- [U 8] Narsilio, Guillermo A.; “SPATIAL VARIABILITY AND TERMINAL DENSITY – IMPLICATIONS IN SOIL BEHAVIOR”, Thesis, 2006
- [U 9] Narsilio, G. A.; Santamarina, J. C.; Hebler, T. and Bachus R., Blast densification: multi-instrumented case history, Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering, 135(6): 723–734, , 2009
- [U 10] Vega Posada, Carlos A.; Evaluation of Liquefaction Susceptibility of Clean Sands after Blast Densification, Dissertation, 2012
- [U 11] Vega Posada, Carlos A.; Finno, Richard J.; Ground surface settlements of sands densified with explosives, Proceedings of the Institution of Civil Engineers, 2016
- [U 12] LMBV Lausitzer und Mitteldeutsche Bergbau-Verwaltungsgesellschaft mbH, SICHERHEIT NACH DEM BERGBAU - Verdichtung von Kippenböden, 1. Auflage 2018
- [U 13] Internetseite Wikipedia, <https://de.wikipedia.org/wiki/F60>, Stand: 27.12.2018
- [U 14] LMBV (Hrsg.): Beurteilung der Setzungsfließgefahr und Schutz von Kippen gegen Setzungsfließen. („Grünes Heft“), Senftenberg, Dezember 1998
- [U 15] LMBV (Hrsg.): Flächenhafter Nachweis der Verdichtung stabilisierter Kippen und Kippenböschungen („Weißes Heft“), Senftenberg, Juni 2002

- [U 16] LMBV mbH und BIUG GmbH, Handlungsempfehlung für eine „Schonende Sicherung der Kippe mittels Sprengverdichtung“ auf Grundlage wissenschaftlich untersetzter Dimensionierungsregeln und bei praktischen Anwendungen der Sprengverdichtung gewonnener Ergebnisse und Erfahrungen (unveröffentlichter, interner Bericht), Freiberg, Februar 2014
- [U 17] LMBV mbH, Handlungsgrundlage zur komplexen Bewertung der Innenkippenflächen der LMBV in der Lausitz (unveröffentlichter, interner Bericht), Senftenberg, Oktober 2016

**Kai Reinhardt**

k.reinhardt@biug-geotechnik.de

BIUG

Beratende Ingenieure für Umweltgeotechnik und Grundbau GmbH

Weisbachstraße 6

09599 Freiberg

## **Erfahrungen und Arbeitsschritte beim Verfüllen von Erkundungsbohrungen in dem ehemaligen Erkundungsbergwerk Gorleben und in der Schachanlage Asse II**

Reinhard Köster, Michael Sniehotta, Ingolf Kretschmer, Maximilian Hayart; Dr. Hans-Joachim Engelhardt

Bundesgesellschaft für Endlagerung mbH (BGE); BGE TECHNOLOGY GmbH

### **Zusammenfassung**

Nach Abschluss der Erkundungsarbeiten verblieben im untertägigen Bereich des Bergwerks Gorleben offene Bohrungen, die zu verfüllen bzw. abzudichten waren. Eine Herausforderung war dabei die Verfüllung von sieben großvolumigen, bis zu 530 m langen Erkundungsbohrungen. Diese Bohrungen sind unterschiedlich geneigt und erschlossen neben Steinsalz auch Anhydrit und Carnallit. Unterschiedliche Bohrlochqualitäten, verursacht durch den Bohrprozess und längere Standzeiten, erforderten Voruntersuchungen, die u. a. Kalibermessungen und Kamerabefahrungen umfassten. Basierend auf den Rahmenbedingungen am Standort und den zu erfüllenden Anforderungen wurden technische Einrichtungen ausgewählt und unter in-situ Bedingungen getestet. Des Weiteren erfolgte die Auswahl von Verfüllbaustoffen. Sie ergab, dass aufgrund der geforderten Langzeitbeständigkeit und des kraftschlüssigen Verbundes mit dem Gebirge als Verfüllmaterial Magnesiabinder geeignet sind. Bekannte Rezepturen waren jedoch aufgrund unzureichender Verarbeitungszeiten nicht zur Verfüllung sämtlicher Bohrungen geeignet. Aus diesem Grund wurde eine weitere Rezeptur entwickelt und qualifiziert. Die Arbeiten erfolgten im Labor und im Bergwerk Gorleben und mündeten in einem Simulationsversuch, der die Verfüllung einer durchschlägigen Bohrung umfasste. Zum Nachweis der vollständigen oder allgemein anforderungskonformen Verfüllung wurde ein Qualitätssicherungskonzept mit Prüfanweisungen entwickelt.

Die Verfüllung der Bohrungen erfolgte im Zeitraum von April 2015 bis April 2016. Zum Einsatz kam neben dem entwickelten Baustoff die bewährte Rezeptur IM-Asse-1. Eingesetzt wurden Vor-/Trockenmischungen der Bindemittel mit den weiteren Feststoffkomponenten. Sie wurden wie die Anmischlösung gekühlt, um den Temperaturanstieg im Kolloidmischer zu begrenzen. Zur Vermeidung von Verstopfern durch Abfiltrate erfolgte das Verfüllen der Bohrungen mittels Schlauch- bzw. Exzentrerschneckenpumpe und mit einer modifizierten Coiled Tubing-Einheit, wobei die Verfülleitung beim Verfüllen gezogen wurde. Diese Vorgehensweise ermöglichte das unterbrechungsfreie Verfüllen der Bohrungen. Auf der Basis der Daten der Qualitätssicherung und der Bilanzierung der ein- und ausströmenden Baustoffmengen, konnte die vollständige Verfüllung sicher nachgewiesen werden.

Die Bohrungen konnten somit entsprechend den „Richtlinien für Sicherheitsmaßnahmen beim Herstellen und beim Verfüllen von Untersuchungsbohrungen sowie beim Abdichten von Zuflüssen durch Einpressen von Dichtmitteln im Salzbergbau“ vom 12.01.1981 des damaligen Oberbergamtes [1] sowie darüber hinaus gehender Anforderungen verfüllt werden. Demzufolge war es auch möglich, den Sicherheitspfeiler gemäß § 224 Abs. 1 der Allgemeinen Bergverordnung über Untertagebetriebe, Tagebaue und Salinen (ABVO) aufzuheben.

Ein weiterer Einsatz der neu entwickelten Baustoffrezeptur erfolgte auf der Schachanlage Asse II. In diesem Fall wurde der Baustoff über Tage angemischt, wobei die in Gorleben entwickelte Technik zum Einsatz kam. Nach dem Transport nach unter Tage konnte die Bohrung problemlos verfüllt werden.

## **1 Einleitung**

Der Salzstock Gorleben wurde mehrere Jahrzehnte geologisch erkundet, mit dem Ziel die Eignung als Endlager für hochradioaktive Abfälle zu bewerten. Untertägige Arbeiten erfolgten auf der 820 m- und 840 m-Sohle im schachtnahen Erkundungsbereich 1. Mit der Verabschiedung des Standortauswahlgesetzes (StandAG) am 27. Juli 2013 wurden diese Arbeiten eingestellt. Am 29.07.2014 verständigten sich das Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz, Bau und Reaktorsicherheit (BMUB) und das Niedersächsische Ministerium für Umwelt (NMU) den Erkundungsbereich 1 außer Betrieb zu nehmen und abzusperrern. Demzufolge waren alle Anlagen, Komponenten und Systeme zu entfernen. Offene Bohrungen waren gemäß der „Richtlinien für Sicherheitsmaßnahmen beim Herstellen und beim Verfüllen von Untersuchungsbohrungen sowie beim Abdichten von Zuflüssen durch Einpressen von Dichtmitteln im Salzbergbau“ vom 12.01.1981 des damaligen Oberbergamtes [1] vollständig und damit ohne Luft- oder Spülungseinschlüsse zu verfüllen bzw. abzudichten. Dies betraf auch sieben Erkundungsbohrungen mit einer Länge von ca. 100 – 530 m. Die Bohrungen erschlossen Anhydrit, Steinsalz und Carnallit. Aufgrund der längeren Standzeiten der Bohrungen waren das Auftreten von Gebirgslösung und der Bohrlochzustand, wie die Güte der Kontur zu prüfen.

Die Rahmenbedingungen stellten hohe Anforderungen an die Misch- und Verfülltechnik sowie an die Verfüllbaustoffe, insbesondere an deren Verarbeitungszeit und Fließfähigkeit. Auf der Basis der Befunde eines Qualitätssicherungsprogramms war die vollständige und anforderungskonforme Verfüllung sicher nachzuweisen. Nach Abschluss der Arbeiten in Gorleben erfolgte auf der Schachanlage Asse II eine weitere Bohrungsverfüllung, bei der die für Gorleben entwickelte Baustoff über Tage anzumischen und für die Bohrlochverfüllung nach unter Tage zu transportieren war. Ziel dieser Publikation ist, die Vorgehensweise, die zur erfolgreichen Verfüllung sämtlicher Bohrungen führte, sowie die technischen Ausrüstungen und Baustoffe zu beschreiben.

## 2 Rahmenbedingungen im Bergwerk Gorleben

Im Bergwerk Gorleben wurden auf der Wettersohle (820 m) und auf der Erkundungssohle (840 m) im Infrastrukturbereich sowie im Erkundungsbereich 1 (EB1) Bohrungen zur Erkundung des Salzgebirges gestoßen. Die Bohrungen wurden mit HQ-Gestänge im Seilkernverfahren gestoßen (Bohrloch-/Kerndurchmesser 98,0 mm/63,0 mm). Als Spülmedium diente Luft; war der Bohrkernaustag nicht mehr gewährleistet, beispielsweise in Folge des Auftretens von Lösung und feuchtem Bohrklein oder bei zu großer Bohrteufe, so wurde auf eine an Magnesiumchlorid gesättigte Lösung umgestellt. Die Bezeichnung der Bohrungen setzt sich in Gorleben zusammen aus einer Nummerierung, der die Buchstabenkennzeichnung RB vorgestellt wird. Im Jahr 2015 waren noch sieben Bohrungen mit den Bezeichnungen RB132, RB238, RB255, RB639, RB640 und RB815 zu verfüllen. Informationen zu den Bohrungen gibt die Tabelle 1 wieder.

Die Bohrung RB032 konnte ursprünglich nicht verfüllt werden, da der Zementierstrang abriss. Bei den Aufwältigungsarbeiten riss die Bohrgarnitur, so dass Teile der Bohr- und Fanggarnitur sowie des Zementierstranges im Bohrloch verblieben. Der Strang und die Garnituren konnten vor der endgültigen Verfüllung der Bohrung vollständig entfernt werden. Bei diesen Arbeiten wurde der Bohrlochdurchmesser auf 152 mm erweitert.

**Tabelle 1: Angaben zur Lokation der großvolumigen Bohrungen  
Index\*: Bohrungen sind durchschlägig**

Erkundungsbohrung	Sohle [m]	Jahr	Länge [m]	Einfallen, Neigung [gon]	Volumen [m <sup>3</sup> ]
RB132	820	2011	161	(-) 1	1,2
RB238*	820	1998	121	(-) 1	0,9
RB255	840	2011	531	(-) 1 bis (-) 9	4,0
RB639*	840	2011	360	(+) 2	2,7
RB640	840	2012	344	(-) 23	2,6
RB815	840	2011/12	99	(-1)	0,7
RB032	840	1997	427	(-3)	7,5

Von besonderer Relevanz ist auch, dass im Hinblick auf die Arbeitssicherheit sehr günstige Rahmenbedingungen geschaffen wurden. So stand hinreichend Platz für den Aufbau und sicheren Betrieb der Geräte zur Verfügung sowie für den Einsatz von Transportfahrzeugen.

### **3 Klärung der weiteren Randbedingungen**

Vorsorglich wurden die jeweiligen Bohrungen mit einer Kamera befahren. Zudem erfolgten Kalibermessungen, da bei den Standzeiten der Bohrungen davon auszugehen war, dass die Gebirgskonvergenz den Durchmesser und die Form der Bohrlöcher beeinflusste. Die Kalibermessungen dienten auch der Bewertung der Befahrbarkeit und Stabilität der Bohrlöcher und gaben Hinweise auf Klüfte und Ausbruchszonen. Das Abtasten der Bohrlochwände erfolgte mit einer 4-Arm-Sonde, deren Arme jeweils 90° zueinander versetzt angeordnet waren. Auf diese Weise konnten teufenabhängig mittlere Querschnittsflächen und Volumina berechnet werden. Die Vorarbeiten zeigten, dass sich in den Bohrungen RB132 und RB238 feuchtes Bohrklein und geringe Mengen an Salzlösungen befanden, die vor der Verfüllung entfernt wurden. Grundsätzlich wurden sämtliche Bohrlöcher gründlich gereinigt, um einen anforderungsgerechten Kontakt des Verfüllmaterials mit der Bohrlochkontur zu erhalten.

### **4 Festlegung von Anforderungen an das Verfüllmaterial und Materialentwicklung**

Die Auswahl bzw. die Entwicklung von Verfüllrezepturen erfolgte in mehreren Schritten. Zunächst waren Anforderungen an die Rezeptur und die Ausgangsstoffe festzulegen. Die Anforderungen an die Materialeigenschaften können gegliedert werden in Grundanforderungen sowie in Anforderungen an die Frischmaterialeigenschaften, die mechanischen, hydraulischen und chemischen Materialeigenschaften.

Die Grundanforderungen betreffen die Verfügbarkeit der Ausgangsstoffe, die Lagerfähigkeit, die Dosier- und Mischbarkeit und die Anforderungen bezüglich der Zulassung nach der Bergverordnung zum gesundheitlichen Schutz der Beschäftigten (GesBergV). Besonders wichtig war auch die Gleichförmigkeit der Ausgangsstoffe, d.h. die Reproduzierbarkeit der Materialeigenschaften bei aufeinanderfolgenden Chargen der Herstellung.

Frischmaterialeigenschaften sind zu spezifizieren, weil die Bohrlöcher vollständig mit Baustoff verfüllt werden müssen, d.h. keine mit Lösung oder Gas erfüllten Hohlräume in den Bohrlöchern verbleiben durften. Dies erfordert eine gute und hinreichend lange Fließfähigkeit und ein vernachlässigbares Baustoffbluten. In den Bohrungen trat neben Steinsalz auch das Gestein Carnallit bzw. das Mineral Carnallit auf. Reaktionen der Baustofflösung mit Carnallit ( $\text{KMgCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ) könnten zur Bildung lösungserfüllter Hohlräume führen und die Anbindung des Baustoffes mit dem Gebirge beeinträchtigen. Um An- und Umlöseprozesse zu vermeiden, sollte der Baustoff an  $\text{MgCl}_2$  hoch konzentriert sein. Zudem wurde davon ausgegangen, dass eine Volumenzunahme beim Erhärten bzw. der Aufbau eines Drucks in Folge der Mineralbildungen beim Erhärten vorteilhaft für die Anbindung an das Gebirge ist. Zudem dürfen sich feine und



grobe Bestandteile nicht entmischen, d.h., dass die Sedimentationsstabilität gewährleistet sein muss. Die mechanischen Anforderungen orientierten sich an den Eigenschaften der Gesteine. So sollten die Festigkeiten der Baustoffe im Vergleich zum Steinsalz höher sein. Aufgrund der Tatsache, dass nur ein Kontakt mit  $\text{MgCl}_2$ -reichen Lösungen zu erwarten ist, sollte der erhärtete Baustoff in diesen Lösungen langzeitstabil sein. Zudem wurde als Anforderung eine Lösungspemeabilität von  $< 10^{-17} \text{ m}^2$  (Prüffluid  $\text{MgCl}_2$ -Lösung) festgelegt.

Im nächsten Schritt wurde geprüft, ob spezifikationskonforme Baustoffe bereits zur Verfügung stehen. Aufgrund der geforderten  $\text{MgCl}_2$ -reichen Anmischlösung sowie der Langzeitstabilität der Bohrlochverfüllungen kamen als Baustoffe Magnesiabinder in Betracht. Für die Verfüllung geringvolumiger Bohrungen wurde die Rezeptur IM-Asse-1 in Betracht gezogen. Für großvolumige Bohrungen stand aufgrund der geforderten Verarbeitungszeit kein Standardbaustoff zur Verfügung.

Auf der Basis eines Injektionsmittels wurde daher ein für den Einsatzfall optimierte Rezeptur entwickelt mit Magnesiumoxid der Styromagnesit Steirische Magnesitindustrie GmbH als Bindemittel, der Bezug nehmend auf die Brennbedingungen des Magnesiumoxids als ETO-I (ETO: Etagenofen) bezeichnet wurde.

Die Optimierung der Rezepturen und der Nachweis der geforderten Materialeigenschaften erfolgten im Rahmen von Labor- und in-situ-Untersuchungen. Die in-situ-Untersuchungen können in Handhabungsversuche gegliedert werden. Sie hatten das Ziel einzelne der geforderten Materialeigenschaften nachzuweisen. Die Handhabungsversuche dienten auch dazu die Eignung der technischen Einrichtungen zu testen und Probekörper der Baustoffe unter realitätsnahen Bedingungen herzustellen. So kann der beim Mischen und Rohrleitungstransport auftretende Energieeintrag durch Scherung die Festmaterialeigenschaften eines Baustoffs beeinflussen. Da mit der Rezeptur ETO-I noch keine Bohrungen verfüllt wurden, endete die Entwicklungsreihe mit einem Simulationsversuch, d.h. der Verfüllung einer durchschlägigen Bohrung in Gorleben.

Sämtliche Prüfungen basierten auf Normen der Baustofftechnologie, jedoch wurde die Durchführung an die Charakteristika der Baustoffe (z. B. Wasserlöslichkeit) und die Belastungsbedingungen am Standort (z. B. Temperatur) angepasst. Bestimmt wurden

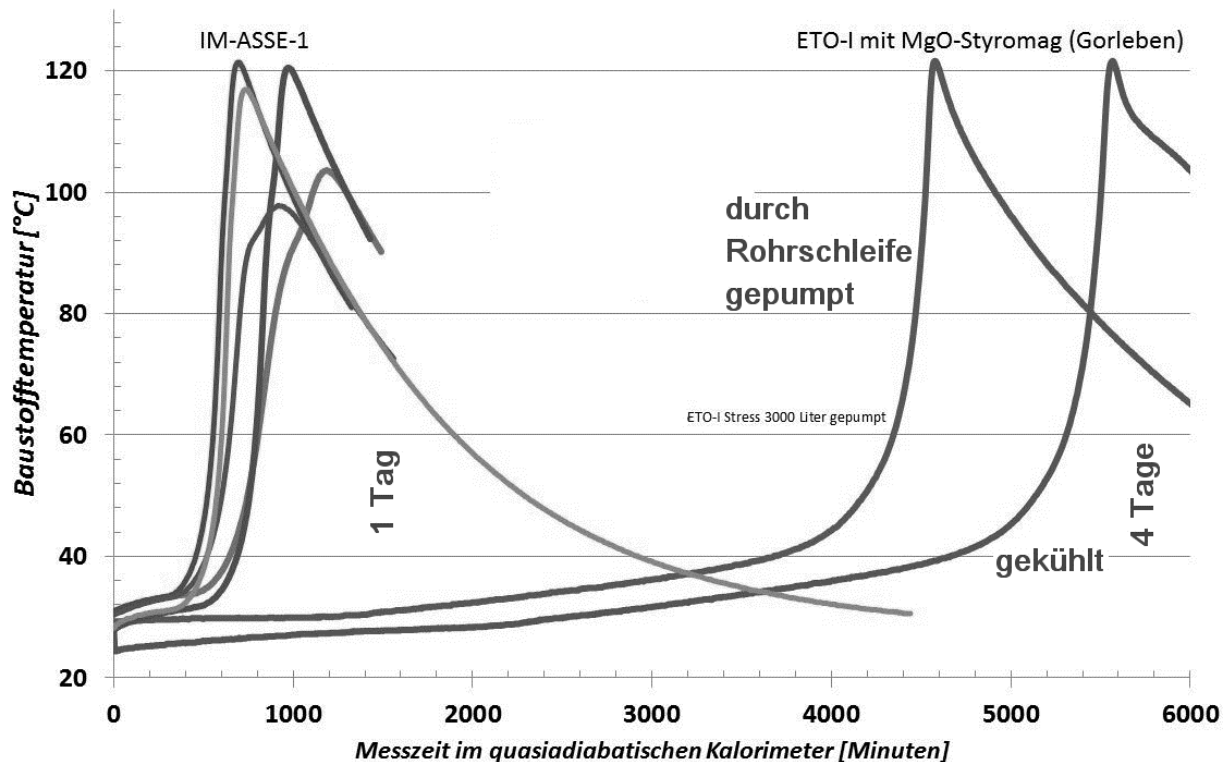
- das Fließverhalten (Fließrinnenmaß, Marshtrichter, vgl. DIN EN 13395-2, DIN EN 445, DIN EN 14117) in Abhängigkeit der Zeit (Labor, in-situ) sowie das Ausbreitmaß mit einem Trichter (Labor),
- die Dichte der frischen Baustoffe (Labor, in-situ, DIN EN 12350-6, DIN EN 12350-7) und erhärteter Probekörper (Labor, DIN EN 12390-7),
- die Homogenität erhärteter Probekörper und das Baustoffbluten (Labor),
- die Anbindung an das Gebirge durch Zugprüfungen (Anhydrit, Carnallit und Steinsalz im Labor, Steinsalz in-situ)
- die Volumenexpansion beim Erhärten (Labor) und
- die Temperaturentwicklung mit Hilfe eines Kalorimeters.

Des Weiteren wurden im Labor Probekörper in Salzlösungen gelagert, um potentiell mögliche Änderungen der Baustoffe, die durch Reaktionen mit Salzlösungen und durch die Aufsättigung des Porenraumes hervorgerufen werden, zu prüfen. Zudem wurde der mineralogische Phasenbestand der Baustoffe ermittelt. Externe Prüfinstitutionen bestimmten die einaxiale Druckfestigkeit (DIN EN 12390-3), das statische Elastizitätsmodul (DIN 1048-5) und die einaxiale Zugfestigkeit (DAfStb-Richtlinie, Heft 422, 1991) sowie die Gas- und Lösungspermeabilität von Probekörpern, die in Gorleben hergestellt wurden. Tabelle 2 zeigt die Zusammensetzung der beiden eingesetzten Rezepturen. Die Anmischlösung ist eine 33-%ige  $MgCl_2$ -Lösung

**Tabelle 2: Zusammensetzung der Rezepturen IM-Asse-1 und ETO-I (ohne Luftporen).**

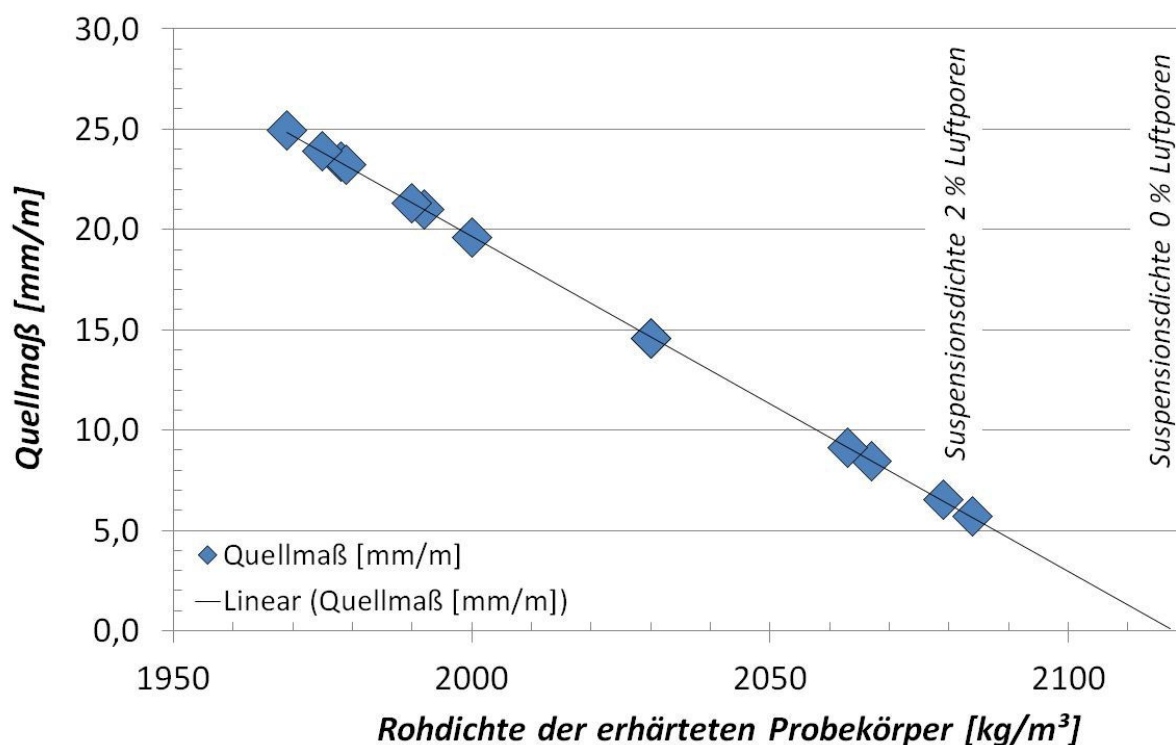
	IM-Asse-1		ETO-I (Styromag)	
	[Ma.-%]	[kg/m <sup>3</sup> ]	[Ma.-%]	[kg/m <sup>3</sup> ]
Magnesiumoxid	17,4	322	23,0	488
Salzgrus	44,6	826	15,0	318
Baryt	0,0	0,0	25,0	531
$MgCl_2$ -Lösung	38,0	704	37,0	786
Summe	100,0	1.852	100,0	2.123

Die rheologischen Untersuchungen zeigten, dass das Fließvermögen des Baustoffs erwartungsgemäß von der Mischintensität abhängig ist und die Dauer der Fließfähigkeit von der Temperatur. Handhabungsversuche, die im Bergwerk Gorleben durchgeführt wurden, zeigten, dass die Fließfähigkeit etwa acht Stunden nach dem Anmischen abnimmt, womit die hinreichende Verarbeitungszeit nachgewiesen werden konnte. Abbildung 1 verdeutlicht an Hand von Temperaturmessungen die längere Verarbeitungszeit des Baustoffs ETO-I im Vergleich zur Rezeptur IM-Asse-1 und zeigt, dass bei starkem Energieeintrag durch Scherung, wie beim wiederholten Pumpen, das Erstarren eines Magnesiabinders früher einsetzt.



**Abbildung 1: Temperaturentwicklung der Baustoffe IM-Asse-1 und ETO-I**

Eine Volumenexpansion bzw. die Entwicklung eines Quelldrucks beim Erhärten wirken sich vorteilhaft auf den Verbund eines Verfüllbaustoffes mit der Bohrlochwand aus. Zur Quantifizierung der Volumenexpansion wurden Quellmaße auf der Basis von Dichtemessungen berechnet und Änderungen des Durchmessers von Kunststoffrohren im Verlauf der Erhärtung der Baustoffe gemessen („radiales Quellen“). Resultate zeigt die Abbildung 2. Sie belegen Quellmaße bis zu 25 mm/m. Zur Prüfung des Quelldruckes erfolgten sogenannte Glasbruchtests. Die Prüfungen erfolgten bei unterschiedlichen Baustofftemperaturen, weil die Volumenexpansion und der Quelldruck temperaturabhängig sind.



**Abbildung 2: Quellmaß (Volumenexpansion beim Erhärten) des Baustoffs ETO I in Abhängigkeit der jeweils festgestellten Dichte der Probekörper (vgl. Tabelle 2).**

Zur Prüfung des Verbundes der Baustoffe mit dem Gebirge wurde im Labor frischer Baustoff auf Anhydrit, Carnallit und Steinsalz aufbetoniert und der Verbund nach der Baustoffhärtung geprüft. Im Bergwerk Gorleben erfolgten Zugprüfungen. Es wurden in der Sohle Bohrungen erstellt, Anker eingesetzt und die Hohlräume wurden dann mit den Baustoffen vergossen. Nach dem Erhärten der Baustoffe wurde die Festigkeit der Bohrlochverfüllungen durch Zugbelastung der Anker geprüft, bis die einzementierten Ankerstangen rissen, aber der Verbund zur Bohrlochkontur weiterhin bestand. Die Ankerstange hatte einen Durchmesser von 17 mm und riss bei einer Zugbelastung von ca. 20 t. Anschließend wurden die Bohrungen mit einer CSK-Krone überbohrt und aus den Bohrkernen Querschnitte präpariert, um die Qualität des Verbundes im Labor weiter zu untersuchen (Abbildung 3). Es wurde ein sehr guter Verbund der Baustoffe mit dem Steinsalz festgestellt.



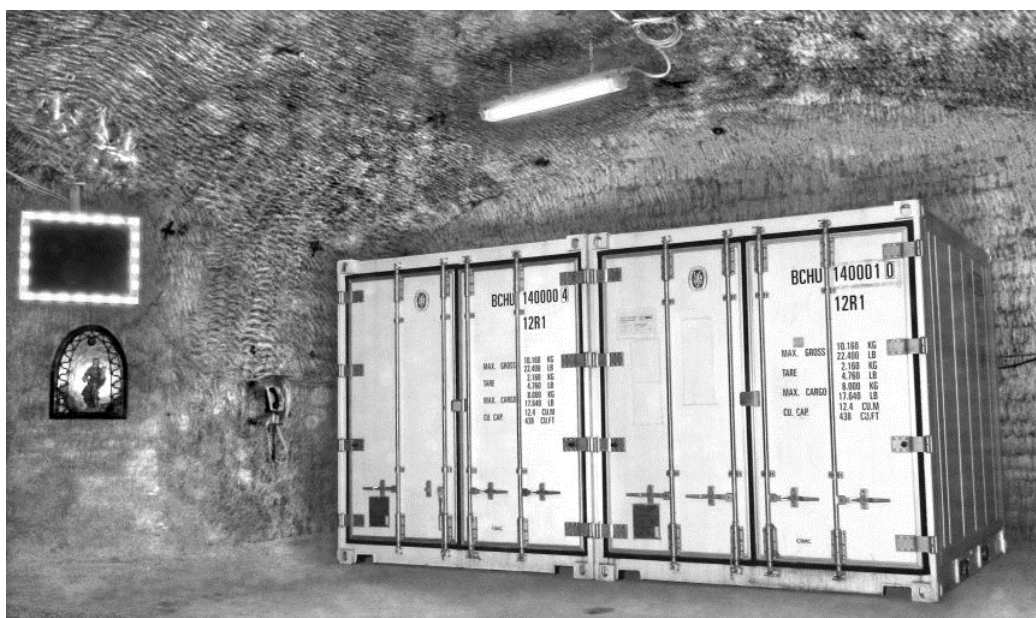
**Abbildung 3: Bohrkern mit Baustoff IM-Asse-1 und Steinsalz  
Zugprüfungen im Baustoff einbetonierter Anker zur Untersuchung der Anbindung  
der Baustoffe an Steinsalzgebirge.**

Im Labor wurden für die Rezeptur IM-Asse-1 als Endfestigkeiten einaxiale Druckfestigkeiten von rund 80 MPa ermittelt und statische Elastizitätsmodulen von 37 GPa. Beim Baustoff ETO-I wurden Druckfestigkeiten bis ca. 89 MPa und Elastizitätsmoduln bis etwa 27 GPa ermittelt. Zugfestigkeiten konnten nicht ermittelt werden, weil die einbetonierten Schrauben aus dem Probekörper rissen. Es konnte aber nachgewiesen werden, dass die Zugfestigkeiten oberhalb etwa 3,5 MPa liegen. Die Lösungspermeabilitäten lagen bei beiden Baustoffen in Abhängigkeit der Prüfbedingungen im Bereich von  $10^{-18}$  –  $10^{-20}$  m<sup>2</sup>. Demnach konnte die Eignung beider Baustoffe sicher nachgewiesen werden. Die Durchführung der Arbeiten inklusive der Baustoffprüfungen, die mit der Festlegung der technischen Einrichtungen gekoppelt war, dauerte etwa 1,5 Jahre.

## 5 Technische Ausrüstung zur Verfüllung der Bohrungen

Ein wesentliches Ziel des Arbeitsprogramms war, die technischen Randbedingungen für einen sicheren Verfüllbetrieb herzustellen. Das Verfüllen von Bohrungen erfordert den Einsatz eines breiten Spektrums an Einrichtungen, wobei in Bezug zur Verarbeitungsreihenfolge des Baustoffs Lagereinrichtungen der Ausgangsstoffe, Dosier-, Misch- und Pumpanlagen inkl. der Messeinrichtungen zur Bestimmung von Baustoffvolumina oder -massen und die Verfüllleitung bzw. das Verfüllgestänge hervorzuheben sind.

In Gorleben wurden nur Trockenmischungen der Feststoffe verarbeitet, die in 500 kg-Bigbags angeliefert wurden, während sich die Lösung in Cubitainern (IBC) befand. Das Anmischen von Feinkornsuspensionen erfordert viel Scherenergie, so dass sich die Baustofftemperatur erhöhen kann. Als Folge verkürzt sich die Verarbeitungszeit (Topfzeit) und erhöhen sich thermische Spannungen, die beim Abkühlen des Baustoffs im Bohrloch entstehen. Die Anmischlösung war zwar hochkonzentriert jedoch nicht vollständig mit  $MgCl_2$  gesättigt. Daher war es möglich die Lösung auf rund  $9\text{ }^{\circ}\text{C}$  zu kühlen ohne Salzausfällungen befürchten zu müssen. Aufgrund der im Vergleich zur Lösung niedrigeren Wärmekapazität hat die Temperatur der Trockenmischung einen geringeren Einfluss auf die Baustofftemperatur. Durch die Wahl eines geräumigen Kühlcontainers, der zusätzlich ein gleichmäßiges bzw. homogenes Abkühlen der Lösung erlaubte, war es aber möglich, die Trockenmischung und die Lösung zu temperieren (Abbildung 4).



**Abbildung 4: Kühlcontainer der Ausgangsstoffe (Vormischung und Salzlösung) im Bergwerk Gorleben (Barabaranische)**



Das Anmischen erfolgte mit einem 1,0 m<sup>3</sup>-Kolloidalmischer (Chargenmischer) als Bestandteil einer SCC-20-Kompaktanlage der Fa. MAT Mischanlagen-technik GmbH, die über eine automatische Verwiegung der Ausgangsstoffe verfügt. Nach Abschluss des Mischprozesses lag die Baustofftemperatur bei etwa 20 °C und damit etwa 9 °C unterhalb der Stoßtemperatur und mehr als 10 °C unterhalb der Gebirgstemperatur. Mit Hilfe einer MAT-Schlauchpumpe gelangten die Mischungen in den Vorlagebehälter der Verfüllpumpe. Umfangreiche Tests ergaben, dass für die Verfüllung am besten eine Exzentrerschneckenpumpe (Hersteller Mai International GmbH, Typ MAT EP-40-100) geeignet ist. Das Schlauch- und Rohrleitungssystem zwischen den beiden aus Redundanzgründen eingesetzten Exzentrerschneckenpumpen wurde so ausgelegt, dass nach dem Verfüllen des Bohrloches durch Umlegen von Schiebern eine anschließende Druckhaltung realisiert werden konnte.

Einen Überblick dieses Systems vermittelt die Abbildung 5. Die Steuerung der Förder-/ Fließrate erfolgte mit Hilfe eines MAT-MES100-Kontrollstandes. Links ist die Bigbag Entladestation und die Förderschnecke der Trockenmischung dargestellt. Am rechten Bildrand sind die Vorlagebehälter (6 m<sup>3</sup>) zu erkennen.



**Abbildung 5: Kombinierte Dosier-, Misch- und Pumpanlage der Fa. MAT Mischanlagen-technik GmbH beim Einsatz auf der 820-m-Sohle des Bergwerks Gorleben**

Ziel war die Bohrungen ohne Luft- und Spülungseinschlüsse zu verfüllen. Dies kann grundsätzlich auch mit einer Rohrleitung (Verfüllgestänge) erfolgen, die in der Bohrung verbleibt. Vorgesehen war jedoch die Leitung während der Verfüllungen vollständig aus den Bohrungen zu entfernen, da sie im erhärteten Baustoff potentielle Wegsamkeiten für Lösungen oder Gase darstellen könnten. Bei einem Lösungskontakt der Metallleitungen könnte zudem eine H<sub>2</sub>-Bildung in Folge von Korrosion nicht ausgeschlossen werden.

Als Verfülleitung diente eine flexible PE-Leitung, die sich auf einer Schlauchwickleinheit befand (Coiled Tubing-System). Das alternative Verfüllen langer Bohrungen mit einem Gestänge erfordert Teilzementationen, bei denen durch das Abspülen des Baustoffs eine Mischzone entstehen kann. Mischzonen müssen aufwendig nachbearbeitet werden, um den Qualitätsanforderungen einer durchgängigen Verfüllung nachzukommen. Der Nachweis einer vollständigen Nachbearbeitung ist schwierig, da die Länge der Mischzonen kaum exakt bestimmt werden kann. Bei geneigten Bohrungen kann der erhärtete Baustoff Keile bilden, die beim Bohrprozess zu Ablenkungen (Austritt aus der Bohrlochachse) führen können.

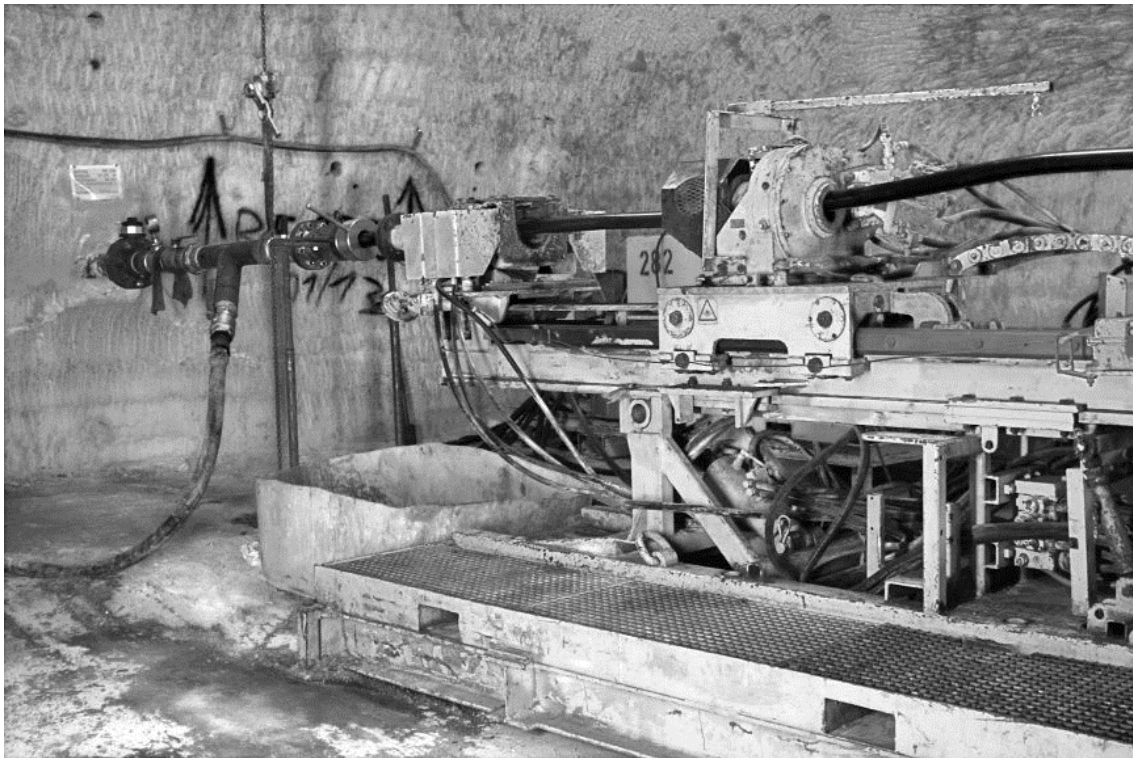
Die Leitung eines Coiled Tubing-Systems kann während der Verfüllung kontinuierlich in Abhängigkeit der Verfüllrate zurückgezogen und ohne Reinigung des Steigraumes ausgebaut werden, so dass keine Mischzone entsteht. Es wird solange Verfüllmaterial eingebracht, bis über den Ringraum der Bohrung nur reines Verfüllmaterial austritt. Verwendet wurde eine 2 Zoll-Leitung der Fa. Isaflex, die auch die beim Ziehen auftretenden Kräfte problemlos aufnehmen konnte. Die Wickleinheit der Fa. BLZ Gommern wurde für den anschließenden Einsatz auf der Schachtanlage Asse II mechanisch verstärkt (Abbildung 6).



**Abbildung 6: Verfüllung der Bohrung RB132. Schlauchwickleinheit und zur Bohrmaschine Diamec 282 reichende PE-Leitung**

Das Ziehen der Verfülleitung, wie deren Einbau erfolgte mit einer Bohrmaschine Diamec 282, des Herstellers Atlas Copco (Abbildung 7). Bei der Bohrung RB032 war es jedoch erforderlich eine Tiefbohranlage (TBA) B2-20 der Fa. Aker Wirth einzusetzen.

Deutlich ist ebenfalls der Bypass vor dem Bohrmundloch zu erkennen, der ein ungestörtes Ausfließen des Baustoffs ermöglichte. Beim lösungs- und luftblasenfreien Austritt des Baustoffs wurde der Verfüllvorgang beendet.



**Abbildung 7: Diamec 282-Bohrmaschine mit der schwarzen Verfülleitung.**

Auch bei grundsätzlich zuverlässigen und getesteten Geräten können größere technische Störungen nicht vollständig ausgeschlossen werden. Aus diesem Grund stand stets ein redundantes Verfüllsystem zur Verfügung, um bei Ausfall einzelner Anlagenkomponenten die Verfüllung nicht abbrechen zu müssen.

## **6 Durchführung von Qualitätssicherungsmaßnahmen**

Ziel der Qualitätssicherung war nachzuweisen, dass die Bohrlochverfüllungen die geforderten Materialeigenschaften erfüllen. Grundsätzlich können Qualitätssicherungsmaßnahmen der Ausgangsstoffe, d.h. der Vor-/Trockenmischung und der Lösung, des frisch angemischten Baustoffes und erhärteter Probekörper voneinander unterschieden werden. Bei der Entwicklung des Qualitätssicherungsprogramms wurden bewährte Vorgehensweisen und die spezifischen Randbedingungen in Gorleben berücksichtigt. Die Untersuchungen erfolgten nach den Arbeitsanleitungen, die bereits bei der Baustoffentwicklung und -optimierung zur Anwendung kamen. Die Untersuchungen der Suspensionseigenschaften sowie zum Erhärten der Baustoffe erfolgten im Bergwerk Gorleben und die Prüfungen der Festmaterialeigenschaften wiederum bei externen Prüfinstitutionen.

Das Qualitätssicherungsprogramm, sah auch vor, dass nur geschultes und trainiertes Personal mit umfangreichen praktischen Erfahrungen die Verfüllmaßnahme durchführt. Da Prüfresultate der Festmaterialeigenschaften erst nach Abschluss einer Verfüllmaßnahme vorliegen, hatten die Prüfungen der Ausgangsstoffe und der Frischmaterialeigenschaften eine hohe Priorität. Die Ausgangsstoffe wurden nach der Anlieferung und vor der Baustoffherstellung geprüft. Als Frischmaterialeigenschaften wurden die Baustoffdichte bestimmt, der Luftporengehalt und das Fließvermögen mit der Fließrinne und dem Marshtrichter. Routinemäßig wurde ebenso die Temperaturentwicklung in einem quasiadiabatischen Kalorimeter gemessen. Die Messresultate wurden auf Plausibilität und Konformität mit den Anforderungen geprüft und in Arbeitsprotokollen dokumentiert.

Im Verlauf der Verfüllmaßnahmen wurde Probematerial in KG-Rohre gegossen, mit dem Ziel die Dichte, die Druckfestigkeit sowie die Gas- und Lösungspemeabilität der erhärteten Baustoffe zu bestimmen. Zudem wurde visuell die Homogenität der Probekörper beurteilt. Vergleiche der Dichte des frischen und erhärteten Materials erlaubten Rückschlüsse zur Volumenexpansion beim Erhärten.

Sämtliche Prüfresultate der Frisch- und Festmaterialeigenschaften bestätigten die zuvor ermittelten Befunde und ergaben zweifelsfrei, dass beide Rezepturen vollumfänglich die Materialanforderungen erfüllten.

## **7 Vorgehensweise bei der Verfüllung**

Alle Bohrungen waren auf der gesamten Länge vollständig, d.h. ohne Luft- und Spülungseinschlüsse zu verfüllen. Die grundsätzlichen Voraussetzungen waren hierfür durch die Wahl geeigneter Baustoffe und hinreichend leistungsfähiger Geräte gegeben. Die grundsätzliche Strategie der Verfüllung und die Zusammenarbeit im Team konnte bereits beim Verfüllen geringvolumiger Bohrungen erprobt werden. Zudem erlaubten diese Arbeiten die Vorgehensweise bei möglichen Störungen abzustimmen und zu üben. Bezüglich des Einsatzes der Rezeptur IM-Asse-1 erfolgte ein Erfahrungsaustausch mit Kollegen der Schachanlage Asse II. Die Verfüllung der durchschlägigen und mit 121 m relativ kurzen Bohrung RB238 bot sehr gute Voraussetzungen den Baustoff ETO-I erstmals einzusetzen. Diese Rezeptur kam zudem bei der längsten Bohrung RB255 (531 m) und bei der Bohrung mit dem größten Volumen, d.h. der Bohrung RB032 (7,5 m<sup>3</sup>) zum Einsatz.

Die grundsätzliche Vorgehensweise war bei den beiden eingesetzten Baustoffen identisch und kann in Vorarbeiten, der eigentlichen Verfüllung und Nacharbeiten gegliedert werden. Aufgrund der Tatsache, dass die Bohrlöcher umfangreich inspiziert, vermessen und ggf. gereinigt wurden, zählten zu den Vorarbeiten auch finale Gerätetests, die Vorbereitung ausreichender Ausgangsstoffmengen sowie

allgemein von Geräten und Materialien, die für die Arbeiten essentiell sind. Vorgesehen war Baustoffmengen herzustellen entsprechend des doppelten Volumens des jeweiligen Bohrlochs und der verwendeten Leitungen.

Beim Fördern einer Suspension entlang trockener Oberflächen bilden sich lösungsreiche Randzonen, so dass mit zunehmender Förderlänge der Lösungsanteil der Suspension abnimmt. Bei der Verfüllung der Bohrungen hätte dieser Prozess eine Abnahme der Fließfähigkeit zur Folge, so dass auch die Wahrscheinlichkeit einer Stopferbildung ansteigen würde. Um ein „Abmagern“ der Verfüllbaustoffe zu verhindern und das Bohrloch von Partikeln zu reinigen, wurden die Verfüllleitung und die Bohrlöcher mit einer Magnesiumchloridlösung gespült. Dabei kam für jede Bohrlochverfüllung eine neue Verfüllleitung zum Einsatz, da eine 100 %ige Reinigung der Verfüllleitung nicht sichergestellt werden kann, wie vorlaufende Tests zeigten.

Bei der Verfüllung mit Baustoff musste sichergestellt werden, dass überschüssige Salzlösung vollständig ausgetragen wird. Die Bohrlochverfüllung muss den Sollwerten der jeweiligen Rezeptur entsprechen. Um diese Anforderung an die Verfüllung zu gewährleisten, wurde solange Baustoff verpumpt bis nur noch Suspension ohne Beimengung von Lösung austrat. Zudem war ein luftblasenfreier Austrag des Baustoffs sicherzustellen. Die Förderraten lagen im Bereich von 25 – 30 l/min, so dass bei der größtvolumigen Bohrung RB032 die Verfüllzeit bei etwa 5,5 Stunden lag. Vorteilhaft bei der Verfüllung war, dass nur die Bohrung RB639 geringfügig ansteigend gebohrt wurde. Die Verfüllleitung endete stets in der Suspension und konnte trotz der hohen Kräfte, die insbesondere aus den rheologischen Eigenschaften der Baustoffe resultieren gut sukzessive gezogen werden. Neben dem Pumpendruck wurden die eingepumpte und ausfließende Baustoffmenge gemessen. Auf der Basis dieser Messwerte wurden die in den Bohrlöchern verbliebenen Baustoffmengen kalkuliert. Die Bilanzierung der Baustoffmengen mit den ermittelten Bohrlochvolumina zeigte zweifelsfrei die 100 %ige Verfüllung der Bohrlöcher. Die nachlaufenden Arbeiten an den verfüllten Bohrungen umfassten beispielsweise regelmäßige Prüfungen auf Dichtheit, wie Sichtkontrollen im Hinblick auf das Auftreten von Lösungen.

Sämtliche relevanten Informationen zu den Bohrungen und ihrer Verfüllung wurden in Bohrakten zusammengefasst. Zudem wurde eine umfangreiche Gesamtdokumentation der Arbeiten erstellt. Mit der erfolgreichen Verfüllung der Bohrung RB032 konnte ein weiteres wichtiges Ziel erreicht werden. So konnte der bis dahin bestehende Sicherheitspfeiler gemäß § 224 Abs. 1 ABVO dieser Bohrung aufgehoben werden.

## **8 Verfüllen der Erkundungsbohrung EBrG. 700-2 auf der Schachtanlage Asse II**

Für die Rückholung der radioaktiven Abfälle aus der Schachtanlage Asse II ist der Bau eines neuen Schachtes (Schacht Asse 5) und das Auffahren neuer Grubenräume (Anschlussstrecken und Infrastrukturräume) erforderlich. Der neue Schacht wird im bislang unverritzten Salinar der Asse-Struktur östlich vom derzeitigen Grubengebäude zu liegen kommen.

Zur Erkundung des bislang unverritzten Salinars werden seit 2013 Erkundungsbohrungen von über und unter Tage aus durchgeführt. Die untertägigen, von Bohrörtern auf den Sohlenniveaus 574- und 700-m-Sohle angesetzten Bohrungen mit einem Durchmesser von jeweils 98 mm werden als Horizontalbohrungen oder mit einer Neigung zur Teufe von ca. 25° und durchgängig als Kernbohrungen mit Luftspülung ausgeführt. Die bislang längste im Rahmen des Erkundungsprogramms untertägig ausgeführte Kernbohrung weist eine Länge von 371 m aus. Die in 2019 zur Ausführung kommenden Bohrungen sollen bis 400 m Teufe ausgeführt werden. Sämtliche Kernbohrungen im Salinar müssen unter Gas- und Ex-Schutz-Maßnahmen ausgeführt werden.

Im Januar 2016 trat in der Erkundungsbohrung EBrG. 700-2 ab einer Teufe von 252 m ein Lösungszutritt auf. Die täglichen Zutrittsmengen waren sehr gering, die chemische Analyse der aus dem Salinar zugetretenen Lösung ( $\text{MgCl}_2$  gesättigte Lösung) ließ auf eine intrasalinare Herkunft ohne Verbindung zu Aquiferen des Deckgebirges schließen. Aufgrund des Lösungszutritts sollte die EBrG. 700-2 qualitätsgerecht so verfüllt werden, dass ein ggf. um die Bohrung bzw. um die Zutrittsstelle in der Bohrung gemäß § 224 ABVO noch auszuweisender Sicherheitsbereich möglichst klein gehalten werden kann oder ggf. auch gar nicht erforderlich ist.

Das nach Kalibermessungen zu verfüllende Bohrlochvolumen betrug  $1,9 \text{ m}^3$ , die Bohrung war somit vergleichsweise als großvolumig anzusprechen. Bei der Verfüllung wurde die bereits in Gorleben genutzte Technik eingesetzt, wobei in der Durchführung verschiedene Adaptionen an Asse-spezifische Gegebenheiten erforderlich waren. Da das Herstellen der Baustoffsuspension, die hierzu eingesetzte Anlagentechnik sowie der Baustoff selbst eine Verfahrenseinheit darstellen, wurde beschlossen, auch denselben Baustoff wie in Gorleben einzusetzen und insofern am Grundsätzlichen des in Gorleben bewährten Verfahrens so wenig wie möglich zu ändern.



Die geringe Größe des Förderkorbes im Schacht Asse II ließen es jedoch nicht zu, größere Anlagenteile der SCC-20-Kompaktanlage im Stück nach unter Tage zu transportieren. Die Platzverhältnisse hätten zudem den Aufbau der Anlage unter Tage erschwert. Gegenüber dem in Gorleben durchgeführten Verfahren waren daher Änderungen erforderlich. Im Einzelnen bestanden diese in folgenden Maßnahmen:

Der Gesamtprozess wurde unterteilt in einen übertägigen und einen untertägigen Teilprozess. Übertägig in einer Lagerhalle in Remlingen, ca. 3 km von der Schachtanlage entfernt, wurde die Baustoffsusension mit der gleichen Technik, wie sie in Gorleben eingesetzt wurde, hergestellt und für den Transport nach unter Tage in IBC-Container verpumpt. Im Bohrort auf der 700-m-Sohle befanden sich nur das für das Verfüllen der Bohrung benötigte Verfüllequipment.

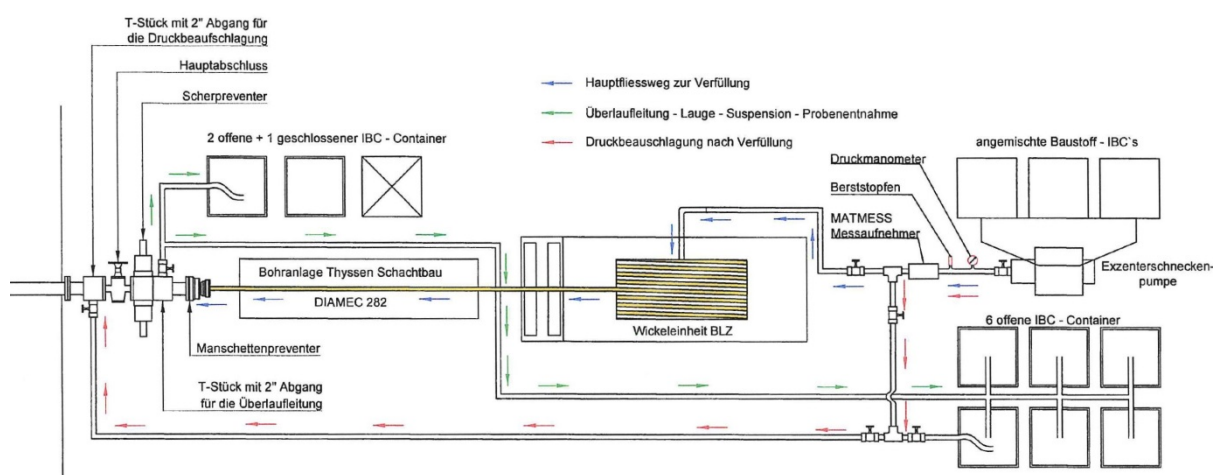
Durch diese Vorgehensweise und den untertägigen Teilprozess zum Bohrort auf der 700-m-Sohle wurde der Zeitbedarf vom Anmischen der ersten Baustoffcharge bis zum Beenden der Bohrlochverfüllung unter Berücksichtigung der prozessbegleitend durchzuführenden Qualitätssicherungsmaßnahmen auf mindestens 12 Stunden geschätzt.

Da die in Gorleben verwendete Baustoffsusension eine zu geringe Topfzeit aufwies, war eine Modifikation des Baustoffes erforderlich. Nach Rücksprachen mit dem Lieferanten der Trockenmischung und dem Hersteller des Magnesiumoxids war es möglich, durch Anpassung des MgO-Brennprozesses die Topfzeit auf 16 Stunden zu verlängern und dabei die aus Gorleben bekannten rheologischen Eigenschaften der Suspension und die mechanischen Eigenschaften des erhärteten Baustoffs zu erhalten.

Den im Bohrort auf der 700-m-Sohle realisierten Anlagenaufbau gibt die Abbildung 8 schematisch wieder und die Abbildung 9 vermittelt einen Eindruck über die vergleichsweise geringen Platzverhältnisse des Verfüllortes. Gegenüber dem in Gorleben eingesetzten Aufbau wurde ein Verfüllschlauch höherer Druckstufe eingesetzt. Der Pumpendruck wurde durch einen hinter der Pumpe installierten, bei Überschreiten des eingestellten Grenzdruckes der Pumpe automatisch abschaltenden Druckwächter überwacht. Zur Redundanz dieser Sicherheitsmaßnahme wurden in das Rohrleitungssystem Berststopfen eingesetzt. Die zur Anpassung an die Bedingungen in der Schachtanlage Asse II erforderlichen Arbeiten dauerten etwa ein halbes Jahr.

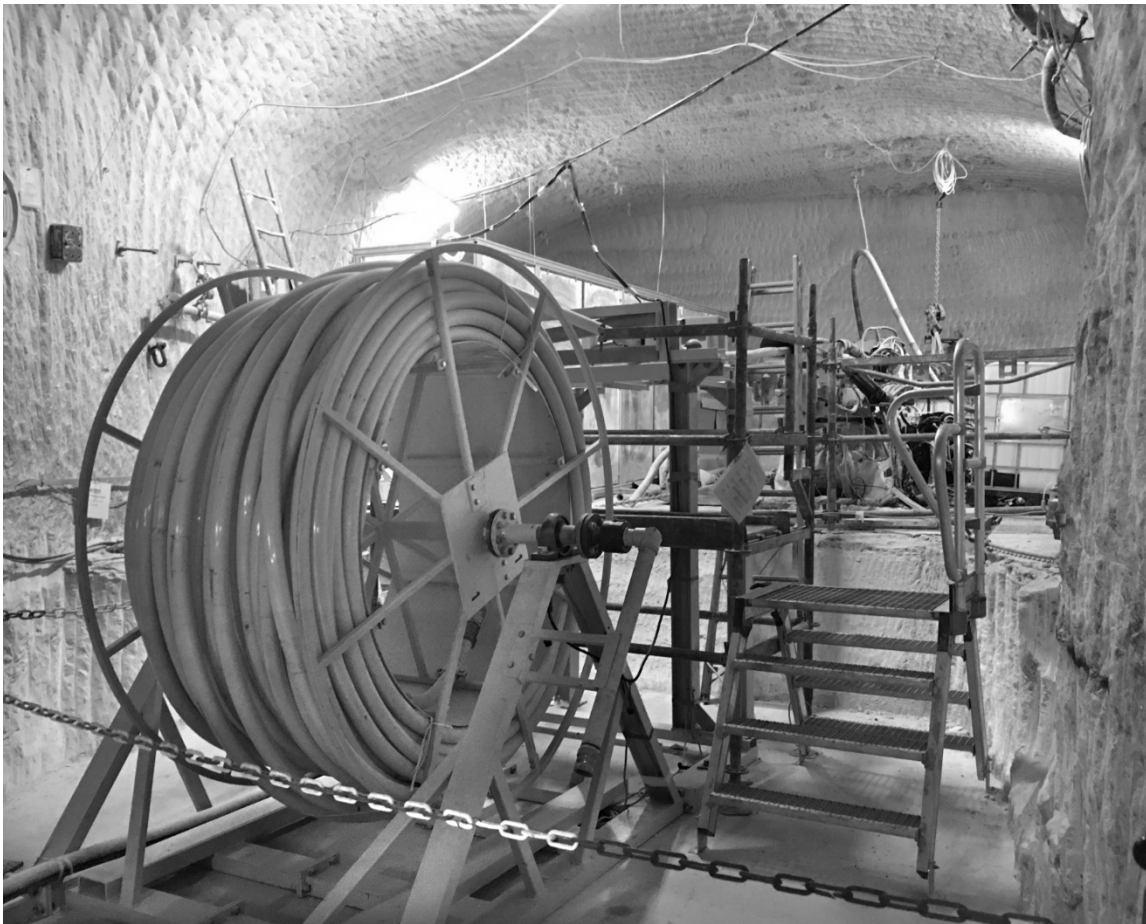
Da das Zeitfenster zwischen der für die Durchführung der Maßnahme geschätzten mindestens erforderlichen Zeit von 12 Stunden und der Topfzeit von 16 Stunden relativ gering erschien und bei unplanmäßigen Ereignissen entsprechend wenig Spielraum für Interventionsmaßnahmen bot, wurden die Arbeitsschritte der Verfüllung wiederholt geübt. Aus den vorlaufenden Darlegungen, unter Berücksichtigung der zur Verfügung stehenden Räumlichkeiten, wird deutlich, dass entsprechendes Personal vorzuhalten ist.

Der Bohrlochverfüllung ging das Spülen des zuvor mit Hilfe der Bohranlage bis zum Bohrlochtiefsten eingeschobenen Verfüllschlauches und des Bohrloches mit Anmachflüssigkeit voraus, um Fließwiderstände zu verringern, die Bohrlochwand zu benetzen und auch die im Bohrloch noch stehende, aus dem Salinar zugetretene Lösung zu verdrängen.



**Abbildung 8: Schema des untertägiger Anlagenaufbaues im Bohrort auf der 700-m-Sohle.**

Der Baustoff wird über übertägig befüllte IBC-Container bereitgestellt. Abweichend zur Ausrüstung in Gorleben wurde in der Schachtanlage Asse II zusätzlich ein Scherpreventer eingesetzt.



**Abbildung 9: Verfüllort in der Schachanlage Asse II mit der modifizierten Schlauchwickleinheit im Vordergrund**

Nach dem etwa halbstündigen Spülvorgang begann der Verfüllvorgang, bei dem die Baustoffsuspension über den Verfüllschlauch in das Bohrloch verpumpt wurde. Nachdem etwa ein Drittel des ermittelten Bohrlochvolumens eingepumpt war, wurde der Verfüllschlauch mit Hilfe der hydraulisch angetriebenen Schlauchwickleinheit unter Beachtung der Förder-/Pumprate aus dem Bohrloch zurückgezogen. Auf diese Weise war gewährleistet, dass sich das Schlauchende zu jedem Zeitpunkt des Verfüllvorganges im Baustoff befand und so eine durchgängige Verfüllsäule hergestellt werden konnte. Das Einpumpen von Suspension in die Bohrung wurde erst beendet, nachdem die Dichte des aus dem Ringraum austretenden Baustoffs dem Sollwert entsprach. Nachdem der Verfüllschlauch aus dem Bohrloch herausgezogen und das Bohrloch mittels Schieber verschlossen war, wurde das Rohrleitungssystem umgeschiebert und die Druckhaltung begonnen. Das Verfüllen der 254 m langen Erkundungsbohrung wurde am 26.04.2018 in rund 12 Stunden planmäßig umgesetzt.

## 9 Literatur / Verwendete Unterlagen

- [1] Oberbergamt Clausthal-Zellerfeld. Richtlinien für Sicherheitsmaßnahmen beim Herstellen und beim Verfüllen von Untersuchungsbohrungen sowie beim Abdichten von Zuflüssen durch Einpressen von Dichtmitteln im Salzbergbau. 12.01.1981.

**Reinhard Köster**

Reinhard.Koester@bge.de

**Ingolf Kretschmer**

Ingolf.Kretschmer@bge.de

**Maximilian Hayart**

Maximilian.Hayart@bge.de

**Michael Sniehotta**

Michael.Sniehotta@bge.de

**Dr. Hans-Joachim Engelhardt**

Joachim.Engelhardt@bge.de

BGE Bundesgesellschaft für Endlagerung mbH  
Eschenstraße 55  
31224 Peine

BGE TECHNOLOGY GmbH  
Eschenstraße 55  
31224 Peine

## **Trockenbohrgutabsauganlage CTBA: „Bohren ganz ohne Wasser“**

**Patrick Schneider**

CFT GmbH Compact Filter Technic

Bei der Erstellung von Bohrlöchern mittels drehender oder schlagender Bohrgeräte im Rahmen des konventionellen oder mechanischen Vortriebes wird im Regelfall Wasser zum Ausspülen des Bohrgutes eingesetzt. Die Nachteile dieses Vorgehens sind hinlänglich bekannt:

- Durch den hohen Wassereinsatz wird der Vortriebsbereich verschlamm.
- Der austretende Bohrschlamm trägt zu einem erhöhten Verschleiß des Bohrwagens bei.
- Der Bohrschlamm, der über Kopf austritt, macht die Arbeit für das Bedienungspersonal höchst unkomfortabel.
- Das beim Bohren injizierte Wasser lässt bestimmte Gesteinsformationen, wie beispielsweise von Anhydridschichten durchzogenes Gestein, aufquellen und gefährdet somit die Ausbausicherheit.
- Durch Wasserknappheit in einigen Ländern ist dies ein nicht durchführbares Verfahren.

Teilweise werden die Bohrarbeiten auch in Bereichen vorgenommen, in denen Wasser aufgrund der klimatischen Verhältnisse nicht eingesetzt werden kann, so zum Beispiel bei Frost. Die entwickelten leistungsstarken Trockenbohrgutabsauganlagen CTBA der Firma CFT GmbH Compact Filter Technic ermöglichen ein Bohren ohne Wasser und können so diese Nachteile umgehen.

Kern dieser innovativen und patentierten Lösungen ist ein hoch effizientes Drehkolbengebläse kombiniert mit einem kompakten Hochleistungs-Trockenentstauber. Das ausgeblasene Bohrgut erzeugt dabei keine Emissionen in der Strecke und trägt damit wesentlich zur Einhaltung der MAK-Vorschriften bei, indem es durch die Absaugung erfasst und abgeschieden wird. Selbst Asbeststäube können problemlos gehandhabt werden. Die Bohrguterfassung erfolgt über einen Absaugstutzen, welcher individuell an den jeweiligen Bohrgerätehersteller angepasst werden kann. Mittels eines Saugschlauches erfolgt eine Verbindung zu der CFT Trockenbohrgutabsaugung. Diese Anlagen gewährleisten eine nahezu vollständige Erfassung des Bohrgutes – und schaffen damit entscheidende Vorteile im Hinblick auf Arbeitssicherheit und Effizienz.

**Patrick Schneider**

patrick.schneider@cft-gmbh.de

CFT GmbH Compact Filter Technic  
Beisenstraße 39-41  
45964 Gladbeck





# HAZEMAG Roadheading Excavator | HRE

Die innovative Vortriebseinheit HRE für das konventionelle Auffahren von Strecken mit kleinen Querschnitten im Berg- und Tunnelbau.

**Eine Maschine für alle Arbeitsschritte.**

Unser Portfolio:

- Vortriebssysteme & Walzenbrecher
- Bohrgeräte für Explorations- / Großlochanwendungen



# Transparenter Bohrprozess mittels Acoustic Emission Technologie

Univ.-Prof. Dr.-Ing. Elisabeth Clausen, Dr.-Ing. Thomas Bartnitzki, Bastian Späth  
RWTH Aachen, Institute for Advanced Mining Technologies

## Einleitung

Der Bedarf Bohrprozesse und -anlagen zu überwachen wird für Unternehmen immer wichtiger. Die Anforderungen der Unternehmen an die Verfügbarkeit, der Zykluszeit und dem Aufgabenspektrum wachsen kontinuierlich. Um diese Ziele zu erfüllen, werden immer mehr Condition-Monitoring Systeme und Prozessüberwachungssysteme entwickelt und verbaut. Für eine weitere Optimierung dieser Prozesse sind beide Überwachungssysteme gleichrangig bedeutsam. Condition-Monitoring Systeme helfen sowohl bei der zeitlichen Planung und Durchführung von notwendigen Wartungsarbeiten, als auch bei einer Reduktion der generellen Kosten durch eine Erhöhung der allgemeinen Verfügbarkeit. Die Bohrprozessüberwachung hingegen wird für verschiedene Bohr-Modi benötigt. Mit einem transparenten Bohrprozess ist es zum Beispiel möglich, diesen verschleißoptimiert oder produktionsfortschrittsoptimiert zu gestalten. Für ersteres werden die Bohrparameter wie Andruckkraft, Drehzahl und Schlagfrequenz so gewählt, dass die spezifische Energie bezogen auf das Ausbruchsvolumen minimal wird. Für zweites, müssen die Parameter auf einen möglichst hohen Bohrfortschritt optimiert werden, wobei zumindest die geforderte Verfügbarkeit der Maschine erreicht werden muss. Für beide Systeme sind zahlreiche Sensoren verfügbar, die in den einfachsten Fällen die Kräfte und Drehmomente mittels Dehnmesstreifen an den Bauteilen oder die benötigte elektrische Leistung und Strom, aufzeichnen können. Aber auch komplexere und weniger verbreitete Funktionsprinzipien, wie zum Beispiel Schwingungsanalysen mittels Körperschall und Acoustic Emission (AE), werden kombiniert oder als Stand-Alone Verfahren, immer häufiger eingesetzt. Dabei werden die Schwingungsanalyseverfahren überwiegend im Bereich des Condition-Monitorings verwendet. Dieser Beitrag behandelt den Einsatz von Acoustic Emission als Technologie transparentere Bohrprozesse zu erzeugen. [1] [2]

## 1 Acoustic Emission

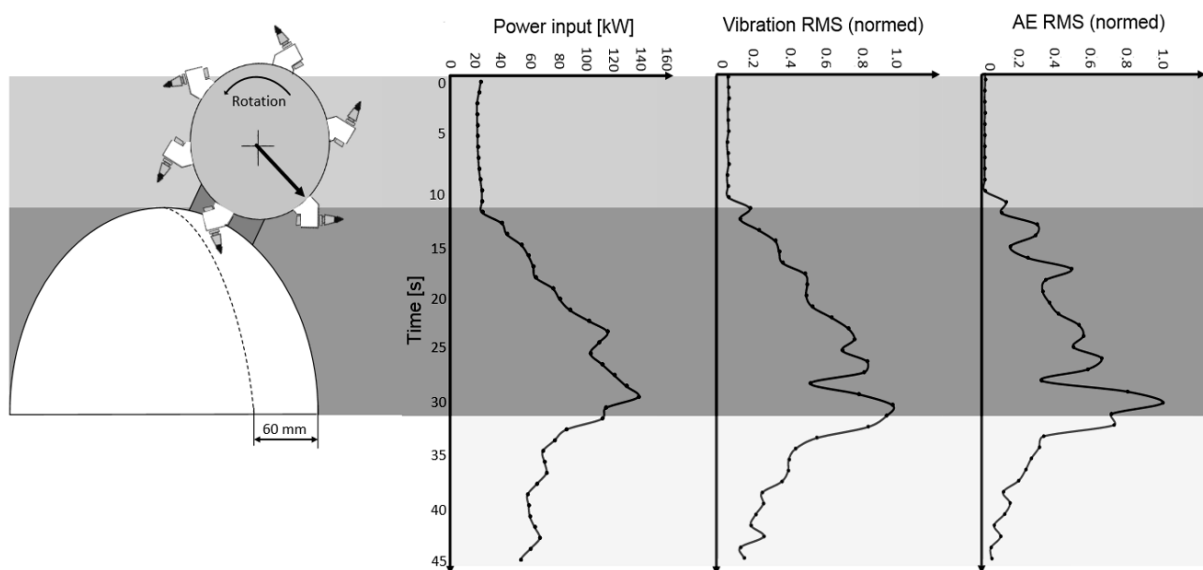
Bei der Acoustic Emission (AE) handelt es um eine Festkörperschall-emissionsanalyse, bei der transiente elastische Wellen überwiegend im Ultraschallbereich, oberhalb von 20 kHz, ausgewertet werden. Gegensätzlich zu den meisten Ultraschallverfahren basiert dieses Verfahren nicht auf einem aktivem, emittierendem Verfahren, sondern auf einem reinen passiv, rezeptiven Verfahren, bei dem sogenannte Burst-Ereignisse von einem Sensor empfangen und mittels geeigneter Analysemethoden ausgewertet werden.

Die Auswertung dieser diskreten Schwingungssignale kann im Zeitbereich oder im Frequenzbereich durchgeführt werden, wobei im Zeitbereich statistische Verfahren und Kennwerte sowie sogenannte Burst-Detection Verfahren, angewandt werden können. Bei den Burst-Detection Verfahren handelt es sich um Verfahren, die einzelnen Burst-Ereignisse erfassen und statistisch weiterverarbeiten. Im Frequenzbereich werden unter anderem Spektral-, Hüllkurven oder Kepstrumsanalysen verwendet. Zusätzlich können auch Analysemethoden im Zeit-Frequenzbereich genutzt werden. Als Beispiel seien hier Wasserfalldiagramme oder Ordnungsanalysen genannt. [3] [4] [5]

Die ersten AE Analyse-Verfahren stammen aus der Lager- und Getriebediagnostik und sind seit der Verfügbarkeit von immer leistungsfähigeren Analog-Digital-Wandlern (engl. Analog Digital Converter: ADC) und Computer Processor Units (CPU), sowie von preisgünstigen und schnellen Speichermedien, vermehrt im Einsatz. Notwendig sind diese, da mit Abtastraten von zwei Megasamples oder mehr, die Schwingungen über verschiedene Sensortypen, wie piezoelektrische Sensoren, erfasst werden. Bei den piezoelektrischen Sensoren wird eine druckabhängige/verformungsabhängige Ladungsverschiebung von speziellen Kristallen und Keramiken genutzt, wodurch eine messbare elektrische Spannung entsteht, auch Piezoeffekt genannt. Anders als bei piezoelektrischen Körperschallsensoren, bei denen mittels einer Schwungmasse der Piezoeffekt ausgelöst wird, wird bei den AE Sensoren auf die Schwungmasse verzichtet. Durch den direkten Kontakt des Sensors mit der Oberfläche des Prüfkörpers und der schnellen Verformbarkeit des Piezo-Materials, ist es möglich, hochfrequente Oberflächenschwingungen aufzuzeichnen. In der Lager- und Getriebediagnostik entstehen diese Schwingungen durch Schädigungen an den Laufflächen, während diese beim Bohren durch direkte Interaktion des Werkzeugs mit dem Gestein entstehen. Dabei werden durch den Aufbruch des Kornverbandes und während der Zerkleinerungsphase des Bohrkleins, Schwingungen ausgelöst, die entlang des Bohrstranges aufgenommen werden können. Aufgrund der begrenzten Energiefreisetzung beim Bruchereignis und einer verlustbehafteten Ausbreitung des Schwingungssignals, verliert die Amplitude der Schwingung mit fortschreitender Ausbreitung an Intensität. Besonders durch Spalte und Grenzübergänge von Verbindungen wird die Ausbreitung negativ beeinflusst. Dadurch ist eine Applikation von AE Sensoren im direkten Umfeld der Ereignisquelle, besonders für energiearme Ereignisse, wie zum Beispiel bei beginnender Lagerschädigung, notwendig. [4] [5] [6] [7]

## 2 Acoustic Emission beim Bohrprozess

Im Rahmen des Horizon 2020 Projektes „Real-time optimization of extraction and the logistic process in highly complex geological and selective mining settings“ (Förderkennziffer: 641989, H2020-SC5-2014-2015/H2020-SC5-2014) wurden vom Institute for Advanced Mining Technologies an der RWTH Aachen unterschiedliche Sensoren und Messgrößen für die Echtzeitüberwachung von Schneidprozessen getestet. Darunter waren elektrische Größen, wie die Stromaufnahme und Leistungsaufnahme der installierten Motoren, verschiedene Schall-/Beschleunigungssensoren, wie zum Beispiel Mikrofone für Luftschall und piezoelektrische Beschleunigungssensoren für Körperschall und AE. Aber auch thermische Sensoren (PT100, PT1000) und thermische bildgebende Sensoren (FLIR Tau 2) sowie verschiedene Applikationen von Dehnmessstreifen (DMS) zur Kraft und Momentbestimmung waren Bestandteil der Untersuchungen. Die Untersuchungen ergaben, dass AE Sensoren durch ihre Funktionsweise sowohl etablierte Sensoren ergänzen, aber auch durch höhere Auflösungen teilweise substituieren, können. Siehe Abbildung 1.

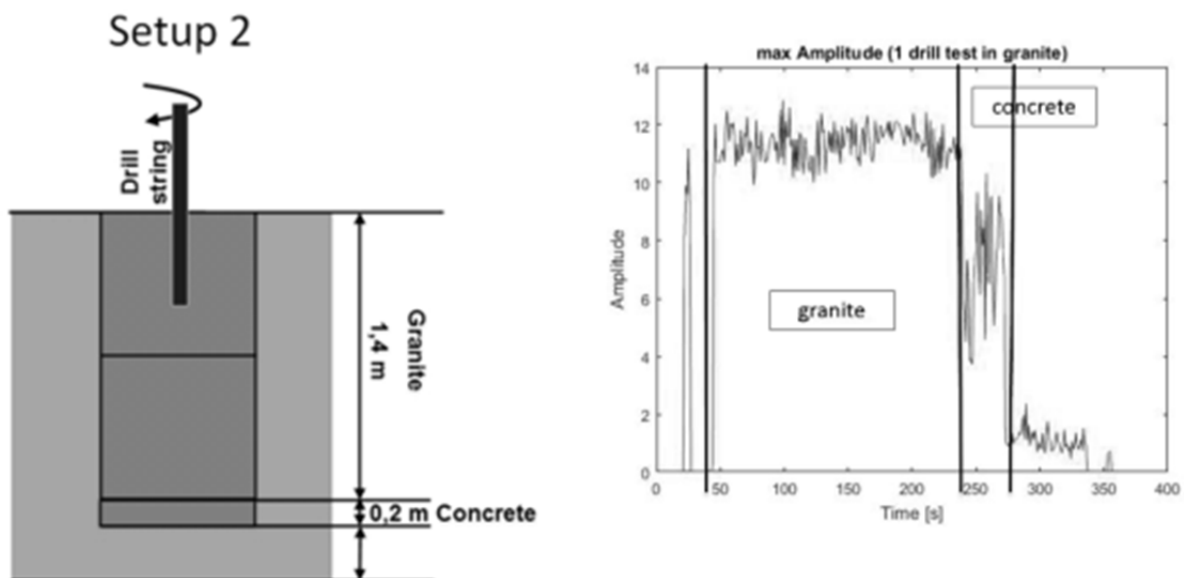


**Abbildung 1: Vergleich der Messung der elektrischen Leistung, Körperschall und Acoustic Emission an einem Schneidprüfstand der Firma T-Machinery, Tschechien [4]**

Ein besonderer Fokus lag auf AE-Signalen und Auswerteverfahren zur Unterscheidung von Gestein während des Schneidprozesses. Versuche mit verschiedenen Materialien zeigten, dass unabhängig von der ein-axialen Druckfestigkeit der Gesteine (engl. Uniaxial Compressive Strength: UCS) eine Unterscheidung möglich war. Dies war auch noch möglich, wenn die Druckfestigkeit der Materialien sehr ähnlich war. [4] [5] [8]

Als Ereignis aus den Vorversuchen wurde mit dem niederländischen Projektpartner Royal Eijkelpark SonicSampDrill (SSD) gemeinsame Bohrversuche geplant, um den Nutzen von AE Sensoren für Bohrprozesse zu validieren.

Beide Löseverfahren arbeiten mit Schneidwerkzeugen, die durch eine Drehbewegung und einen Anpressdruck im direkten Kontakt mit dem Gestein, Spannungen in dieses induzieren, bis die Spannungen die Gesteinsfestigkeit überwinden und schlagartig Material in Form von Spänen oder Chips abgetrennt werden. Bei rotierenden Schneidprozessen, wie sie zum Beispiel bei Continuous Miner oder Shearer Loader vorkommen, wird das gelöste Material in relativ kurzer Zeit vom Schneidorgan wegtransportiert, wodurch eine weitere Zerkleinerung, im Vergleich zu Bohrprozessen, nur im geringen Maß auftritt. Beim Bohren hingegen verweilt das gelöste Material, das Bohrklein, besonders bei seigeren Bohrungen, wesentlich länger beim Schneidorgan, bevor es von der Spülung ausgetragen wird. Dieser Unterschied und das von SSD eingesetzte Bohrverfahren, ein schlagendes Drehbohren mit einer Schlagfrequenz bis 150 Hz, waren signifikante Abweichungen zu den bisherigen Schneidversuchen. In einem ersten Versuchsaufbau wurde durch einen Granitblock und einer darunterliegenden Betonplatte gebohrt. Inklusiv des sandigen Lehmbodens, wurde insgesamt durch drei verschiedene Materialien gebohrt. Ziel des Aufbaus war es, die Grenzübergänge mit dem von SSD entwickelten Bohrprozessüberwachungssystem und mit der AE Messkette zu detektieren. Aus diesem Grund wurden auch sehr unterschiedliche Materialien ausgewählt, da das System von SSD mittels der anliegenden Drehmomente die Grenzschichten lokalisieren sollte. In Abbildung 2 ist der Versuchsaufbau und das weiterverarbeitete AE-Signal gezeigt.



**Abbildung 2: Schematik des Validationstest und erzeugtes max. Amplituden AE-Kennwertsignal**

Es wurde durch zwei Granitblöcke mit einer Gesamtmächtigkeit von 1,4 m, die auf einer 20 cm dicken Betonplatte standen gebohrt. Seitlich wurden die Blöcke aus einer Mischung aus Sand und lehmhaltigen Aushub gestützt um sie zu stabilisieren (vgl. Abbildung 2). Das aufgezeichnete Signal zeigt die Veränderung der größten Amplitude des Rohsignals für ein Ein-Sekunden-Fenster. Dieser

Aufbau zeigte, dass eine Aufzeichnung von AE-Signalen auch bei dreh-schlagenden Bohren durchführbar und eine Unterscheidung von Materialien unterschiedlicher Härte möglich ist. Weitere Feldtests hatten das Ziel, die Möglichkeit der Unterscheidung verschiedener Gesteine mittels AE zu validieren.

Insgesamt wurden nach diesem ersten Versuchsaufbau weitere Feldtest mit SSD durchgeführt und dabei sechs unterschiedliche Proben durchbohrt. Eine Probe war gegossener Beton, die fünf weiteren Proben waren Natursteinblöcke aus verschiedenen Steinbrüchen. Dazu zählten zwei Sorten Marmor (Carrare Bianco und Aurore Rosé), eine Sorte Kalkstein, eine Sorte Granit und eine Sorte Gneis. Folgende Tabelle zeigt die erwarteten Druckfestigkeiten und die, durch Kernbohrungen ermittelte und gemittelte, tatsächliche Druckfestigkeit.

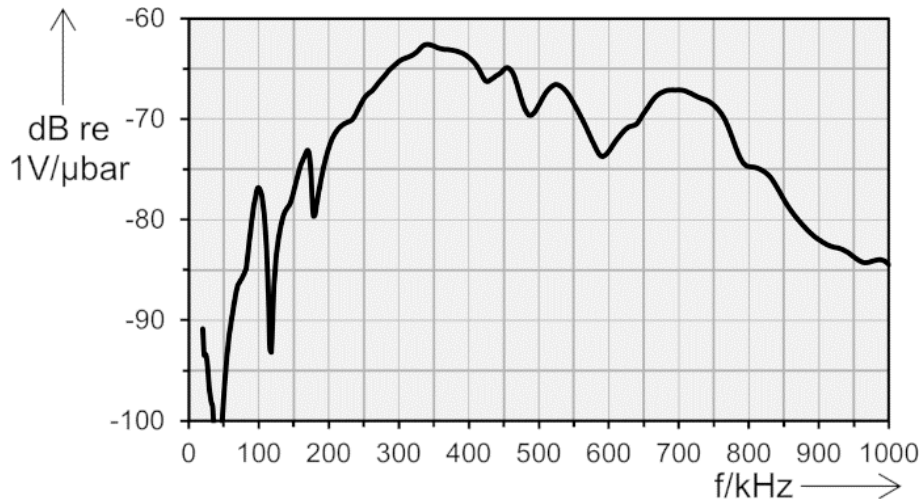
**Tabelle 1: Erwartete und tatsächliche Druckfestigkeiten der verwendeten Gesteinsproben**

Probe	Erwartete Druckfestigkeit [MPa]	Tatsächliche Druckfestigkeit [MPa]	Empirische Variationskoeffizient $\left[ v = \frac{s}{\bar{x}} * 100 \right]$
Beton	50	39,5	13,15
Kalkstein	100	142,9	28,35
Marmor Carrara Bianco	133	-	-
Marmor Aurore Rosé	70	-	-
Granit	170	172,5	10,84
Gneis	185 - 220	-	-

Die letzte Spalte enthält den empirischen Variationskoeffizienten der Kernbohrungen, die zur Berechnung der tatsächlichen Druckfestigkeiten herangezogen wurden. Die Druckfestigkeiten der Kernbohrungen aller Gesteine streuten um den errechneten Mittelwert, wobei der Kalkstein im besonderen Maße heraussticht. Dieser erreichte in Zweidrittel der Fälle eine Druckfestigkeit von rund 170 MPa und zu einem Drittel eine Festigkeit von rund 85 MPa.

Als direkte Folge war eine Beurteilung der AE- und Measurement While Drilling (MWD)-Signale, ein von SSD entwickeltes Messsystem, bezüglich des UCS für diesen Fall nur bedingt möglich. Die tatsächlichen Druckfestigkeiten für den Gneis und den beiden Marmorblöcken lagen zurzeit der Erstellung des Tagungsbandbeitrages noch nicht vor, weshalb diese und die zugehörigen empirischen Variationskoeffizienten in der Tabelle mit einem Strich gekennzeichnet sind.

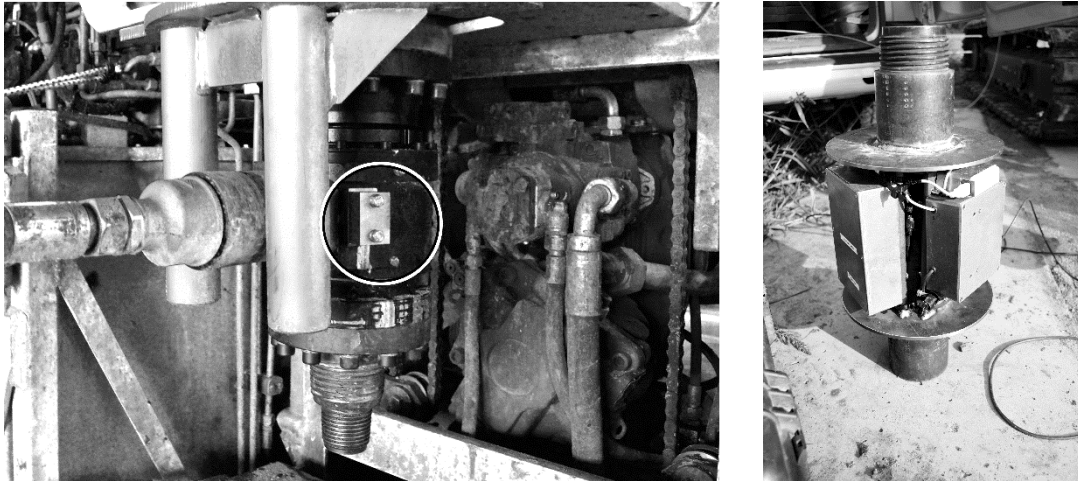
### 3 Verwendetes Messsystem und Applikation der Sensoren



**Abbildung 3: Frequenzgangkurve des VS375-M von Vallen Systeme [9]**

Bei allen Testmessungen kamen VS375M AESensoren und AEP3N Vorverstärker der Firma Vallen Systeme und NI 3225 Messkarten der Firma National Instruments zum Einsatz. Diese AE-Sensoren sind für Frequenzen zwischen 25 – 700 kHz optimiert, wobei das Empfindlichkeitsmaximum bei 375 kHz liegt. Die genaue Frequenzgangkurve ist in Abbildung 3 abgebildet. Insgesamt wurden fünf verschiedene Sensorpositionen am Bohrergerät getestet. Zwei der Positionen waren zur Erfassung der AESignale geeignet. Eine kabelgebundene Messstelle in der Nähe des Bohrstranges und eine direkt am Bohrstrang. Für die Messstelle am Bohrstrang wurde ein Adapter mit einer kabellosen Messbox, samt eigener Stromversorgung und Datenaufzeichnung, zwischen Bohrgestänge und Drehwerk appliziert. Aufgrund der hohen mechanischen Beanspruchungen während des dreh-schlagenden Bohrens, musste die Datenerhebung an dieser Messstelle abgebrochen werden, wodurch nur die kabelgebundene Messstelle genutzt werden konnte.





**Abbildung 4: Messpositionen am Bohrgerät, links am Swivel und rechts die kabellose Messbox**

Abgetastet wurden die AE-Signale mit 1 MHz und zeitgleich, auf einem separaten Kanal, ein Triggersignal des MWD Systems mitaufgezeichnet, damit eine Synchronisierung beider Systeme vorgenommen werden kann. Die Konvertierung der Daten und die Auswertung erfolgte im Anschluss mittels MATLAB und speziell entwickelten Skripten.

## 4 Ergebnisse der Feldtests

Im folgenden Kapitel werden die Ergebnisse der Feldtests im Zeitbereich mittels Burst-Detection und Kennwertanalyse sowie die Ergebnisse im Frequenzbereich kurz vorgestellt.

### 4.1 Ergebnisse im Zeitbereich

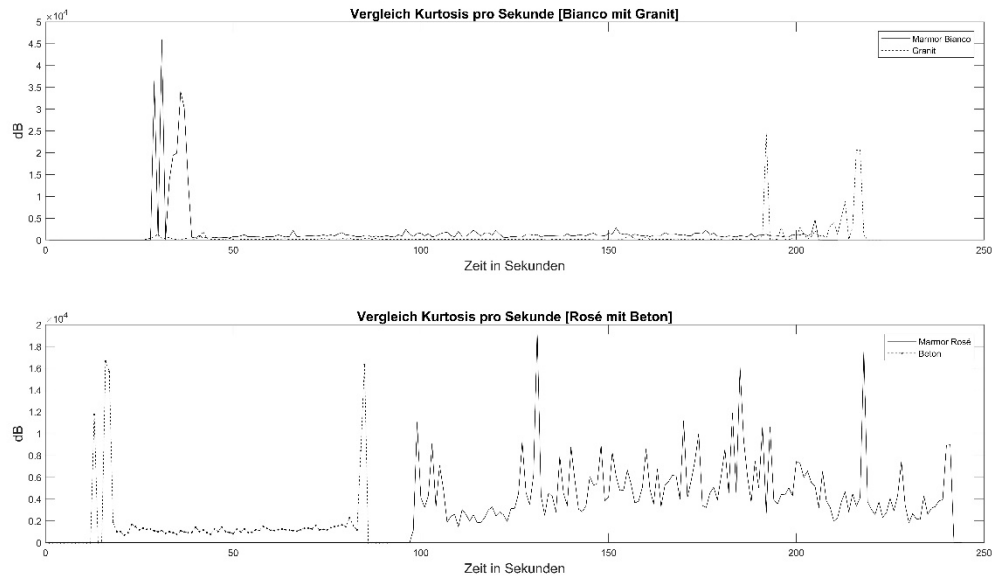
Die Verfahren, die im Zeitbereich des AE-Signals für die Auswertung der Ergebnisse der Feldtest herangezogen werden, sind Burst Detection und statistische Kennwertverfahren. Das Zeitfenster für die in der Auswertung verwendeten Kennwerte beträgt eine Sekunde, was einer Million Datenpunkte bei der eingestellten Abtastrate entspricht. In folgender Tabelle 2 sind die durchschnittlichen Bursts pro Sekunde und die empirischen Variationskoeffizienten, für die Gesteinsproben dargestellt. Der Kalkstein wurde aufgrund der ungewöhnlichen Druckfestigkeitsverteilung nicht mit in die Ergebnisse aufgenommen. Da die Stabilisierung des Gneises während der letzten Messkampagne nicht ausreichend war und dadurch keine Daten gesammelt werden konnten, wird dieser in der folgenden Auswertung ebenfalls nicht weiter betrachtet.

Die Tabelle 2 zeigt für die Gesteinsproben, dass die durchschnittliche Anzahl der erfassten Bursts bei dem Granitblock als auch bei dem Marmor Aurore Rosé, sehr dicht beieinanderliegen. Eindeutigere Ergebnisse liefern nur der Beton- und der Carrara Marmorblock, die vergleichsweise hohe Burstanregungen aufweisen. Ebenfalls treten diese Burstereignisse gleichmäßiger auf, als beim Granit oder dem Aurora Marmor.

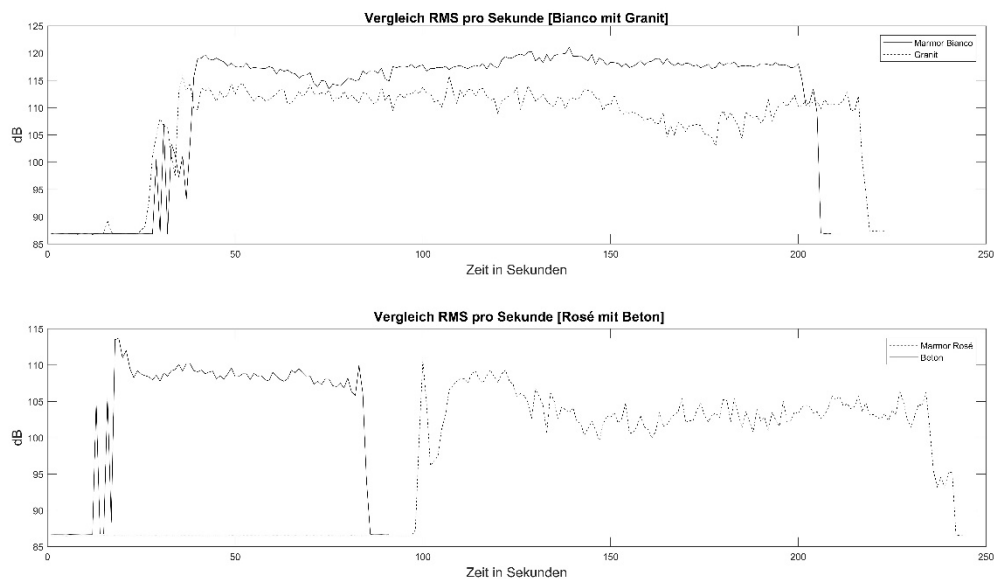
**Tabelle 2: Durchschnittliche Anzahl Bursts**

Gesteinsproben	Ø Bursts pro Sekunde	Empirischer Variationskoeffizient $\left[ v = \frac{s}{\bar{x}} * 100 \right]$
Beton	229	21,42
Kalkstein	-	-
Marmor Carrara Bianco	443	20,29
Marmor Aurore Rosé	65	98,53
Granit	61	62,43
Gneis	-	-

Die folgenden Abbildungen präsentieren eine Auswahl von statistischen Kennwerten, die zur Analyse der AE Daten herangezogen wurden. Die Abbildung 5 zeigt zwei Graphen mit dem statistischen Kennwert Kurtosis, der pro Sekunde des AE-Signals gebildet wurde. Im oberen Graphen sind der Carrara Marmor und der Granitblock gegeneinander aufgezeichnet, während der untere Graph den Vergleich zwischen den Kurtosiswerten des Aurore Marmors und dem Beton darstellt. Der Kurtosis ist ein Maß für die Wölbung einer empirischen Häufigkeitsverteilung.

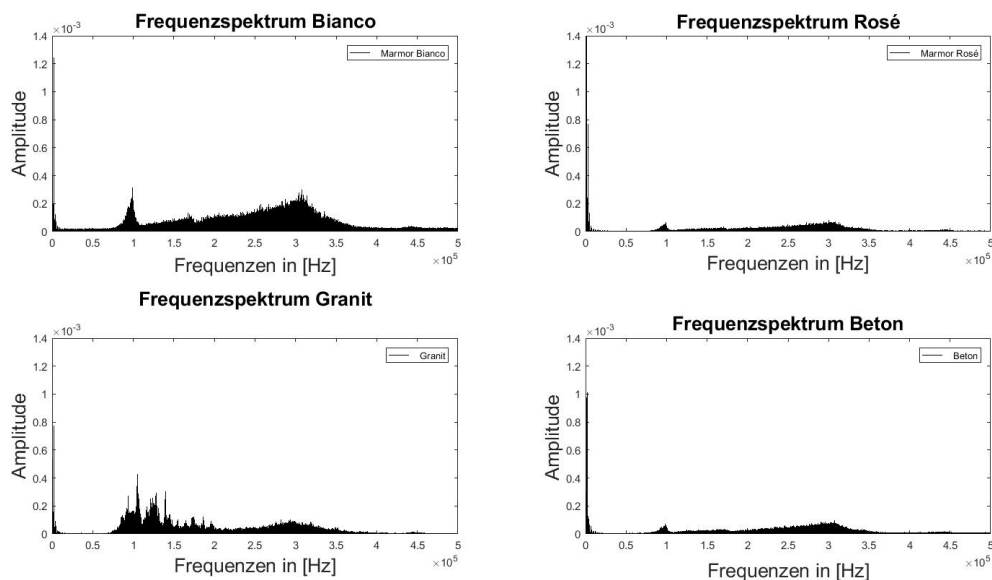


**Abbildung 5: Vergleich von Kurtosis Werten in Abhängigkeit des AE-Signals**



**Abbildung 6: Vergleich von RMS Werten in Abhängigkeit des AE-Signals**

Abbildung 6 zeigt hingegen den Root-Mean-Square (RMS), sprich den quadratischen Mittelwert des AE-Signales, ebenfalls auf ein Sekundenintervall bezogen. Alle präsentierten Ergebnisse sind bereinigt, sodass verschiedene Vorverstärkungen keinen Einfluss auf die Signalverläufe nehmen.



**Abbildung 7: Vergleich der Frequenzspektren aller Gesteine**

## 4.2 Ergebnisse im Frequenzspektrum

Bei Auswerteverfahren im Frequenzspektrum des Signales wird das Signal mittels Fast Fourier Transformationen (FFT) in verschiedene Sinusschwingungen unterschiedlicher Frequenzen zerlegt. Eine Auswertung der Daten kann, ähnlich wie im Zeitbereich, mit statistischen Kennwerten erfolgen. Aber auch qualitative Verfahren zur Bestimmung der Bandbreite der angeregten Frequenzen oder die Lokalisierung von stark angeregten Frequenzen ist möglich. Abbildung 7 zeigt vier Frequenzspektren der einzelnen Gesteine. Bei den beiden Marmor Sorten und dem Beton ist die Frequenzgangkurve des Sensors im Spektrum gut zu erkennen. Alle Graphen zeigen ein lokales Maximum bei 100 kHz und steigende Amplituden im Bereich zwischen 200 – 350 kHz. Nur der Granitblock regt, atypisch im Vergleich mit den drei anderen Frequenzspektren, im niederfrequenten Bereich zwischen 100 – 200 kHz verstärkt Frequenzen an. Bereiche über 500 kHz können aufgrund der Abtastrate von einem MegaSample nicht untersucht werden. Das Nyquist-Shannon-Abtasttheorem besagt, dass mit mindestens der doppelten Abtastfrequenz der höchsten zu erwartenden Frequenz aufgezeichnet werden muss.

## 5 Diskussion

Die Ergebnisse zeigen, dass verschiedene Ansätze der AE Analyse genutzt werden können, um unterschiedliche Gesteinsarten/-festigkeiten während des Bohrprozesses zu erfassen. Die in Tabelle 2 gelisteten durchschnittlichen Burstereignisse pro Sekunde zeigen, dass eine Unterscheidung der Materialien allein mit einer Burstdetektion nicht ausreichend ist. Zwar können Beton und Carrara Marmor in einer reinen Burstbetrachtung von Granit und dem Aurore

Marmor unterschieden werden, jedoch gelingt eine Unterscheidung zwischen dem Aurore Marmor und dem Granit nicht. Beide Signale haben im Schnitt sehr ähnliche Burstanregungen von 60–65 Burst pro Sekunde. Der empirische Variationskoeffizient beider Gesteine, ein dimensionsloses Streuungsmaß, zeigt, dass die Werte über 50 % vom empirischen Mittelwert abweichen. Beim Aurore Marmor weichen fast alle Werte (98,53 %) signifikant vom Mittelwert ab. Diese Differenz entsteht, wenn Zonen mit hoher Burstaktivität auf besonders burstarme Zonen treffen. Im Mittel stellt sich ein Durchschnittswert ein, der jedoch nicht alleine repräsentativ genug ist für eine Materialzuordnung. Werden die Bursts in Bezug zu den tatsächlichen Druckfestigkeiten der Gesteine gebracht, hat es den Anschein, dass druckfestere Materialien weniger Bursts während eines Bohrprozesses erzeugen. Dem widersprechen jedoch die erwarteten Druckfestigkeiten der beiden Marmor Varianten. Solange die Bohrkerne nicht analysiert sind, ist eine Aussage schwierig, aufgrund des zu geringen Probenumfangs.

Bei statistischen Kennwerten, wie zum Beispiel dem RMS, beruht die Aussagekraft des Kennwertes auf dem vom Werkzeug und Gestein ausgelösten Rohsignal. Abhängig von der Bauteilgeometrie können in artverwandten Gesteinen andere Kennwerte zielführendere Ergebnisse liefern. Alle Bohrungen sind mit derselben Bohrkronen durchgeführt worden, die am ersten Tag fabrikneu montiert wurde. Wie die Abbildung 4 zeigt, ist eine Unterscheidung der Gesteine mit dem Kurtosis kaum möglich. Eine Unterscheidung der Gesteine ist visuell über die RMS Graphen möglich, jedoch liegen die gedachten Regressionsgeraden sehr dicht beieinander, wodurch eine klare Trennung, besonders durch Schwankungen in der Zusammensetzung des natürlichen Gesteins, sehr schwierig ist.

Die Abbildung 7 verdeutlicht, dass unterschiedliche Frequenzen durch unterschiedliche Materialien angeregt werden, die, zumindest im Rahmen des begrenzten Stichprobenumfangs, die Theorie stützen, dass eine Unterscheidung von Gesteinen durch unterschiedliche Anregungen des Frequenzspektrums möglich ist. Dennoch ist es erforderlich weitere Gesteinsarten zu untersuchen, besonders mit Blick auf artverwandte Gesteine, um das Maß der Differenzierbarkeit von Gesteinen mittels AE-Signalen zu eruieren. Grundsätzlich ist zu beachten, dass eine Auswertung im Frequenzspektrum einen erhöhten Rechenaufwand benötigt, da die AE-Signale durch Fast Fourier Transformationen in einzelne Sinusschwingungen zerlegt werden müssen. Dies bedeutet, dass bei sehr zeitkritischen Anwendungen eine rechtzeitige Detektion nicht garantiert werden kann.

## 6 Schlussfolgerung

Die bisherigen Untersuchungen haben gezeigt, dass AE Analyseverfahren Schneid- und Bohrprozessüberwachungssysteme als ergänzendes System unterstützen können. Dabei es ist möglich, bestimmte Sensoren wie zum Beispiel Körperschallsensoren durch das höhere Auflösungsvermögen zu substituieren, sodass die Anzahl der Sensoren und damit parallel arbeitende Messketten, reduziert werden. Bei Schneidversuchen konnte durch die höhere Auflösung der AE-Signale auch Rückschlüsse auf Klüftungen und andere Störungen in den getesteten Materialien gezogen werden, die bei den Bohrversuchen bisher nicht festgestellt wurden. Dies kann zum einen an der dreh-schlagenden Arbeitsweise des verwendeten Bohrgerätes liegen, wodurch diese Signalanteile durch die zusätzliche Bewegung und Kraftereinleitung überlagert werden oder zum anderen am Bohrprozess selber, wodurch, durch den im Vergleich zu den meisten Schneidverfahren langsameren Abtransport des Bohrkleins, die Auflösung der AE-Sensoren beeinträchtigt wird. Dies muss in weiteren Versuchen, anhand von drehenden Bohrversuchen ohne zusätzlicher Schlagschädigung, ermittelt werden. Es zeigte sich aber auch, dass im Rahmen der getesteten Gesteine eine Material- und Grenzschichterkennung mit Acoustic Emission möglich ist, wie es auch bei den Schneidversuchen initial möglich war. Die vorgestellten AE Analyseverfahren zeigen, dass nur eine Kombination der Verfahren eine zufriedenstellende Unterscheidung ermöglicht, da die verwendeten Gesteine unterschiedliche AE-Signalanteile aufweisen, die verschieden gute Ergebnisse mit den einzelnen Verfahren im Zeit- und Frequenzspektrum liefern. Besonders die Analyseverfahren im Frequenzspektrum sind sehr rechen- und zeitintensiv, wodurch hohe Anforderungen an die CPUs der Datenverarbeitungseinheiten bestehen. Dies führt zu Problemen bei sehr zeitkritischen Anwendungen, da die erforderliche Rechenleistung hohe Investitionskosten benötigen oder, unter Umständen, momentan nicht ausreichend sind. Mit fortschreitender verfügbarer Rechenleistung und sinkenden Kosten für die CPUs, kann dieses Problem in den nächsten Jahren gelöst werden.

Durch den Einsatz von AE ist es möglich, durch eine höhere Auflösung und einer Material- und Grenzschichterkennung, Bohrprozesse transparenter zu gestalten und dadurch Systeme zu entwickeln, die den Maschinenführer unterstützen oder sogar zu autonom gesteuerten Bohrprozessen führen. Aber auch digitale Bohrkerne, die, anhand der AE- und weiteren Bohrdaten, im laufenden Prozess erzeugt werden können, stellen einen Mehrgewinn für den Bohrprozess dar. Dennoch ist es erforderlich, die Verfahren durch weitere Versuche an unterschiedlichen Gesteinen und einer Vielzahl von Messreihen unter Laborbedingungen zu validieren und geeignete Algorithmen zu entwickeln. Ebenfalls muss die maximale Bohrlochtiefe für die Verwendung der kabelgebundenen Messstelle ermittelt werden. Auch benötigt es überarbeitete Sensoren und Messmodule, die den rauen Betriebsbedingungen standhalten und



am Bohrgestänge montiert werden können. Besonders die Datenübertragung vom Sensor im Bohrloch zur Datenverarbeitung oder Endgerät an der Oberfläche muss noch mit geeigneten Mitteln gelöst werden. Trotzdem lassen die bisherigen Ergebnisse eine Übertragbarkeit auf reale Betriebsbohrungen zu, sodass eine Fortführung der Versuche und eine spätere Applikation der AE-Sensorik in Bohrgeräten als erstrebenswert angesehen werden kann. Eine zuverlässige Evaluation der Ergebnisse ist nur unter Laborbedingungen mit hoher Messreihenzahl und statistischer Auswertung bei gleichzeitigem hohem Aufwand für die Gesteinskunde der verwendeten Proben möglich.

## 7 Quellen

- [1] K. Nienhaus, K. Garate Penaranda, C. Klein, F. D. Boos, R. Baltes. Acoustic Emission as Tool a for Material Identification in Rock Cutting
- [2] K. Nienhaus, C. Klein, F. Boos, R. Baltes. Acoustic Emission and pick forces in rock cutting. Aachen International Mining Symposia (AIMS), May 2012.
- [3] D. Crosland, R. Mitra, P. Hagan. Changes in Acoustic Emissions When Cutting Difference Rock Types. Coal Operators Conference, 2009
- [4] M. Philipp, T. Vraetz, T. Bartnitzki. Akustischer Fingerabdruck schneidender Gewinnungsmaschinen. World of Mining, 2017
- [5] C. I. Klein, Ein Beitrag zur schwingungsbasierten Zustandsüberwachung mit kostengünstigen Systemen, Aachen: R. Zillekens, 2018
- [6] C. Büschgens, T. Bartnitzki. Changes in acoustic emission during linear cutting. Smart Innovation in Mining, MPES 2015
- [7] F. D. Boos. Acoustic Emission bei der Maschinen- und Prozessüberwachung – Neue Analysemethoden und Anwendungsgebiete, Aachen: R. Zillekens, 2015
- [8] K. Nienhaus, C. Kuchinke, C. Büschgens, D. Röllinger. Zustandsüberwachung von Schneidwerkzeugen zur schneidenden Gewinnung von Festgesteinen mithilfe der Emissionsanalyse. Mining Report: Glückauf, 2014
- [9] Vallen Systeme: AE- Sensor Data Sheet VS375-M, München 2018

**Univ.-Prof. Dr.-Ing.**

**Elisabeth Clausen**

eclausen@amt.rwth-aachen.de

**Dr.-Ing. Thomas. Bartnitzki**

tbartnitzki@amt.rwth-aachen.de

**Bastian Späth**

bspaeth@amt.rwth-aachen.de

RWTH Aachen  
Institute for Advanced Mining Technologies  
Wüllnerstraße 2  
52056 Aachen



## Online Erkennung von Rohstoffen während des Bohrvorgangs

Hessam Korei, Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki

TU Clausthal Lehrstuhl für Tagebau und Internationaler Bergbau

### Einleitung

Der vorliegende Bericht dokumentiert die wesentlichen Ergebnisse einer mehrjährigen Forschung zur Entwicklung eines Verfahrens und einer Vorrichtung zur Online-Erkennung von Mischungsverhältnissen granularer Stoffgemische, welche ein unterschiedliches spezifisches Gewicht aufweisen. Das Ziel des Projektes ist es, durch automatische Erkennung des Mischungsverhältnisses sowohl eine Qualitätsüberwachung und Qualitätssteuerung als auch eine Maschinenüberwachung und Prozesssteuerung zu ermöglichen. Speziell bei der Gewinnung und Aufbereitung von mineralischen Rohstoffen kommen solche Stoffgemische häufiger vor. Beispielsweise Erze bestehen aus einem Mineralgemenge mit einer teilweise sehr stark unterschiedlichen Dichte. Viele Industrie-Mineralen weisen ebenso im Vergleich zu ihrer Gangart höhere Dichten auf. Im Bereich der Baurohstoffe sind Gemische aus Gipsstein und Anhydrit ein Beispiel hierzu. Die Stoffgemische entstehen in der mineralischen Rohstoffindustrie sowohl in der Gewinnungsphase als auch in der Aufbereitung und Weiterverarbeitung der gewonnenen Rohstoffe.

Die Voraussetzung zur Gewinnung von festen mineralischen Rohstoffen ist ein Lösevorgang mittels Bohr- und Sprengarbeit. Hierzu werden in einem engen Raster Sprengbohrungen niedergebracht. Während des Bohrvorgangs entsteht ein Bohrklein, das als Granulat bezeichnet werden kann. Dieses enthält normalerweise Stoffe mit unterschiedlicher Dichte. Der Dichteunterschied hängt von der Zusammensetzung des erbohrten Gesteins ab. Beispielsweise hat das Kupfererz Chalkopyrit eine Dichte von  $4,2 \text{ g/cm}^3$ . Die dazugehörige Gangart besitzt eine Dichte zwischen  $2,8 \text{ g/cm}^3$  und  $3,2 \text{ g/cm}^3$ . Der Dichteunterschied zwischen Gipsstein und Anhydrit beträgt fast  $0,8 \text{ g/cm}^3$ . Ebenso entstehen im weiteren Prozess der Rohstoffaufbereitung durch Zerkleinerungsvorgänge, wie z.B. durch Mahlprozesse, granulare Stoffe, die aus Materialien unterschiedlicher Dichte zusammengesetzt sind. Im Laufe der Aufbereitung und Veredlung, aber auch während der Weiterverarbeitung, durchlaufen die Gemische Prozesse mit der Zielsetzung der Herstellung von Konzentraten. Sichter, Zyklone, Flotationszellen und Eindicker sind Beispiele hierzu. Bezogen auf die mineralische Rohstoffindustrie ist somit ein Ziel der Forschung, die Entwicklung einer neuen Methode zur „quantitativen“ Lagerstättenerkundung, während der Herstellung von Sprengbohrungen. Bei der Annahme, dass die Abbauscheiben eine Mächtigkeit von 10 m aufweisen und die Sprengbohrungen in einem Raster von  $4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$  gebohrt werden, ergibt sich für einen Block eine

Erkundungsbohrung mit einer Bohrlänge von 160 m. Die Nutzbarmachung dieses sehr dichten Bohrnetzes für die Lagerstätten erkundung führt zu einer enormen Verbesserung der betrieblichen Qualitätssteuerung und Lagerstättennutzung. Sie bietet zugleich die Voraussetzung für die Entwicklung einer dynamischen Lagerstättenmodellierung.

Eine weitere Zielsetzung der Forschung ist die Optimierung der Aufbereitung von mineralischen Rohstoffen durch eine Überwachung und Steuerung von Maschinen zur Vermeidung von Fehlproduktionen.

Der vorliegende Bericht konzentriert sich auf die Entwicklung eines Verfahrens und einer Vorrichtung zum oben genannten Zweck am Beispiel von Gips und Anhydrit. Mit der Zielsetzung zur Optimierung der Lagerstättennutzung bei gleichzeitiger Reduzierung von unproduktiven Massen während des Abbaus wurde das Projekt vor rd. 10 Jahren gestartet. Seit 2014 wird das Projekt in Kooperation mit der Firma Knauf KG fortentwickelt.

Aufbauend auf der Arbeitshypothese und dem Nachweis der Nutzbarmachung des zugrunde gelegten physikalischen Prinzips wurden die Untersuchungen während der bisherigen Entwicklung in thematisch aufeinander aufbauenden Etappen fortgeführt. Nachfolgend werden einige, für das allgemeine Verständnis der Entwicklung wichtige, Projektetappen vorgestellt.

## 1 Physikalischer Ansatz und Arbeitshypothese

Basierend auf den Entwicklungen zur Nutzbarmachung der passiven akustischen Messverfahren zur Online- Korngrößenanalyse, wonach die akustische Signalintensität beim Aufprall eines Korns gegen ein Objekt, direktproportional zur Korngröße ist, wurde folgender physikalischer Ansatz entwickelt: [1] [2] [3] [4] [5]

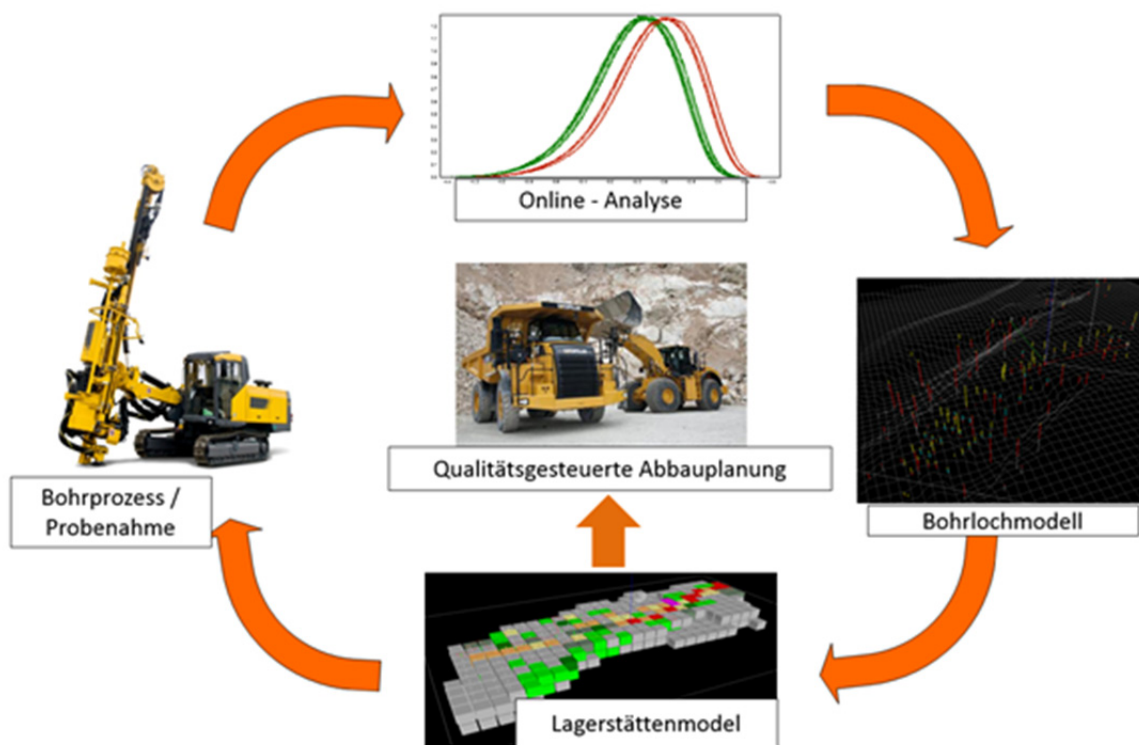
**Werden Granulate gleicher Korngrößen und Korngeschwindigkeit mit dem Sensor zur Kollision gebracht, so ist die Impulsstärke bzw. Signalintensität eine Funktion der Dichte der Granulate [6].**

Kommt es im bewegten Massenstrom zu einer Änderung der Dichten der Materialaufgabe, so verändern sich ebenfalls die Signale. Bei einer angepassten Messtechnik und Signalverarbeitung, einschließlich der dazugehörigen Algorithmen, könnte eine Mischungsrechnung von Stoffgemischen auf Basis dieses technischen Ansatzes erfolgen. [6] [7] [8]

Dieser Ansatz ist allgemeingültig und stoffunabhängig, sofern die beteiligten Stoffe über unterschiedliche Dichten verfügen. Der vorliegende Beitrag konzentriert sich aber, wie bereits erwähnt, nur auf die Vorstellung der Nutzbarmachung der Innovation in Kooperation mit der Firma Knauf KG für den Gips- und Anhydrit-Abbau.

Speziell dokumentiert der Beitrag die Nutzbarmachung des Verfahrens zur Online-Erkundung der Lagerstätte während der Herstellung von Sprengbohrungen. Das während der Herstellung eines Sprengbohrlochs entstehende Bohrklein soll kontinuierlich und unmittelbar an der Bohrstelle einer Untersuchung gemäß dem beschriebenen Verfahren, unterzogen werden. Unter Berücksichtigung der zeitabhängigen Koordinaten der Bohrung, kann durch die Signalverarbeitung ein qualitätsabhängiges Profil der Bohrachse erstellt werden. Resultierend aus dem Bohrraster der Sprengbohrungen kann ein dreidimensionales Qualitätsmodell der Lagerstätte erzeugt werden. Durch Fernübertragung der Analysedaten kann das Qualitätsmodell stets aktualisiert und angepasst werden. Hierdurch kann eine gezielte und damit einhergehende optimale Lagerstättennutzung gewährleistet werden [6].

In Abbildung 1 ist die Konzeption für die praktische Anwendung schematisch dargestellt [6]:



**Abbildung 1: Konzeption für die praktische Anwendung (nachhaltige Qualitätserfassung und –Steuerung) [6]**

Die Arbeitshypothese wurde im Vorfeld der Kooperation im Jahr 2010 durch Untersuchungen an Bohrkleinproben aus einem Werk bestätigt. Durch eine einfache Saugvorrichtung wurden die Proben nach der Vorbereitung beschleunigt und mit einem Sensor zur Kollision gebracht.

Die erzeugten Rohsignale unterschieden sich in Ihrer Intensität. Ebenfalls zeigte das Frequenzspektrum eine bis zu 100-prozentige Steigerung der Intensität bei bestimmten Frequenzen: (Abbildung 2, Abbildung 3, Abbildung 4)

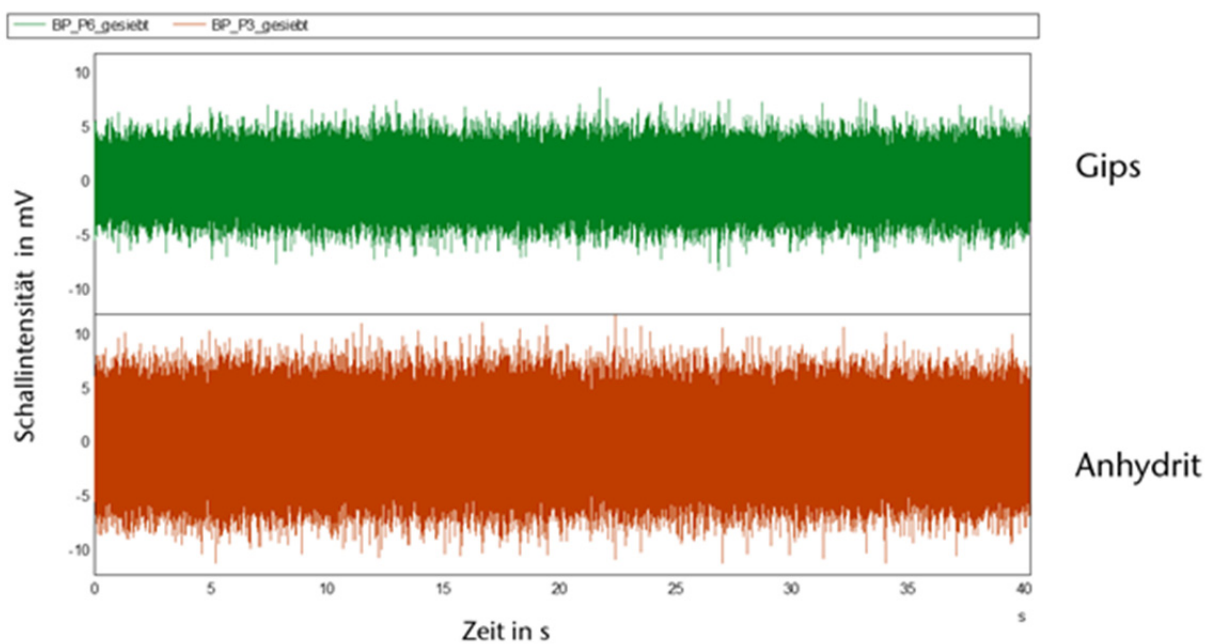


Abbildung 2: Akustisches Roh-Signal [6]

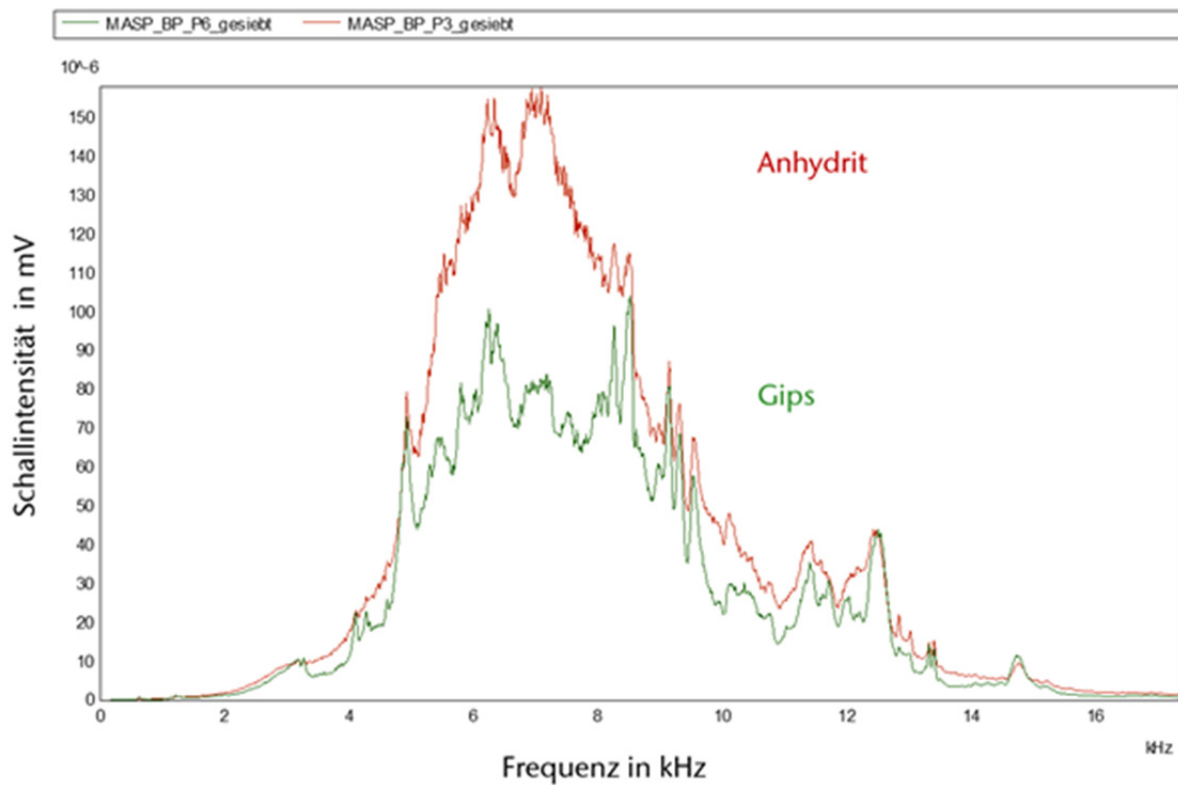
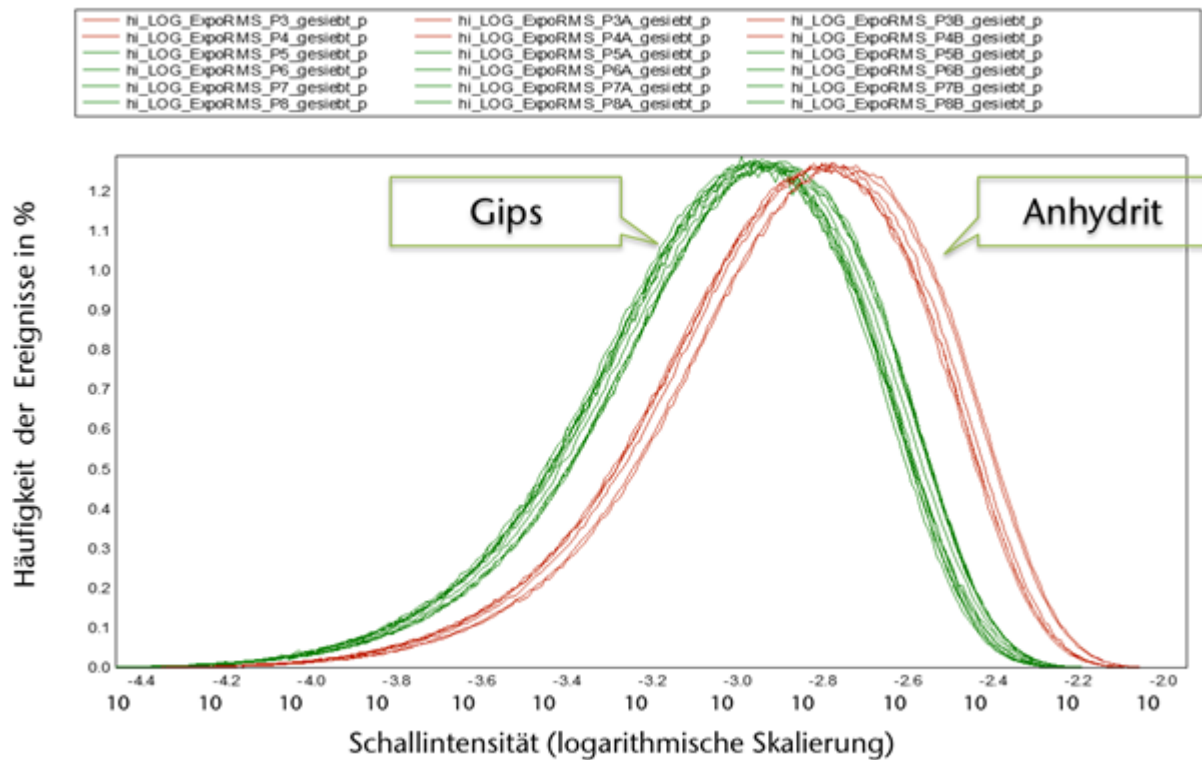


Abbildung 3: Gemitteltes Spektrum [6]



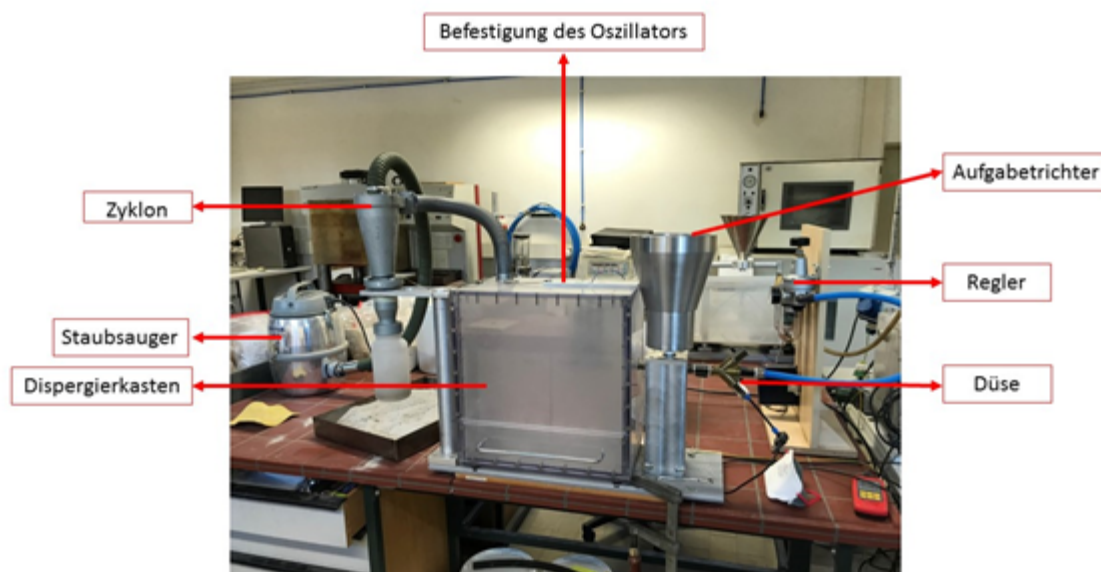
**Abbildung 4: logarithmische Skalierung der Schallintensität [6]**

## 2 Laboruntersuchungen

### 2.1 Vorrichtung zum Dispergieren und Messtechnik zur Signalerfassung

Resultierend aus den vorausgegangenen Untersuchungsergebnissen wurde eine Vorrichtung zum Dispergieren und zur Messung der akustischen Signale konzipiert. Die Vorrichtung ist in Abbildung 5 dokumentiert. Sie besteht aus einem Trichter für die Aufnahme der Proben. Unterhalb des Trichters befindet sich eine Düse. Die Düse ermöglicht den Durchfluss von Korngrößen bis zu 2,5 mm Durchmesser. An die Dispergiereinheit schließt sich ein Kasten an, indem sich der Oszillator befindet. In dem Oszillator ist ein Sensor integriert. Oberhalb des Kastens wurde eine Abflussleitung installiert. Diese Leitung ist an einen Zyklon angeschlossen, der wiederum mit einem Staubsauger verbunden ist. Der Zyklon ist dafür vorgesehen, den Feinstaub zu säubern, bevor die Luft vom Staubsauger angesaugt wird. Die relevantesten Parameter der Dispergierung, nämlich die Geschwindigkeit des Stoffes nach der Beschleunigung sowie die Durchflussmenge und schließlich die Saugleistung der Düse, werden über die Einstellung des Vordruckes geregelt. Hierzu ist ein fein einstellbareres Manometer zwischen der Druckluftleitung und der Düse installiert.



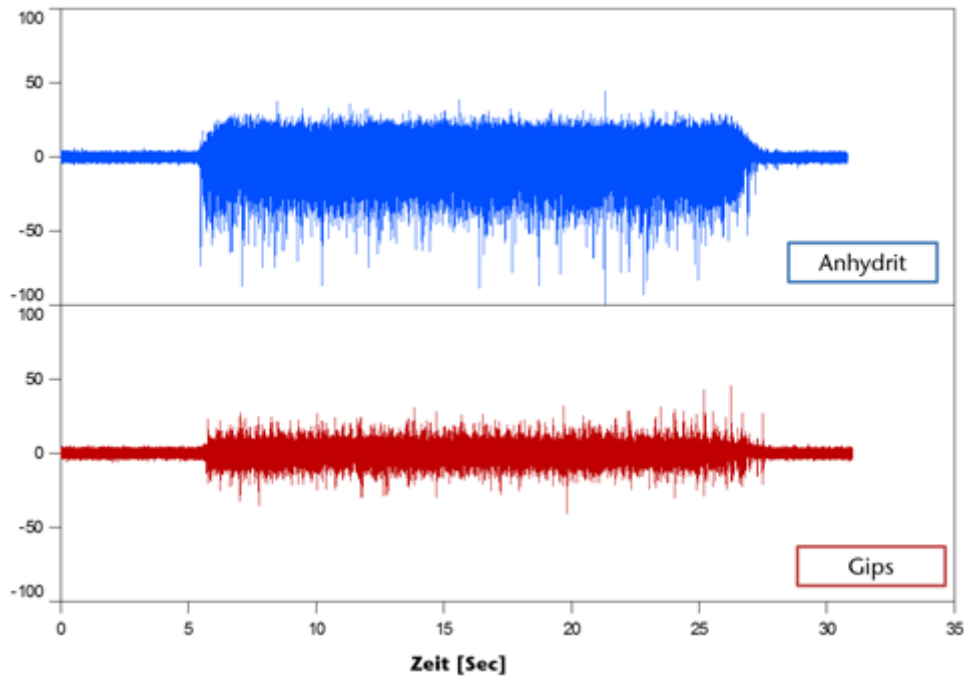


**Abbildung 5: Aufbau der Messvorrichtung [3] [5]**

Für jede Untersuchung wird das Analyt in den trichterförmigen Behälter eingefüllt. Nach dem Einschalten des Staubsaugers wird das Vordruckventil der Düse nach vorausseilender Einstellung des Druckes geöffnet. Die Düse saugt durch ihren Unterdruck das Analyt an und dispergiert dieses in dem anschließenden Kasten. In einem definierten Abstand zur Austrittsöffnung der Düse ist der Oszillator derart angebracht, dass das Analyt direkt mit diesem kollidiert.

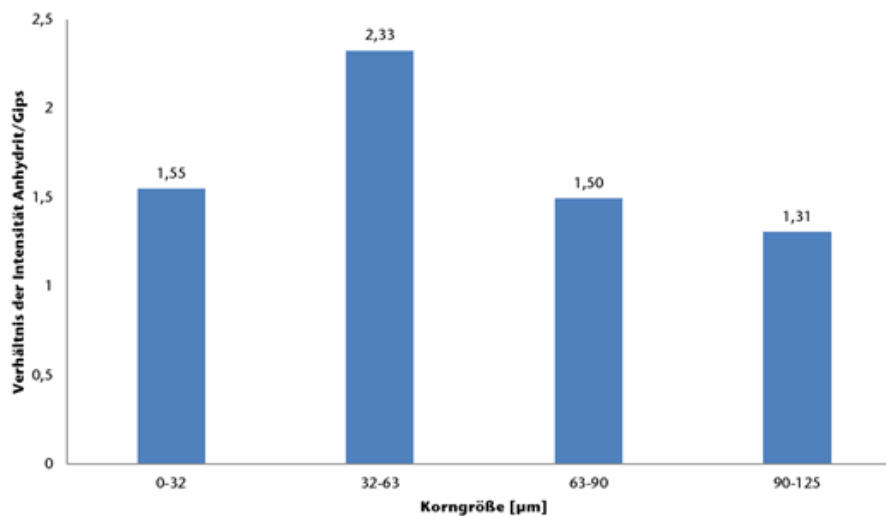
## 2.2 Untersuchungen zur Systemkalibration

Zur Systemkalibrierung wurde eine hohe Anzahl von Untersuchungen durchgeführt, um die optimalen Betriebsparameter der Vorrichtung zu finden. Hierbei wurden die Signale stets aufgezeichnet und einer Analyse unterzogen. Nach einer optimalen Kalibrierung wurden repräsentative Proben aus demselben Werk für weitere Untersuchungen herangezogen. Die Proben weisen wie erwartet sehr große Unterschiede im Kristallwasser und Reinheitsgrad auf. Die Proben weisen ebenfalls, wie auch schon die Voruntersuchungen zeigten, sehr unterschiedliche Signalintensitäten auf (Abbildung 6).



**Abbildung 6: Gips – Anhydrit: Rohsignal (Fraktion 0 – 180 µm) [9]**

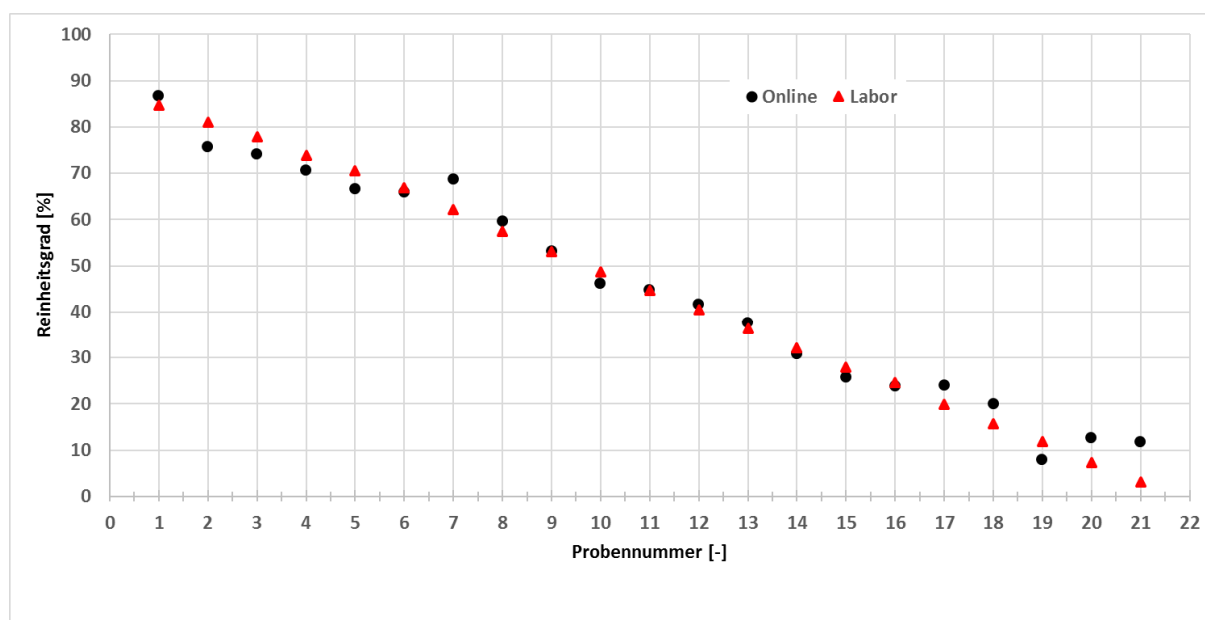
Zur Erfassung des Einflusses des Korngrößenspektrums wurden die Proben in fünf unterschiedliche Fraktionen gesiebt. Zur Erfassung der Reproduzierbarkeit der Ergebnisse wurden die Proben mehrfach untersucht und die Ergebnisse ausgewertet. Für alle Kornfraktionen könnte die Reproduzierbarkeit der Ergebnisse und deren Systemtauglichkeit nachgewiesen werden. Ein Vergleich der Signalintensitäten für Gips und Anhydrit als Funktion der Kornfraktion zeigt, dass Signale, die durch Anhydrit erzeugt werden, 1,31 – 2,23-fach stärker sind als Signale die durch Gips erzeugt werden. In Abbildung 7 ist das Intensitätsverhältnis zwischen Anhydrit und Gips dargestellt.



**Abbildung 7: Verhältnis der Signalintensität zwischen Anhydrit und Gips für unterschiedliche Korngrößen [9]**

## 2.3 Untersuchungen zur Bestimmung des Mischungsverhältnisses

In einer weiteren Etappe des Projektes wurden Laboruntersuchungen mit dem Ziel durchgeführt, Mischungsverhältnisse aus einem Gemenge von Gips und Anhydrit mit Hilfe des Verfahrens Online zu bestimmen. Hierzu wurden aus einem Gipsstein mit einem sehr hohen Reinheitsgrad und einem Anhydrit 21 Mischungen hergestellt. Die Mischungen wurden so erzeugt, dass der Reinheitsgrad der Proben jeweils in 5 % Schritten ansteigt bzw. abfällt. Die Ergebnisse der Untersuchung sind in Abbildung 8 dokumentiert. Die Messtechnik und die Software ermöglichen eine Online-Bestimmung des Mischungsverhältnisses bzw. in dem vorliegenden Fall des Reinheitsgrads, sehr gut. Die maximale Abweichung zwischen Online-Analyse und Laboruntersuchung liegt bei rd. 5 %.



**Abbildung 8: Ergebnisse der Online-Analyse im Vergleich zu den Laboruntersuchungen**

## 3 Konzeption einer Anlage für den Feldeinsatz

Resultierend aus den beschriebenen Ergebnissen wurde eine Vorrichtung mit nachstehenden Merkmalen für den Feldeinsatz konzipiert:

- Kontinuierliche Aufnahme des Bohrkleins
- Klassierung des Bohrkleins in einem definierten Kornspektrum
- Aufnahme der gewählten Kornfraktion zum Dispergieren
- Dispergieren der gewählten Fraktion während des Bohrvorganges
- Aufnahme der Messsignale und Online-Auswertung
- Einfache Integration der Vorrichtung in den Bohrbetrieb
- Geringer Platzbedarf und gedrungene Bauweise
- Versorgung mittels an einem Bohrggerät vorhandener Energieform

Die Umsetzung des Verfahrens wird grundsätzlich vereinfacht, wenn das Bohrgerät selbst über eine Klassiervorrichtung verfügt. Diese Voraussetzung erfüllen viele moderne Bohrgeräte, die insbesondere im Tagebau zum Einsatz kommen. Bei diesen Bohrgeräten wird das Bohrklein zur Reduzierung von Umweltbelastungen direkt nach dem Austritt abgesaugt und durch Entstaubungsanlagen klassiert. Der Feinstaub landet in einem Silo, das an dem Fahrzeug angebracht ist. Die Integration des Online-Messgerätes in einem solchen Gerät ist sehr einfach. Druckluft zum Dispergieren und Strom für den Betrieb der elektrischen und elektronischen Bauteile werden ebenfalls von der Bohrmaschine geleifert. Von großem Vorteil ist zudem die Position des Bohrgerätes zum Bohrloch und die damit einhergehende, sehr einfache Zugänglichkeit zur Bohrung, auch während des Bohrvorganges.

Für den ersten Feldeinsatz und Überprüfung des Verfahrens wurde ein untertägiger Betrieb ausgewählt. Erste Begehungen ergaben, dass die praktische Umsetzung bzw. Eignung des Verfahrens an diesem Standort mit einigen Schwierigkeiten behaftet ist, die sich aus dem dort genutzten Bohrgerät und der Ausführung des Bohrvorganges ergeben. Die für den Test vorgesehene Maschine ist in Abbildung 9 dargestellt.



**Abbildung 9: Das für den Test vorgesehene Bohrgerät [9]**

Die Schwierigkeiten, die sich bei einem Einsatz an diesem Standort ergeben sind folgende:

- Die Bohrvorrichtung verfügt über keine Bohrmehlabsaugung.
- Die völlige Bewegungsfreiheit der Bohrlafette um rd. 360° führt dazu, dass die erforderliche, extra einzubauende Absaugvorrichtung beschädigt wird.
- Die Absaugvorrichtung kann nicht direkt am Bohrlochmund installiert werden, da am Lafettenende eine Abstandhalterung angebracht ist, die zur Einhaltung der Bohrposition während des Bohrvorganges dient.
- Die Anbringung einer Saugvorrichtung im vorderen Teil der Lafette führt dazu, dass der Bohrgerätefahrer die Position des zu erstellenden Bohrloches nicht genau erkennen kann.
- Es besteht die große Gefahr der Beschädigung der Vorrichtung durch Gesteinsnachfall; sei es von der Ortsbrust oder aber auch von der Firste.
- Der Abstand zwischen der Fahrerkabine und der Lafettenspitze beträgt rd. 20m. Die Ansaugung des Bohrmehls über diese Strecke durch eine Leitung mittels einer Düse ist nicht möglich.
- Das Bohrklein kann nicht direkt am Austragsort klassiert werden.

Insgesamt konnte das Konzept in der optimalen Ausführung an diesem Standort nicht umgesetzt werden. Hieraus resultierend wurden Überlegungen angestellt, unter Berücksichtigung der dort vorhandenen technischen Gegebenheiten eine Modifikation des Konzeptes derart vorzunehmen, dass ein erster Feldeinsatz ermöglicht wird.

Die Analyse von Filmaufnahmen, die während der Betriebsbesichtigung beim Bohrvorgang gemacht wurden ergibt, dass, bedingt durch die Art des Bohrkleinaustrags, das Material mit hoher Geschwindigkeit aus dem Bohrloch austritt. Dieser Vorgang entspricht einer Art Dispergieren. Insofern könnte der vorhandene Bohrkleinaustrag mit Einschränkung die Dispergieranlage ersetzen. Auf eine Klassierung wurde verzichtet.

Bei der Realisierung dieser modifizierten und stark vereinfachten Lösung wurde die vordere Buche der Führung der Bohrgestänge, die am äußeren Ende der Lafette angebracht ist als Oszillator genutzt. Der Sensor wurde an dieser geschützt angebracht. Die Verbindung zwischen dem Sensor und der Elektronikeinheit erfolgt über eine ebenfalls geschützte Leitung. Die Elektronikeinheit wurde im Bereich der Fahrerkabine angebracht. In Abbildung 10 ist die Lösung dargestellt.





**Abbildung 10: Position des Sensors [9]**

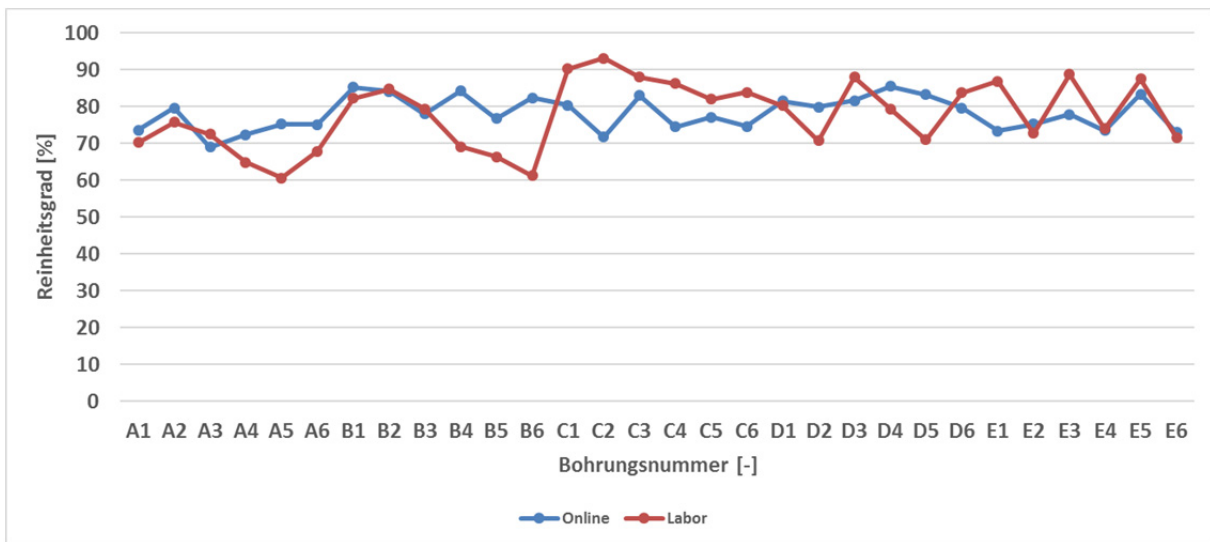
### 3.1 Felduntersuchungen

Die Felduntersuchungen wurden in dem untertägigen Betrieb an 5 verschiedenen Standorten der Grube durchgeführt. An jedem Standort wurden 6 Bohrungen am Stoß niedergebracht. Die Online-Messung erfolgte während des gesamten Bohrvorgangs. Das beim Bohrvorgang entstandene Bohrklein wurde anschließend gesammelt. Eine repräsentative Teilmenge des Bohrmehls wurde später im Labor bezüglich des Reinheitsgrads untersucht.

Die ausgewählte Konzeption für den Feldeinsatz, einschließlich die Messtechnik, haben sich bewährt. Die Untersuchung konnte ohne Unterbrechung der Messtechnik und Behinderung des Bohrvorgangs durchgeführt werden. Die Signalaufnahme und die Übertragung der Signale in die Fahrerkabine wurde problemlos realisiert.

Die Datenauswertung ergibt, dass die entwickelte Signalverarbeitungseinheit und die Algorithmen eine Online-Bestimmung des Reinheitsgrads bzw. des Mischungsverhältnisses während des Bohrvorgangs ermöglichen.

Die Abweichung zwischen der Online-Messung und der Laboruntersuchung beträgt bei 90 % der Bohrungen weniger als 10 %. Nur bei 10 % der Bohrungen ist die Abweichung größer. Diese Abweichung kann auf die Art der Probenahme für die Laboruntersuchung und auf die Variation der Maschinenparameter während des Bohrvorganges zurückgeführt werden. Diese Optimierungsansätze werden zurzeit bei weiteren Feldtests behoben. Die Ergebnisse der Untersuchungen sind in Abbildung 11 dargestellt:



**Abbildung 11: Ergebnisse des ersten Feldeinsatzes**

#### 4 Zusammenfassung und Ausblick

Basierend auf dem physikalischen Ansatz durch akustische Signalverarbeitung eine automatische Erkennung von granularen Stoffen mit unterschiedlicher Dichte zu erhalten, wurden im Rahmen einer Kooperation mit der Firma Knauf Untersuchungen mit der Zielsetzung durchgeführt, aus dem Bohrklein der Sprengbohrungen eine Online-Detektion von Gipsstein und Anhydrit vorzunehmen.

Nach erster Überprüfung der Richtigkeit des Grundgedankens wurde in mehreren Etappen eine Vielzahl von Versuchen durchgeführt. Nach Auswahl der Versuchsvorrichtung und Kalibrierung des Systems wurde auf Basis von umfangreichen Untersuchungen der Nachweis erbracht, dass durch die Signalverarbeitung eine „in Time“ Unterscheidung zwischen Gips und Anhydrit möglich ist. Die Reproduzierbarkeit der Ergebnisse wurde nachgewiesen.

Die Untersuchung verschiedener Kornfraktionen zeigte, dass für diverse Kornfraktionen die Online-Unterscheidung zwischen Gips und Anhydrit möglich ist. Zudem lässt sich festhalten, dass die Signaleigenschaft der Anhydrit-Proben, unabhängig ihrer Kornfraktion, sich deutlich von der des Gipssteins unterscheidet.



In einer weiteren Versuchsreihe wurde nachgewiesen, dass mit Hilfe der entwickelten Verfahren und Vorrichtungen eine Unterscheidung der Gipssteine in ihre Reinheitsgrade erfolgen kann.

Zuletzt fanden detaillierte Untersuchungen mit dem Ziel der Entwicklung eines Prototyps für den Feldeinsatz statt. Mit den gesammelten Erfahrungen aus zahlreichen Versuchen wurde eine Vorrichtung konzipiert, die in der Lage ist, das entstehende Bohrklein direkt am Bohrwagenstandort kontinuierlich für die Messungen zu dispergieren. Im Rahmen eines ersten Feldtests wurde der Nachweis erbracht, dass eine Online-Bestimmung des Reinheitsgrads des Gipssteines mittels der Neuentwicklung problemlos erfolgen kann. Zurzeit werden weitere Untersuchungen zur Systemoptimierung, insbesondere Datenverarbeitung zur Lagerstättenmodellierung durchgeführt. Insgesamt ist festzuhalten, dass die Arbeitshypothese der Entwicklung durch gezielte und systematische Forschung sich als richtig erwiesen hat.

Basierend auf vorliegenden Untersuchungen und damit einhergehenden Patenten werden zurzeit weitere Einsatzmöglichkeiten des Verfahrens in der Gewinnung und Aufbereitung von Rohstoffen in diversen Industriezweigen getestet. [1] [7] [8]

## 5 Literaturverzeichnis

- [1] Vorrichtung zum Bearbeiten und Verfahren zum Bestimmen eines Lockergesteins "akusitche Materialansprache". Deutsches Patent 10 2008 043 886.3-25 , 2008.
  
- [2] Verfahren zum Bestimmen der Korngrößenverteilung von Granulaten in einen Förderstrom und Vorrichtung zur Durchführung des Verfahrens. Deutsche Patentanmeldung Patent Nr. 10 2015 116 379.9, 2015.
  
- [3] Verfahren zum Bestimmen der Korngrößenverteilung von Granulaten in einen Förderstrom und Messeinrichtung. Deutschland Patent Nr. 10 2015 116 376.4, 28 September 2015.
  
- [4] Verfahren zum Bestimmen der Korngrößenverteilung von Granulaten in einen Förderstrom und Messeinrichtung. Europäische Patentanmeldung Patent Nr. EP16766525.6, 12 September 2016.
  
- [5] Verfahren zum Bestimmen der Korngrößenverteilung von Granulaten in einen Förderstrom und Vorrichtung zur Durchführung des Verfahrens. Europäische Patentanmeldung Patent Nr. EP16766526.4, 2016.
  
- [6] H. Tudeshki, *Innovationen für Nachhaltigkeit, Entwicklung von Sensoren zur Prozesskontrolle in der mineralischen Rohstoffindustrie, Fakultät für Rohstoffe und Entsorgungstechnik der RWTH Aachen, Berufungsverfahren 26 Feb. 2014, Aachen.*

- [7] „Apparatus and method for blending loose rock material“. EUROPEAN PATENT SPECIFICATION Patent N EP 3 183 623 B1, 2018.
- [8] Verfahren und Vorrichtung zum Bestimmen der Mengenverhältnisse mehrerer Fraktionen eines Gemenges (Kurztitel: Mischungsbestimmung). Deutschland Patent Nr. 10 2018 114 481.4, 2018.
- [9] H. Tudeshki, T.Xu, H. Korei, Unveröffentlichter Projektbericht für die Firma Knauf KG, Pilotuntersuchungen zur Online-Erkennung von Gips und Anhydrit während des Bohrvorgangs, 2014-2018.

**Prof. Dr. Ing. habil. Hossein Tudeshki**  
tudeshki@tu-clausthal.de

**Hessam Korei**  
hessam.korei@tu-clausthal.de

TU Clausthal  
Institut für Bergbau  
Erzstraße 20  
38678 Clausthal-Zellerfeld

## **Wertstoffoptimierung des Abbaukorridors infolge vorausschauender Analytik**

**Dr.-Ing. Tobias Mathiak**  
K+S Aktiengesellschaft

**Dr. Marcus Mende**  
enercast GmbH

### **Zusammenfassung**

Detaillierte Informationen zur Lagerstätte sind aufgrund der geologischen Herausforderungen für eine effektive Gewinnung des Kaliflöztes von entscheidender Bedeutung. Aus diesem Grund wird beispielsweise eine intensive Nah-Bohrerkundung unter Einbeziehung geophysikalischer Messmethoden im Werk Zielitz der K+S KALI GmbH betrieben. Auf Basis dieser vielfältigen Informationen entwickelt ein interdisziplinär besetztes Team der K+S Gruppe gemeinsam mit der enercast GmbH eine vorausschauende Analytik zur „Wertstoffoptimierung“. Diese innovative Anwendung verwendet ein partielles, digitales geologisches 3D-Modell, das auf Basis von Georadardaten für den jeweiligen Betrachtungshorizont erstellt wird. Durch die Einbeziehung weiterer geologischer Informationsquellen sowie unter Berücksichtigung vorgegebener bergbaulicher Randparameter wird abschließend der optimale Abbaukorridor im Flöz bei gleichzeitiger Minimierung bzw. Vermeidung der Nebengesteinsmitnahme berechnet. Die Anwendung lebt durch die ausgezeichnete Zusammenarbeit der Fachabteilungen des Technical Centers und der IT der K+S Gruppe sowie der Abteilungen Bergbau, Planung und Geologie auf dem Werk Zielitz.

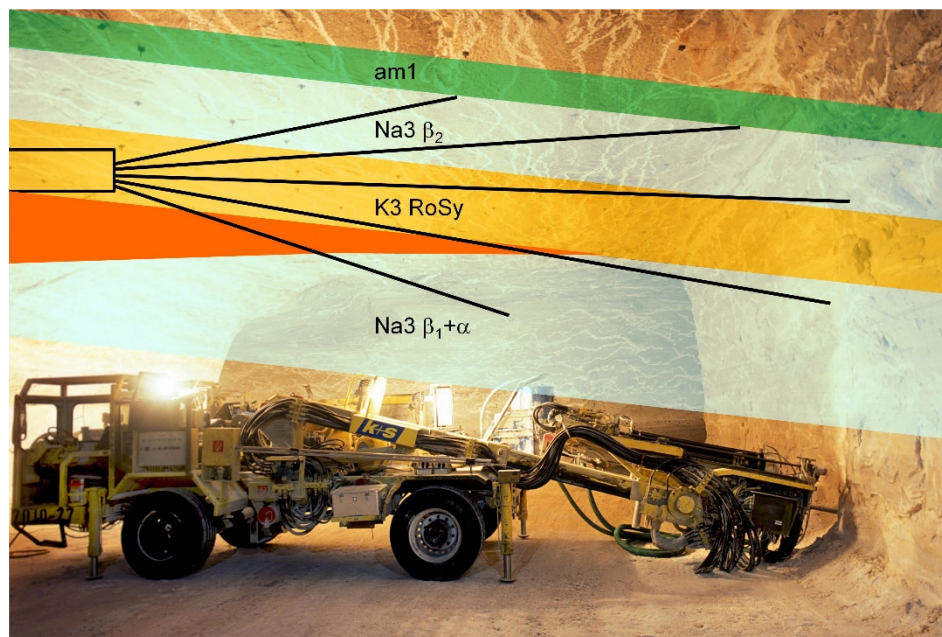
## 1 Mobile Bohr-Naherkundung im Werk Zielitz

Im Werk Zielitz werden jährlich bis zu etwa 900 Nahbohrfächer gestoßen, um die räumliche Lage, Mächtigkeit und die geologische Ausprägung des Kaliflözes Ronnenberg im nahen Abbauvorfeld aufzuklären.

Detaillierte Informationen zur Lagerstätte sind aufgrund der geologischen Herausforderungen für eine effektive Gewinnung des Kaliflözes von entscheidender Bedeutung. Zu diesen Herausforderungen zählen beispielsweise

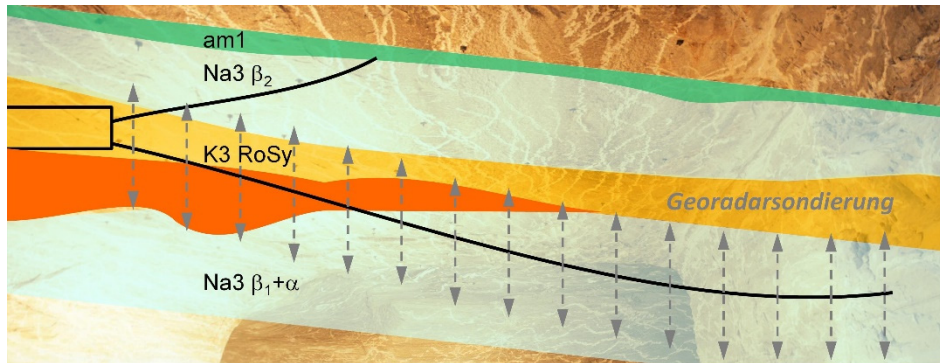
- engräumige Mächtigkeits- und Wertstoffschwankungen,
- Einlagerung von Steinsalzbänken innerhalb des Sylvinitflözes,
- visuell schwer abgrenzbare Lagerober- und -unterkanten,
- Carnallitunterlagerungen und -aufwölbungen,
- Hauptanhydritaufwölbungen bzw. partielle Anhydritklippen,
- engräumig wechselnde Lagerungsverhältnisse,
- partielle und totale Vertaubungen und
- die Lage des Anhydritmittels 1.

Seit 1976 wird die mobile Bohr-Naherkundung im Werk Zielitz eingesetzt. Hierbei wurden zunächst bis zu 5 Bohrungen (Bohrfächer) mit einer Reichweite bis zu 40 m in das Vorfeld mit dem Ziel gestoßen, die Lagerstättengrenzen des Sylvinites (K3RoSy) sowie die Lage des Anhydritmittels 1 (am1) hierzu zu erkunden. Über Bohrmehlproben konnte u.a. eine punktuelle Zuordnung erzielt werden. Die Abbildung 1 zeigt exemplarisch dieses klassische Bohrschema der Naherkundungsbohrungen.



**Abbildung 1: Klassisches Bohrschema des alten Bohr-Naherkundungsprozesses [1]**

Seit 2013 ist die Bohr-Naherkundung durch den Einsatz der Georadartechnologie im Werk Zielitz weiterentwickelt worden. Infolge dieses Ansatzes werden jetzt idealerweise nur noch zwei Bohrungen mit einer Bohrtiefe von etwa 60 m anstatt des zuvor beschriebenen Bohrfächers gestoßen.



**Abbildung 2: Weiterentwicklung der Bohr-Naherkundung mit Georadarsondierung [2]**

Der räumliche Bohrlochverlauf wird während der anschließenden Georadarsondierung zusätzlich erfasst, um im Anschluss durch die Einmessung der Lage der Bohrung die räumliche Einordnung der gewonnenen Daten zu ermöglichen.

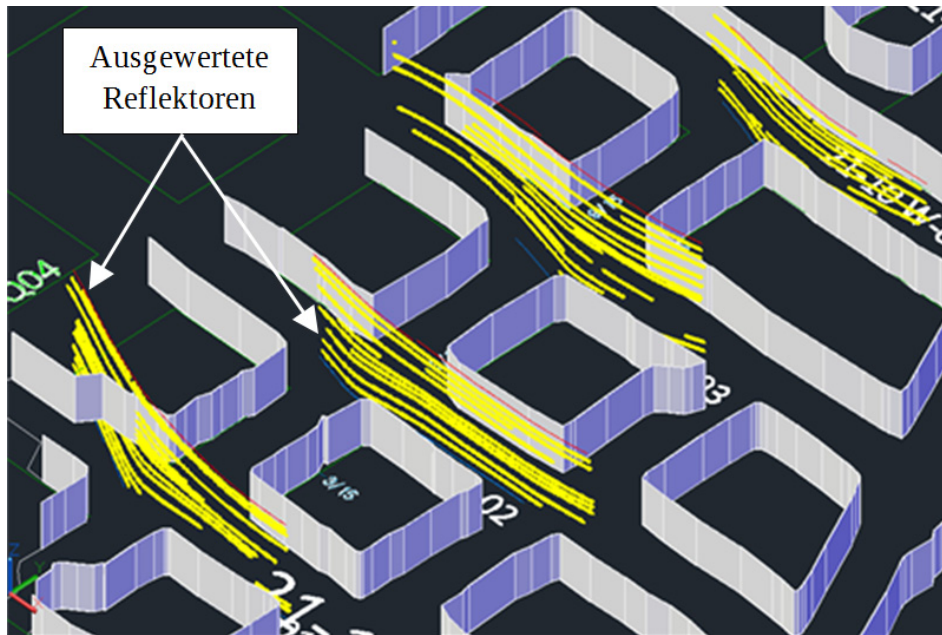
Die geologische Sondierung mittels Georadar bietet den Vorteil, die relevanten Informationen zum Lagerstättenverlauf durchgängig zu erfassen. Zudem wird durch die Darstellung der Sylvinitbänke im Radargramm (Radarbild) eine gesteigerte Aussagequalität erreicht. In Abbildung 2 ist das neue Bohrschema beispielhaft dargestellt.

Für die intensive Bohr-Naherkundung im Werk Zielitz wurden zusätzliches mobiles Bohrequipment und zwei weitere Radarsonden angeschafft.

## 2 Auswertung der Bohrlochsondierung

Die Auswertung der Georadarmessdaten der Bohr-Naherkundung sowie deren Weiterverarbeitung erfolgt im Nachgang durch einen strukturierten Prozess in interdisziplinärer Zusammenarbeit der Einheiten „Geology Mines“ und „Geology Central Expertise“ des Technical Center der K+S Gruppe sowie durch die Abteilungen Bergbau, Planung und Geologie auf dem Werk Zielitz.

In Abbildung 3 sind beispielhaft verschiedene Reflektoren geologischer Schichtungen in Form von Polylinien abgebildet, die im Rahmen mehrerer Nah-Bohrerkundungen mit Bohrlochradarsondierung gewonnen und entsprechend ausgewertet wurden.



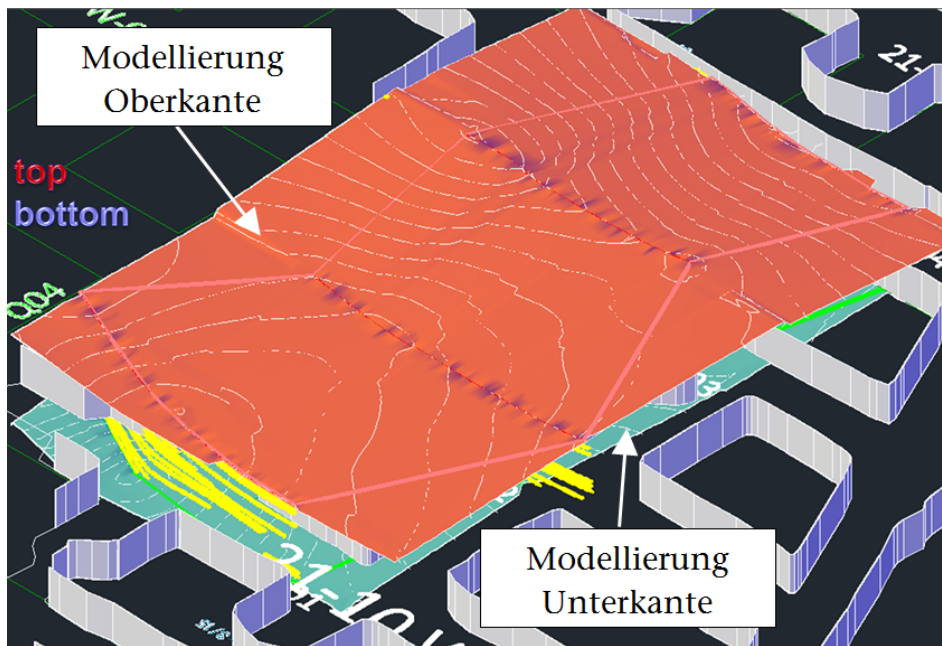
**Abbildung 3: Ausgewertete Reflektoren aus Bohrlochradarsondierungen [1]**

Die Auswertungsergebnisse, wie die Reflektoren der Lagerober- und -unterkante zum Sylvinit, die Unterkante zum Anhydritmittel 1 (am1) sowie deren jeweilige Lage, als auch weitere geologische Informationsquellen werden anschließend einbezogen, um mit Hilfe einer CAD-Modellierungssoftware zusammenhängende Flächen der Lagerstättengrenzen zu modellieren.

Infolge der Modellierung wird ein partiales digitales geologisches 3D-Modell erstellt. Exemplarisch sind die modellierte Oberkante und die Unterkante des Sylvinites in Abbildung 4 dargestellt.

Die Bereitstellung der resultierenden Informationen erfolgt u.a. im Geographisch-Technischen Informationssystem (GTIS). Mit GTIS ist die K+S Gruppe in der Lage, alle geographischen, geologischen und geotechnischen Daten digital zu erfassen und zu verwalten.

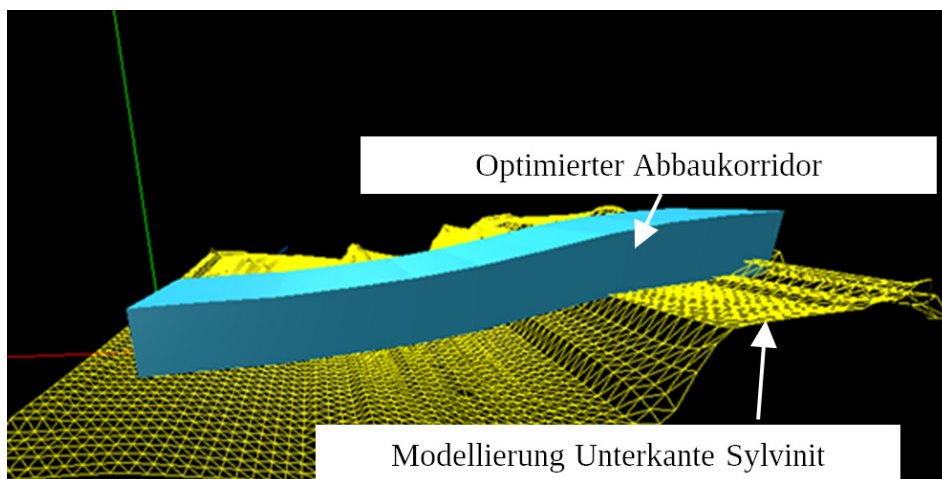




**Abbildung 4: Flächenmodellierung u.a. der Ober- und Unterkante des Sylvinit [1]**

### 3 Analyse des Abbaukorridors

Im Projekt „Wertstoffoptimierung“ wird gemeinsam mit der enercastr GmbH eine Softwarelösung entwickelt. Diese berechnet unter Verwendung des partialen geologischen 3D-Modells den optimalen Abbaukorridor im Flöz bei gleichzeitiger Minimierung bzw. Vermeidung der Nebengesteinsmitnahme. [2] Hierbei werden ebenfalls vorgegebene bergbauliche Randparameter (u.a. Breite, Höhe, Längs- und Querneigung) berücksichtigt. Dieser innovative Optimierungsansatz berücksichtigt neben der Abbau- und Firstgeometrie auch sicherheits- und qualitätsrelevante Randparameter wie z. B. die Anbaubank zum Anhydritmittel 1. Das Ergebnis sind dreidimensionale Volumenkörper, die den optimierten Abbaukorridor beschreiben. Exemplarisch ist ein derartiger Volumenkörper in Abbildung 5 dargestellt.



**Abbildung 5: Beispiel eines berechneten optimierten Abbaukorridors [2]**



Die enercast GmbH unterstützt hierbei mit ihrer Erfahrung in den Themen Big Data und Predictive Analytics. Die seitens der enercast GmbH entwickelten Lösungen kombinieren vorausschauende Analysen mit künstlicher Intelligenz auf der Basis von Big Data zwecks Optimierung der Prognosen. Die dabei eingesetzte Technologie ermöglicht die Verarbeitung und Nutzung großer Datenmengen in kurzer Zeit und analysiert kontinuierlich die verfügbaren Daten mit selbstlernenden Algorithmen. Hierdurch werden wiederkehrende Muster erkannt und eine hohe Prognosegenauigkeit erzielt.

#### **4 Fazit**

Die intensive Bohr-Naherkundung mit anschließender Georadarsondierung sowie die nachgelagerte Datenauswertung liefern umfassendere und detailliertere geologische Informationen, die ein besseres Lagerstättenverständnis ermöglichen. Hierdurch wird eine dreidimensionale Modellierung des Lagerverlaufs ermöglicht. Die Softwarelösung zur Wertstoffoptimierung berechnet infolge intelligenter Analytik der Daten die optimale Streckenauffahrung unter Berücksichtigung der parametrisierten technischen und bergbaulichen Rahmenbedingungen. Hierdurch kann dem Kaliflöz bei der bergmännischen Auffahrung präzise gefolgt und die Lagerstätte optimal genutzt werden. Zudem fällt beim Auffahren der Strecken weniger unerwünschtes Nebengestein an.

#### **5 Literatur**

[1] K+S Gruppe

[2] Haney, C.; Mathiak, T.; Roeder, S.; Porsch P.: Die Zukunft von Produktion und Instandhaltung: K+S verändert seine operativen Prozesse mithilfe digitaler Anwendungen. In: Kali & Steinsalz, Ausgabe 02/2017. - ISSN 1614-1210

**Dr.-Ing. Tobias Mathiak**  
tobias.mathiak@k-plus-s.com

K+S Aktiengesellschaft  
Bertha-von-Suttner-Str. 7  
34131 Kassel

**Dr. Marcus Mende**  
m.mende@enercast.de

enercast GmbH  
Universitätsplatz 12  
34127 Kassel

## Mechanized bolting in hard rock mines

Witold Hnat, Andrzej Czajkowski

Mine Master Sp. z.o.o.

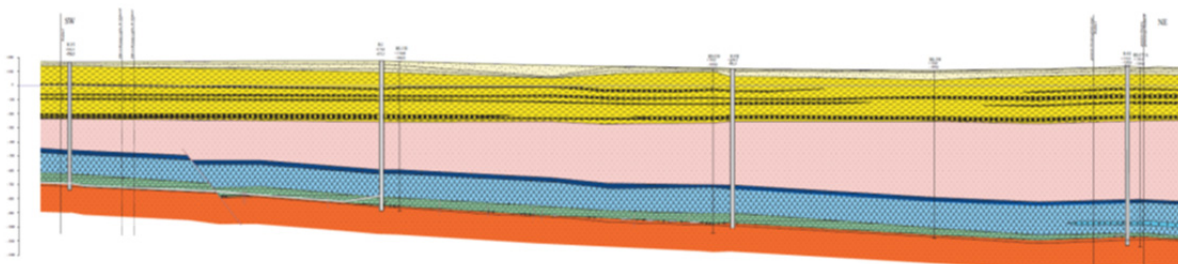
Abstract:

In this paper, we present selected aspects of bolting in hard rock mining excavations based on an example of KGHM Polska Miedz S.A. mines using bolting rigs equipped with a working unit with rotary drill and dust collection system. A „man in the position“ solution as well as an auto-bolter solution is presented. Also presented are bolting rigs with rotary-percussion drilling and bolt carousel.

Above mentioned bolting aspects are based on our experience gained at one of the biggest copper producers, where underground operation is based in Poland.

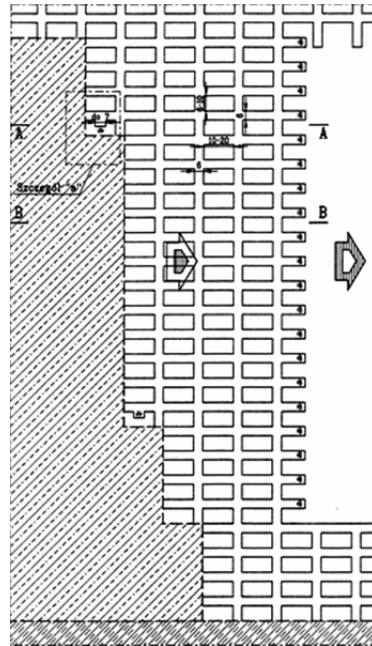
To understand current challenges in the mining, it is essential to take into consideration the following geological aspects, which determine the mining system:

- Deposition length of the ore body from 600 – 1450 m,
- Relatively small inclination - general from  $4^{\circ}$  –  $6^{\circ}$
- Thickness and mineralization variability (from 0,4 – 19,0 m, although, the thickest part of the ore body is already mined out),
- Form of the deposit with unclear borders showing the roof and the floor, however laminated strata is present in the roof, with different compressive strength of the ore,
- Strength of the rocks in the top part of the deposit 7 – 10 times higher than the strength of the rocks in the bottom part, where vibrations and water introduced to the roof may cause rock falls due to reduction of firm rock composition. Strength of the rocks in the top part of deposit is a range 90 – 140 MPa (occasionally up to 200 MPa).
- Ability of the deposit and surrounding rocks for elastic strength accumulation with the tendency for sudden emission,
- high primary temperature of rocks (from  $30^{\circ}$  –  $50^{\circ}\text{C}$ )



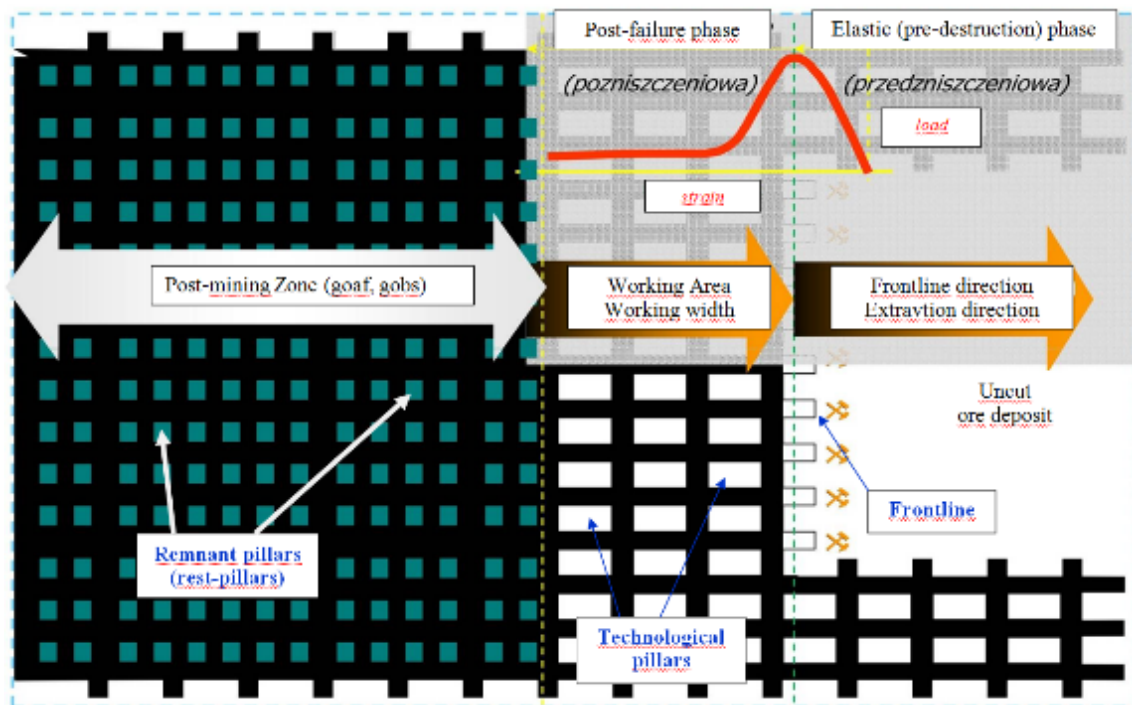
**Figure 1: View of the deposit including rock layers ; source: CUPRUM, Poland**



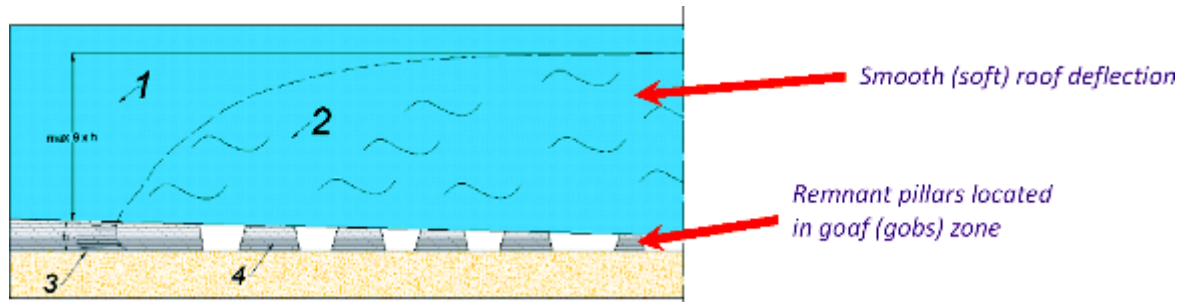


**Figure 3: source: CUPRUM, Poland**

Along with the progress of the exploitation in panel the technological pillars are stripped or ripped into smaller ones (remnant pillars) with residual dimensions (in general, 25 % size of the pillar left). Remnant pillars are left in the goaf (gobs, post-mined area), where they serve the role of residual support for deflecting roof rock layers.



**Figure 4: source: CUPRUM, Poland**



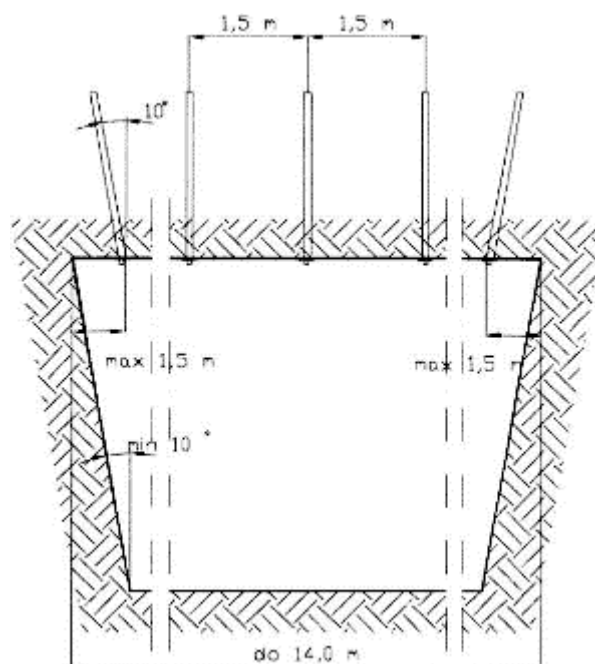
**Figure 5: Cross section of the ground formation above mining level, room and pillar level and bottom rock formation – visualisation of the idea of roof deflection.**

Bolting is essential to hold the roof rock formation long enough (3 – 5 weeks) until frontline reaches 4<sup>th</sup> cross-cut row. Strong enough to provide safety for mining works, but relatively weak, when roof deflection process is initiated.

At present, the height of the exploitation face in general is between 1,9 – 2,1 m, and in some areas even up to 4,5 m – depending on the thickness of the ore body.

Depending on the height of the face, the length of the bolts are:

- 1,6 m (for height up to 1,8 m)
- 1,8 m (for 1,9 – 2,1 m height)
- and 2,6 m (for 4,5 m height)



**Figure 6: Typical bolting pattern, source: Mine Master**

## 2 Mechanized, dedicated bolting solutions for hard rock mining.

Laminated roof rock formations with unclear borders are not favourable for rotary percussive drilling with water flushing. Vibrations coming from percussion may initiate process of detachment of rock mass layers. Additionally, flushing water may penetrate between rock layers and accelerate the process.

The combination of the above hazards along with required length of the bolts (1,6 m; 1,8 m and 2,6 m), forced the machine producers to develop unique bolting solutions to meet the safety and productivity expectations.

In the mid 90's Mine Master introduced a rotary dry drilling system with dust collection invented by J.H. Fletcher.

The concept is based on the introduction of vacuum in the drilling area, where cut particles of rock are sucked through holes in the drill bit into the drill steel rod, and further, moved to a two-stage filtration system. Vacuum is generated by high performance Roots blower.

### **Dust Collection System**

- Fletcher developed the "Thro' the Rod" system in the late 1950's.
- 95% of all holes drilled in the US are drilled dry with internal dust collection.



**Figure 7: Diagram of dry drilling with dust collection.**

*Source: J.H. Fletcher / Mine Master*

To perform drilling process as well as bolt installation effectively, the operator is located under Operator's Protection Structure, next to rotary drill head, so called „man in the position“. Thanks to the dry rotary system the operator is not subjected to any noise or exposure to flushing water. Additionally, the dust collection protects the operator's compartment against dust and allows for breathable clean air.



The bolting mast is telescopic, which makes it possible to compact drill in limited spaces. The location of the operator next to the drill string is very desirable for the rod extension process. For rods to be extended in a very short period of time as well being removed from the drilling string are stacked with hexagonal connectors. Drill rods and connectors are hollow therefore dust can be sucked into filters.

Uneven roof with rock ledges up to 50 cm coming from unclear border layers, require very compact design of bolting mast and rotary drill head to reach the different layer discrepancies.



**Figure 8: Different views of operator's compartment for rotary dry drilling system with dust collection. Source: Mine Master.**

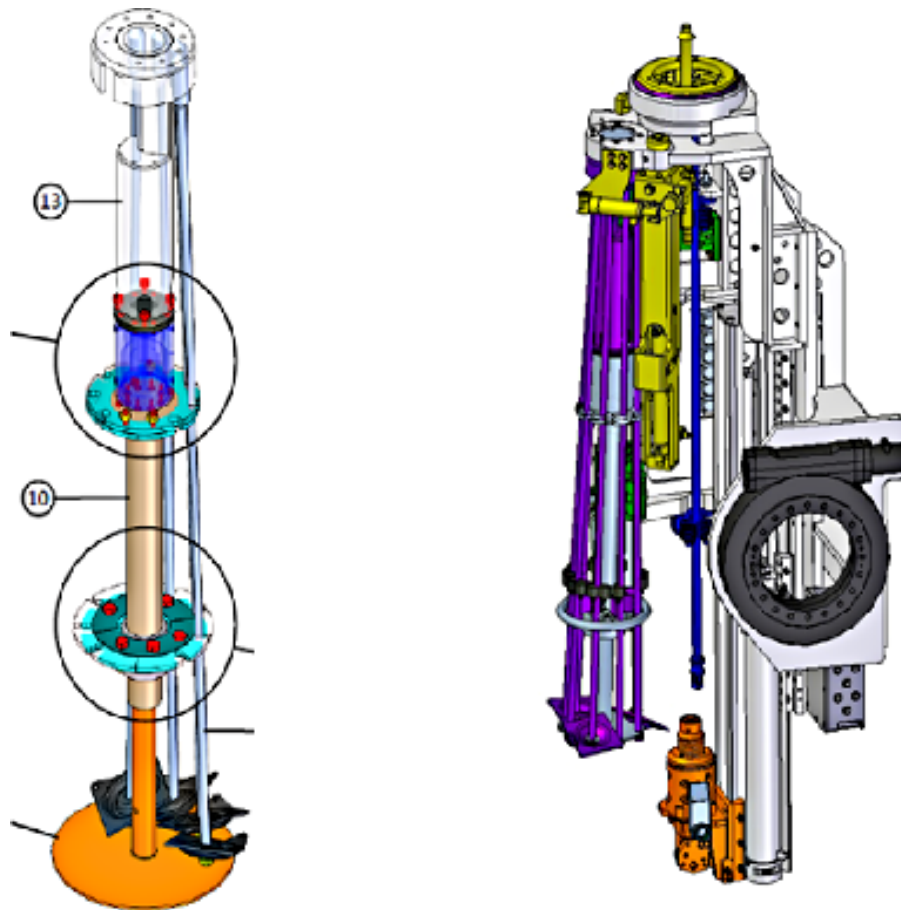
**Left – general view of the mast with optional Temporary Roof Support,  
Right – operator's compartment with side protection structure.**

Following the ore body, where inclination is between 4 – 6 and position reaches 1450m, working conditions are worse than a few years ago. Ambient temperature reaches 50 °C and humidity is on average 98 %.

Such a difficult working environment requires different concept of work, while dry drilling system with dust collection remains the same, the operator has to be moved into closed, air-conditioned cabin.

In such a case, a remote controlled bolting mast with automated drilling and bolting process steps is required. A bolt magazine with the capacity of 8 bolts for the whole face is required as well as sensoric mechanical connection between moveable components.





**Figure 9: View of bolting magazine and complete remote control operated bolting mast. Source: J.H. Fletcher / Mine Master**



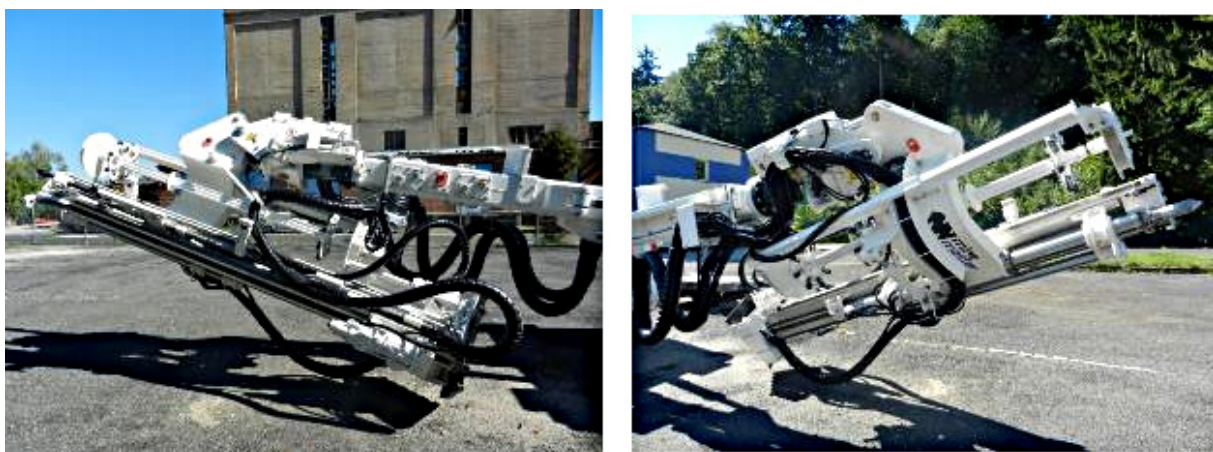
**Figure 10: View of remote operated bolting mast under test bench. Source: Mine Master**

In some areas, where compressive strength of rocks in the roof are close to 200MPa, a rotary percussive drilling is compulsory to execute drilling process effectively. Firm rock formation is too strong to cut with just a combination of thrust force and rotation.

Therefore the dedicated low profile bolting mast, equipped with rotary-percussive rock drill is required. As the drilling process is made under unsupported roof and without any mobile temporary roof support, there is no possibility to introduce an operator helper. All drilling and bolting processes are executed from operator's compartment. Presented below is the bolting rig Roof Master 1.8AWK equipped with bolting mast designed by Mine Master.



**Figure 11: Overall view of Roof Master 1.8AWK. Source: Mine Master**



**Figure 12: View of bolting mast in transport position. Source: Mine Master**



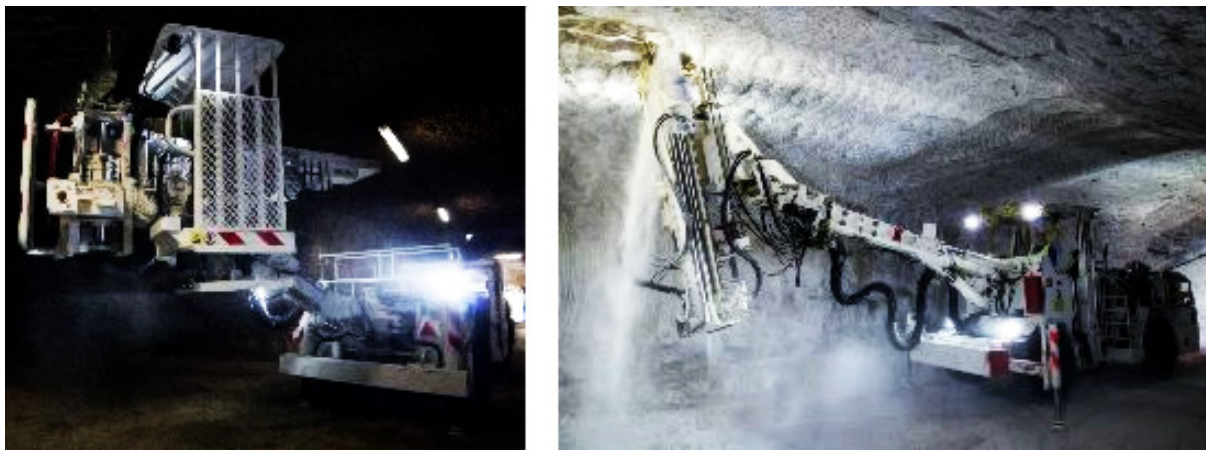


**Figure 13: View from operator's compartment towards bolting mast.**  
**Source: Mine Master**



**Figure 14:View from bolting mast during bolting process. Optional Bolt Counter System installed. Source: Mine Master**

Based on the long experience gained over 40 years of working in difficult conditions, Mine Master has developed dedicated bolting solutions for oil shale mines in Estonia as well as for a salt mine in Germany. Both applications are adopted for the local geological conditions. However, the major concept of drilling has remain unchanged.



**Figure 15: Roof Master 1.7 in Estonia and Roof Master 2.3AWKR in Germany.  
Source: Mine Master**

**Witold Hnat**  
whnat@minemaster.eu

**Andrzej Czajkowski**  
aczajkowski@minemaster.eu

Mine Master Sp. z o.o.  
Wilków, ul. Dworcowa 27  
59-500 Złotoryja  
Poland



## Bericht über den Einsatz einer neuartigen Vortriebseinheit im Chrom-Erz-Bergbau

Dr. Frank Bauer, Christoph Kuchinke, Christian Pönisch  
HAZEMAG & EPR GmbH

### Einleitung

Vor etwa 4 Jahren (Sommer 2015) entstand die Idee zur Entwicklung einer hochleistungsfähigen Multifunktionsvortriebsmaschine für den Einsatz in engen Querschnitten im Bereich von 9 bis 16 m<sup>2</sup> im Hartgestein. Die Projektierung der Maschine erfolgte sehr nah am späteren Betreiber, aber auch gemeinsam mit Interessenten aus dem europäischen Tunnelbau. Der Prototyp des HAZEMAG Roadheading Excavator (HRE), vom Reißbrett neu, aber auch beeinflusst durch etablierte Maschinenteknik aus dem Hause HAZEMAG, wurde nach Auftragseingang binnen 10 Monaten realisiert. Die Auslieferung erfolgt im Herbst 2018. Im kasachischen Chrom-Erz muss der HRE nun eine Transportstrecke von 3,4 m auf 3,4 m unter schwierigen geologischen und herausfordernden logistischen Bedingungen auffahren.

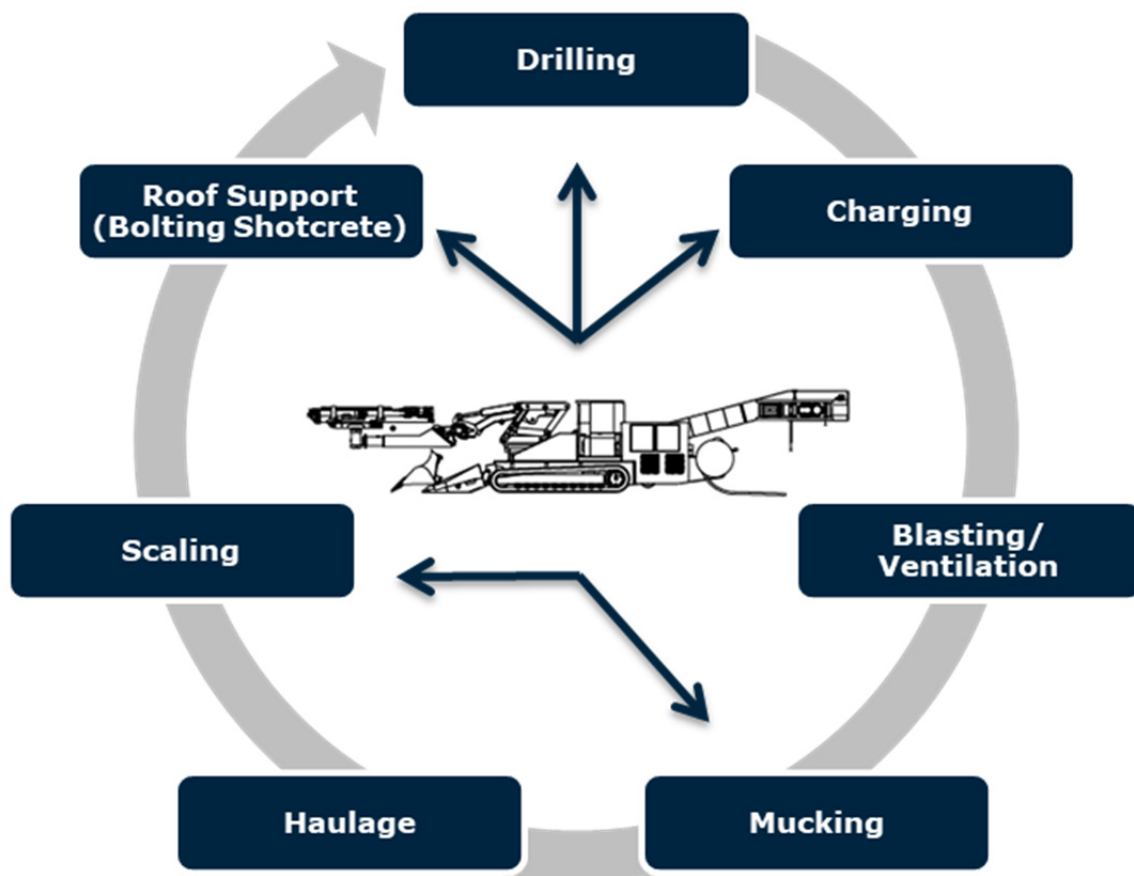
Trotz der Nähe zum Betreiber des Prototyps wurde die Multifunktionsmaschine unter Berücksichtigung von allgemeingültigen Bedingungen für den Bohr- und Sprengvortrieb ausgelegt. Dieses neue System, bestehend aus Grundmaschine mit den verschiedenen Anbauwerkzeugen für sämtliche Arbeitsschritte, ersetzt den händisch betriebenen Vortrieb. Die eingesetzten pneumatisch betriebenen Bohrgeräte und der Wurfschaufellader ermöglichten etwa einen Abschlag pro Tag. Der HRE wird einen Abschlag pro Schicht, bei doppelter Abschlagslänge, erreichen.



**Abbildung 1: HRE mit Bohrlafette**

## 1 Beschreibung und Technische Daten

Der HRE wurde für einen Leistungs-Vortrieb konzipiert und optimiert. Eine Steigerung der Vortriebsgeschwindigkeit wird dadurch ermöglicht, dass die Aufgaben im Vortriebszyklus (Abbildung 2) mit einem Grundgerät ausgeführt werden können. Das Grundgerät wird dazu mit den verschiedenen Anbauwerkzeugen ausgerüstet. Diese werden auf der Maschine mitgeführt und mit Hilfe von integrierten Verschiebebahnen in den Arbeitsbereich bewegt. Für die Spreng- und Ankerlochbohrungen wird eine robuste Bohrlafette mit drehschlagendem Bohrhammer angekoppelt (Abbildung 1), die für das Laden gegen eine Schaufel ausgetauscht wird (Abbildung 3). Für das Aufbringen von Spritzbeton ist ein Spritzbeton-Manipulator vorgesehen (Abbildung 5). Ein Arbeitskorb soll die Arbeitssicherheit während Arbeiten in der Höhe verbessern, wie z.B. während des Besetzens. Die Maschine arbeitet dabei als Mehrzweck-Kombi-Gerät allein vor Ort. Das Herausfahren der vollständigen Maschine entfällt, lediglich die Anbaugeräte sind vor-Ort zu wechseln.



**Abbildung 2: Aufgaben des HRE beim Arbeitszyklus im konventionellen Vortrieb**

Der aktuelle Prototyp verfügt über eine Bohrlafette mit 2,2 m Nutzbohrtiefe und ist ausgestattet mit einem Bohrhammer der Marke Doofor mit 14 kW Leistung. Durch den Doppeldrehantrieb ist sowohl das Sprengloch- als auch das Ankerbohren möglich. Für optimale Ergebnisse ist eine Parallelhaltung der Lafette



elektronisch umgesetzt. Für tiefere Bohrungen im Rahmen der Erkundung oder dem Setzen von Rohrschirmen, kann das Gestänge teilautomatisiert verlängert werden.

Im Auslieferungszustand sind ein teleskopierbarer Spritzbeton-Manipulator und die Bohrlafette auf den Verschiebebahnen platziert. Zum Laden sind zwei Schaufeln, eine obergriffige und eine untergriffige Klappschaufel zum direkten Entladen auf den integrierten Ladetisch in den Testeinsatz übergeben worden. Der an den Ladetisch angeschlossene Kettenkratzförderer hat einen Durchgang von 600 x 600 mm und einen Antrieb von 37 kW. Ausgelegt ist er auf eine Förderleistung von 180 m<sup>3</sup>/h. Der aus drei Elementen bestehende Förderer, mit dem Ladetischteil, dem Mittelteil und dem Übergabesegment, lässt sich unabhängig voneinander verstellen. Der Ladetisch kann gehoben und gesenkt werden ohne eine Beeinflussung der Übergabehöhe.



**Abbildung 3: HRE mit untergriffiger Klappschaufel**

Die Steuerung erfolgt über den Bedienstand oder alternativ über zwei separate Funk-Fernbedienungen, gekoppelt an Funktionen für Front oder Heck. Somit können alle entsprechenden Funktionen des HRE von einer sicheren und übersichtlichen Position aus angesteuert werden. Weitere technische Daten sind der folgenden Tabelle 1 zu entnehmen.

**Tabelle 1: Technische Daten Grundmaschine HRE**

Bezeichnung	Technische Daten
Grunddaten der Maschine ohne Anbaugeräte	
Länge	ca. 12.700 mm
Breite (ohne Ladetisch)	2.300 mm
Höhe Arbeitsposition	ca. 2.800 mm
Höhe Transportposition	ca. 2.400 mm
Gewicht	ca. 53.000 kg
Bodenpressung	ca. 12 N/cm <sup>2</sup>
Elektromotor Leistung	90 kW
Installierte gesamt Leistung	135 kW
Spannung	400 V / 50 Hz

## 2 Transport, Montage und Inbetriebnahme

Nach der Montage und Werksabnahme in Dülmen wurde der HRE wieder in Transportgruppen zerlegt. Hierbei wurde im Vorfeld besonderes Augenmerk daraufgelegt, dass die Abmessungen der Transportgruppen später auch für den Schacht- und Streckentransport bis zum Montageplatz untertage geeignet sind. Für den über Land-Transport nach Kasachstan wurden die einzelnen Einheiten dann auf insgesamt fünf LKW verladen. Die Montage vor Ort erfolgte nicht in einem Werkstattbereich, sondern direkt am Betriebspunkt. Hier musste die richtige Reihenfolge für das Verbringen der Transportgruppen nach untertage unbedingt eingehalten werden. Der geringe zur Verfügung stehende Platz in der Montagestrecke und das Vorort zu verwendende Gleistransportsystem hätten das Verfahren der einzelnen Transportgruppen gegeneinander kaum möglich gemacht. Herausfordernd war hier diese Notwendigkeit entsprechend zu vermitteln und somit eine reibungslose und zügige Montage zu gewährleisten.





**Abbildung 4: HRE mit obergriffiger Schaufel in Kasachaschtan untertage**

Die erste Erkenntnis war, dass die Maschine unter den örtlichen Bedingungen einsetzbar ist und alle Operationen durchführbar sind. Die ersten Werkzeugwechsel erfolgten und dauerten zwischen 10 bis 15 Minuten. Der erste Test der Bohrlafette zeigte, dass die Bohrgeschwindigkeit mit 2 m pro Minute den Erwartungen entspricht. Während einer ersten Testphase wurden die Abschlagslänge in gemeinsamer Abstimmung mit dem Betreiber auf 1 m limitiert. Hierbei wurde die ersten fünf Meter Strecke bereits aufgeföhren. Es sind keine grundsätzlichen Probleme aufgetaucht. Alle Funktionen wurden in der Inbetriebnahme erfolgreich durchgeföhren und getestet.

## **2.1 Erweiterter Funktionstest, Schulung sowie zusätzliche Montage**

Im Oktober 2018 ist die Maschine mit der kasachischen Mannschaft in den erste Funktionstest unter real Bedingungen gegangen. Nun sollte die Schulung vertieft, und Routine erlangt werden. Zudem sollte die Vortriebsleistung der Maschine erfasst werden. Die sehr anspruchsvollen Bedingungen dieses kasachischen Chrom-Erz Bergwerks brachten nun den ersten Optimierungsbedarf hervor. Das vorherrschende Gebirge ist sehr hart und abrasiv, im Verlauf zudem auch inhomogen. Festigkeiten variieren und das Gebirge verhält sich sehr gebräch, was einen mehrschaligen Ausbau erfordert und kurzfristig nach Aufföhren bereits Konvergenzen mit sich bringt.

Hinzukommt, dass im Berg aggressives Gebirgswasser ansteht. Diese Bedingungen wirken sich nicht nur auf die Maschinensubstanz aus, sondern beeinflussen auch die Verfahrenstechnik bis in die Bereiche des aufwendigen Ausbaus und der Absicherung. Ankern und Spritzbeton kamen bislang noch nicht zum Einsatz.



**Abbildung 5: HRE mit Spritzbeton-Manipulator**

Im erweiterten Funktionstest konnte ein Abschlag pro Schicht verwirklicht und die grundlegenden Erwartungen erfüllt werden. Im Zeitraum bis Ende November 2018 wurden insgesamt weitere 20 m Vortrieb verwirklicht. Diese Phase wurde jedoch durch technische Optimierungen, sowie aufgrund von Versorgungs- und Logistikproblemen auf der Betreiberseite unterbrochen.

Die Unterbrechungen wurden für betreiberrelevante Anpassungen in den Bereichen Mechanik, Elektrik und der Steuerung sowie Bedienung genutzt. Der Umfang der Anpassungen lag für einen Prototypen in einem zu erwartenden Ausmaß. Es wurde der Schnellwechsler für die Werkzeugaufnahme, die untergriffige Schaufel, die Kabeltrommel sowie die Verschiebebahnen mechanisch verstärkt. Im Bereich der Steuerung wurde die Totmannschaltung an die örtlichen Bedingungen angepasst und durch einen robusten Fußschalter realisiert. Ebenso wurde die Schaltbarkeit der Parallelführung nachgerüstet, da sich diese für die Kranzlöcher und Bohrarbeiten im äußeren Profilbereich, durch die verstärkten Ausbaumaßnahmen, als unvorteilhaft erwiesen hat.



Trotz der bisher ungewohnten Bedienung hat die Mannschaft die Maschine angenommen. Die anspruchsvollen Werkzeugwechsel, das ferngesteuerte Bohren ohne Rückmeldung auf den eigenen Körper und das Laden funktionieren bereits gut. Die Abläufe werden durch die sich entwickelnde Routine bei der Bedienung der Maschine und durch eine weitere Ausbildung im maschinellen Leistungsvortrieb zu einer besseren Maschinennutzung mit höherer Vortriebsleistung führen.

## **2.2 Leistungstest**

Die erweiterte Inbetriebnahme ist abgeschlossen. Seit Mitte Januar 2019 befindet sich die Maschine wieder im Vortrieb und absolviert dieser Tage den eigentlichen Leistungstest. Hierbei wird der HRE in einem Monat 100 m Streckenvortrieb erbringen. Sowohl die Maschinentchnik wie auch die Logistik und Versorgung rund um der HRE müssen aufeinander abgestimmt funktionieren. Die volle Leistungsfähigkeit der Maschine wird jetzt erst sichtbar werden.

**Dr. Frank Bauer**

frank.bauer@hazemag.de

**Christoph Kuchinke**

christoph.kuchinke@hazemag.de

**Christian Pönisch**

christian.poenisch@hazemag.de

HAZEMAG & EPR GmbH  
Brokweg 75  
48249 Dülmen





# Mehrwert automatisierter Bohrprozesse unter Einsatz von Sandvik iSURE™

Eric Lüpfert

Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH

## Einleitung

Der Erfolg von Tunnelvortrieben im Bausektor wie auch in Gewinnungsbetrieben wird heute maßgebend durch die Kenngrößen Qualität, Kosten, Zeitplan und Sicherheit bestimmt. Die Dimension und die Relation vorgenannter Erfolgsmerkmale wird hierbei von drei entscheidenden Faktoren beeinflusst: die Geologie, das Personal und die Technik.

Als einer der führenden Hersteller für Untertagebaumaschinen hat sich Sandvik zur Aufgabe gemacht, durch die Entwicklung von innovativer Technik den Tunnelbau zu optimieren. Durch den Einsatz von digitalisierten Bohrgeräten in Verbindung mit computergestützter Bohr- und Sprengplanung ist es in den letzten zehn Jahren bereits gelungen, eine hohe Präzision in der Ausführung und die jederzeitige Reproduzierbarkeit mit gleichbleibender Qualität zu realisieren und folglich einen neuen technischen Standard für den Tunnelvortrieb zu definieren. Der zunehmende Automatisierungsgrad in der Bohrtechnik führt zudem zur Entlastung des Bedienpersonals und unterstützt, Vortriebs- und Gewinnungsprozesse mit hohem Maß an Sicherheit und Effizienz durchzuführen.

## 1 Automatisierte Bohrtechnik

Sandvik hat die Entwicklung der Automatisierung von Bohrgeräten von einer klassischen manuellen Steuerung von Bewegungen und Bohrprozessen durch den Bediener hin zu einer vollständig computergesteuerten Abwicklung der Bohrsequenzen maßgebend vorangetrieben. Mit der aktuellen i-Serie bietet Sandvik vollautomatisierte Bohrwagen, die in Genauigkeit und Schnelligkeit Maßstäbe setzen.

Die grundlegenden Hauptkomponenten vollautomatischer Bohrgeräte unterscheiden sich auf den ersten Blick äußerlich kaum von denen manueller Bohrgeräte. Unterwagen mit Antriebsaggregaten für Hydraulik, Wasser, Luft; Kabine sowie Bohrarm(e) mit Lafette und Bohrhammer und bedarfsweise ein Arbeitsbühnenarm stellen nach wie vor die Grundkomponenten eines Bohrwagens dar. Auf den zweiten Blick offenbaren sich jedoch die Generationsunterschiede.

Der Steuerstand (Abbildung 1) ist nunmehr auf die Bedienung durch einen Bediener ausgelegt, der die automatischen Systemprozesse in erster Linie überwacht und bei Bedarf nachsteuert. Der großflächige zentrale Touch-Bildschirm zeigt ihm hierfür alle relevanten prozess- und betriebswichtigen Kenndaten des umfangreich mit Mess- und Navigationssensorik ausgestatteten Bohrgerätes.

Die Bohrgeräte der i-Serie verfügen über das hochmoderne Steuerungssystem SICA - Sandvik Intelligent Control System Architecture -, welches sowohl interne als auch externe Datensätze verarbeitet, analysiert und in hoch präzise Bewegungen und Betriebsprozesse umsetzt.



**Abbildung 1: Steuerstand Sandvik i-Serie [1]**

Die internen Kenndaten liefert das digitalisierte Bohrgerät selbst über seine MWD-Funktion -Measure While Drilling -, wodurch während des Bohrprozesses standardmäßig 19 Variablen erfasst und in einem Vorschubintervall von 2 cm aufgezeichnet werden. So geben die Parameter aus Winkel- und Wegesensoren der Bohrperipherie stets einen genauen Rückschluss über Position, Lage, Ausrichtung und Entwicklung der selbigen. Systemspezifische Druck- und Durchflussmengenparameter der Bohreinrichtung dienen dazu, die optimale Eindringung des Bohrwerkzeuges zu gewährleisten. Kenngrößen wie Vorschub- und Rotationsgeschwindigkeit, Drehmoment, Schmier- und Spülmedierversorgung werden vom System mit dem Ziel gesteuert, die bestmögliche Bohrleistung bzw. Nettoeindringgeschwindigkeit bei gleichzeitiger Schonung der Ausrüstung und der Werkzeuge zu erzielen sowie ein Festbohren zu vermeiden.

Zu den externen von SICA zu verarbeitenden Datensätzen zählen zum Beispiel die digital im Office-Büro mit dem Softwaretool Sandvik iSURE™ erstellten Bohrpläne, die via WiFi oder Datenträger eingespielt werden. Weiterhin erhält das Bohrgerät externe Navigationsdaten, die den eigenen Standort im Tunnel oder im Bergwerk übermitteln.

## **2 Sandvik iSURE™**

### **2.1 Definition und Ziel**

Sandvik iSURE™ steht für „Intelligent Sandvik Underground Rock Excavation“ und ist ein Office-Programm für die Prozesssteuerung von Tunnel- und Stollenvortrieben. Durch die Interaktion mit dem digitalisierten Bohrgerät der i-Serie liefert dieses Tool die Planvorgaben für einen gesteuerten Bohr- und Sprengzyklus und bietet dem Kunden darüber hinaus noch viele weitere Funktionen, um selbige kontinuierlich zu optimieren.

Das Ziel der Optimierung kann je nach Anwendungscharakteristik vielfältig sein:

- Eine hohe Profilgenauigkeit reduziert sowohl Zeit-, Personal- und Materialaufwand, da Unterprofile nicht durch zusätzliche Arbeitsgänge abgetragen beziehungsweise Mehrausbruch aus Überprofil nicht abgefahren und durch Sicherungsmehraufwand z. B. durch stärkeren Spritzbetonauftrag ausgeglichen werden müssen.
- Eine minimierte Auflockerungszone, die mit einer höheren Gebirgsstabilität im Radialgebirge einher geht, kann ebenso den Sicherungsaufwand reduzieren.
- Eine erschütterungsarme und dennoch effiziente Ausbruchweise ist vor allem im unmittelbaren Einflussbereich von sensibler Bebauung von zunehmender Bedeutung.
- Die Konstanz und Reproduzierbarkeit von Vortriebszyklen schafft Sicherheit in der Kalkulation und Langzeitprognose von Streckenvortrieben.

### **2.2 Optimierungsprozess**

Unter Optimierung sind im Grundprinzip alle Maßnahmen zu verstehen, die unter den gegebenen Voraus- und Zielsetzungen zur Verbesserung des aktuellen Ist-Zustands führen. Um geeignete Maßnahmen zu definieren, bedarf es vorab einer Feststellung der Abweichung von Planziel sowie die Analyse der Randbedingungen und Einflussparameter. In der untertägigen Bohr- und Sprengplanung erfolgen diese Datensammlungen bisher über verschiedene, voneinander weitgehend unabhängige manuelle und messtechnische Verfahren, die analog oder semidigitalisiert ausgewertet und in Optimierungsmaßnahmen spezifiziert werden. Diese Verfahrensweise birgt jedoch die Gefahr von Daten- und Informationsverlusten, denen Sandvik mit dem iSURE™ der neusten Generation Abhilfe schafft.

Nach wie vor wird mit Sandviks Softwaretool ein vorrangiges Augenmerk auf die Zusammenführung und Auswertung von Datensätzen vorausgegangener Bohr- und Sprengsequenzen gelegt. Die wichtigsten Parameter hierzu werden vom Bohrgerät selbst mit Hilfe der bereits erwähnten MWD-Funktion erfasst und aufgezeichnet. Unter Anwendung von iSURE™ können diese Kenngrößen in Folge analysiert und visualisiert werden.

Die Weiterentwicklungen von iSURE™ konzentrieren sich auf die Einbindung und Auswertung von digital erfassten Zielabweichungskriterien auf ein und derselben Programmoberfläche. So ermöglichen Programmooptionen wie das iSURE™ 3D SCAN in Verbindung mit auf dem Bohrgerät integrierten 3D Scaneinheiten die Aufnahme des Tunnelprofils, um somit mögliche Über- oder Unterprofile abzubilden.

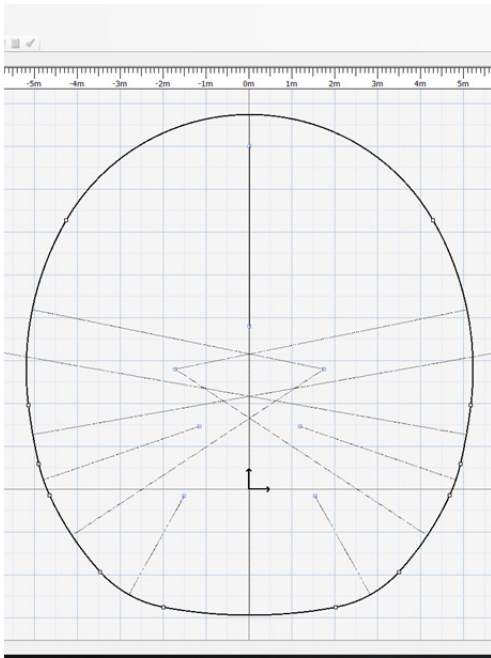
Eine weitere Neuerung stellt das iSURE™ GEO dar, mit dem der Anwender eine geologische Gebirgsinterpretation auf Basis von Bohrparametern erhält, mit der in Gewinnungsbetrieben zum Beispiel die Grenzen von Erzkörpern bestimmt werden können.

Durch die digitale Einbindung externer Erschütterungsmessdaten über gängige Schnittstellen steht dem Anwender zudem eine Programmerweiterung zur Verfügung, mit der Sprengprozesse noch präziser analysiert werden können. So kann innerhalb des Programms iSURE™ der hier erstellte und zur Ausführung gekommene Sprengplan mit den Erschütterungsergebnissen in Form von Momentaufnahmen bis auf die Zündzeitstufe abgeglichen und bei Bedarf nachjustiert werden.

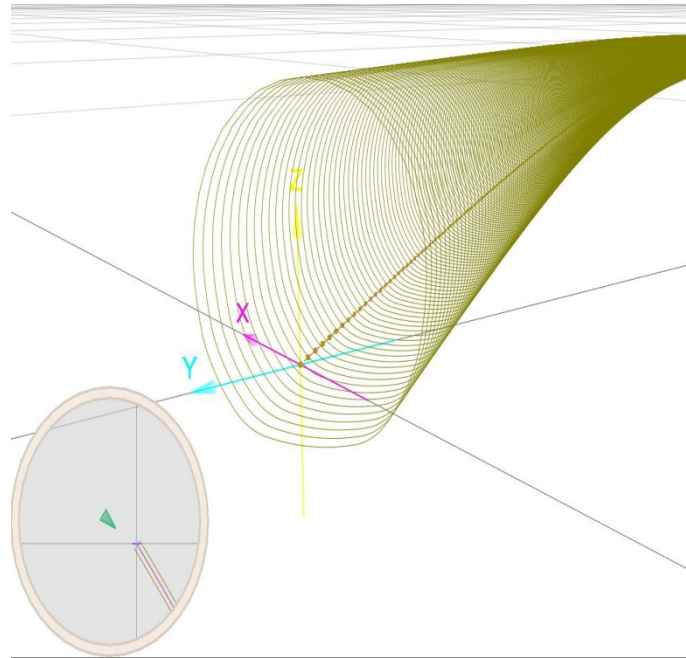
### **2.3 Bohr- und Sprengbildplanung**

Die Kernaufgabe des iSURE™ Programms besteht in der Planung, Erstellung und Simulation von digitalen Bohr- und Sprengbildern, die von den Bohrgeräten verarbeitet werden können.

Die Basis dieser Bohr- und Sprengplanung bilden projektspezifische Grunddaten wie der Koordinaten der Tunneltrasse und die theoretischen Ausbruchprofile (Abbildung 2), die unter anderem über AutoCAD, Excel oder Land XML Dateien eingespielt werden können. iSURE™ erstellt hieraus ein digitales Modell des Tunnels (Abbildung 3).



**Abbildung 2: Theoretisches Ausbruchprofil [2]**



**Abbildung 3: iSURE™ Modelldarstellung des Tunnels [2]**

Da das gewünschte Sprengergebnis am Tiefpunkt des Abschlags am schwierigsten zu erzielen ist, konzentriert sich der patentierte Entwurfsalgorithmus von iSURE™ bei der Planerstellung auf die Bohrlochendpunkte. Lochabstand, der Wirkungsbereich und die spezifischen Ladungswerte des Sprengstoffs werden ausgehend von dieser Bezugsebene kalkuliert und mit der Lochausrichtung ergänzt (Abbildung 4). Beginnend mit den Kranzlöchern orientiert sich die weitere Anordnung folgender Sprengreihen am Lastwirkungsbereich der vorgesehenen Sprengmittel gemäß Berechnungsalgorithmus 1. Dabei kann man auf vordefinierte spezifische Grundparameter wie auch abgespeicherte Kenngrößen vorangegangener Abschläge zurückgreifen.

$$V = \frac{I}{q * E} \quad (1)$$

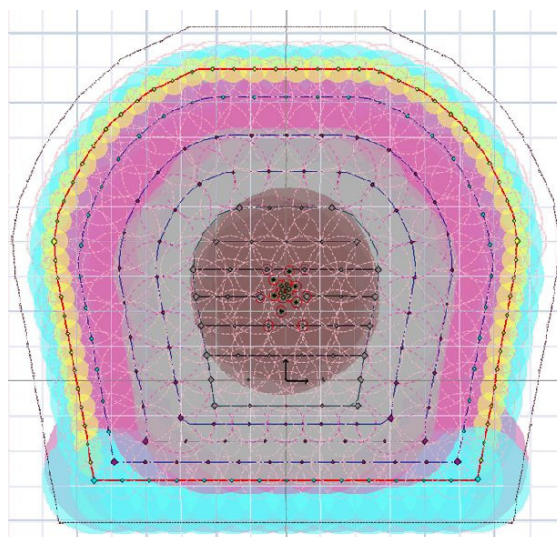
V - Lastwirkungsbereich Sprengladung [m]

I - Ladungsmenge [kg/m]

q - Spezifische Ladungsmenge [kg/m<sup>3</sup>]

E - Bohrlochabstand [m]

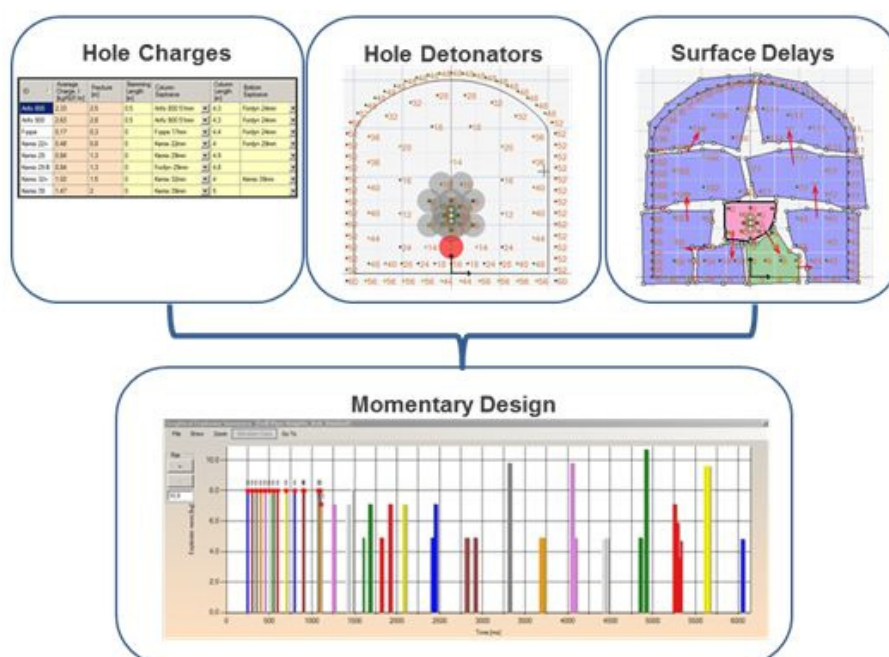




**Abbildung 4: Bohrplan [3]**

Zu jedem Bohrplan können über dies bohrarmspezifische Bohrsequenzen erstellt werden, wodurch die bestmögliche Auslastung mehrarmiger Bohrgeräte und gegebenenfalls sogar der Paralleleinsatz von zwei Maschinen ohne Kollisionsgefahr gewährleistet wird.

Mit Hilfe des Sprengplanungstools erfolgt sowohl die Definition des Sprengstoffs als auch die Zuordnung der Zündzeitstufen pro Bohrloch sowie die Gestaltung der Oberflächenverzögerer. Momentaufnahmen des Sprengablaufs (kg/ms) zeigen dem Planer hierbei stets die aus seinen Einstellungen folgende kalkulierte Sprengwirkung. Durch Simulation der Sprengung in Echtzeit oder Zeitlupe kann der gesamte Sprengzyklus zudem visualisiert werden (Abbildung 5).



**Abbildung 5: Sprengplan [4]**

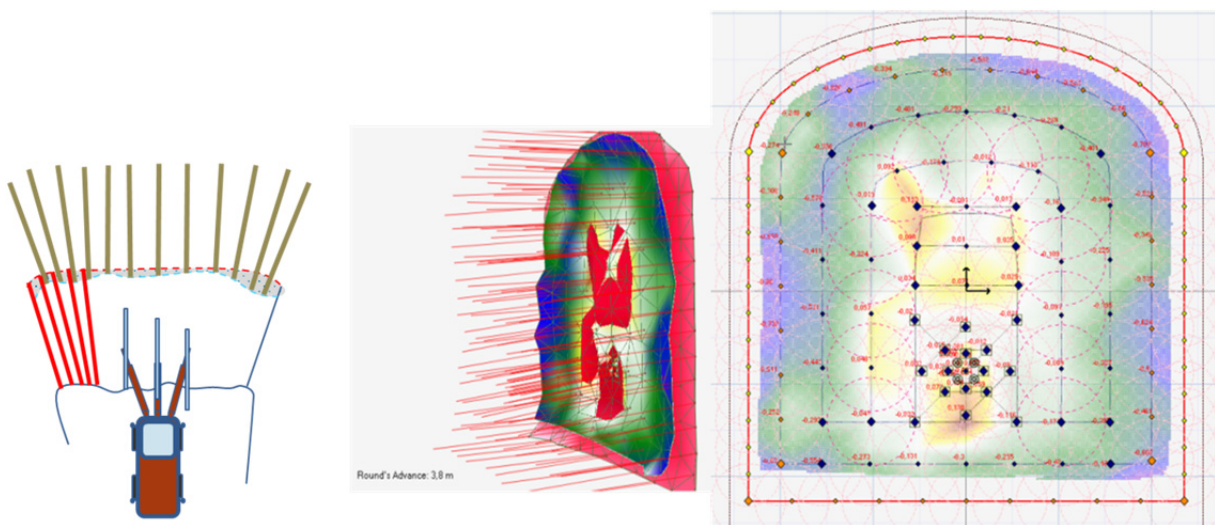


## 2.4 Bohrdatensammlung und MWD-Datenauswertung

Wie bereits vorab erwähnt, zeichnen moderne Bohrgeräte der i-Serie während des Bohrvorgangs standardmäßig die Daten von 19 Parametern auf, die unter Anwendung der iSURE™ Tools REPORT und ANALYSIS ausgewertet werden können.

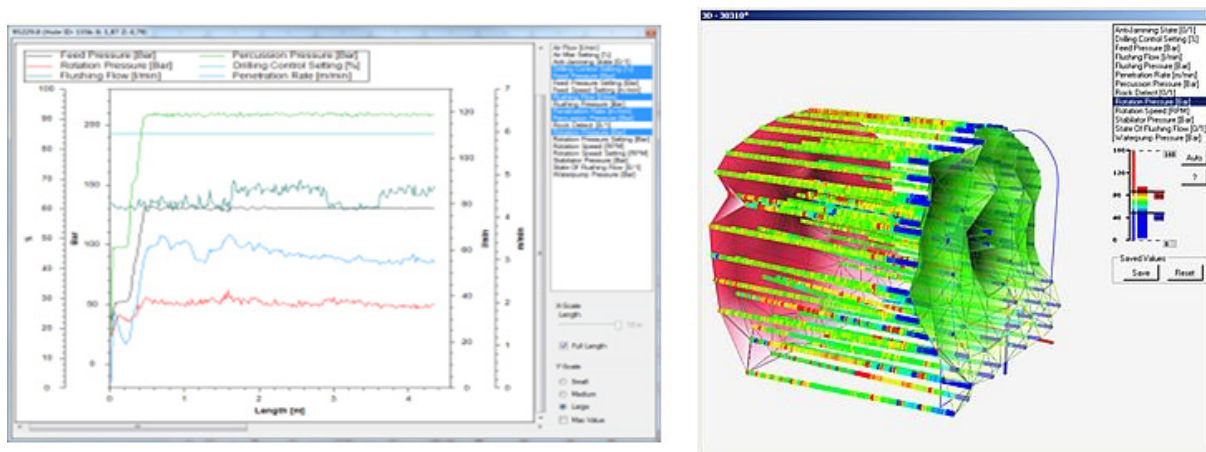
Die REPORT Funktion stellt die ökonomischen Gesichtspunkte in den Vordergrund der Datenanalyse. Bereits anhand der Daten jeweils zwei aufeinanderfolgender Abschlüge wird mit der REPORT Anwendung die Entwicklung bestimmter Leistungskennzahlen untersucht. Werte wie die Dauer eines Abschlages, Schwankungen bei der erreichten Bohrleistung, Anzahl der Löcher pro Abschlag, die Genauigkeit der Bediener bei der Positionierung des Bohransatzpunktes und der erzielte Sprengausbruch sind verlässliche und feste Parameter, die eine Aussage über Verbesserungspotentiale ermöglichen. Ergänzt wird dies durch die Histogramm-Darstellung wie der erreichten Penetration im Verhältnis zur aufgebrauchten Bohrenergie, zum Spülwasserverbrauch oder zur Anzahl von Störungen beim Bohren. Ein umfangreiches vorgefertigtes Berichtswesen für Behörden, Auftraggeber und die interne Dokumentation runden den Funktionsumfang ab.

Die Programmoption iSURE™ ANALYSIS dient der technischen Analyse der MWD-Daten und somit der Auswertung des objektiven Ausbruchergebnisses. Das Ziel ist es, die Auswertungsparameter in die Überarbeitung der Bohr- und Sprengpläne einzubeziehen und somit den Ausbruch zu optimieren. Die zweidimensionale Visualisierung der realisierten Bohrungen im Vergleich zu den geplanten ist hier nur ein Aspekt. Durch die dreidimensionale Kartierung der Start- und Endkoordinaten jedes Bohrlochs ist es im Zuge der Zusammenfügung von zwei aufeinander folgenden Abschlügen die Ausbruchgenauigkeit des vorangegangenen Abschlages durch Farbtoleranzen darstellbar (Abbildung 6).



**Abbildung 6: 3D Visualisierung des Abschlags [4]**

Die Visualisierung der MWD-Daten schafft die Voraussetzung, einzelne spezifische Parameter näher zu untersuchen. So lassen Vorschubdruck, Drehmoment sowie Spüldruck und -volumen Rückschlüsse auf die geologischen Verhältnisse wie Störungen im Bohrbereich zu (Abbildung 7).



**Abbildung 7: Graphische und 3-dimensionale Darstellung von Bohrdaten in iSURE™ [4]**

## 2.5 Auswertung von 3D Scandaten

Das 3D Scanverfahren dient der Auswertung von Ausbruchergebnissen bei anspruchsvollen Vortriebstoleranzen. Unter Verwendung von Onboard-3D-Scannern auf dem Bohrgerät erfolgt die Aufnahme des Tunnelprofils zeitunkritisch binnen weniger Minuten während der Einrichtungphase des Gerätes für den nächsten Abschlag. Der Scannmessbereich beträgt dabei  $\pm 20$  m. Die in Form einer Punktwolke generierten und nach zusätzlichen Objekten oder Personen gefilterten Profildaten können in iSURE™ sowohl als dreidimensionale Darstellung wie auch als 2D Schnitt (Abbildung 8) visualisiert werden. Durch die Gegenüberstellung des Sollprofils können Unter- und Überprofile abgebildet und als Abweichungen im Toleranzbereich durch farbliche Hervorhebungen graphisch dargestellt werden. Auf den gescannten Profilen wird das realisierte Ausbruchvolumen inklusive Unter- und Überprofilvolumen für jeden Abschlag berechnet.





## 2.6 Analyse von Erschütterungsmessdaten

Insbesondere bei innerstädtischen Bauprojekten mit sensibler Bebauung zum Beispiel durch Wohngebäude im Einflussbereich ist die sensible Steuerung der sprengabhängigen Erschütterungen ein wichtiger Faktor. In Folge großer Ausbruchprofile für Bahn- und Straßentunnel sowie strengen Erschütterungsgrenzwerten werden häufig bereits vertraglich spezielle Ausbruchverfahren sowie abgestufte Folgemaßnahmen bei auftretenden Toleranzabweichungen definiert. Kürzere Abschlagslängen und/oder eine Unterteilung des Ausbruchs sind nur einige Beispiele, die schlussendlich jedoch den selben Effekt haben: Mehraufwand, Zeitverlust und folglich steigende Kosten.

Sandvik iSURE™ unterstützt die Rückführung und Auswertung aktueller Erschütterungskennwerte (Geschwindigkeitsspitzenwerte), die über Schnittstellenimport als Blastview Datensatz oder über ein offenes XML-Format von externen Messgeräten in das Programm eingelesen werden können. Diese Messdaten lassen sich den Momentaufnahmen der geplanten Sprengung zuordnen und so justieren, dass sie der geplanten Sprengstoffmenge entsprechen und folglich etwaige Überschreitungen und/oder Fehlzündungen in den Erschütterungswerten anzeigen (Abbildung 9). Bevor schwerwiegende Maßnahmen am Bauablauf in Betracht gezogen werden müssen, kann der Sprengplan anhand der erlangten Erkenntnisse beispielsweise in der Zündzeitstufenplanung angepasst werden.

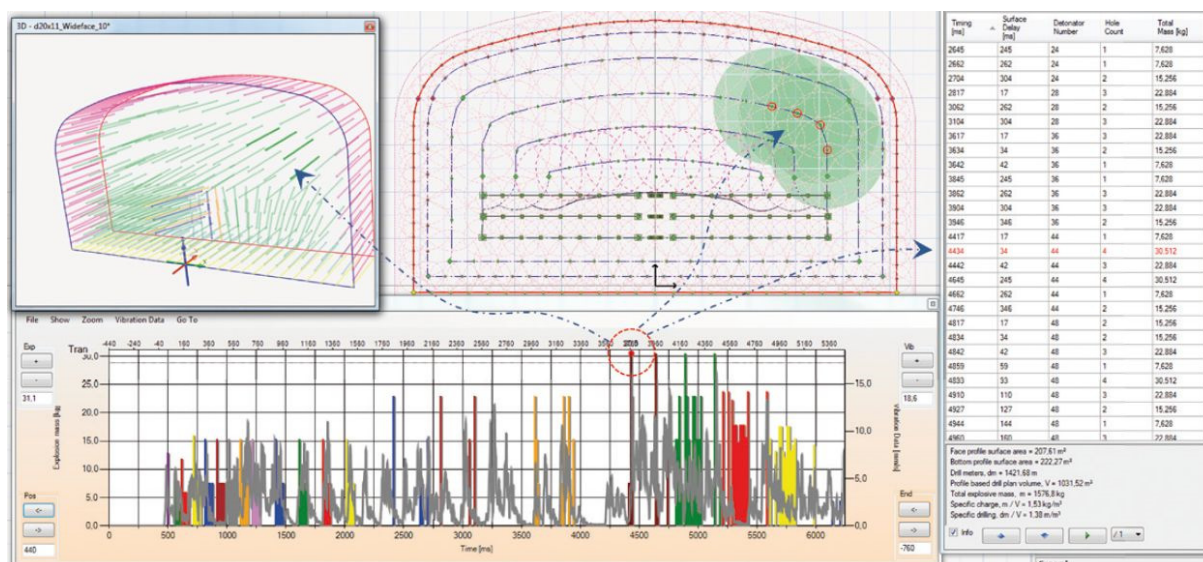


Abbildung 9: Momentaufnahme aus Erschütterungsmessdaten [5]

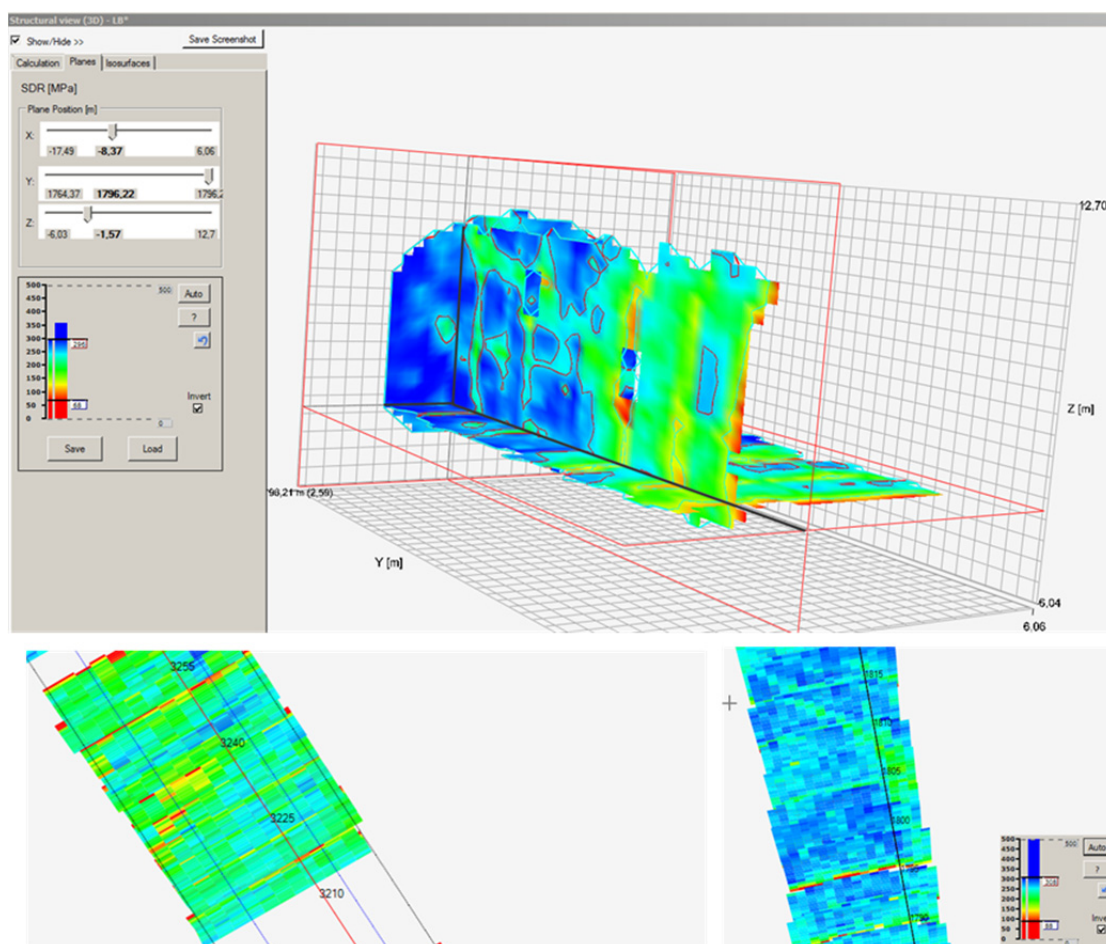
## 2.7 Gebirgsinterpretation mit iSURE™ GEO

iSURE™ GEO ist eine Programmerweiterung zur Analyse des Gebirges auf Basis der aufgezeichneten Bohrdaten. Diese kann zum Beispiel aufgrund vertraglicher Bedingungen wie auch für die Bewertung von Sicherungs- und Injektionsmaßnahmen oder zur optimierten Sprengsteuerung und geologischen Kartierung erforderlich sein. Benötigt wird hierzu ein mit AWDU - Analysis While Drilling Unit - ausgerüstetes digitalisiertes Bohrgerät, welches die Bohrparameter bereits analysiert und verarbeitet und somit ein Aufzeichnungsintervall von 1 mm gewährleistet (zum Vergleich: Standardintervall 20 mm). In der Tabelle 1 werden die möglichen Analysekenngößen des Systems aufgezeigt.

**Tabelle 1: Analysekenndaten iSURE™ GEO [5]**

Bezeichnung der Analysevariable	Beschreibung	Wertebereich
Bruchanzeige	Brüche im Gestein Von kein bis voller Bruch	0 – 100 %
SDR (Sandvik Bohrwiderstand)	Gesteinsfestigkeitsindex (Widerstand des Gesteins zum Bohrsystem)	0 – 500 MPa
Gesteinsklasse	SDR-Klasse (vom Nutzer festgelegt)	1 – 8
Wasseranzeige	Wahrscheinlichkeit von Wasser in angezeigten Brüchen	0 – 100 %
Gesteinsqualitätszahl	Geschlossenheit / Homogenität des Gesteins Von weniger als 10 cm intakter Parameter bis gleichbleibend homogen	0 – 100 %
Gesteinsqualitätsklasse	Klassifizierung der Qualitätszahl (von Nutzer festgelegt)	1 – 8
Analysevalidität	Plausibilitätsschätzung der Analyse	0 – 100 %

Die Darstellung der geologischen Analysewerte erfolgt in iSURE™ auf Basis der erhobenen Bohrdaten pro Bohrloch und der algorithmisch interpolierten Daten zwischen den Bohrlöchern. Gemäß Abbildung 10 besteht die Möglichkeit der zweidimensionalen Visualisierung in Draufsicht, Seitenansicht und aufgeklappter Profilansicht sowie die 3D Darstellung in drei Schnittebenen.



**Abbildung 10: Visualisierung von Geodaten [4]**

### 3 Fortbildung durch Simulator-Training

Innovative automatisierte Systeme wie die Bohrgeräte der Sandvik i-Serie erhöhen die Produktivität und steigern die Effizienz von Tunnelvortrieben. Trotz Wandel von manuellen zu computergesteuerten Bohrprozessen ist jedoch der Mensch nach wie vor ein wichtiger Systemfaktor, den es ebenso „weiterzuentwickeln“ gilt.

Zu diesem Zweck hat Sandvik den in Abbildung 11 dargestellten Bohrsimulator für Untertagebohrgeräte der i-Serie entwickelt, der aufgrund seiner mobilen, ca. 50 kg schweren Ausrüstung für Schulungen des Bedien- und Wartungspersonals beim Anwender vor Ort zur Verfügung steht.

Der Simulator verfügt über authentische Steuerungen und den selben Softwarestandard, wie sie auf den realen Maschinen zu finden sind. Durch die Simulation verschiedener Minen- oder Tunnelbedingungen und diverser



Vortriebsituationen können mit diesem Trainingsgerät vielfältige Szenarien dargestellt werden.

Die Vorteile liegen auf der Hand. So kann eine maßgeschneiderte Erstsichtung bereits vor Anlieferung eines neuen Bohrgerätes erfolgen. Mit Inbetriebnahme der Neumaschine steht folglich die optimale Betriebsleistung zur Verfügung. Zudem besteht mit diesem System keine Gefahr von Geräteschäden und auch Nebenkosten für Werkzeuge, Betriebsstoffe oder Verschleiß fallen nicht an.

Auch eine wiederkehrende Schulung des Personals mit diesem Simulator ist zu empfehlen, denn das Training unterschiedlicher Schwierigkeitsgrade hilft, Situationen im realen Vortriebsprozess richtig zu bewerten und auf diese angemessen zu reagieren.



**Abbildung 11: Simulator [6]**

#### **4 Zusammenfassung**

Die Automatisierung von Vortriebsprozessen durch den Einsatz moderner, digitalisierter Bohrgeräte stellt den heutigen Stand der Technik dar. Die computergesteuerte Abwicklung von Bohrsequenzen ist hinsichtlich Präzision und Schnelligkeit der manuellen Steuerung überlegen und bietet dem Anwender eine deutliche Steigerung der Produktivität.

Um die technischen Möglichkeiten eines automatisierten Bohrgerätes vollumfänglich und effizient nutzen und die Bohrprozesse selbst stetig optimieren zu können, ist die Verwendung einer multifunktionalen Tunnelmanagementsoftware wie Sandvik iSURE™ vorauszusetzen. Neben der computergestützten Entwurfsplanung untertägiger Bohr- und Sprengbilder bildet

das iSURE™ Office-Programm mit seinen umfassenden Funktionen zur Analyse der Ausbruchergebnisse die Grundlage für Optimierungsmaßnahmen und damit den Schlüssel für eine kontinuierliche Verbesserung des Vortriebsprozesses.

## 5 Literaturverzeichnis

- [1] [www.rocktechnology.sandvik/en/campaigns/iserie/](http://www.rocktechnology.sandvik/en/campaigns/iserie/)
- [2] Sandvik iSURE™ Vorführprojekt
- [3] Sandvik iSURE™ Technical Specification 5-9700-D
- [4] Sandvik iSURE™ General Presentation; Stand 08.02.2018
- [5] Sandvik iSURE™ Brochure; Stand 27.06.2018
- [6] Sandvik Mediathek, ID 49719

**Eric Lüpfert**  
eric.luepfert@sandvik.com

Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH  
Gladbecker Straße 427  
45329 Essen

## Epiroc Control Tower

Joel Fuchs

Epiroc Deutschland GmbH

### Einleitung

Industrie 4.0 - die Bezeichnung für Zukunftsprojekte zur umfassenden Digitalisierung der industriellen Produktion, um sie für die Zukunft besser zu rüsten. In vielen Sektoren der deutschen Wirtschaft wird diese Vision bereits erfolgreich in die Tat umgesetzt.

Um wertvolle Zeit und Kosten zu sparen, werden Ansätze des Konzepts Industrie 4.0 auch in der Bergbaubranche umgesetzt. Dabei steht insbesondere im Fokus, Arbeitsabläufe effizienter zu gestalten und die Sicherheit in Bergbaubetrieben zu steigern. Dabei stehen nicht primär die einzelnen Maschinen im Vordergrund, sondern das Gesamtsystem Bergwerk, in dem alle Maschinen untereinander, sowie zu einem zentralen Kontroll- sowie Steuerungspunkt innerhalb dieses neuen Systems kommunizieren.

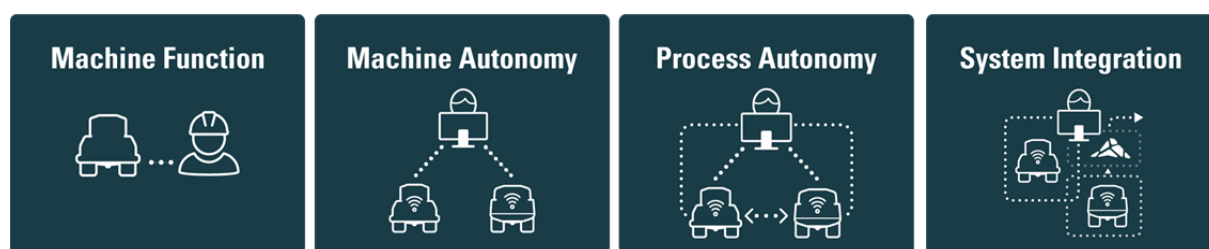


**Abbildung 1: Epiroc Vision**

Zur Umsetzung der in dem Rahmen unabdingbaren Digitalisierung und Automatisierung des Bergbaus erfolgt eine Vernetzung von intelligenten Sensoren und Akteuren, spezieller Software und einer digitalen Infrastruktur über WLAN. Um gleichzeitig eine Optimierung von Arbeitsprozessen zu erreichen, ist es notwendig die umfangreiche Datenverarbeitung durch IT-Lösungen zu bündeln und strukturieren. Die speziell für den Sektor Bergbau entwickelten Lösungen von Epiroc bilden einen Meilenstein in dieser Entwicklung. Unter den zu bündelnden vorhandenen Produkten befinden sich unter anderem die Telematiklösung Certiq, die Fernsteuerungsmöglichkeit Bench Remote oder das Serviceprodukt Remote Guidance zur fortwährenden Unterstützung der Bediener sowie Mechaniker aus der Ferne. Wie der Fortschritt in diesem Bereich aussieht und was bereits möglich ist, wird im Folgenden beschrieben.

## 1 Die vier Phasen der Automatisierung und verschiedene Ansätze

Bei der Einrichtung einer vollkommenen digitalen Infrastruktur wird in folgende Phasen unterschieden:



**Abbildung 2: Phasenübersicht Digitalisierung & Automatisierung**

Während der Implementierung ist es nicht zwingend möglich alle Phasen aufeinanderfolgend zu durchlaufen, teilweise können diese auch parallel erfolgen. Maschinenfunktion

### 1.1 Machine Function

Machine Function ist definiert als die fortlaufende Automatisierung von mehr und mehr Teilfunktionen der Maschinen. Einige Beispiele sind hier unter anderem das teil- beziehungsweise vollautomatische Bohren, sowie Umsetzen der Geräte. Bestehende Maschinen können um bestehende Soft- und Hardwarelösungen ergänzt werden, sodass automatisches Abbremsen der Maschinen aufgrund von getagtem Personal und getagten Maschinen ermöglicht wird. Features wie diese tragen nicht nur zu einem wesentlich höheren Sicherheitsstandard bei, sondern ermöglichen auch einen verschleißärmeren Ablauf von Teilprozessen. Die Automatisierung von Maschinenfunktionen hat bereits Einzug in die meisten Unternehmen weltweit sowie in unsere Region erhalten.

### 1.2 Machine Autonomy

Machine Autonomy bezeichnet den Prozess hin zur vollen Automatisierung der Maschinen, sowie die Einbindung in ein Kontroll- und Steuerungssystem. Dieses bietet die Möglichkeit, Maschinendaten auszulesen (Telematiklösung Certiq), mit der Maschine zu kommunizieren, wie beispielsweise das Versenden von Bohrplänen (RRA - Rig Remote Access) und Empfangen von aufgenommenen Bohrdaten (MWD - Measurement While Drilling), sodass sich hier Maschinendaten monitoren und analysieren lassen.

Im nächsten Schritt geht es darum, Funktionen, die aus diversen sehr individuellen Gründen nicht vollautomatisch möglich sind, fern zu bedienen (Bench Remote).

Durch die Implementierung des Kontroll- und Steuerungssystems lässt sich auf planbare und unplanbare Abläufe wesentlich schneller reagieren. Dadurch lassen sich Standzeiten verringern und die Produktivität steigern.

Die Maschinenautomatisierung unter sowie über Tage ist global ebenfalls keine Seltenheit mehr und wird in den täglichen Arbeitsablauf integriert.

### **1.3 Process Autonomy**

In der Phase der „Process Autonomy“ kommunizieren die Maschinen jeweils nicht nur mit der Zentrale des Kontroll- und Steuerungssystems, sondern auch untereinander. Aus Automatisierung wird hier Autonomisierung. Elemente aus „Machine Function“ und „Machine Autonomy“ sind hier inbegriffen, wie beispielsweise getaggtes Bergbaupersonal, um auch die Belegschaft in das System Bergwerk zu integrieren. Elementar dabei ist selbstverständlich eine zuverlässige Infrastruktur und „eine Sprache“, in der die Maschinen kommunizieren. Durch die Process Autonomy kann ein immer autonomerer Betrieb ermöglicht werden. Vorteile, die daraus entstehen, bilden sich in Kostenreduktion und einer erhöhten Arbeitssicherheit ab.

### **1.4 System Integration**

Die „System Integration“ setzt alle vorangegangenen Phasen voraus. Das Bergwerk wird um die Ultra-Wideband-Funktechnologie „UWB“ (Pendant zu GPS) erweitert. So lassen sich Bergbaufahrzeuge bis auf 25 cm genau lokalisieren und zu anderen Einsatzorten dirigieren.

Die „System Integration“ ist die finale Phase der Digitalisierung und Automatisierung bis hin zur Autonomisierung. Diese Vision findet sich in unserem Projekt „Control Tower“ wieder und umfasst ein weiteres Produkt (Mobilaris Mining Intelligence).

Durch die Einbettung der einzelnen Elemente, ergänzt um die individuelle Abbauplanung der Bergwerke lässt sich so in einer Zentrale – dem Control Tower – das gesamte Bergwerk kontrollieren und steuern.



**Abbildung 3: Das digitale Bergwerk**

## 2 Auswirkungen und Vorteile

Durch eine ausgiebige und permanente Übersicht der Maschinendaten ergeben sich im Vergleich zu konventionellen Bergbaubetrieben bei einer automatisierten und digitalisierten Herangehensweise verschiedene Vorteile. Diese wirken sich auf diverse Abläufe aus.

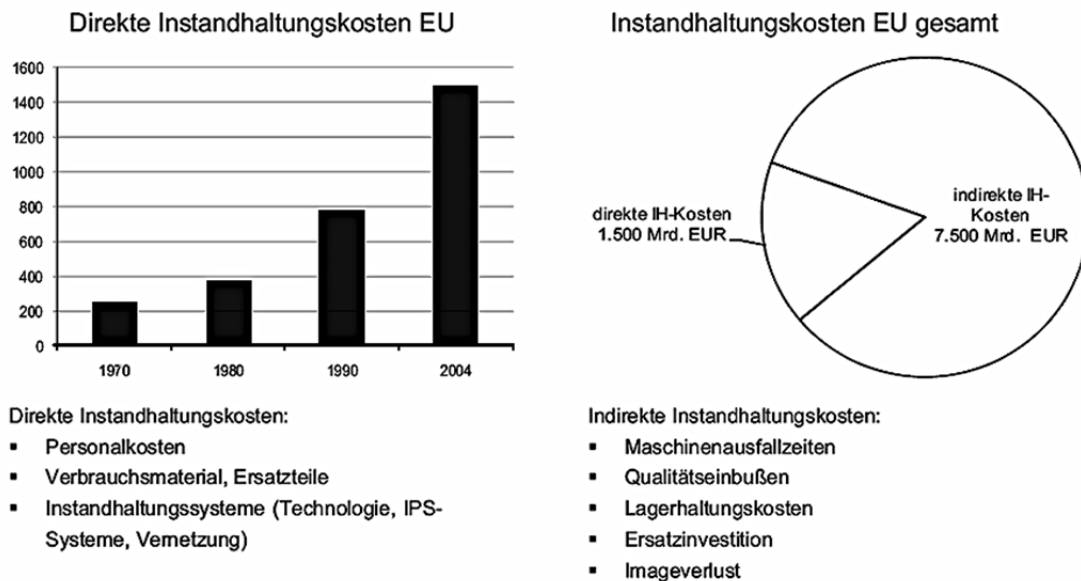
### 2.1 Finanzieller Aspekt - Instandhaltung

Die Instandhaltung wird mit „Kombination aller technischen und administrativen Maßnahmen sowie Maßnahmen des Managements während des Lebenszyklus [...] einer Einheit [...], die dem Erhalt oder der Wiederherstellung ihres funktionsfähigen Zustands dient, sodass sie die geforderte Funktion erfüllen kann“ [1, S. 4 ff.], beschrieben. Mit voranschreitender Lebensdauer einer technischen Anlage gewinnt die Instandhaltung zunehmend an Bedeutung. Verschleiß und andere technische Abnutzungen steigen in dieser Zeit, insbesondere durch die harten Anforderungen im Bergbau, an.

Die Instandhaltungsmaßnahmen umfassen nach DIN 31051 die Wartung, die Inspektion, die Instandsetzung und die Verbesserung. Die Wartung beinhaltet dabei alle Maßnahmen zur Bewahrung des Sollzustandes. Dazu gehören das Reinigen, Schmieren und Nachfüllen. Alle Maßnahmen zur Feststellung und Beurteilung des Istzustandes, wie z. B. das Messen und Prüfen, werden unter der Inspektion zusammengefasst. Die Instandsetzung befasst sich mit der Wiederherstellung des Sollzustandes. Unter dem Begriff Verbesserung werden alle Maßnahmen gefasst, um die Zuverlässigkeit, Sicherheit und Produktivität einer Anlage zu steigern ohne die ursprüngliche Funktion zu verändern. [1, S. 6 ff.]



Die Einflussfaktoren der Instandhaltung sind unter Anderem Verschleiß, als auch andere technische Abnutzung sowie das Personal und Material. Das Personal hat insofern Einfluss auf die Instandhaltung, dass während der Anlagennutzung Bedienungsfehler nicht auszuschließen sind, die auf minderqualifiziertes Personal und unsachgemäße Behandlung zurückzuführen sind. Auch während der Anlageninstandhaltung kann es durch das Personal zu Missachtung von Instandhaltungsplänen kommen. Schlechte Qualität des Materials hat zusätzlich Einfluss auf die Instandhaltung. [2, S. 172 ff.]



**Abbildung 4: Wirtschaftlicher Stellenwert der Instandhaltung**  
[3, S. 2 ff.]; Fig. 2: Economic importance of maintenance

## 2.2 Finanzieller Aspekt - Verschleiß

Grundsätzlich ist Verschleiß in materiellen (physischen) Verschleiß und moralischen Verschleiß zu unterteilen. Moralischer Verschleiß ist als Verschleiß infolge wissenschaftlichen oder technischen Fortschritts, veränderter Marktverhältnisse, gesellschaftlicher und rechtlicher Einflüsse oder des Abbaus von Vorratsmengen zu verstehen. Der materielle Verschleiß hingegen ist in einen nutzungsunabhängigen (natürlichen) Zeitverschleiß und nutzungsabhängigen (technischen) Gebrauchsverschleiß zu unterscheiden. [4, S. 8 ff.]

Eine vollständige Übersicht über die den Verschleiß begünstigenden Einflussfaktoren würde zu weit gehen, aus diesem Grund soll sich in diesem Abschnitt v.a. auf die Einflussfaktoren in Hinsicht auf das Lösen und Laden von Gestein bezogen werden. Hierbei gliedern sich die Einflussfaktoren in vier große Gruppen:

- Umgebungseinflüsse
- Geologie
- Maschineneigenschaften
- Bedienung und Wartung

Die Umgebungseinflüsse, sowie Geologie werden von Digitalisierung und Automatisierung nur geringfügig beeinflusst. Durch permanentes Monitoring dieser verschleißrelevanten Faktoren lässt sich hier allerdings durch die Auswahl von richtigem Equipment gut auf Veränderungen (der Temperatur, Feuchtigkeit, Gesteinsabrasivität,...), reagieren, sodass unplanbare Gegebenheiten bedingt planbar werden.

Hinsichtlich der Maschineneigenschaften ist es wichtig zu wissen, um welchen Maschinentyp es sich handelt. Im Allgemeinen sind die Werkzeugeigenschaften wie Form, Verarbeitungsqualität, Material, Vorschubkraft und Temperaturentwicklung unter Anderem in hydraulischen Systemen zu berücksichtigen.

Die Gruppe Bedienung und Wartung steht im direkten Kontext zum Faktor Mensch und wird demzufolge durch die jeweilige Tagesverfassung des Fahrers oder anderer Beteiligten berührt. Im Vergleich zu konventionell betriebenen Vortrieben und Verladungen werden die Verschleißfaktoren von einem automatisierten, beziehungsweise autonomisierten Ablauf enorm beeinflusst.

Die Maschinen treffen mithilfe ihrer Sensoren und intelligenter Software direkt auf die sich verändernden Umgebungen und Analyse ihrer Umwelt Vorkehrungen. Alarmmeldungen werden weitergegeben, sodass das Kontrollzentrum proaktiv übermäßigem Verschleiß vorbeugen kann.

Selbiges gilt für Geologie bedingten Verschleiß, da Parameter automatisiert eingestellt und aktualisiert werden, sodass die Auswirkungen des Verschleißmechanismus minimiert werden.

Die Maschineneigenschaften werden durch die standardmäßige Analyse mithilfe der zentrale Datenverarbeitungseinheit verbessert und der Bereich Bedienung und Wartung wird durch Automatisierung und Digitalisierung optimiert.

### 2.3 Aspekt - Sicherheit

Neben der wirtschaftlichen Betrachtung, spielt der Faktor Sicherheit eine maßgebliche Rolle. Diese beiden Anforderungen beeinflussen sich gegenseitig. Auf der einen Seite geht die Implementierung von Sicherheitsverbesserungen mit Investitionen einher. Auf der anderen Seite stoppen oder verzögern Verletzungen und Krankheiten des Personals die Produktion und führen zu zusätzlichen Kosten oder einem Gewinnverlust.

Teilweise bei Maschinenfunktionen, spätestens bei der Implementierung von autonomen Betrieben, ist das Personal unabdingbar in das System zu integrieren. Dies geschieht beispielsweise durch „Tags“ in Grubenlichtern und den zugehörigen Soft- und Hardwareadaptierungen an den Maschinen, sodass die Maschinen automatisch auf Personal reagieren.



**Abbildung 5: Mobilaris Tag für Personal**

Weitere Auswirkungen von Verletzungen und Erkrankungen sind der negative Einfluss auf die Mitarbeitermoral und Konflikte mit Vertragspartnern. Nachweisbar ist, dass im automatisierten und digitalisierten Bergbau weniger Unfälle und Beinaheunfälle geschehen. Ein Grund hierfür ist, dass der Einflussfaktor Mensch minimiert wird.

Gleichzeitig hat dies zur Folge, dass in Lagerstätten Bergbau betrieben werden kann, in dem dies bis jetzt noch gar nicht bzw. nur unter größten Sicherheitsvorkehrungen möglich war.



**Abbildung 6: Bench Remote - Simba**

### 3 Zusammenfassung – Epiroc Control Tower

Durch Digitalisierung und Automatisierung können derzeitige Bohr- und Sprengtechnische Unternehmungen produktiver, sicherer und profitabler gestaltet werden. Um unter Anderem diese Entwicklung zu unterstützen und zu verstärken, entwickelt Epiroc den sogenannten „Control Tower“.

Innerhalb dieses „Control Towers“ werden Systeme der bereits benannten vier Phasen (Machine Function, Machine Autonomy, Process Autonomy, System Integration) zusammengeführt, verarbeitet und analysiert, sodass auf geplante und ungeplante Entwicklungen während des Betriebes sehr schnell reagiert werden kann.

Während Digitalisierung und Automatisierung im Bereich der Maschinenfunktionen bereits weiter fortgeschritten sind, werden Prozessautomatisierungen und Systemintegrationen bisher nur vereinzelt angewendet: Basierend auf Auswertung der Ist-Daten und verschiedenen Studien kann dadurch und im Zusammenhang mit der Automatisierung von Maschinen, die Produktivität der Bergbauindustrie weltweit insgesamt um bis zu 20 % erhöht werden. Die ersten Projekte von Epiroc in diese Richtung unterstützen diese Zahl. Weltweit sind bereits 6 „Control Towers“ für unter und über Tage in Betrieb.

Epiroc bietet mit dem „Control Tower“ eine individuelle Gesamtlösung, d.h. eine Plattform, als Zentrum des gesamten Informationsmanagements. Er dient derzeit überwiegend der Prozessautomatisierung, indem Informationen und Daten zusammengeführt, kontrolliert, verarbeitet und gesteuert werden können.

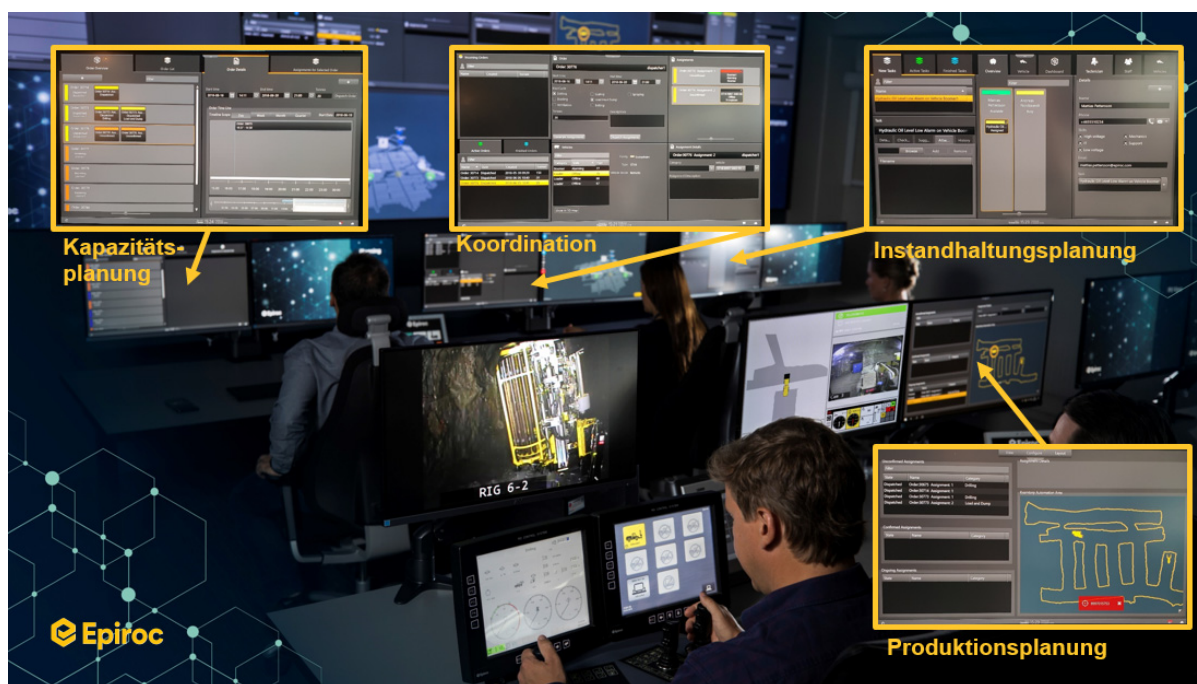


Abbildung 7: Control Tower in a nutshell

## 4 Quellenverzeichnis

- [1] Deutsches Institut für Normung e.V.: (2012): DIN 31051. Grundlagen der Instandhaltung
- [2] Eberlein, J. (1996): Der Einfluß der Unternehmensstrategie auf ausgewählte Entscheidungen im Instandhaltungsbereich unter besonderer Berücksichtigung des Controlling.
- [3] Schröder, W. (2010): Ganzheitliches Instandhaltungsmanagement. Aufbau, Ausgestaltung und Bewertung. Zugl.: Leoben, Montanuniv., Diss., 2009, 1st edn. Gabler, Wiesbaden
- [4] Dietze, T. (2013): Bergwirtschaftslehre II. Innere Bergwirtschaftslehre Block 2. Lehrunterlagen, TU Bergakademie Freiberg, Freiberg

**Joel Fuchs**  
joel.fuchs@epiroc.com

Epiroc Deutschland GmbH  
Helenenstraße 149  
45143 Essen





## Chronik der Fachtagung



- |                      |  |
|----------------------|--|
| 03. - 04.12. 1976    | 1. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 30.11. - 01.12. 1979 | 2. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1982     | 3. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1984     | 4. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1986     | 5. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1988     | 6. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1990     | 7. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1992     | 8. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1994     | 9. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. - 29.01 1996     | 10. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ |
| 29. - 29.01 1998     | 11. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ |
| 29. - 29.01 2001     | 12. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ |

29. - 29.01.2003	13. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
29. - 29.01.2005	14. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
02. - 03.01.2007	15. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
30. - 31.01.2009	16. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
21. - 22.01.2011	17. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
18. - 19.01.2013	18. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
23. - 24.01.2015	19. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
18. - 19.01.2017	20. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
30. - 31.01.2019	21. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“