



19. Kolloquium Bohr- und Sprengtechnik



Erste Anwendung der Spreng-
arbeit im Oberharz
1632

Institut für Bergbau
Technische Universität Clausthal
23. und 24. Januar 2015

Tagungsband

Bibliografische Information der Deutschen Nationalbibliothek

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

Kolloquium Bohr- und Sprengtechnik 2015

Herausgeber: Univ.-Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld
Univ.-Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki
Organisation: Dipl.-Ing. Thomas Hardebusch
M.Sc. Jonas Weber
Redaktion: B.Sc. Angela Binder

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

Bohr- und Sprengtechnik

19. Kolloquium, TU Clausthal,

23. und 24. Januar 2015

© PAPIERFLIEGER, Clausthal-Zellerfeld, 2015

Telemannstraße 1, 38678 Clausthal-Zellerfeld

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, 2015

ISBN 978-3-86948-424-2

© 2015 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

Vorwort.....	vi
Verzeichnis der Aussteller	viii
Entwicklung des Tunnelbaus seit dem 19. Jahrhundert	1
Prof. Dr.-Ing. Heinz Walter Wild	
Die aktuelle Situation des deutschen Steinkohlenbergbaus.....	19
Dr.-Ing. Heinz-Werner Voß; RAG Deutsche Steinkohle AG	
Kleinkaliberbohren für die Spreng- und Ankertechnik - der aktuelle Entwicklungsstand und Entwicklungstendenzen aus der Sicht von Herstellern und Anwendern	31
Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs; Atlas Copco MCT GmbH	
Inhalt und Umsetzung der EU-Kennzeichnungsrichtlinie sowie elektronische Verzeichnisführung für kleine, mittlere und große Unternehmen	41
Dipl.-Ing. Thomas Menzel; TTE-Europe GmbH	
Einführung des SAP-Programms Electronic Explosives Registry (EXR) auf den Bergwerken der RAG Deutsche Steinkohle AG.....	45
Dipl.-Ing. Detlef Haasler; RAG Deutsche Steinkohle AG, Dipl.-Ing. Ramon Kipp; RAG Mining Solutions GmbH	
Kennzeichnung und Rückverfolgung von Explosivstoffen in den Bergwerken der K+S Gruppe	63
Dr.-Ing. Rüdiger Triebel; K+S Aktiengesellschaft	
Untersuchungen zur Optimierung der Auswetterzeit nach Sprengungen im Kammerbau	65
Prof. Dr.-Ing. Helmut Mischo, Dipl.-Ing. Sascha Noll; TU Bergakademie Freiberg	
Faseroptische Sensorik in Erdöl- und Erdgasbohrungen.....	77
Prof. Dr. rer. nat. Wolfgang Schade, Dr. Martin Angelmahr, TU Clausthal	
Online-Überwachung des Lösevorgangs beim Tunnelvortrieb im Lockergerstein	79
Univ.-Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki, Dr.-Ing. Tao Xu; TU Clausthal	
Unkonventionelle Sprengtechnologie – Gesteinsabtrag ohne Bohren	87
Dr. rer. nat. Claus Becker, Dr.-Ing. Bernhard Schwark-Werwach; Institut für Neue Basis Technologien GbR	
Herausforderungen der Ausbautechnik	99
Dipl.-Ing. Stefan Meyer; Jenmar Corporation	
Analyse über die Durchführbarkeit von Eisbergsprengungen	103
David Horner, TU Clausthal	

Gasvorausbohrungen im Flöz Zollverein 6	117
Hans-Jürgen Biermann, Andreas Kubera, RAG Deutsche Steinkohle AG	
Die Herausforderung an die Bohrtechnik bei wechselnden Gesteinsarten	119
Dipl.-Ing. Attila Baki; Atlas Copco MCT GmbH	
Auffahrung einer Strebstartstrecke mit Sonderquerschnitt in großer Teufe	127
Dipl.-Ing. Ralf Schmidt, Dipl.-Ing. Ulrich Barth; RAG Deutsch Steinkohle AG	
Einfluss der Sprengtechnik auf das Umgebungsgebirge: Fallstudie aus dem Wolfram-Bergbau in Mittersill(AT) mit dem elektronischen Zündsystem e-star	129
Dipl.-Ing. Mark Ganster; Austin Powder GmbH, Dipl.-Ing. Felix Gaul; Wolfram Bergbau- und Hütten GmbH Nfg. KG	

Vorwort

Sehr geehrter Leser, sehr geehrte Leserin dieses Tagungsbandes,

seit dem ersten Bohr- und Sprengtechnischen Kolloquium im Jahre 1976 sind 39 Jahre vergangen. Mit dem diesjährigen 19. Kolloquium erreicht diese national und international anerkannte Fachveranstaltung fast ihr 40-jähriges Jubiläum. Über all diese Jahre ist die Veranstaltung stets ihrer Linie, Zielsetzung und ihrem Anspruch treu geblieben, eine fachübergreifende Plattform und ein Dialogforum zum Erfahrungsaustausch und Technologietransfer für diverse Industriezweige und Fachdisziplinen zu schaffen. Das Auditorium setzt sich seit der Gründung im Jahre 1976 aus Vertretern des Bergbaus, Bauingenieurwesens, der Bohrindustrie, der Sprengindustrie und des Maschinenbaus sowie der Hochschulen, Behörden und Verbände zusammen.

Gerade diese Kombination war und bleibt die beste Voraussetzung zur Darstellung des technischen Standes und daraus abzuleitender Ansätze der Innovation und Optimierung über den Weg der nachhaltigen Forschung und Entwicklung.

Das Institut für Bergbau der Technischen Universität Clausthal sieht es als seine Aufgabe an und betrachtet es als eine Ehre über einen solchen Zeitraum hinweg eine Kontinuität in der erfolgreichen Durchführung dieser Fachveranstaltung gewährleistet zu haben. Der obigen Zielsetzung folgend bietet das 19. Bohr- und Sprengtechnische Kolloquium hochinteressante Beiträge aus dem Bereichen Bergbau, Tunnelbau und Tiefbohrtechnik und berichtet über Innovationen in der Bohr- und Sprengtechnik sowie Maßnahmen zur Erhöhung der Wirtschaftlichkeit, Sicherheit und des Umweltschutzes.

Unser Dank gilt vor Allem den Referenten, die nicht nur durch ihren Vortrag die Veranstaltung bereichern, sondern auch durch ihre Bereitschaft uns ihren Beitrag in schriftlicher Form zur Verfügung zu stellen, das Entstehen des Tagungsbandes ermöglicht haben. Diese Dokumentation leistet einen wesentlichen Beitrag zum nachhaltigen Technologietransfer.

Unser Dank gilt den Moderatoren der Veranstaltung, die mit ihrer Mitwirkung die Fachdiskussionen bereichern.

Ebenso danken wir den Unternehmen der veranstaltungsbegleitenden Fachausstellung, die durch die Präsentation des aktuellen Stands der Technik das Fachkolloquium ebenso bereichern.

Wir danken Ihnen sehr geehrte Teilnehmer. Sie ermöglichen durch Ihre Mitwirkung das Entstehen dieser Veranstaltung.

Wir wünschen allen Beteiligten einen interessanten Aufenthalt an unserer Universität, begleitet von fruchtbaren Fachgesprächen.

Vor Allem wünschen wir Ihnen viel Bergmannsglück in Ihrem Leben und Handeln.



Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki



Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld

Verzeichnis der Aussteller

AMS-Online GmbH

Atlas Copco MCT GmbH

Austin Powder GmbH

bws Bergbauwerkzeuge Schmalkalden GmbH & Co. KG

GDMB Gesellschaft für Bergbau, Metallurgie, Rohstoff- und Umwelttechnik e.V.

GDMB Verlag GmbH

Indutechnik GmbH

MineTronics GmbH

Minova CarboTech GmbH

Ontaris GmbH & Co. KG

Sachtleben Mining Services GmbH

Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH

sat. Services GmbH

TIPCO Tudeshki Industrial Process Control GmbH

TTE-Europe GmbH

World of Mining - Surface and Underground / Markscheidewesen

Entwicklung des Tunnelbaus seit dem 19. Jahrhundert

Prof. Dr.-Ing. Heinz Walter Wild

Einführung

Am 3. Dezember 1976 hielt ich auf dem gerade aus der Taufe gehobenen ersten Bohr- und sprengtechnischen Kolloquium vor gerade 80 Teilnehmern den Einführungsvortrag über das Thema „Stand und Entwicklungstendenzen in der Sprengtechnik“. Seit diesem ersten Kolloquium 1976 bis heute sind fast 40 Jahre verstrichen, in denen ich bis zu meinem Ausscheiden als Lehrbeauftragter für Sprengtechnik die Kolloquien organisiert und moderiert habe. In drei Monaten werde ich nun 87 Jahre. Es ist für mich ein Grund, mich von Ihnen und dem Kolloquium zu verabschieden. Ich tue es mit einem letzten Vortrag, der sich mit der Entwicklung des Tunnelbaus im 19. Jahrhundert befasst, in einer Zeit, als das Herstellen eines Tunnels noch ein Abenteuer war und damals noch bewundernswerte Pionierarbeit geleistet werden musste.

In der Bezeichnung der Untertagebauten herrscht eine Meinungsvielfalt, sodass zunächst die Definitionen notwendig sind. Ein Tunnel ist ein unterhalb der Geländeoberfläche liegender horizontaler oder schwach geneigter Hohlraum, welcher an seinen beiden Enden ins Freie mündet. Ein Stollen ist ein horizontaler Hohlraum, der nur einen Zugang besitzt. Die im Bergbau hergestellten horizontalen Hohlräume ohne Zugang nach außen, die nach den gleichen Prinzipien wie Stollen und Tunnel aufgefahren werden, bezeichnet man als Strecken.

Stollen und auch Tunnel sind im Bergbau seit Jahrhunderten in Gebrauch. Die meisten Bergwerke, die im „Berg“ arbeiteten, daher der Name Bergwerk, waren durch Stollen aufgeschlossen. Sie wurden auch zur Wasserlösung von Bergwerken und sogar ganzer Bergreviere aufgefahren und erreichten dabei vielfach sehr große Längen. Der Rothsönberger Stollen im Freiburger Revier erreichte z.B. eine Länge von 51 km und gilt als längster Stollen weltweit. Mehrere Generationen haben daran gearbeitet. Abbildung 1 zeigt als Beispiel einen vereinfachten Schnitt durch den ebenfalls zur Wasserlösung aufgefahrenen Ernst-August-Stollen im Harz.

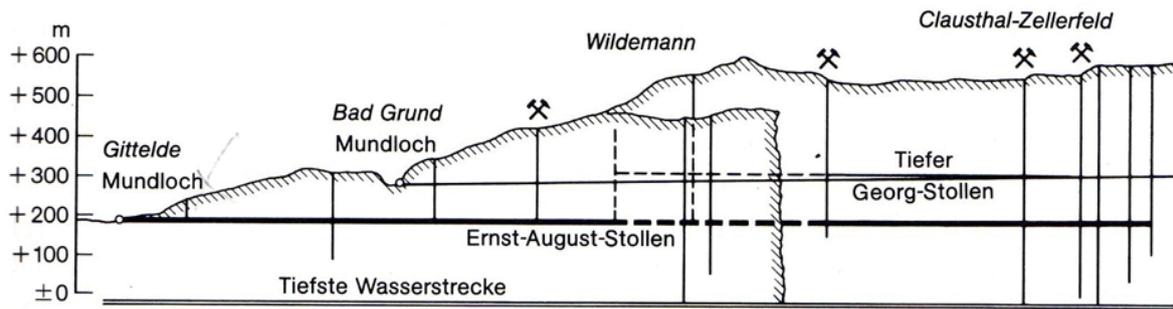


Abbildung 1: Vereinfachter Schnitt durch den Ernst-August-Stollen im Harz

Seine Bauzeit betrug bei einer Länge von 26 km 19 Jahre. Er wurde 1864 fertig gestellt. Es ist zu ersehen, dass in gewissen Abständen Schächte angelegt waren - sie wurden als Lichtlöcher bezeichnet -, um mehrere Angriffspunkte für den Vortrieb zu gewinnen.

Verfahren beim Vortrieb im Tunnel- und Stollenbau

Die Gewinnung, also das Herauslösen von Gestein aus dem Gebirgsverband, ist der zentrale Arbeitsprozess des Bergbaus wie auch im Tunnel- und Stollenbau. Die Anwendbarkeit der seit Jahrhunderten bekannten handwerklichen Gewinnungsmethoden waren in erster Linie von der Gebirgsfestigkeit abhängig. Die viele Jahrhunderte dominierende Schlägel- und Eisenarbeit und Keilhauenarbeit verlor an Bedeutung, nachdem die Sprengarbeit mit Schwarzpulver eingeführt wurde, dessen erste dokumentierte Anwendung 1627 in Graßlitz in Böhmen erfolgte. Hier im Oberharz wurde die erste Sprengung 1632 durchgeführt. Ich habe auf dem 3. Bohr- und Sprengtechnischen Kolloquium 1976 ausführlich über dieses Ereignis berichtet. Sogar eine Medaille wurde damals aus diesem Anlass für die Teilnehmer dieses Kolloquiums geschlagen.

Der Arbeitszyklus beim Sprengen mit Schwarzpulver in Vortrieben war auf lange Zeit vorgegeben: Bohren, Sprengen, Fördern, Ausbauen.

Mit welcher Technik haben die Bergleute ab dem 17. Jahrhundert bis ins 19. Jahrhundert diese Auffahrungen ausgeführt?

Sprengen mit Schwarzpulver

Schwarzpulver ist in Europa seit dem 14. Jahrhundert bekannt. Es ist ein Gemisch aus Kaliumnitrat (75 %), Schwefel (10 %) und Holzkohle (15 %) und wurde zunächst nur für militärische Zwecke verwendet. Seine Anwendung im Bergbau gilt als sogenannte Basisinnovation und war ein Meilenstein in der Entwicklung der Lösetechnik. Erstmals wurde eine völlig neue Energie, eine chemische Energie, eingesetzt, die eine wesentliche Produktionssteigerung gegenüber manuellem Lösen mit sich brachte (21).

Bohrtechnik

Bei Verwendung von Schwarzpulver bedarf es eines Laderaums, in dem das eingebrachte Pulver durch den sich entwickelnden Gasdruck wirken kann. Dafür sind Bohrlöcher notwendig, die manuell hergestellt wurden. Diese Arbeit wurde als schlagendes Bohren ausgeführt, wobei mit dem Fäustel auf die im Bohrloch steckende Bohrstange geschlagen wurde. Je nach Querschnittsgröße wurde einmännisch oder - wie später im Tunnelbau - zwei- oder dreimännisch gebohrt. Es gab Kolben-, Kronen- und Meißelbohrer. Die Bohrfortschritte waren in der Regel gering. In vielen Fällen dauerte das Herstellen eines Bohrloches von 1 m Länge oft 5 - 6 Stunden. Der erbohrte Hohlraum - das Bohrloch - muss hermetisch verschlossen werden, um den Gasdruck des Schwarzpulvers voll zur Wirkung kommen zu lassen. Nach vielen Versuchen wurde das Verdämmen mit Lehm (Letten) mit Erfolg eingeführt (21).

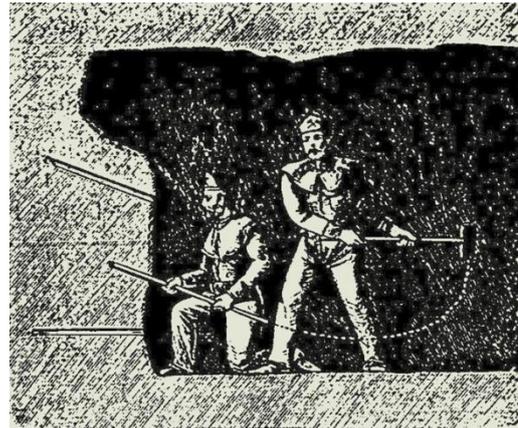


Abbildung 2: Zweimännisches Bohren

Die Technik des händischen Bohrens wurde - auch im Tunnelbau - bis Mitte des 19. Jahrhunderts angewandt. Ich selbst als Bergbaubeflissener habe aber noch 1947 auf einer Schwerspatgrube an der oberen Nahe die Technik des zweimännischen Bohrens erlebt und erlernt, da die kleine Grube keine Druckluft hatte.

Zündtechnik

Sprengstoffe benötigen für die Einleitung ihrer chemischen Umsetzung eine Energiezufuhr. Die Zündung durch eine bis zur Sprengladung reichende Zündschnur war die älteste Zündmethode der bergmännischen Sprengarbeit. Es gab mehrere Varianten der Zündung, so z.B. mit Pulver gefüllte Röhren aus Schilf oder Haselnuss. Immer musste der Zünder durch den Lehmbesatz durchgeführt werden, was mit sog. Räumnadeln erfolgte.

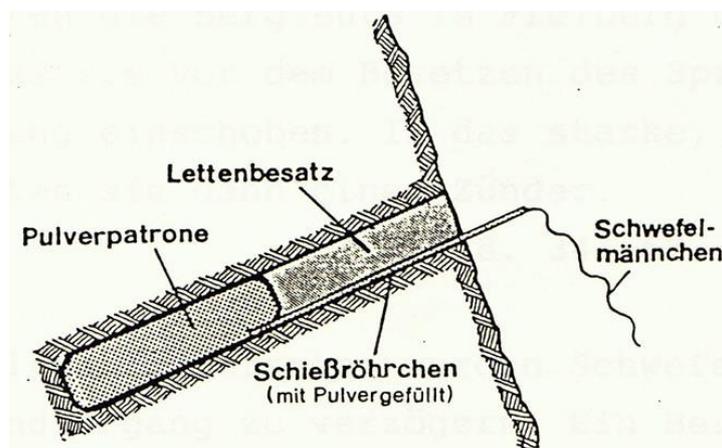


Abbildung 3: Zünden mit Schießröhrchen

Die Verfahrensweise bei der Zündung war unzulänglich und unsicher und führte oft zu Versagern und schweren Sprengunfällen. Mangels Alternativen wurde diese Art der Zündung bis etwa 1830 verwendet. Der entscheidende Fortschritt wurde durch die Erfindung der langsam brennenden Zündschnur durch den Engländer Bickfort erzielt, der 1831 ein Patent darauf erhielt. Seit 1835 war es im Bergbau und auch im Tunnelbau bekannt. Die Bickfort'sche Erfindung war eine bahnbrechende sicherheitliche und technische Innovation beim Sprengen mit Schwarzpulver (23).

Förderung

Unter dem Begriff „Förderung“ versteht man das Laden, Fortschaffen und Entladen des heraus gesprengten Materials, des Haufwerks.

Verwendet wurden im Bergbau und im Tunnelbau in der Regel Förderwagen, die auf Gestänge liefen. Anfangs noch auf Holzgestänge, wurden etwa ab 1850 durchweg Gestänge aus Eisen verwendet. Das aus den Stollen und Tunneln geförderte Haufwerk wurde mittels Sturzvorrichtung oder Rutschen auf Halde gekippt. Es gab verschiedene Arten von Fördergefäßen, meist Förderwagen, z. T. wurden auch Kippwagen verwendet. Die Wagen wurden entweder von Hand zur Entladestelle geschoben oder durch Pferde gezogen.

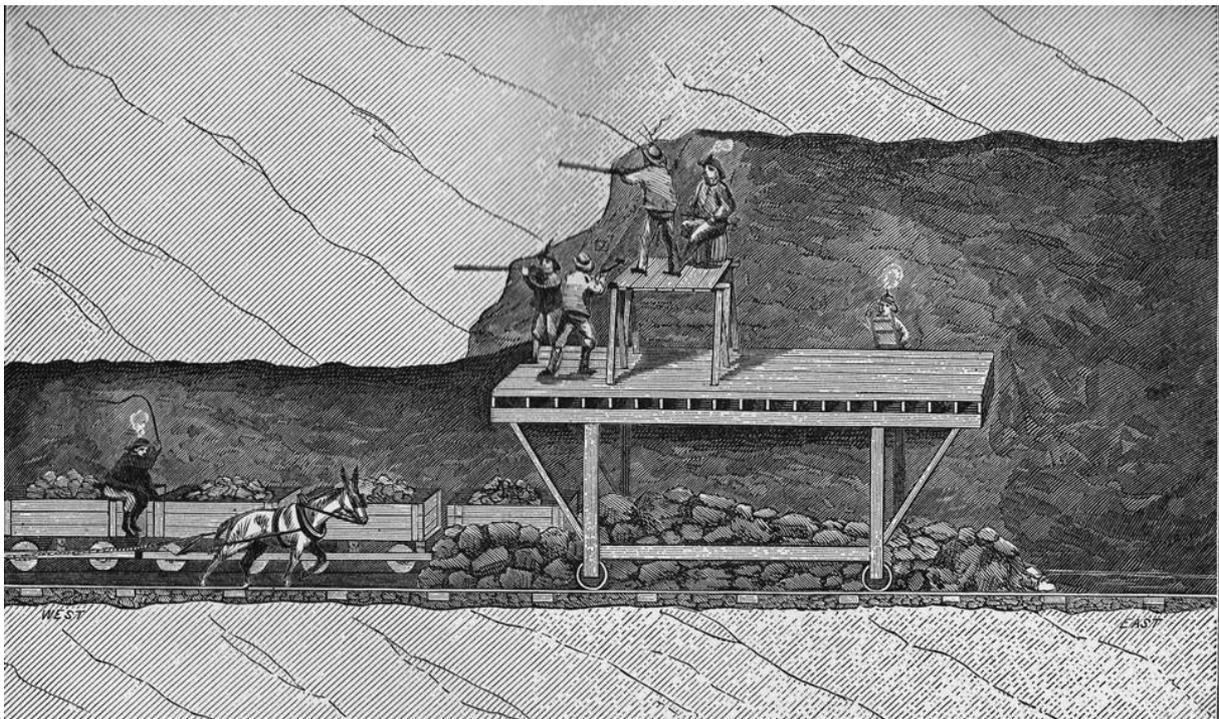


Abbildung 4: Förderung im Tunnel mit Pferden

Ausbauen

Ein Ausbau von Stollen und Tunneln war in den meisten Fällen notwendig und war nur dann nicht erforderlich, wenn das Gebirge fest und selbst tragfähig war. Üblich waren meist eine aufwendige Holzverbauung und die Mauerung. Im Tunnelbau wurde fast generell Mauerung angewendet, da wegen der dauernden und lang an-

gelegten Betriebszeit eines Tunnels eine langfristige Standzeit eine unabdingbare Voraussetzung war. Mauerung war der sicherste, allerdings auch aufwendigste Ausbau. Auch hier war der Bergbau wiederum Vorbild. Im Erzbergbau wurden viele Stollen sowie Strecken gemauert, wobei sich Spezialisten herausgebildet hatten. Es gab einen eigenen Berufsstand - die Bergmaurer.

Unterschiedliche Voraussetzung im Bergbau und Tunnelbau

Der Tunnelbau hat sich aus den Erfahrungen des Bergbaus entwickelt, sich dann aber in wichtigen Punkten vom Bergbau gelöst, da die spezifischen Gegebenheiten beim Berg- und Tunnelbau unterschiedlich waren.

Die wesentlichen Unterscheidungen beim Bergbau und Tunnelbau im 19. Jahrhundert und auch in der Folgezeit sind folgende: Die Stollen- und Streckenquerschnitte waren im Bergbau gering und lagen zwischen 6 und 14 m². Durch die im Eisenbahnbau notwendigen größeren Dimensionen sind im Tunnelbau Querschnitte bis 80 m² notwendig.

Die Auffahrungen im Bergbau bewegen sich in der Regel in geologisch bekanntem Gebirge, beim Tunnelbau ist das Gebirge meist unbekannt, geologische Aufschlüsse sind selten und die Projektierung oft spekulativ. Der Bergbau betreibt seine Stollen- und Streckenauffahrungen im Rahmen seiner anderen Aktivitäten, d. h. das eigentliche Ziel ist die langfristige Gewinnung von Rohstoffen aus der Lagerstätte. Beim Tunnelbau ist hingegen das Herstellen des Tunnels einziges Zielprojekt, auf das alle Aktivitäten ausgerichtet sind.

Der klassische Tunnelbau - Eisenbahntunnel im 19. Jahrhundert

Die schnelle Entwicklung und Ausdehnung des europäischen Schienennetzes durch die Eisenbahn, die Trassen mit geringen Neigungen benötigte, führte zu Planungen zum Durchfahren von Hügeln und Bergen mittels Tunnel. Der erste Tunnel in Deutschland entstand bei Oberau bei Meißen in Sachsen und wurde von 1837 bis 1839 von erzgebirgischen Bergleuten hergestellt, die damals allein die für die Auffahrung nötigen Fachkenntnisse besaßen. Bei großen und hohen Gebirgszügen wie den Alpen oder den Appalachen in den Vereinigten Staaten von Amerika waren Tunnel mit sehr großen Längen erforderlich. Grundsätzlich – das hatte ich schon erwähnt - mussten die neuen Eisenbahntunnel mit großen Querschnitten aufgeföhren werden, wie sie bisher in diesen Dimensionen im Bergbau nicht notwendig gewesen waren (1).

Die Tunnelbauweisen

Die Herstellung der großen Tunnelprofile führte zu sogenannten Tunnelbauweisen, die dem jeweilig vorkommenden Gebirgsverhältnissen angepasst waren (12). Alle Bauweisen hatten das Ziel, den Ausbruch in mehrere Abschnitte zu unterteilen und diese jeweils einzeln aufzuföhren. Ein Vollausbuch war damals noch nicht möglich. Meist wurde ein Richt- oder Pilotstollen vorgetrieben, die anderen Aufföhreibungen

folgten meist nach. Der Pilotstollen diente dabei gleichzeitig als Erkundungsstollen zur Klärung der geologischen Situation. Die verschiedenen Bauweisen unterscheiden sich nicht nur durch den zeitlichen Ablauf von Ausbruch, sondern auch durch die Art des erforderlichen Verbaus.

Es war seinerzeit üblich, eine neue Methode der Tunnelbauweise nach dem Land ihrer Entwicklung oder ihrer hauptsächlichlichen Anwendung zu benennen. Die Eisenbahntunnel des 19. Jahrhunderts wurden in nahezu allen Fällen nach folgenden Bauweisen erstellt:

- Deutsche Bauweise (Kernbauweise)
- Belgische Bauweise (Unterbaugrundbauweise)
- Österreichische Bauweise (Aufbruchbauweise)
- Englische Bauweise (Vortriebsbauweise)

Die deutschen Tunnels wurden über längere Zeit vorwiegend in der deutschen Bauweise erstellt. Als Beispiel für eine der vier Bauweisen soll sie kurz vorgestellt werden.

Entlang des Ausbaurandes werden kleine Querschnitte an den Stößen ausgebrochen, es wird dann nach oben in der Kalotte weitergearbeitet. In diesen Bereichen wird erst die vorläufige Sicherung mit Holz (Abbildung 5 links) und dann die endgültige Sicherung als Mauerung eingebracht. Auf diese Weise entsteht zunächst ein in diesen Teilbereichen hergestelltes und offenes und dann später ein zusammenhängendes Gewölbe (Abbildung 5 rechts).

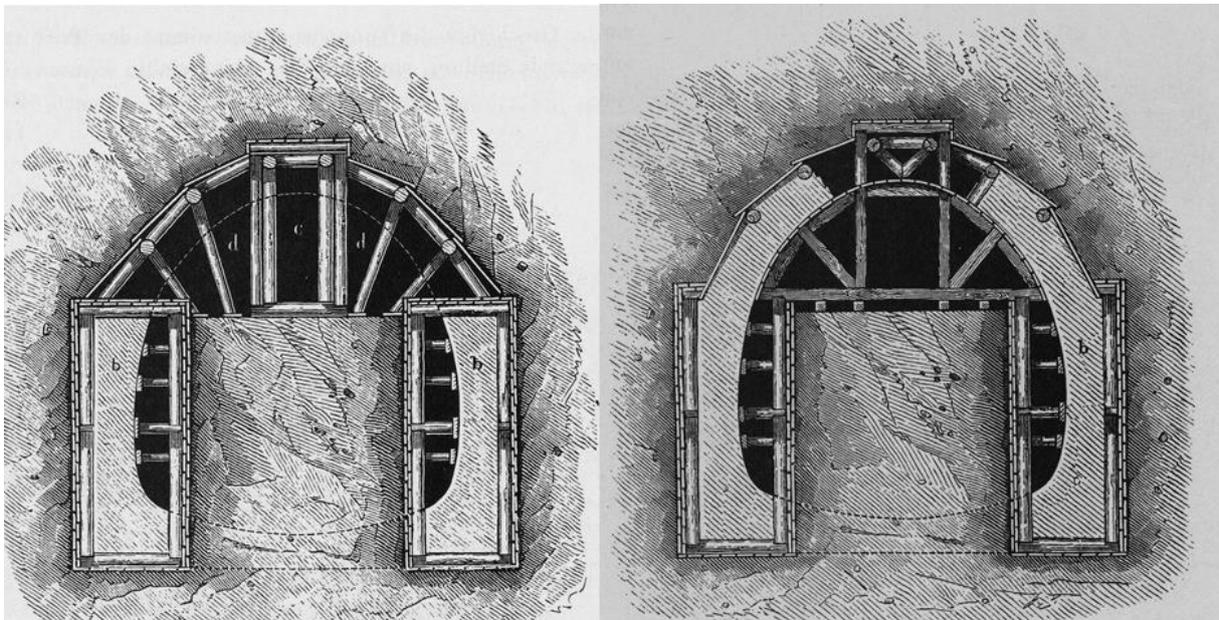


Abbildung 5: Deutsche Tunnelbauweise, links mit Stehlassen des Kerns(obere Zimmerung), rechts: Gewölbemauerung

Der Kern bleibt solange stehen, bis das Gewölbe steht. Er dient gleichzeitig als Abstützung des hölzernen Ausbaus. Wenn das Gewölbe gemauert ist, wird der Kern im

Schutze der gesamten Auskleidung entfernt. Wegen des bis zuletzt stehen gebliebenen Kerns wird das Verfahren auch als Kernbauweise bezeichnet. Mit dieser Methode waren auch schwierige und druckhafte Gebirgsverhältnisse zu beherrschen

Tunnelbau als Wissenschaft

Die zunehmende Zahl der zunächst noch kurzen Tunnels von 3 – 5 km Länge etwa ab 1840 und die meist sehr unterschiedlichen Gebirgsbedingungen, ferner Schwierigkeiten in der Organisation, der technischen Ausführung wie auch der Kalkulation der teuren Tunnels führten zu Publikationen, in denen Erfahrungen bei einzelnen Tunnelvorhaben mitgeteilt wurden. Sie erschienen in Zeitschriften für das Bauwesen, in Zeitschriften von Ingenieursvereinen oder in bergmännischen Journalen. Das Bedürfnis nach einer Zusammenstellung und zur Auswertung der bisherigen Erfahrungen im Tunnelbau war ab der Mitte des 19. Jahrhunderts vorhanden.

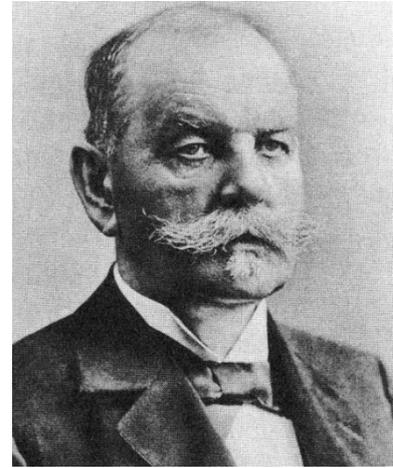


Abbildung 6: Franz Rziha

Der Begründer der Lehre vom Tunnelbau war Franz Rziha. Er wurde am 28. März 1831 in Nordböhmen geboren. 1851 trat er nach Absolvierung des Prager Polytechnikums in die Praxis ein und war u. a. beim Bau der Semmeringbahn beteiligt. Er war dann in Preußen tätig und anschließend in Braunschweigischem Staatsdienst. 1874 wurde Rziha in das kaiserlich-königliche Handelsministerium nach Wien berufen. 1878 erfolgte seine Ernennung zum Professor des Eisenbahn- und Tunnelbaus an der Technischen Hochschule in Wien. Es war der einzige Lehrstuhl für Tunnelbau seinerzeit.

1867 und 1872 veröffentlichte er sein umfangreiches zweibändiges Werk „Lehrbuch der Gesamten Tunnelbaukunst“, das im angesehenen Berliner Verlag Ernst & Korn erschienen ist. Mit seinem Lehrbuch hat er die Tunnelbautechnik als eigenständige technische Disziplin begründet und aus dem Stand der vorwiegend handwerklichen Erfahrung emporgehoben (12).

In seinem Werk hat Rziha wichtige Grundsätze des modernen Tunnelbaus schon erkannt und beschrieben. Er entwickelte unter Ausnutzung der seit etwa 1835 zur Verfügung stehenden empirischen Daten und als Kenner der theoretischen Kenntnisse zur Sprengarbeit eine Methodik für die Gedingevorausberechnung, d.h. die zu bezahlenden Leistungsvoraussetzungen der Mineure sowie für die Kalkulation und Kostenvoranschläge bei Tunnelvortrieben. Gerade diese von ihm in Angriff genommene Aufgabe war besonders wichtig, um die riesi-



Abbildung 7: Lehrbuch Rzikas

gen Investitionen für die Tunnelbauten der Jahre nach 1840 möglichst exakt vorausbestimmen zu können.

Franz Rziha hat neben seinem epochemachenden Werk über die Tunnelbaukunst eine große Zahl von Einzelveröffentlichungen herausgebracht, darunter auch über die Erfindung der nach ihm benannten Tunnelbaumethode, die durch die Anwendung einer Eisenrüstung anstatt der bis dahin üblichen Holzzimmerung charakterisiert ist.

Franz Rziha starb am 22. Juni 1897 hoch geehrt auf dem Semmering, nahe seiner Wirkungsstätte als junger Tunnelbauer.

Der Mont-Cenis-Tunnel - der erste große Alpentunnel

Der Mont-Cenis-Tunnel, auch bekannt als Frejus-Tunnel, war der erste große Alpentunnel. Die Idee, die Gebirgsmassive, die Savoy in Frankreich von Piemont in Norditalien trennten, durch einen Tunnel zu verbinden, kam bereits 1830 auf. In Angriff genommen wurde der Tunnel erst 1857, wobei von zwei Seiten aufgeföhren wurde. Für den Bau waren 25 Jahre veranschlagt.

Nach dem damaligen Stand der Technik wurde der Vortrieb mit Schwarzpulver und handgebohrten Bohrlöchern vorgenommen. Der durchschnittliche Vortrieb betrug 23 cm je Tag.

Etwa zum gleichen Zeitpunkt 1851 wurde der Hoosac-Tunnel in Angriff genommen. Er sollte auf einer Länge von 7,64 km einen Bergzug an der Westgrenze des US-Staates Massachusetts für die Eisenbahnstrecke Boston-Albany durchtunneln.

Während der Mont-Cenis-Tunnel mangels alternativer Angriffspunkte nur von den beiden Portalen auf italienischer und französischer Seite aufgeföhren werden konnte, konnte der Hoosac-Tunnel, der mit zwei zusätzlichen Schächten versehen war, von vier Angriffspunkten aufgeföhren werden (7).

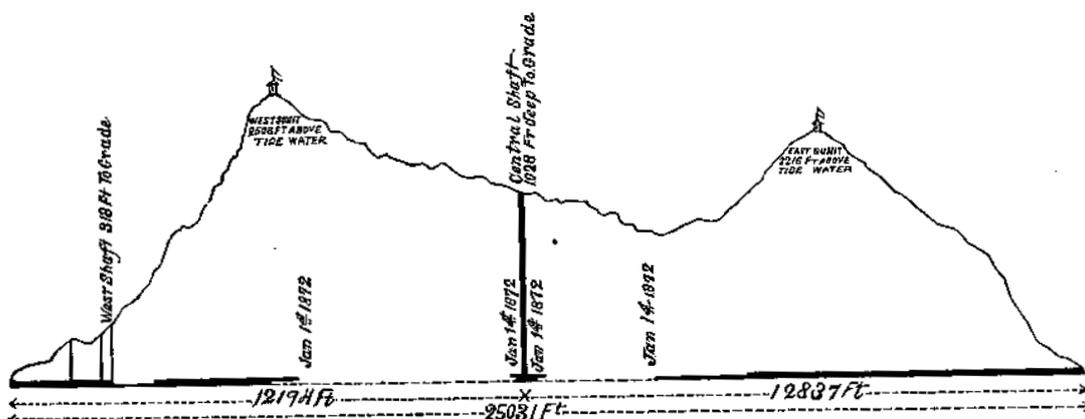


Abbildung 8: Profil des Hoosac-Tunnels

Allen im Tunnelbau Tätigen war klar geworden, dass die seit Jahrhunderten angewendeten Verfahren des Sprengens mit Schwarzpulver und händischen Bohren auf Dauer für Großprojekte wie die der langen Gebirgstunnel unzureichend waren. Auf der ersten Versammlung des österreichischen Berg- und Hüttenmänner in Wien im Jahre 1859 wurde das Ziel einer grundlegenden Verbesserung von einem hochrangigen Versammlungsteilnehmer wie folgt formuliert (25):

„Es muss etwas erfunden werden, um die Arbeit auf dem Gesteine, namentlich auf dem festen Gesteine, zu beschleunigen und wohlfeiler zu machen. Und froher Hoffnung füge ich bei, es wird erfunden werden, denn mächtig drängt das Bedürfnis dazu, und gerichtet war der Fortschritt auf diesem Felde seit drei Jahrhunderten.“

Um dieses große Ziel zu erreichen, gab es eigentlich nur zwei Wege, nämlich die Mechanisierung der Bohrarbeit und die Entwicklung und den Einsatz stärkerer Sprengmittel.

Mechanisierung der Bohrarbeit

Die Mechanisierung der Bohrarbeit war ein schwieriges Unterfangen, da sie Energieformen und Maschinen erforderte, die nur mit den Maschinenbauern einer leistungsfähigen Maschinenbauindustrie und den Erfahrungen und theoretischen Kenntnissen der Maschineningenieure erfolgreich zu entwickeln waren. Auf dieser Basis fanden von 1855 bis zum Anfang der 1870er Jahre, also innerhalb von nur 15 Jahren, grundlegende Arbeiten für einen Umbruch in der Technologie der Vortriebsarbeiten statt. Beim Mont-Cenis-Tunnel führte ein glücklicher Umstand dazu, dass zwei erfindungsreiche Ingenieure erfolgreich zusammen arbeiteten: Prof. Colladon aus Genf hat mit seinen eingehenden Studien über „gepresste Luft“, also Druckluft, die Verwendung von pneumatischen Bohrmaschinen erst möglich gemacht. Germain Sommeiller entwickelte eine stoßend arbeitende Großbohrmaschine, die mit Druckluftenergie betrieben wurde (6). 1861 wurden diese Maschinen auf der italienischen Seite eingesetzt, vorher war der Vortrieb schon über vier Jahre mit Handbohrung vorgenommen worden. 1863 erfolgte der Einsatz auf der französischen Seite, also sechs Jahre nach Beginn der Vortriebsarbeiten. Bis zu neun Bohrmaschinen waren auf einem Wagen montiert. Das Gerät wog zwölf Tonnen und wurde von 40 Mann bedient. Die gesamte Bohrmannschaft bestand aus 60 Personen, einschließlich zehn Kindern, die zum Schmieren der beweglichen Teile eingeteilt waren. Die Bohrungen hatten eine Tiefe von 80 – 90 cm. Der Vortrieb pro Tag belief sich nunmehr auf 90 cm; mit Handbohrung waren bisher nur 23 cm Vortrieb möglich gewesen. Durch den Einsatz dieser Bohrmaschinen wurde somit die Vortriebsleistung fast vervierfacht.



Abbildung 9: Germain Sommeiller

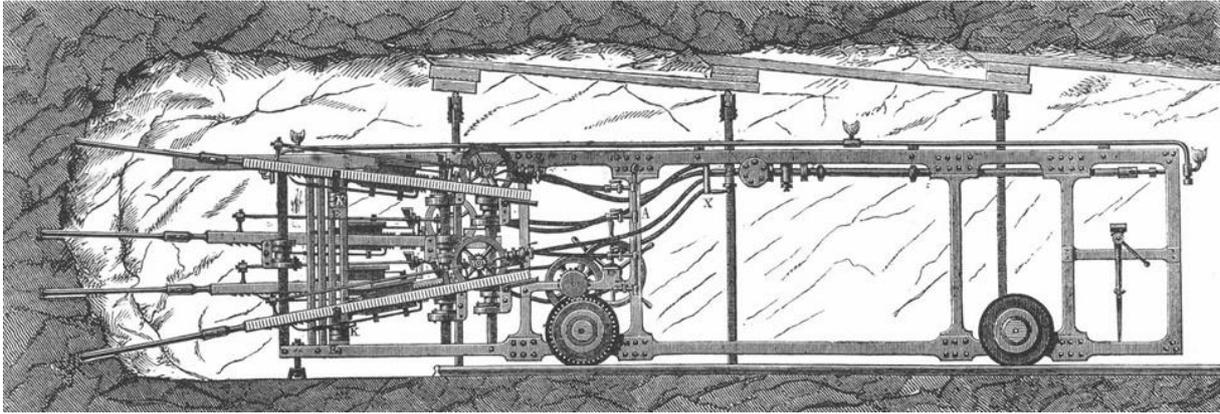


Abbildung 10: Sommeiller'sche Bohrmaschine

Die Sommeiller'sche Bohrmaschine war wegen ihres großen Gewichtes und ihrer Sperrigkeit für bergbauliche Zwecke nicht geeignet. Der Anstoß zur weiteren Entwicklung mechanisierter Bohrmaschinen war aber gegeben. Eine Reihe von Maschinenfabriken kamen mit Bohrmaschinen - stoßend, schlagend, drehend - auf den Markt. Von 1857 bis 1870 waren insgesamt neun unterschiedliche Bohrmaschinenkonstruktionen im Tunnelbau und im Bergbau im Einsatz. Besonders erfolgreich war die hydraulische Bohrmaschine von Brandt, die als drehend wirkende Bohrmaschine auch für hartes Gestein geeignet war und im Tunnelbau und Bergwerksbetrieb vielfach angewandt wurde.

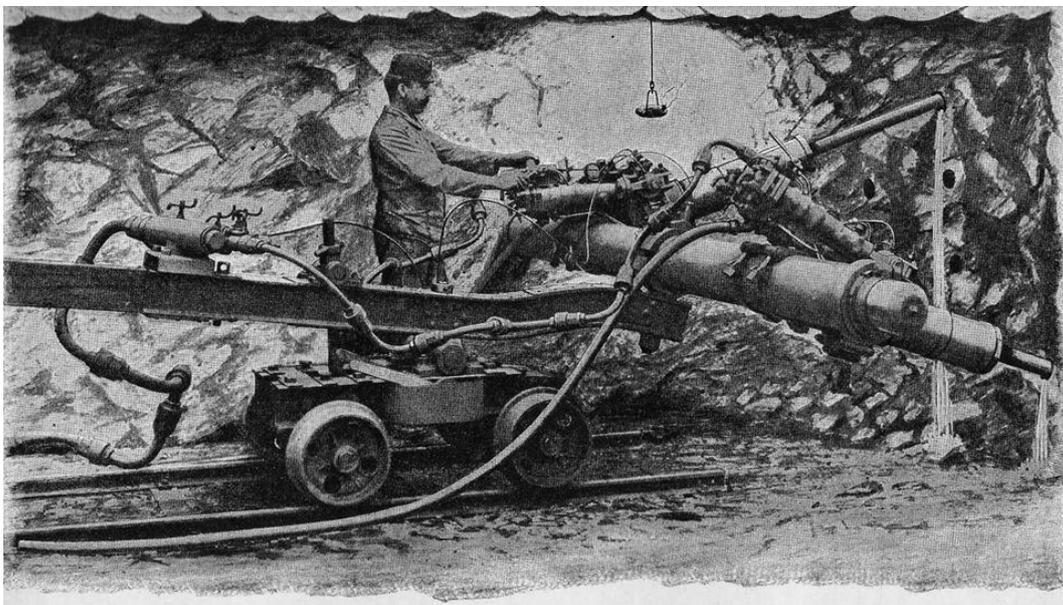


Abbildung 11: Brandt'sche Bohrmaschine

Die Maschine arbeitete – der Zeit voraus – mit Wasserspülung. Eine von dem Amerikaner Burleigh entwickelte Bohrmaschine wurde 1865 beim Auffahren des Hoosac-Tunnels mit Erfolg eingesetzt, also 14 Jahre nach Beginn des Tunnelvortriebs mit Handbohren und Schwarzpulver. Die Burleigh'sche Maschine wurde übrigens von der Wiener Firma Mahler und Eschenbacher in ganz Europa vertrieben. Mit einer

Burleigh-Maschine wurde ab 1867 der große Rothschönberger Stollen im sächsischen Erzgebirge weiter aufgeföhren. Es wurde gegenüber Handbohren eine sechsfache Leistung bei 50 % Kosteneinsparung nachgewiesen.

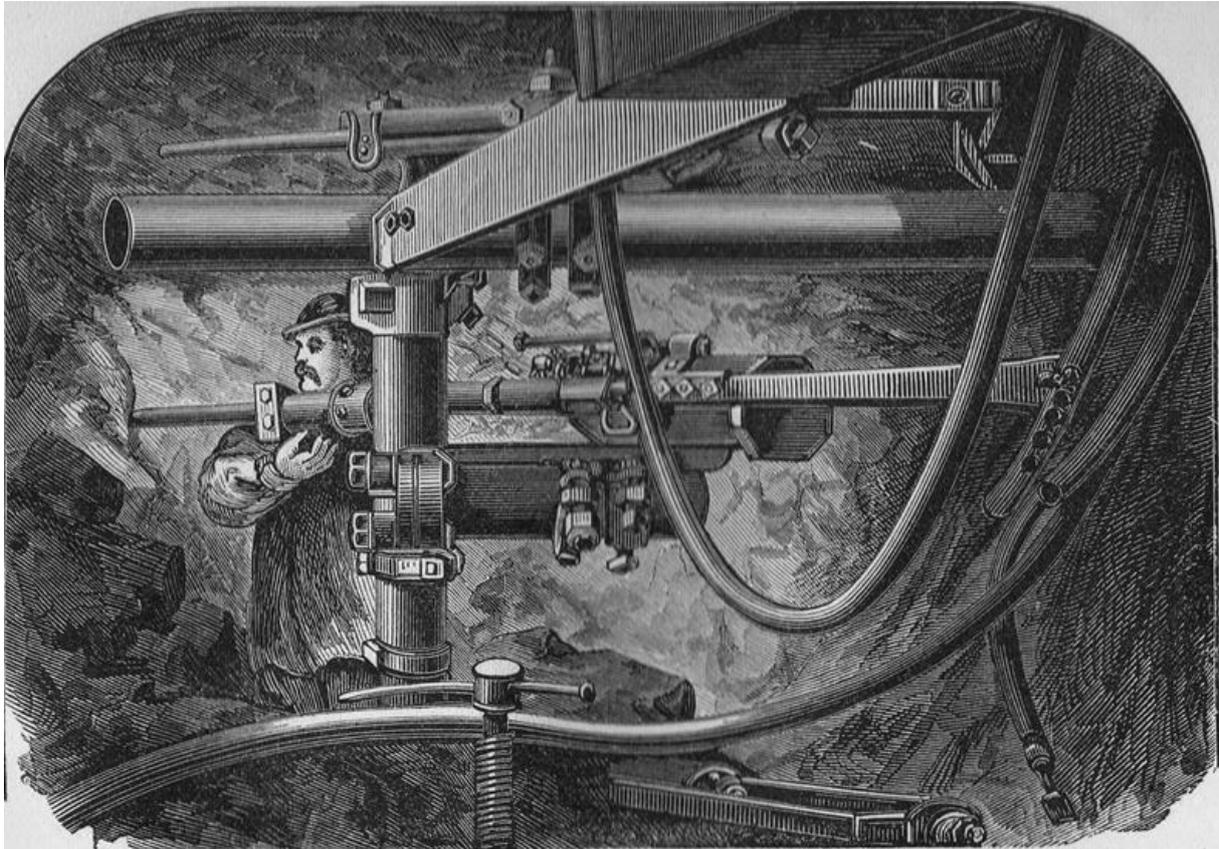


Abbildung 12: Burleigh-Bohrmaschine im Hoosac-Tunnel

Das Bohren war in den vergangenen Jahren mechanisiert worden. Wie stand es um die Entwicklung energiereicherer Sprengstoffe?

Entwicklung der brisanten Sprengstoffe

1846 wurde von dem Schweizer Chemiker Schönbein in Basel ein stärkerer Sprengstoff auf der Basis von Nitrocellulose (Schießbaumwolle) entwickelt, der sich wegen großer Anwendungsschwierigkeiten in der Praxis aber nicht durchsetzen konnte.

Im gleichen Jahr 1846 behandelte der Chemieprofessor Sobrero in Turin erstmals den eigentlich harmlosen Stoff Glyzerin mit Salpetersäure und erhielt als Produkt Trinitroglyzerin, später abgekürzt Nitroglyzerin, dessen große Sprengkraft zunächst nicht erkannt wurde (21). Es wurde in der Medizin verwendet - übrigens auch heute noch - da es gefäßerweiternd wirkt. Die außerordentlich hohe Brisanz und seine Handhabungsunsicherheit in flüssigem Zustand verhinderten zunächst eine technische Verwendung in großem Stil, zumindest in Europa. Ständige Explosionen zeigten die Unzulänglichkeit dieses auch als Sprengöl bezeichneten Stoffes auf und führten sogar in einigen Ländern zum Verbot der Anwendung von flüssigem Nitroglyzerin. So bestand schon die Gefahr einer Explosion beim Transport und bei der Hand-

habung. Ebenso neigte das Sprengöl dazu, in Gesteinsspalten und im Haufwerk zu versickern. Ein Anschlagen mit dem Bohrer oder dem Werkzeug löste dann oft ungewollte Explosionen aus.

Der Hoosac-Tunnel in Massachusetts allerdings war die erste und auch später noch die einzige Tunnelbaustelle, auf der ab 1865 beim Vortrieb flüssiges Nitroglycerin verwendet wurde (7). In diesem Tunnel traten die genannten Nachteile der Verwendung im flüssigen Zustand sichtbar auf. Explosionen und Unglücksfälle häuften sich. Während des Tunnelbaus starben 195 Arbeiter. Die meisten Toten waren auf das unsichere Nitroglycerin zurückzuführen. Die Leitung des Tunnelvortriebes blieb aber beharrlich bis zur Vollendung des Tunnels im Jahre 1875 bei der Anwendung des flüssigen Nitroglycerins, obwohl Alfred Nobel ab 1865 das handhabbare Dynamit auf den Markt gebracht hatte.

Das flüssige Nitroglycerin hätte auf Dauer kein Sprengstoff der Zukunft werden können. Es war unbedingt notwendig das Nitroglycerin handhabbar zu machen, d.h. in eine feste Form zu bringen. Es musste also ein Stoff gefunden werden, der das flüssige Nitroglycerin bindet. Alfred Nobel hatte vieles ausprobiert, um das richtige Bindemittel zu finden. Er war übrigens auch hier in Clausthal, wo er mit dem Vater Robert Kochs, der damals eine leitende Funktion im Harzer Bergbau hatte, Versuche mit feinem Pochsand machte, ohne Erfolg übrigens. Dann fand er doch einen geeigneten Trägerstoff, nämlich in Kieselgur. Jetzt lag Nitroglycerin in fester Form vor, die fabrikmäßig erzeugt werden konnte und auch den untertägigen Anforderungen entsprach. Nobel erhielt 1865 das Patent auf den neuen Sprengstoff und nannte ihn Dynamit. Mit dem Nitrosprengstoff trat gegenüber dem fast 300 Jahren dominierenden Schwarzpulver ein völlig neuer Sprengstofftyp in Erscheinung. Bei seiner Umsetzung entwickelt sich bei Dynamit neben dem Gasdruck, durch den allein Schwarzpulver wirkt, ein Detonationsdruck, der eine zusätzliche und sehr starke Sprengwirkung auf das Sprengobjekt ausübt.

Tabelle 1: Arbeitseffekte beim Lösen des Gesteins im Tunnelbau

Arbeitsweise	Explosivstoff	Arbeitseffekt	
			Mittel
Handbohrung	Schwarzpulver	0,5 - 1,0	1,0
Handbohrung	Dynamit	7,5 - 11,5	9,0
Maschinenbohrung	Dynamit	29 - 79	40,0
$\text{Arbeitseffekt} = \frac{\text{Vortriebsvolumen} \cdot \text{Sprengmittelmenge}}{\text{Mann und Schicht}}$			

Mit dem Dynamit gelang eine wirksame Steigerung der Arbeitsproduktivität und der Vortriebsleistung im Tunnelbau. Die Einsparung an Bohrarbeit betrug nach einschlägigen Untersuchungen etwa 23 – 33 %. Der Arbeitseffekt gegenüber dem Schwarzpulver und unveränderter Handbohrarbeit betrug rund das Vierzigfache (5).

Die Erfindung des Nitroglycerins und die Handhabbarmachung dieses Sprengstoffes für die Praxis durch Nobel war eine Epoche machende Basisinnovation.

Nitroglycerin (Dynamit) besitzt einen hohen Erstarrungspunkt und wurde bei tiefen Temperaturen, wie sie beim alpinen Tunnelbau im Winter auftraten, hart. Die Patronen mussten dann auf Öfen aufgetaut werden, was häufig zu Unfällen führte. Alfred Nobel hat das Dynamit stetig verbessert. Es bestand ab der 70er Jahre des 19. Jahrhunderts aus 65 % gelatiniertem Nitroglycerin, 27 % Natriumsalpeter und 8 % Holzmehl. Der Erstarrungspunkt wurde später durch Zugabe von Nitroglykol herabgesetzt, sodass Dynamit auch bei tiefen Temperaturen verwendbar wurde.

Um brisante Sprengstoffe zur Detonation zu bringen, bedarf es eines sogenannten Initialimpulses. Alfred Nobel hatte sich schon früh mit dem Problem der Initiierung von Sprengladungen beim Dynamit befasst und erfand den Sprengzünder, später auch als Sprengkapsel bezeichnet. Mit ihm gelangen die Einleitung der Detonation und die problemlose Verwendung des neuen Sprengstoffs. Die Erfindung des Zünders gilt heute in Fachkreisen als die bedeutendste Erfindung Nobels, noch vor dem Dynamit (17).

Mit der Einführung des Dynamits erfuhren die Versuche, Sprengladungen elektrisch zu zünden, neuen Auftrieb. Franz Rziha (12) sagte der elektrischen Zündung voraus,

„dass ihr beim Tunnelbau eine Verbreitung in der Zukunft unfehlbar bevorsteht, denn die mit ihr verknüpften Ergebnisse sind von so großer, Tragweite, dass man sie für die Folge nicht unausgenützt lassen kann.“

In der Tat wurden sehr bald zuverlässige Zündmaschinen entwickelt, mit denen die Sprengladungen aus sicherer Entfernung und zuverlässig gezündet werden konnten (6).

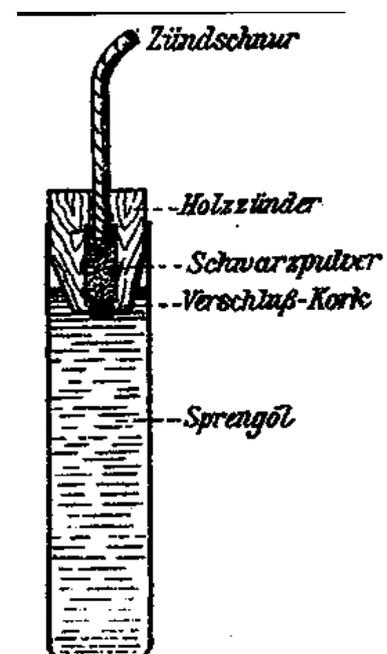


Abbildung 13: Nobels erster Patentzünder 1867

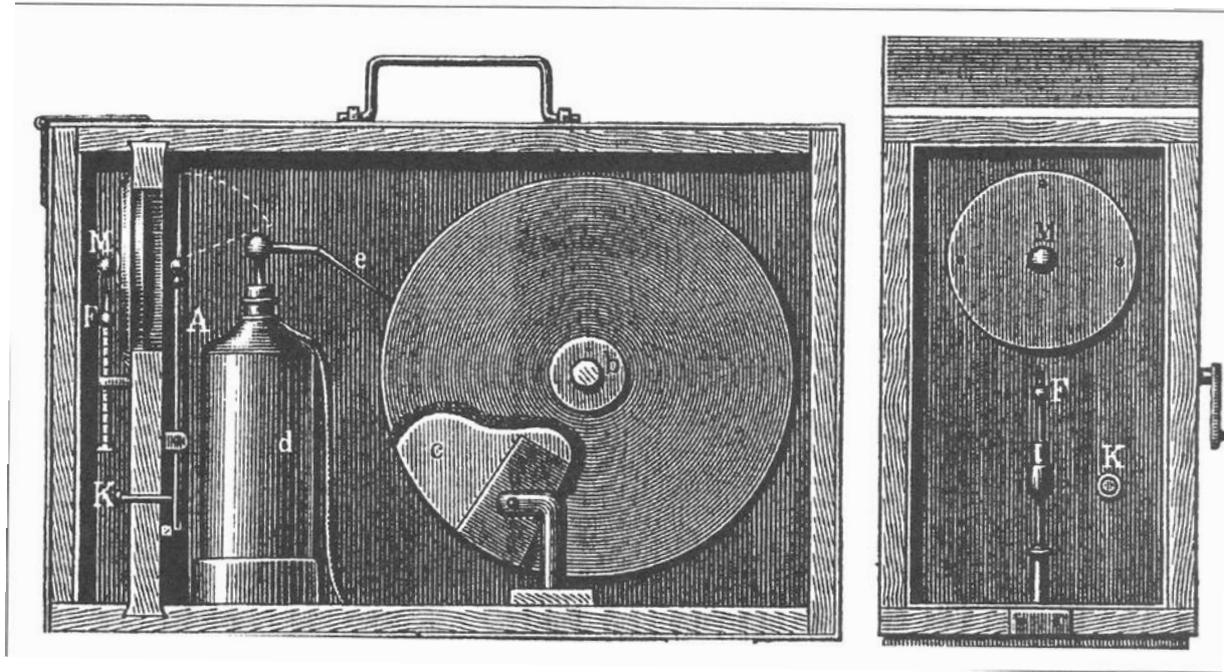


Abbildung 15: Zündmaschine der Aktiengesellschaft Dynamit Nobel Wien 1873

Entwicklung des klassischen Tunnelbaus im 19. Jahrhundert - Resumé

Die erfolgreiche Entwicklung der Technologie im Tunnelbau ab den 1860er Jahren beruhte auf den genannten Basisinnovationen:

- Mechanisierung der Herstellung von Sprengbohrlöchern durch
- Bohrmaschinen und
- Entwicklung brisanter Sprengstoffe (Dynamit)

Beim Mont-Cenis-Tunnel, verbesserte sich die Vortriebsleistung durch den Maschineneinsatz wie folgt:

Handbohrung	0,23 m /Tag	
Maschinenbohrung	1,04 m /Tag	Mittel 0,66/Tag

Als im Sommer 1864 von Sommeiller weiter entwickelte Bohrmaschinen eingesetzt wurden, stieg die Vortriebsleistung erneut an. 1870, im letzten Vortriebsjahr, wurden auf der südlichen Seite 889 m und auf der nördlichen Seite 746 m aufgeföhren. Die beste Tagesleistung erreichte 4,5 m, aber immer noch wurde Schwarzpulver verwendet (Dynamit wurde erst später von Nobel erfunden).

Der erfolgreiche Einsatz von Bohrmaschinen im Mont-Cenis-Tunnel war ein Meilenstein im Tunnelbau. 25 Jahre Bauzeit waren für den Mont-Cenis-Tunnel in Aussicht genommen. Die im Jahre 1861, vier Jahre nach Beginn der Tunnelarbeit auf der italienischen Seite und 1863, also sechs Jahre nach Beginn auch auf der französischen Seite eingeföhrtten Bohrmaschinen kürzten diese Zeit auf 14 Jahre ab. Elf Jahre Bauzeit waren erspart worden. Der Erfolg im Mont-Cenis-Tunnel löste weltweite Eupho-

rie aus, sogar eine neue Zeche im Ruhrgebiet in Herne-Sodingen wurde „Mont-Cenis“ genannt.

Die Fortschritte im Tunnelbau in technischer Hinsicht, aber auch in der Organisation, in der Planung und Kostenkalkulation führten zu weiteren Tunnelvorhaben großer Länge mit z. T. sehr schwierigen Auffahrbedingungen. Während im Mont-Cenis-Tunnel noch mit Schwarzpulver gesprengt wurde, sind in der Folgezeit die großen Alpentunnel mit weiter verbesserten Bohrmaschinen und unter Einsatz von Dynamit aufgefahen worden. Die Tabelle 2 zeigt den Fortschritt (1).

Tabelle 2: Entwicklung bei Schweizer Tunnelauffahrungen

Tunnel	Länge <i>km</i>	Bauzeit	Quer- schnitt <i>m²</i>	Arbeitsweise	Vortrieb		Explosions- stoff	Mittlere Zeiten des Vortriebs- zyklus <i>h</i>	Kosten pro Meter <i>$\frac{SF}{m}$</i>
					<i>$\frac{m}{d}$</i>	\varnothing			
Mont-Cenis	12,82	1857- 1871	7,5	Handbohrung Stoßbohrma- schine	0,23	\varnothing	Schwarzpulver	12,22	5400
					1,04	0,66			
Gotthard	14,9	1873- 1880	6,4	Stoßbohrma- schine	6,02		Dynamit	8,17	3910
Simplon	19,77	1880- 1906	6,5	Stoß- und Drehbohrma- schine	10,41		Dynamit	5,67	3365
Lötschberg	14,535	1906- 1912	6,2	Perkussions- bohrmaschine	12,71		Dynamit	4,72	3459

Durch die großen Alpentunnel wurde der Tunnelbau als Teilgebiet des allgemeinen Ingenieurbaus fest etabliert. Die wissenschaftlichen Grundlagen waren gelegt. Franz Rziha begründete den wissenschaftlichen Tunnelbau und befreite ihn von der Empirie, die den großen Tunnelvorhaben schon lange nicht mehr genügte. An vielen Hochschulen wurde Tunnelbau gelehrt. Das Studium des Eisenbahnwesens umfasste auch die Grundlagen des Tunnelbaus.

Der Moderne Tunnelbau - Straßentunnel im 20. Jahrhundert

Um die Jahrhundertwende war der Ausbau des europäischen wie auch des nord-amerikanischen Eisenbahnnetzes im Wesentlichen abgeschlossen. Die großen Tunnelbauten durch die Alpen waren ebenfalls fertig gestellt. Lediglich in der Schweiz wurde noch bis 1922 die zweite Röhre des Simplontunnels aufgefahen. Es kam mehr oder weniger zu einem Stillstand im Eisenbahnbau, wobei schon in den 1930er Jahren und verstärkt nach 1945 sogar eine Schrumpfung einsetzte. Tunnels wurden nicht mehr gebaut. Tunnelbau wurde an den Technischen Hochschulen nur nebensächlich im Fach Eisenbahnwesen behandelt. Das Fach beschäftigte sich

schwerpunktmäßig mit den Trassen und dem Bahnbetrieb. Der Altvater des Tunnelbaus Franz Rziha war in Vergessenheit geraten.

Diese Periode des Stillstandes im Tunnelbau wurde nach rund 50 Jahren nach dem Zweiten Weltkrieg beendet. Der steigende Kraftfahrzeugverkehr forderte neue und moderne Verkehrswege. Für einen zügigen Kraftfahrzeugverkehr waren Bau und Einrichtung neuer Straßentunnel notwendig. Die Alpen waren dabei wie 100 Jahre zuvor das Haupthindernis. Tunnelbau wurde wieder, auch für Lehre und Wissenschaft, interessant. Es war aber deutlich, dass die klassischen Methoden des 19. Jahrhunderts nicht mehr in der gleichen Form anwendbar waren und neue Verfahren entwickelt und eingesetzt werden mussten. Es begann eine neue Ära, die technische und wirtschaftliche Aspekte mit neuen Erkenntnissen der Naturwissenschaften und Technik verband. So entstand nach dem Zweiten Weltkrieg eine spannende Entwicklung zu modernen leistungsfähigen Auffahrungen von Tunneln, die bis in die heutige Zeit anhält.

Tunnelbau als Wissenschaft

Wo steht der Tunnelbau heute und wie steht es mit dem Tunnelbau als Wissenschaft?

Der Tunnelbau ist seit langem ein eigenständiges Gebiet geworden, das etwa zwischen Bauingenieurwesen und Bergbauwissenschaften angesiedelt ist. Es gibt an den Technischen Hochschulen vereinzelt Lehrstühle für Tunnelbau - meist in Verbindung mit dem Bauwesen - oder zumindest Lehrbeauftragte für Tunnelbau. Zahlreiche Publikationen befassen sich mit Fragen des Tunnelbaus. Weltweit werden Erfahrungen ausgetauscht mit eigenen Zeitschriften und Journalen für Tunnelbau in den verschiedensten Ländern. Es gibt Tunnelbaukongresse, sogar einen Welttunnelbaukongress. Längst ist das Gebiet des eigentlichen Tunnelbaus erweitert um Wassertollen, Kavernen, Rohrvortrieb, Microtunneling u. a. Für diese Varianten hat sich der Begriff „Spezialtiefbau“ eingeführt.

Nicht zu vergessen ist, dass das Herstellen von Tunneln eine Industrie hervorgerufen hat, die Milliardenumsätze macht. Der Konkurrenzkampf der Tunnelbauunternehmen ist groß. Wie immer in solchen Situationen, versucht man an der Spitze des Fortschritts zu stehen. Es geht dabei auch stets um neue Entwicklungen und Innovationen mit dem Ziel einer Kostenminimierung und Produktivitätssteigerung. Wissenschaftliche Institute, Maschinenfabriken, Zulieferfirmen wie auch Beratungs- und Planungsbüros für alle Bereiche des Tunnelbaus gibt es zuhauf.

Franz Rziha, der Begründer der Tunnelbauwissenschaft würde sich heute verwundert und wohl auch erfreut die Augen reiben, wenn er sehen könnte, was aus seiner Lehre und seinen Anregungen geworden ist. In diesem Jahr 2015, sind es 148 Jahre, dass sein „Lehrbuch der Gesamten Tunnelbaukunst“ erschienen ist. Aus der Tunnelbaukunst, wie sie noch im 19. Jahrhundert praktiziert wurde und wo echte Pionierarbeit notwendig war, ist längst Tunnelbauwissenschaft geworden. Ich hatte

schon darauf hingewiesen, dass die Entwicklung des Tunnelbaus mit all seinen Auswirkungen, seinen Entwicklungen, Fortschritten und seinen großen Erfolgen spannend war und sie wird nach meiner Überzeugung auch in der Zukunft spannend bleiben.

Ich habe Ihnen heute die Anfänge des modernen Tunnelbaus seit und auch während des 19. Jahrhunderts geschildert. Die später erfolgten Entwicklungen nach dem Zweiten Weltkrieg reichen von der Verbesserung der Bohr- und Sprengtechnik über die Entwicklung der Lade- und Fördertechnik, die Mechanisierung der Vortriebe bis zu den Teil- und Vollschnittmaschinen. Die zahlreichen und bedeutenden Entwicklungen und die großen Erfolge im Tunnelbau und allgemein in der Vortriebstechnik sind im Laufe der vielen Jahre auch im Rahmen des Bohr- und Sprengtechnischen Kolloquiums immer wieder in Vorträgen und Diskussionen vorgestellt worden. Dieses Forum für die Vorstellung neuer Techniken und die Diskussion über Neuerungen, Erfolge und auch Fehlschläge hat über die Jahre eine wichtige Grundlage für den technischen Fortschritt geschaffen. Dies war Prof. Lürig, der schon verstorben ist, und mir das Anliegen, als wir 1976 das Kolloquium ins Leben gerufen hatten. Ich selbst war bei nunmehr 19 Kolloquien als Lehrbeauftragter für Sprengtechnik über einen Zeitraum von fast 25 Jahren hier an der Hochschule und am Institut für Bergbau tätig. Ich konnte in diesen Jahren viele Studenten in die Sprengtechnik einführen, was auch in zahlreichen Studien- und Diplomarbeiten wie auch Dissertationen zum Ausdruck kam.

Was wünsche ich mir?

Ich wünsche mir dass Sie – die Besucher – auch weiterhin unserem Bohr- und sprengtechnischen Kolloquium die Treue halten. Ich weiß, dass unser Bohr- und sprengtechnisches Kolloquium bei meinen Kollegen Prof. Langefeld und Prof. Tudeschki in guten Händen ist. Natürlich ist es mein Wunsch, dass es auch in der Zukunft das bestbesuchte Kolloquium hier in Clausthal bleiben wird.

Quellen

- (1) Andraea, C.: Der Bau langer tiefliegender Gebirgstunnel, Springer-Verlag, Berlin 1926
- (2) Brem, G. und J. Gattermann: Weiterentwicklung der Bohr- und Sprengtechnik im Tunnelbau. Nobel Hefte 72 (2006) S. 19/24
- (3) Fliegner, E.: Baubetriebsplanung von Stollen- und Tunnelbauten. In: Taschenbuch für den Tunnelbau 1983, Verlag Glückauf, S. 189/92
- (4) John, M.: Die Vortriebsarbeiten für den Pfändertunnel. Nobelhefte 44 (1982) S. 132/44
- (5) Kraft, M.: Über Arbeitseffecte am Gestein. Berg- und Hüttenmännische Monatshefte (BHM) 29, Wien 1881, S. 221/326
- (6) Mahler J.: Die moderne Sprengtechnik, Wien 1873
- (7) Mowbray, G.M.: Tri-Nitro-Glyzerin as applied in the Hoosac Tunnel. New York 1874

- (8) Müller, L.: Der Felsbau - Tunnelbau. 1. Aufl., Bd. 3, Enke Verlag Stuttgart 1978
- (9) Prinz, J.: Bohren und Sprengen beim Vortrieb von Strecken und Tunnels. Nobel Hefte 59 (1993) S. 62/75
- (10) v. Rabcewicz, L. und F. Pacher: Die Elemente der Neuen Österreichischen Tunnelbauweise und ihre geschichtliche Entwicklung. Österreichische Ingenieurzeitschrift 1975, S. 315
- (11) Rziha, E: Über die Theorie der bergmännischen Sprengarbeit. Berg- und Hüttenmännisches Jahrbuch (BHJb) 16, Wien 1867, S. 1/162
- (12) Rziha, F.: Lehrbuch der Gesamten Tunnelbaukunst. Verlag von Ernst & Korn, Berlin. 1.Band 1867, 2. Band 1872
- (13) Sauer, G.: Theorie und Praxis der NÖT. Tunnel 4 (1986) S. 280
- (14) Seeber, G. und A. Vigl: Die Neue Österreichische Tunnelbaumethode und der mechanische Vortrieb mit Tunnelbohrmaschinen. Felsbau 6 (1988) S. 63
- (15) Wennmohs, K.-H.: Neu entwickelte Hydraulikbohrhämmer für das Kleinkaliberbohren mit einer Schlagleistung von 30 kW
- (16) Wild, H.W.: Die Bedeutung des optimalen Bohrloch- und Patronendurchmessers für die Sprengarbeit. Glückauf 109(1973) S. 119/1201
- (17) Wild, H.W.: Sprengtechnik im Bergbau, Tunnel- und Stollenbau sowie in Tagebauen und Steinbrüchen. Verlag Glückauf, Essen, 1984
- (18) Wild, H.W.: Sprengvortrieb und maschineller Vortrieb - Anwendungsbereiche und Grenzen. Berg- und Hüttenmännische Monatshefte (BHM) 131 (1986) S. 41/53
- (19) Wild, H.W.: Profilgenaues und schonendes Sprengen im Tunnel- und im Streckenvortrieb. Glückauf 124 (1988) S. 301/07
- (20) Wild, H.W.: Sprengstoffe und Zündmittel im Tunnelbau. In: Taschenbuch für den Tunnelbau. Verlag Glückauf/Essen 1990, S. 185/207
- (21) Wild, H.W.: Anfänge und Entwicklung der bergmännischen Bohr- und Sprengtechnik Leobener Grüne Hefte, Neue Folge, Heft 10, 1992, S. 77/102
- (22) Wild, H.W.: Elektrische und nichtelektrische Zündsysteme. 130 (1994), S. 381/87
- (23) Wild, H.W.: und W.G. Kramer: Die Entwicklung des Zündens von Schwarzpulverladungen von den Anfängen bis zur Erfindung der brisanten Sprengstoffe. Bergbau 40 (1995) S. 456/62
- (24) Wild, H.W.: Roadheading under geomechanically difficult conditions, and measures for strata control. In: Mechanik of Jointed and Faulted Rock, A. Balkema/Rotterdam 1995, S. 813/16
- (25) Wisner, A.: Die volkswirtschaftliche Seite des Bergbaues in Österreich. In: Bericht über die erste allgemeine Versammlung von Berg- und Hüttenmännern zu Wien. Wien 1859, S. 147/54

Prof. Dr.-Ing. Heinz Walter Wild

Die aktuelle Situation des deutschen Steinkohlenbergbaus

Dr.-Ing. Heinz-Werner Voß
RAG Deutsche Steinkohle AG

1 Energie- und Klimapolitik

Im Rahmen der Energiewende verliert die deutsche Steinkohle immer mehr an Gewicht. In der gesellschaftlichen Wahrnehmung gehört der Bergbau gemeinhin einer längst vergangenen Epoche an. Kohleförderung und Kohleverstromung gelten als schmutzig und ebenso wenig in Einklang zu bringen mit den Forderungen nach Klimaschutz und Energiewende wie Atomkraft. Grün soll stattdessen der Strom der Zukunft sein, nachhaltig und ressourcenschonend seine Produktion. Energiestrukturen sollen so gestaltet werden, dass erneuerbare Energien künftig die tragende Säule der Energieversorgung in Deutschland bilden.

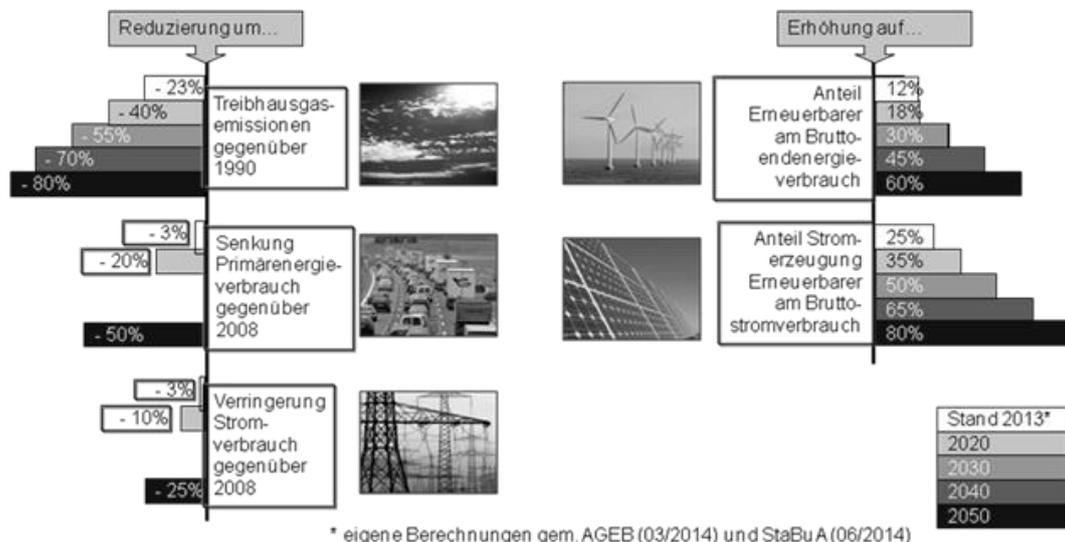


Abbildung 1: Das Energiekonzept der Bundesregierung: Zielsetzungen im Zeithorizont

Photovoltaik- und Windkraftanlagen formen mehr und mehr das Landschaftsbild: Sonne und Wind anstelle von Kohle und Kernenergie, so verlangt es auch das Energiekonzept der Bundesregierung. Deren Plan ist unbestritten eines: ambitioniert. In fünfzehn Jahren soll der Anteil Erneuerbarer am Bruttoenergieverbrauch um den Faktor 2,5 auf 30 Prozent erhöht werden. Noch drastischer der Blick auf die Zielsetzung hinsichtlich der Treibhausgas-Ausstöße: Gegenüber dem Bezugsjahr 1990 soll die CO₂-Emission bis 2020 um 40 Prozent, bis 2050 sogar um 80 Prozent reduziert werden.

Die größten Minderungspotenziale werden in der Energiewirtschaft gesehen, weil dieser Sektor die höchsten Treibhausgasemissionen produziert. Zur Einhaltung des nationalen Klimaziels wird auch die vorzeitige Stilllegung von Kohlekraftwerken in

Deutschland erwogen. Erste Überlegungen richteten sich auf die Stilllegung von rund zehn Gigawatt an älteren Braunkohle- und Steinkohlekapazitäten, was wiederum zu unmittelbaren Protesten seitens Energieversorgungsunternehmen, der Industrie sowie der IG BCE und weiteren Gewerkschaften führte. Zwar gelte der angestrebte nationale Klimaschutzbeitrag als grundsätzlich möglich, doch nicht ohne dabei auch höhere Strompreise sowie Verluste an Versorgungssicherheit, Wertschöpfung und Beschäftigung in Deutschland zur Folge zu haben. Bundeswirtschaftsminister Gabriel sieht die Kohleverstromung als unverzichtbaren Baustein der Energiewende und mahnt an, dass „man nicht zeitgleich aus der Atomenergie und der Kohleverstromung aussteigen“ könne. Die Unternehmen sollen eigenverantwortlich über Art und Weise ihrer Reduktion entscheiden, in Kürze soll eine gesetzliche Grundlage für dieses Konzept auf den Weg gebracht werden.

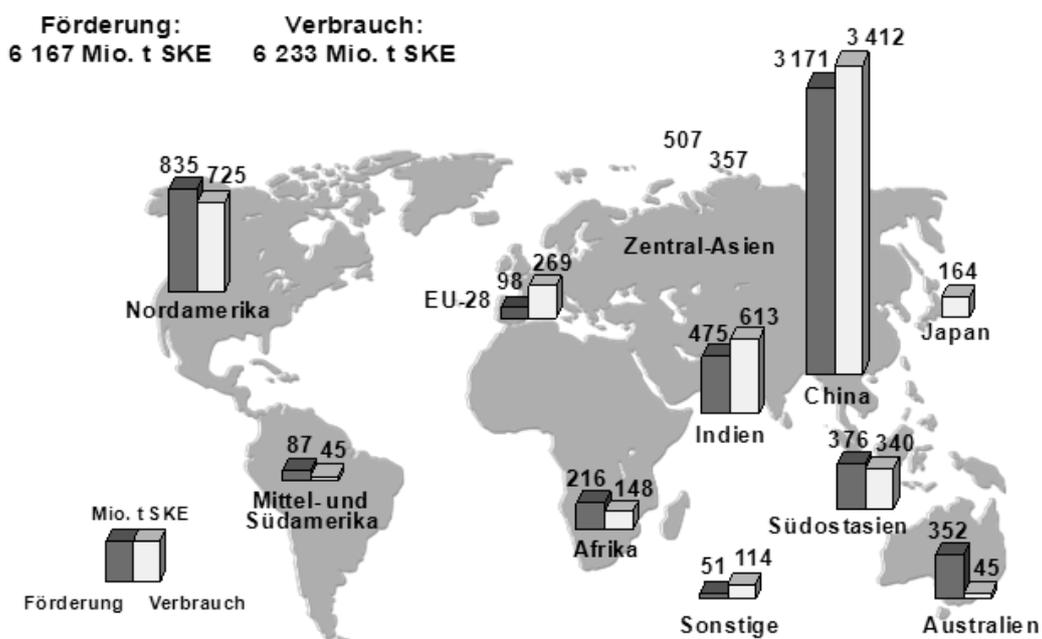


Abbildung 2: Weltsteinkohlenförderung und -verbrauch 2013

Weltweit marktführend in der Steinkohlenförderung ist nach wie vor China. In 2013 wurden hier 3.171 Millionen Tonnen SKE gewonnen. Danach folgen Nordamerika mit 835 Millionen Tonnen SKE, Zentral-Asien mit 507 Millionen Tonnen SKE und Indien mit 475 Millionen Tonnen SKE. Vergleichsweise abgeschlagen wirkt dagegen die Steinkohleproduktion in Europa mit 98 Millionen Tonnen SKE (alle Werte beziehen sich auf das Jahr 2013).

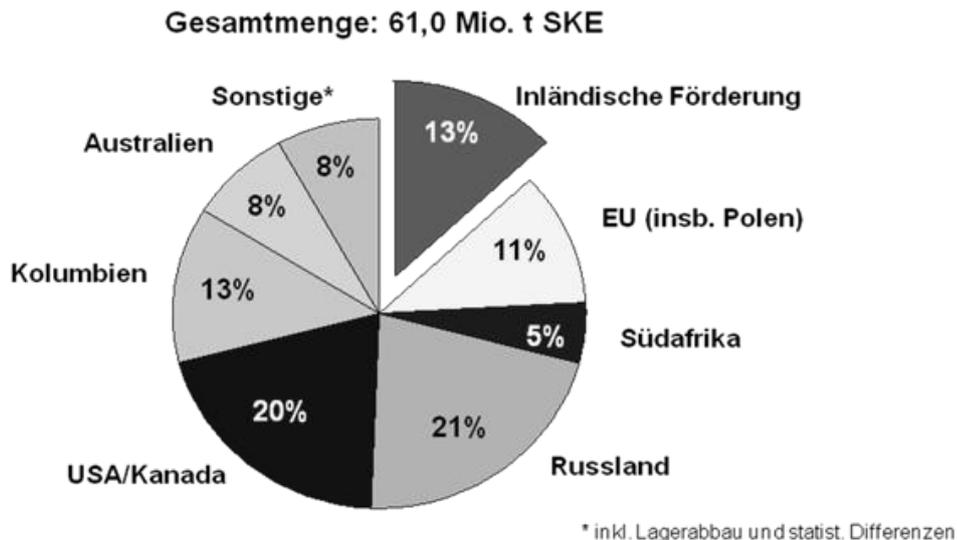


Abbildung 3: Steinkohlenerzeugung in Deutschland 2013 (Kesselkohlen, Kokssteine und Koks)

Die Förderung deutscher Steinkohle wird Ende 2018 endgültig und ohne Hintertür eingestellt. Da überrascht es auch nicht weiter, dass im Jahr 2013 die in Deutschland verstromte Steinkohle – in Summe 61 Millionen Tonnen SKE – zu 87 Prozent aus Importen bestand. Damit hat sich dieser Wert – und mit ihm die energiewirtschaftliche Abhängigkeit – in den letzten fünfundzwanzig Jahren nahezu verdoppelt. Jeweils ein Fünftel der derzeitigen Steinkohlenerzeugung in Deutschland werden von Russland (21 Prozent) und den USA/Kanada (20 Prozent) gestellt, Kolumbien trägt mit dreizehn Prozent ebenfalls einen markanten Anteil dazu bei.

2 Situation der RAG

Lassen Sie uns nun einen gemeinsamen Blick auf die spezifische Lage des deutschen Steinkohlenbergbaus richten.

Unverändert gelten die kohlepolitischen Rahmenentscheidungen für die sozialverträgliche Beendigung des subventionierten Steinkohlenbergbaus zum Ende des Jahres 2018. Die Produktions- und Beschäftigungsanpassung verläuft bisher geordnet und planmäßig. Nach dem Ende des Bergbaus an der Saar und am linken Niederrhein 2012 ist die Förderung des deutschen Steinkohlenbergbaus im Jahr 2013 erstmals unter die Zehn-Millionen-Tonnen Marke gesunken. Es besteht kein Zweifel: Die deutsche Steinkohle befindet sich im Auslaufprozess.

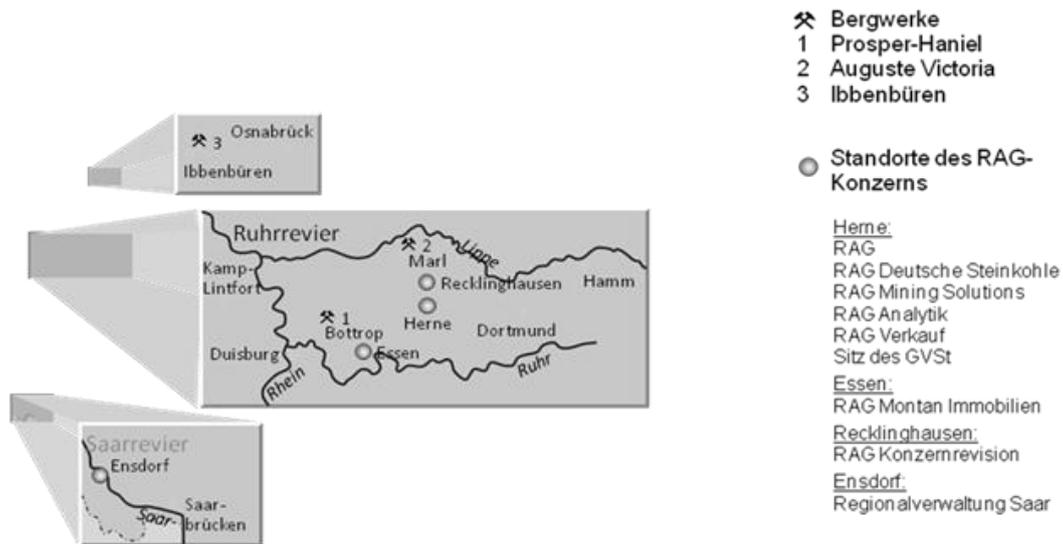


Abbildung 4: Steinkohlenbergwerke und Standorte in Deutschland

Derzeit wird unter dem Dach der RAG noch an drei Produktionsstandorten heimische Steinkohle gefördert: Nachdem das Bergwerk Auguste Victoria in Marl seine Produktion Ende diesen Jahres einstellen wird, werden Prosper-Haniel und Ibbenbüren bis Ende 2018 fördern – in vier Jahren wird die Steinkohlenförderung in Deutschland somit vollständig enden.

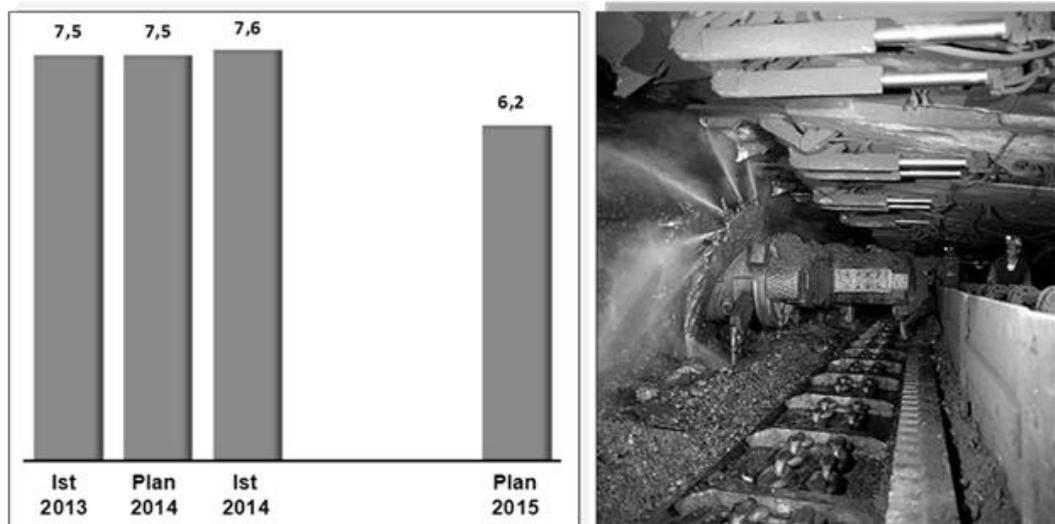


Abbildung 5: Produktion Kohle RAG Bergbau in Mio. tvF

Die Gesamtförderung betrug in 2014 rund 7,6 Mio. tvF – ein kurzer historischer Einschub: dieser Wert entspricht knapp einem Zehntel der Fördermenge von 1990 (71 Mio. t SKE). An diesem positiven Ergebnis wirkten in Summe 21 Strebbetriebe mit.

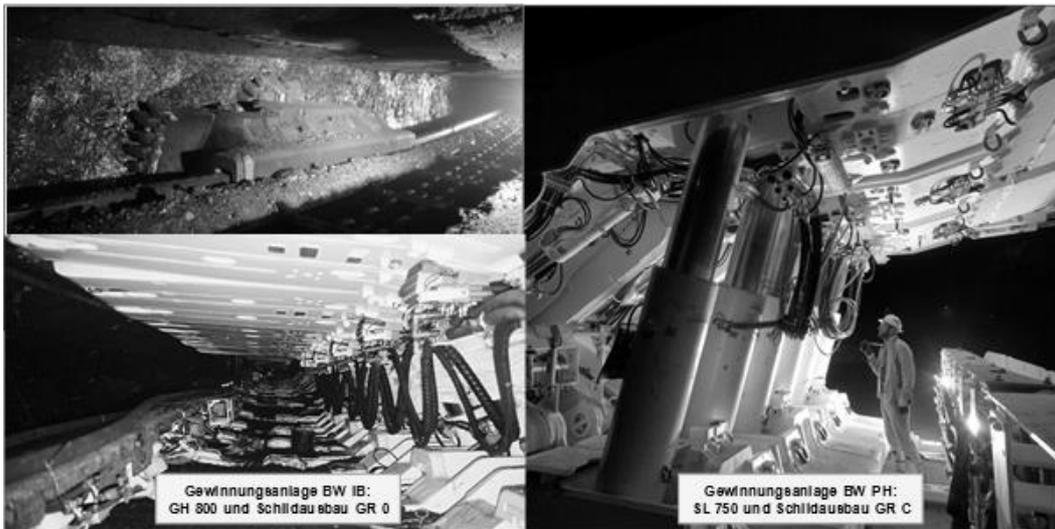


Abbildung 6: Gewinnungsanlagen BW PH und BW IB

Besonders erwähnenswert ist hier zum einen die Bandbreite der verschiedenen Abbaubetriebe, zum anderen auch die dadurch bedingte Flexibilität, die wir sowohl von den Mitarbeitern als auch eingesetzten Maschinen abverlangen müssen. Vergleichen wir etwa Flöz 51 auf dem Bergwerk Ibbenbüren mit dem Flöz Zollverein auf dem Bergwerk Prosper Haniel, so meistert die angewendete Technik einen Verstellbereich von ca. 0,6 m bis 5,2 m.

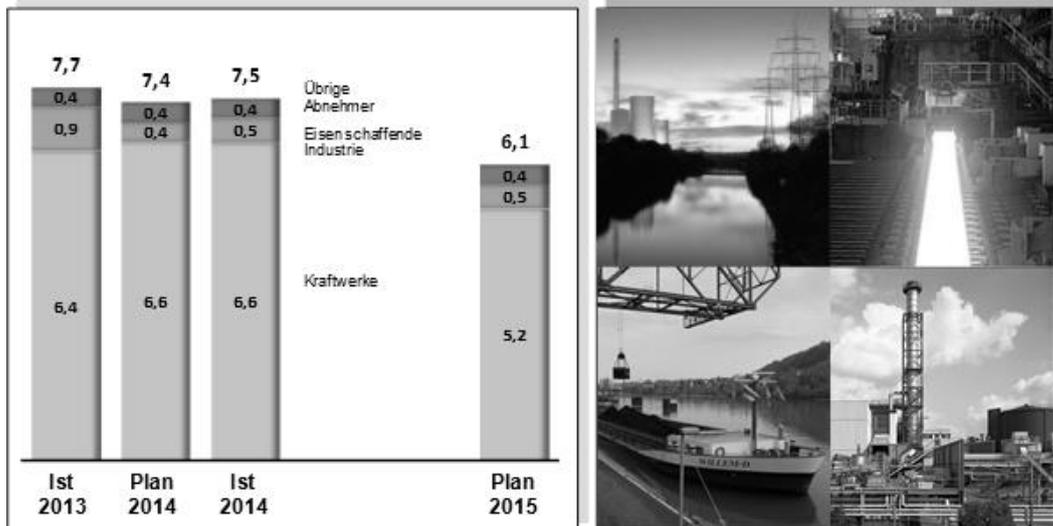


Abbildung 7: Absatz Kohle RAG Bergbau in Mio. tvF

Die heimische Steinkohle wird mittlerweile zu rund 90 % an die Elektrizitätswirtschaft abgesetzt. An die Stahlindustrie und in den Wärmemarkt werden nur noch jeweils rund 0,4 Mio. tvF geliefert. In den kommenden Jahren wird sich die Produktion absatzorientiert um jährlich fünfzehn Prozent vermindern.

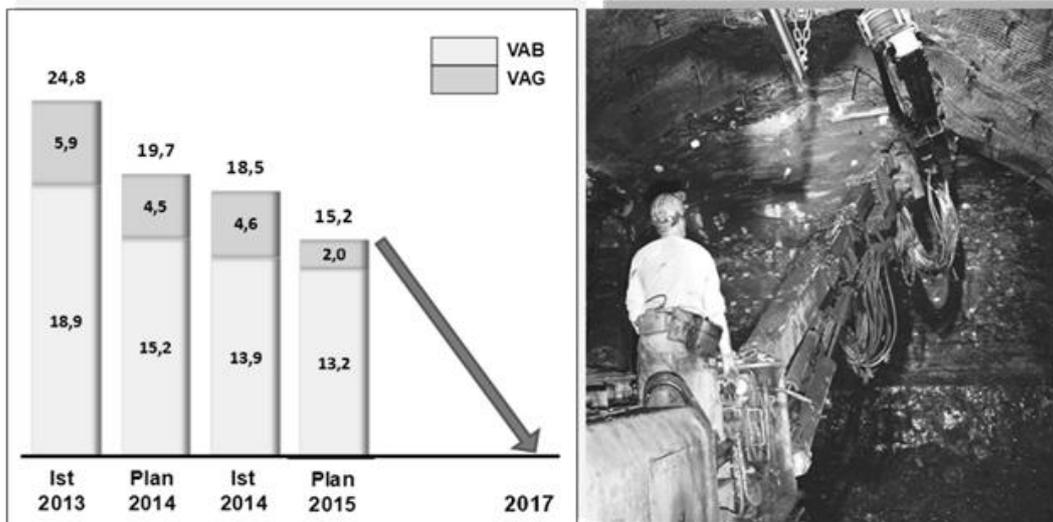


Abbildung 8: Vorleistung RAG Bergbau in km

Die Konsequenzen davon betreffen früher oder später alle Bereiche, besonders anschaulich wird diese Anpassung bei der Streckenauffahrung. Schrittweise reduziert sich die Vorleistung von 24,8 Kilometern in 2013 auf nur noch 15,2 Kilometer in 2015. Die Streckenauffahrung für die letzten Produktionsbetriebe der RAG wird bereits in 2017 abgeschlossen sein.

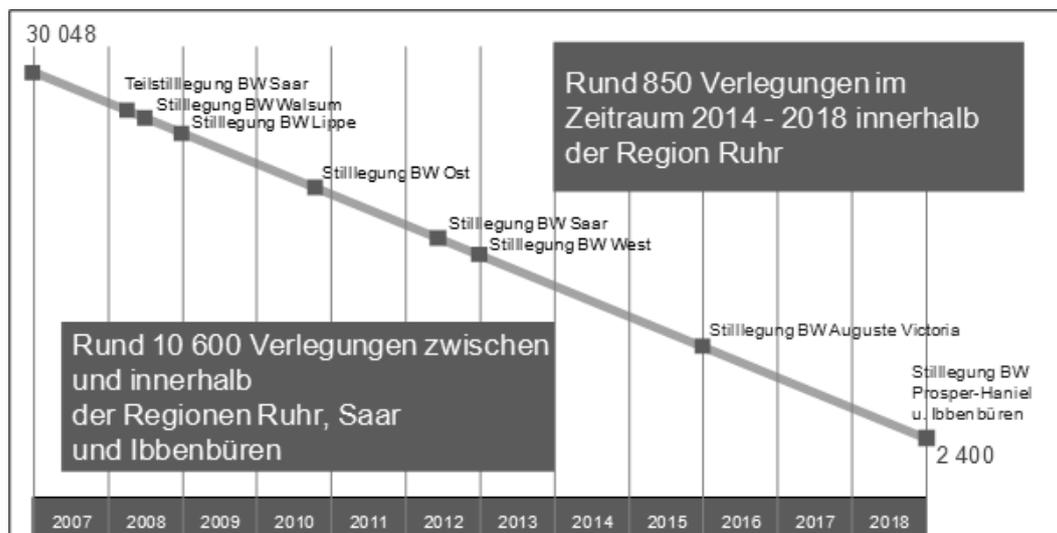


Abbildung 9: RAG AG: Beschäftigte und Verlegungen 2007 – 2018

Neben den Verlagerungen im Produktionsbereich schreitet auch die notwendige Personalanpassung kontinuierlich voran. Das Attribut „sozialverträglich“ nennt dabei die oberste Prämisse, keiner fällt ins Bergfreie.

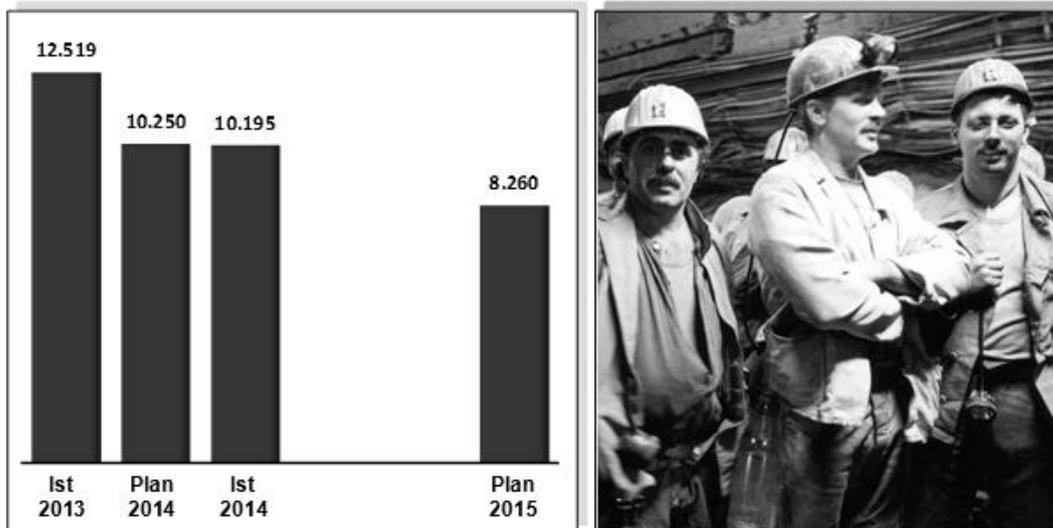


Abbildung 10: Belegschaftsentwicklung RAG Bergbau – Beschäftigte zum JE

Konzernweit reduzierte sich der Belegschaftsstand bis zum Jahresende 2014 um ca. 2.300 auf 10.195 Beschäftigte – wieder ein unternehmensgeschichtlicher Rückblick:

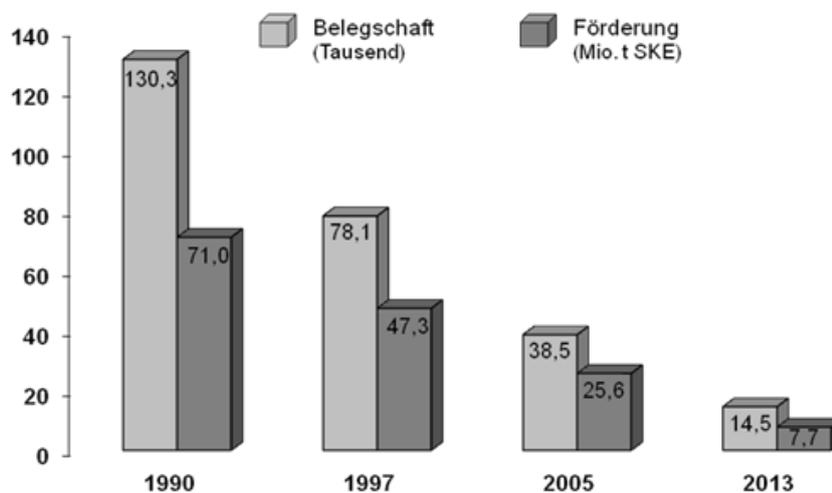


Abbildung 11: Anpassung im deutschen Steinkohlenbergbau 1990 bis 2013

1990 waren noch mehr als 130.000 Mitarbeiter beschäftigt. Die Stilllegungen der vergangenen Jahre machten Mitarbeiter-Verlegungen unumgänglich, beispiellos ist der 2009 gestartete Verlegestrom von knapp 800 Mitarbeitern zwischen dem Saarland und Ibbenbüren. Schrittweise vermindert sich zwangsläufig auch die Zahl der Auszubildenden.

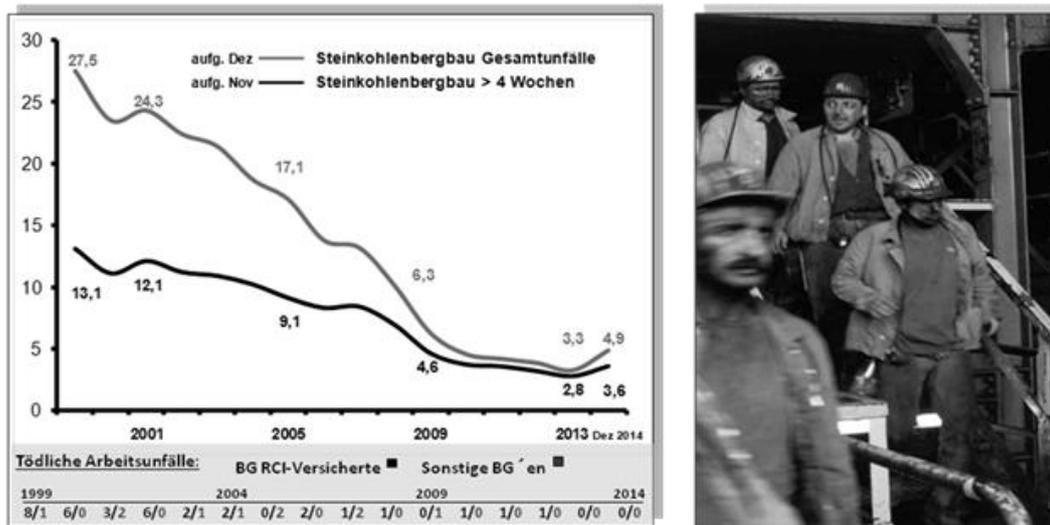


Abbildung 12: Unfallentwicklung Dezember 2014 Steinkohlenbergbau der RAG

Das Thema Arbeitssicherheit genießt im Steinkohlenbergbau nach wie vor höchste Priorität, Arbeitsschutz steht vor Produktion – immer und kompromisslos. Die Unfallkennzahl – ein Quotient, der Auskunft über die Anzahl der meldepflichtigen Unfälle je einer Million verfahrenere Arbeitsstunden liefert – lag am Jahresende bei 4,9. Der Wert bürgt als authentischer Gradmesser für die hohen Sicherheitsstandards des Bergbauberufs. Vielfältige Maßnahmen und Veranstaltungen sollen helfen, das Risiko-Bewusstsein der Mitarbeiter weiter zu schärfen und sie achtsam für potenzielle Gefahrenherde zu machen. Auch die präventive Gesundheitsförderung mit gezielten Workshops zu den Themen Fitness und Ernährungsberatungen findet regen Anklang.

3 Sonderthema: Herausforderung Auslauf

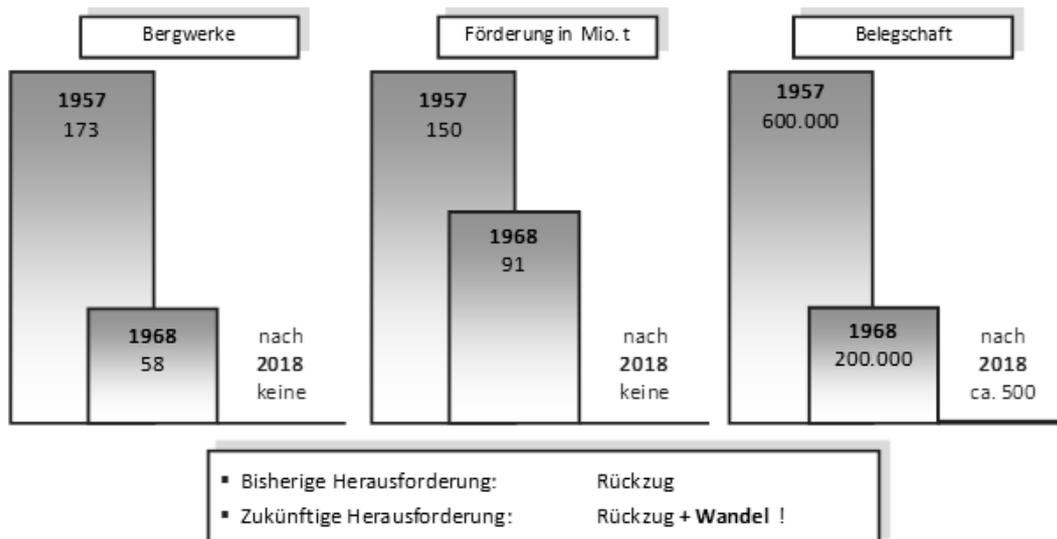


Abbildung 13: Geschichtliche Entwicklung

Nur 50 Jahre nach Gründung der Ruhrkohle AG im Jahr 1968 wird der subventionierte Steinkohlenbergbau in Deutschland eingestellt – ein historisches Ereignis. Von

den über 170 Bergwerken in den 1950er Jahren blieben bis heute noch drei Bergwerke. Ein Schrumpfprozess, der seinesgleichen sucht. Bestimmten jahrzehntelang die nackten Produktionsziele das tägliche Handeln, richten wir unser Augenmerk schon seit längerer Zeit auf den Nachbergbau. Die Fördereinstellung steht vor der Tür. Der Auslaufprozess hat begonnen. Der Rückzug aus dem Grubengebäude und der Rückbau der Tagesanlagen gehören zu einem vielschichtigen Abwicklungsprozess, der größtes Fachwissen abverlangt. Die negativen Auswirkungen des industriellen Bergbaus müssen bestmöglich vermieden werden. Wir setzen all unser Know-how daran, den sauberen Rückzug aus dem Grubengebäude sorgfältig zu planen und gewissenhaft vorzubereiten.

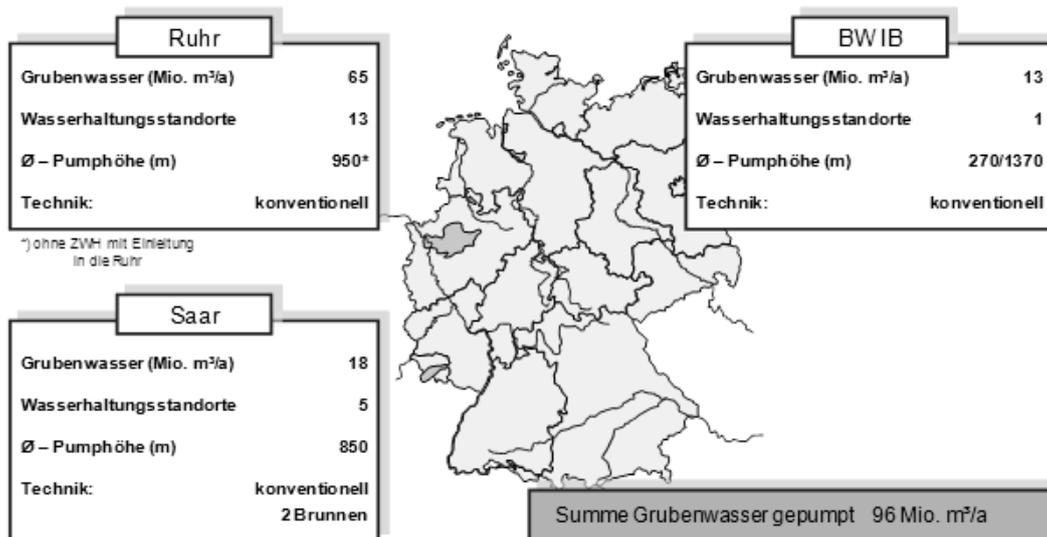


Abbildung 14: Grubenwasserhaltungen - Stand 2013

Die Lösung für die ewige Wasserhaltung stellt hierbei wohl die Aufgabe mit der höchsten Komplexität dar. Zukünftig werden nach Schätzungen jährlich über einhundert Millionen Kubikmeter Grubenwasser gepumpt werden müssen – ohne einen Endtermin in Sicht – die Wasserhaltung zählt nicht ohne Grund zu den sogenannten Ewigkeitslasten.

Der mit dem Auslauf des deutschen Steinkohlenbergbaus einhergehende Strukturwandel stellt die Kohleregionen im Ruhrgebiet und Münsterland vor große Herausforderungen. Die intensive Suche nach zukunftsfähigen Konzepten für die Folgenutzung der Bergwerksflächen, es handelt sich hierbei um eine Größenordnung von ca. 11.000 Hektar, hat längst begonnen. Es gilt, einen Neuanfang zu finden, der die Zäsur bewältigen kann und von den Menschen der Regionen getragen wird. Nicht vergessen werden darf, dass die nahende Fördereinstellung mitnichten nur ein wirtschaftlicher Einschnitt sein wird. Jahrhundertlang prägte der Bergbau sein Umfeld und schaffte sich nach und nach seine eigene Kultur. Bergmann sein ist seit langer Zeit nicht mehr nur Beruf, es ist auch eine Art der Lebenseinstellung und Identifikation, die kompensiert werden muss.

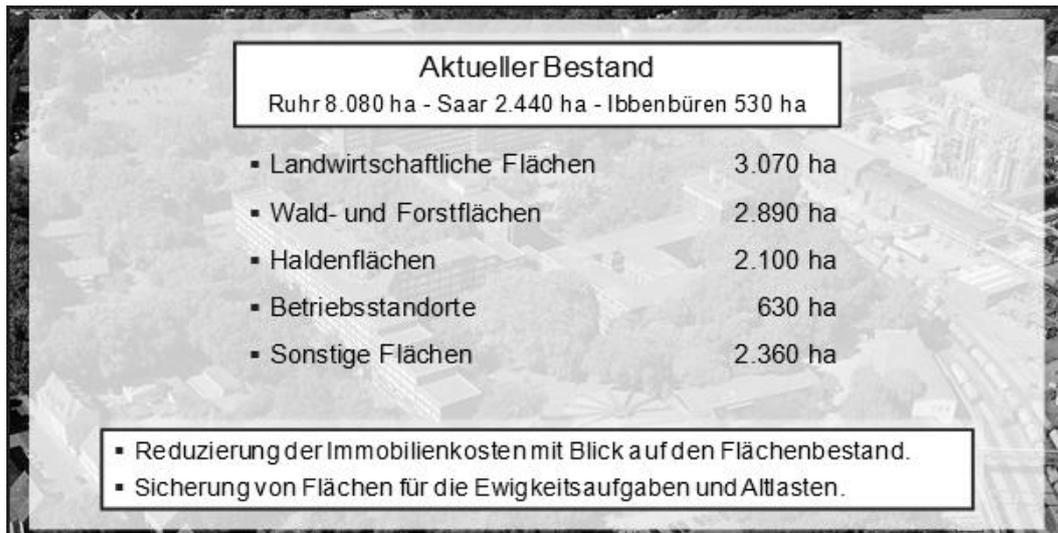


Abbildung 15: Liegenschaften

In der Vorbereitung auf die Zeit nach 2018 rückten erneuerbare Energien seit einigen Jahren mehr und mehr in das Blickfeld der RAG. Dass das Thema zu einem bedeutenden Handlungsfeld avancierte, spiegelt sich in der Anzahl der derzeit laufenden Projekte wider. In insgesamt 70 Vorhaben lässt das Unternehmen gemeinsam mit der Konzerntochter RAG Montan Immobilien fruchtbare Areale zur Gewinnung alternativer Energien auf ehemaligen Bergbauflächen entstehen. Neben Wind- und Sonnenenergieanlagen auf Halden und Freiflächen sowie der Nutzung von Geothermie und Grubenwasserwärme spielen auch nachwachsende Rohstoffe wie Biomasse eine zunehmend wichtige Rolle, so entsteht auf dem ehemaligen Bergwerk Hugo in Gelsenkirchen ein 22 Hektar großer Biomassepark. Zudem prüft das Unternehmen Möglichkeiten, untertägige Pumpspeicherkraftwerke zur heimischen Energieversorgung einzusetzen. Ein schlüssiges Konzept soll bis zum Jahr 2018 vorliegen.



Abbildung 16: Erneuerbare Energien - Potenziale

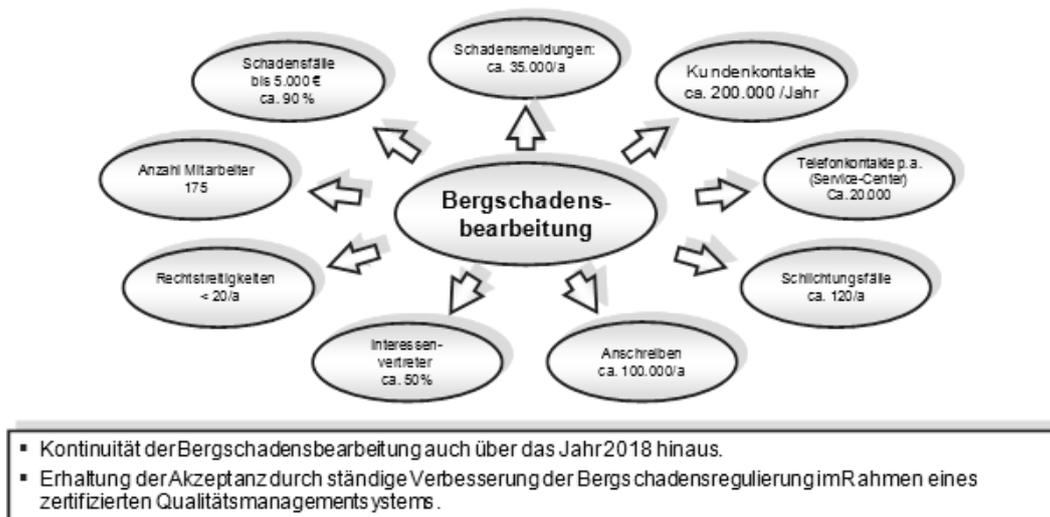


Abbildung 17: Bergschadensbearbeitung

Jeder Bergschaden ist ein Einzelfall. Seine Regulierung bedarf daher auch einer individuellen Betrachtung und Abwicklung. Die persönliche Betreuung hat oberste Priorität – das gilt selbstverständlich auch für die Zeit nach der Fördereinstellung. Auch nach Beendigung des subventionierten Steinkohlenabbaus wird die RAG Bergschäden zuverlässig und kundenorientiert regulieren. Dafür bürgt nicht zuletzt auch das zertifizierte Qualitätsmanagement in diesem Bereich.

4 Zusammenfassung

Lange Zeit leistete die deutsche Steinkohle einen wichtigen Beitrag zur nationalen Energieversorgung. Das Ende dieser Ära ist politisch beschlossen und gesellschaftlich gewünscht.

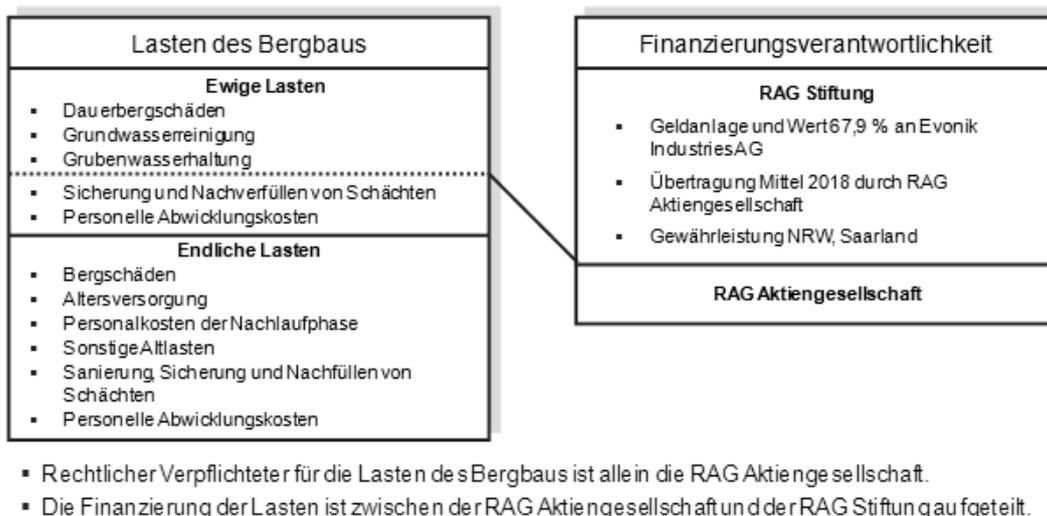


Abbildung 18: Finanzierung, Verantwortlichkeiten für die Lasten der Beendigung des Bergbaus

Obgleich die Finanzierung durch vielschichtige Konzepte über die RAG Stiftung und die RAG Aktiengesellschaft abgesichert ist, bleiben Zweifel, wie unsere „ewigen Auf-

gaben“ jemals bewältigt werden können. Warum das so ist, ist tief menschlich verwurzelt: Es fällt schwer, eine Zeit nach der Generation unserer Urenkelgeneration zu antizipieren. Und doch, alle Planungen sind so ausgerichtet, dass das Bergbauunternehmen seiner Verantwortung auf unbestimmte Zeit nachkommt.

Nach der Fördereinstellung wird strikt differenziert, wer die Finanzierungsverantwortung für die „ewigen“ und „endlichen“ Lasten übernimmt: So tritt die RAG Stiftung ab 2019 für die wasserbezogenen Ewigkeitslasten ein (Poldermaßnahmen, Grundwasserreinigung und Nachsorge sowie Grubenwasserhaltung), hingegen übernimmt die RAG Aktiengesellschaft die weiteren Ewigkeitsaufgaben (Befahrung, Sicherung und Nachverfüllung von Schächten sowie dauerhafte Personalkosten) und die endlichen Lasten (Bergschäden, oberflächennaher Abbau, Sanierung alter Schächte, Altersversorgung, personelle Abwicklungskosten und sonstige Altlasten).

Die Fördereinstellung des deutschen Steinkohlenbergbaus ist eine gewaltige Herausforderung. Aber sie ist mehr als das, sie ist auch Perspektive. Strukturwandel ist kein neues Phänomen, wenn sich jemand damit auskennt, dann sind wir das. Gemeinsam mit Experten werden wir den Menschen der Region „ihre“ Region wieder zurückgeben.

Quellen

- [1] Wodopia, Prof. Dr. Franz-Josef/ Milles, Elmar (Hrsg.): Steinkohle 2014 - Herausforderungen und Perspektiven. Gesamtverband Steinkohle e.V. - Jahresbericht 2014. Herne, 2014.
- [2] Fischer, Prof. Dr. Peter: Ende des Steinkohlenbergbaus im Ruhrrevier – Zeitplan und Herausforderungen. In: „bergbau“ – Zeitschrift für Rohstoffgewinnung, Energie, Umwelt, 65. Jahrgang, Dezember 2014, Seite 541 ff.

Dr.-Ing. Heinz Werner Voß
RAG Deutsche Steinkohle AG
Shamrockring 1
44623 Herne

Kleinkaliberbohren für die Spreng- und Ankertechnik - der aktuelle Entwicklungsstand und Entwicklungstendenzen aus der Sicht von Herstellern und Anwendern

Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs
Atlas Copco MCT GmbH

Die Technik der untertägigen Bohrgeräte für die Spreng- und Ankertechnik wurde in den vergangenen Jahrzehnten in erster Linie von Entwicklungen vorangetrieben, die einer Steigerung der Bohrgeschwindigkeit zum Ziel hatten. Parallel dazu wurden die in den jeweiligen Zeiträumen zur Verfügung stehenden Computersysteme für die Steuerung und Automatisierung der Bohrsysteme genutzt. In den letzten Jahren hat sich diese Entwicklung nicht kontinuierlich fortgesetzt. Es sind Grenzen in der Bohrgeschwindigkeit erkennbar geworden, die Anwender und die Hersteller vor neue Herausforderungen stellen.

1 Bohrtechnik und Verfahren in der Kleinkaliber Bohrtechnik

Weiterentwicklungen der Kleinkaliberbohrgeräte für die Sprengbohrloch- und Ankertechnik im Bohrlochdurchmesserbereich von 28 – 64 mm wurden in den vergangenen Jahrzehnten immer mit dem Ziel einer Steigerung der Bohrleistung vorangetrieben.

Dabei wurde im Zuge der wenigen, messbaren Aktivitäten bei den handgehaltenen Bohrhämmern die Steigerung der Nettobohrgeschwindigkeit in den Vordergrund gestellt, während bei den mechanisierten Bohrgeräten, den Bohrwagen, die Erhöhung der Bruttobohrleistung, das Zusammenspiel von Nettobohrgeschwindigkeit und schnellen Umsetzbewegungen von Lafette und Bohrarm das Hauptziel der Entwickler war (ist) und den Wünschen der Anwender entgegenkam.



Abbildung 1: Druckluftbohrhämmer mit Bohrsäulen im Vortrieb

Foto: Atlas Copco

Parallel zu diesen z.T. sehr spektakulären Entwicklungen wurden die in den jeweiligen Zeiträumen zur Verfügung stehenden Computergenerationen für die Steuerung und Automatisierung der Bohrsysteme genutzt.

Die Mechanisierung des Kleinkaliberbohrens durch den Einsatz von Bohrwagen hat noch nicht in allen Bergbauregionen umfassend Einzug gehalten. Der Einsatz von handgehaltenen Druckluftbohrhämmern und Drehbohrmaschinen z.T. ohne Bohr-

stütze prägt nach wie vor die Bohrtechnik, die auf diese Weise ohne große Investitionen eingesetzt werden kann.

Auch ist die einfache, anspruchslose und kostengünstige Technik entscheidend für die Wahl der Bohrgeräte. Die Leistungsfähigkeit in Bohrmeter/Stunde ist dabei nicht entscheidend, da die Personalkosten und die zur Verfügung stehenden Arbeitskräfte einen Einsatz dieser einfachen Technik möglich machen.

Der Haupteinsatzbereich dieser Bohrtechnik liegt im Streckenvortrieb, Schachtabteufen, im Abbau zum Herstellen der Sprenglöcher und, wenn erforderlich, der Ankerlöcher. Die Bohrlochdurchmesser betragen 28 – 45 mm, wobei besonders in härteren geologischen Formationen der kleinere Bohrlochdurchmesser bevorzugt wird, um eine höhere Bohrgeschwindigkeit zu erhalten. Gewinnungsbohren mit längeren Bohrlöchern bis etwa 6,0 m Länge wird in einigen Regionen noch angewendet.

2 Der aktuelle Stand der Technik

2.1 Bohrgeräte mit und ohne Bohrstütze

Die Gewichtsklasse der eingesetzten druckluftbetriebenen Bohrhämmer liegt zwischen 18 und 35 kg ohne Bohrsäule. Dabei ist zu berücksichtigen, dass Bohrhämmer über 25 kg Gewicht nur mit Bohrsäule eingesetzt werden. Die sogenannten „Gespanngewichte“ aus Bohrhämmer und Bohrsäule betragen in dieser Leistungsklasse 40 – 50 kg. Diese Größe kann noch mit einer Person eingesetzt werden. Die Gewichtsklasse mit dem entsprechenden Druckluftverbrauch klassifiziert das Gerät leistungsmäßig mit einer Schlagleistung, normalerweise bei einem dynamischen Betriebsdruck von 6,0 bar. Diese Schlagleistung liegt in den eingesetzten Gewichtsklassen zwischen 1 und 2,5 kW. Das Design dieser Bohrhämmer wurde vor etwa 70 Jahren entwickelt und besteht nach wie vor aus den zwei weltweit verwendeten Rotationssystemen, der Sperr-Rad – und der Sperr-Achsen-Rotation. Bei diesen Systemen wird der Rückhub des Schlagkolbens für die Links-Rotation benutzt.



Abbildung 2: Die „Schwedische Methode“, ein Mann pro Bohrhämmer
Foto: Atlas Copco

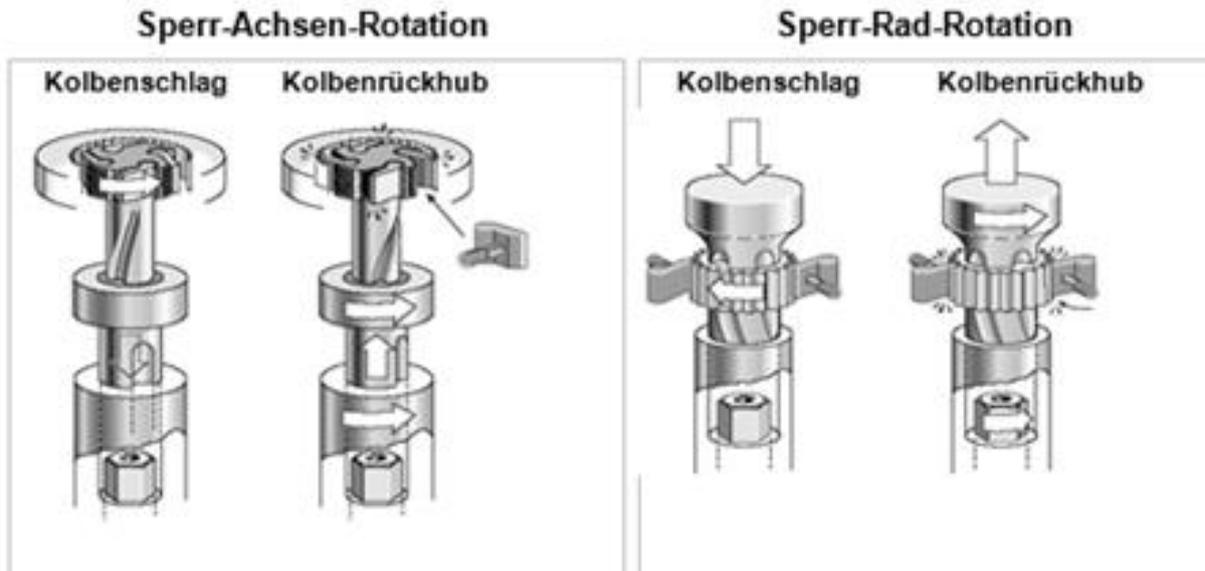


Abbildung 3: Rotationssysteme der Druckluftbohrhämmer Foto: Atlas Copco

In den vergangenen 30 Jahren wurden die Bohrhämmer durch nachgeschaltete Abluftdämpfer im Schallpegel an die geltenden Richtlinien angepasst, völlig neue Konstruktionen hat es nicht gegeben.

Druckluftbohrhämmer sind leistungsmäßig an die zur Verfügung stehende Druckluftversorgung gekoppelt. Ein Abfall im dynamischen Druck führt zu einem hohen Leistungsabfall.

Diese Tatsache und die nicht ausreichende Versorgung mit Druckluft in den erforderlichen Mengen und Betriebsdrücken in den weitverzweigten Grubenbauen der Bergwerke in zahlreichen Ländern, haben den Weg für den Einsatz von Elektrik und Hydraulik anstelle von Druckluft vorbereitet. Die heutigen elektrisch angetriebenen Bohrhämmer liegen im Gewicht von Bohrhämmer und Bohrsäule etwa bei den Gewichtsklassen der Druckluftbohrhämmer. Die Schlagleistungen betragen 1,0 – 1,5 kW. Da die Zufuhr an elektrischer Energie wesentlich einfacher und nahezu verlustfrei ist, gibt es keinen Leistungsabfall in der Bohrleistung durch ungenügende Energiezufuhr wie bei der Druckluft.

Wichtige Schritte können Entwicklungen von stützengeführten hydraulischen Bohrhämmern sein, die mit einem



Abbildung 4: Handgehaltener hydraulischer Bohrhämmer mit Bohrsäule Foto: Atlas Copco

elektrisch angetriebenen Powerpack ausgestattet sind.

Die Schlagleistung dieser Bohrhämmer wird deutlich über 2 kW liegen Dies würde eine Verdopplung der Schlagleistung gegenüber den elektrisch- und druckluftbetriebenen Bohrhämmern (bei 4 bar) bedeuten.

Für Ankerarbeiten und für das Erstellen der Bohrlöcher in Aufbrüchen und Rolllöchern wird der klassische „Stoper“, ein druckluft- betriebener Bohrhammer in den Gewichtsklassen 40 – 50 kg einschließlich Bohrstütze eingesetzt. Auch bei diesen Arbeiten ist der zur Verfügung stehende Luftdruck entscheidend, nicht nur bei der Bohrarbeit, auch beim Setzvorgang von Klebean- kern, wenn für das Mischen ein hohes Drehmoment erforderlich ist. Ein besonderes Konstruktionsmerkmal bei diesen Ankerbohrhämmern ist die eingebaute Rechtsrotation zum Anziehen der Anker Mutter. Alle „normalen“ Bohrhämmer arbeiten mit Linksrotation.



Abbildung 5: Ankerbohr-
hammer "Stoper"
Foto: Atlas Copco

In Gebirgsformationen mit geringen Druckfestigkeiten ist die handgehaltene Drehbohrmaschine auch in Kombination mit einer Bohrsäule eine bewährte Lösung für die anstehenden Bohraufgaben.



Abbildung 6: Druckluftdrehbohrmaschine mit Bohrsäule
Foto: Hazemag & EPR GmbH

2.2 Mechanisierte Bohrgeräte/ Bohrwagen

Die Entwicklung der Bohrwagen wurde maßgeblich von den zur Verfügung stehenden Schlagleistungen der hydraulischen Bohrhämmer getragen. Die Entwicklung der Schlagleistung befindet sich heute mit 40 kW offensichtlich noch nicht an einer Grenze.

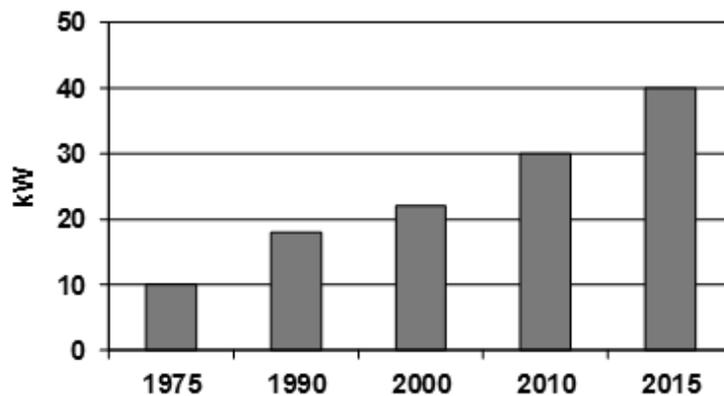


Abbildung 7: Schlagleistungsentwicklung von hydraulischen Bohrhämmern
Abbildung: Atlas Copco

Es ist bekannt, dass die Höhe der Einschlagenergie durch die zur Verfügung stehenden Bohrwerkzeuge wie Einsteckende, Bohrstange und Bohrkronen beim Kleinkaliberbohren begrenzt wird, und die Standdauer dieser Werkzeugkomponenten letztlich einen erheblichen Einfluss auf die Wirtschaftlichkeit des Bohrvorganges hat. Dies gilt nicht nur unter der Berücksichtigung von reinen Werkzeugkosten, sondern auch unter Beachtung der durch Werkzeugausfälle entstehenden Ausfallzeiten der Bohreräte. Die Schlagleistung kann derzeit nur über die Schlagfrequenz gesteigert werden ohne eine Überbelastung der eingesetzten Bohrwerkzeuge auszulösen. Eine Erhöhung der Einzelschlagenergie setzt eine vollkommen neue Bohrstahlgeneration voraus. Die Kolbenform der heute hergestellten hydraulischen Gesteinsbohrhämmer für das Kleinkaliberbohren hat sich bei nahezu allen Herstellern weltweit standardisiert. Dies ist die Folge der Erkenntnis, dass nur auf die Bohrwerkzeuge, d.h. Bohrstahldurchmesser, abgestimmte Kolbenformen mit einer entsprechenden Kolbengeschwindigkeit, hohe Schlagleistungen zulassen, ohne dabei die Bohrwerkzeuge durch eine Überbelastung zu zerstören.

Derzeit sind Schlagfrequenzen von mehr als 100 Hz möglich. Ein Ende dieser Entwicklungen ist noch nicht abzusehen.

Parallel zu der Entwicklung der Schlagleistung wurden die Steuerungssysteme für den Betrieb der Bohrhämmer, Lafetten und Bohrarme mit den zur Verfügung stehenden Computergenerationen verknüpft. Eine wichtige Voraussetzung dabei war die Weiterentwicklung der Bohrarme mit den z.T. sehr komplexen Kinematiksystemen. Neben einer



Abbildung 8: Bohrwagen mit 4 Bohrarmen und Ladekorb
Foto: Atlas Copco

möglichst hohen Umsetzgeschwindigkeit von Bohrloch zu Bohrloch wurde die Wiederholgenauigkeit auch bei maximaler Bohrrarmauslage im Bereich von einem Bohrlochdurchmesser von 50 mm erreicht. Diese Technik erlaubt heute bis zu vier Bohrarne plus Ladekorb auf einem Gerät, die von einem Bediener kontrolliert werden.

Das Bohren und Versetzen von Ankern wird zunehmend mechanisiert. Dies ist ein wichtiger Schritt zur Verbesserung der Arbeitssicherheit und wird von allen großen Bergbaugesellschaften weltweit mit einer hohen Priorität betrachtet. Mit dem Vormarsch der Abbauaktivitäten in die Teufe werden mit dem Zwang zu größeren Ausbauwiderständen längere Anker mit hoher Zugfestigkeit benötigt. Gleichzeitig wird der Wunsch nach möglichst hohen Ankersetzleistungen pro Stunde größer. Das bedeutet ggf. die Entwicklung neuer Ankersysteme, die mit den möglichen Bohrleistungen der zur Verfügung stehenden Bohrhämmer gekoppelt werden können. Die geforderten Ankerlängen betragen 4 – 6,0 m.



Abbildung 9: Ankerbohr- und Setzgerät mit Mattenhalter Typ Boltec EC

Foto: Atlas Copco

3 Entwicklungstendenzen

Bergbaubetriebe und Hersteller wissen, dass in allen Betrieben Spitzenbohrleistungen und Abschlaglängen von 6,0 m aus den verschiedensten Gründen nicht zu realisieren sind. Es wird sich nach den Erfahrungen der letzten Jahre ein Marktsegment für diese Spitzentechnologie in der Kleinkaliberbohrtechnik in den Großbergwerken herauskristallisieren, vor dem Hintergrund, dass dort die vorhandene Infrastruktur für Wartung und Schulung der Bediener vorhanden ist. Für spezielle Projekte wird sich in den nächsten Jahren eine verstärkte Zusammenarbeit zwischen Bergbaugesellschaft und Hersteller ergeben. Auslöser dafür sind die hohen Entwicklungskosten bei den Herstellern aber auch die Möglichkeit bei den Betreibern von Bergwerken einen technologischen Vorsprung für einen gewissen Zeitraum zu bekommen. In

diesen Entwicklungspaketen werden neuartige Bohrtechniken und Verfahren eingebunden sein.

Der Markt der handgehaltenen Bohrgeräte wird auch in den nächsten Jahren weiterbestehen. Die bekannten Druckluftbohrhämmer werden nach wie vor in hohen Stückzahlen weltweit produziert. Auch die Drehbohrmaschinen werden in dem möglichen Marktsegment weiterhin eingesetzt. Der Maschinenpreis ist dabei eine wichtige Entscheidungsgröße. An der Technik werden keine wesentlichen Änderungen möglich sein. Es sind Detailverbesserungen bei den Druckluftbohrhämmern z.B. im Bereich der Einsteckenden (7/8" und 1") mit der Verbindung für die Spülung mittels Spülrohr denkbar. Dieser Bereich stellt einen Schwachpunkt im Bohrsystem dar. Auch besteht nach wie vor die Problematik des Andruckes, da mit jeder Veränderung in der Winkelstellung der Bohrsäule der Andruck manuell vom Bohrer justiert werden sollte. Es ist daher immer eine Gradwanderung für den Bohrer zwischen zu wenig oder zu viel Andruck. Das Resultat ist häufig ein zu geringer Andruck, da es für den Bohrer der wesentlich einfachere Weg ist.

Diese Aufgabenstellung sollte von den kommenden Generationen der elektrisch und hydraulisch betriebenen Bohrhämmer lösbar sein. Besonders bei den neuen hydraulischen Bohrhämmern können diese Techniken leichter kontrolliert werden, da die hydraulischen Schlagwerke Informationen für den Andruck zur Verfügung stellen. Auch sind Verbesserungen im Bereich der Einsteckenden durch neue Bohrstahlsysteme denkbar und wünschenswert. Dieser Punkt ist besonders entscheidend, da die Spülung bei höheren Bohrleistungen ein wichtiger Faktor ist.



Abbildung 10: COP 2238 HD Foto: Atlas Copco

Das mechanisierte Bohren für den Vortrieb wird bei den einfachen z.T. mit direkter hydraulischer Steuerung ausgestatteten Bohrwagen derzeit mit Schlagleistung von

20 – 30 kW möglich sein. Aber in diesem Segment sind deutlich Grenzen sichtbar geworden, in der Form, dass besonders in der Anbohrphase die Gefahr der Nutzung von zu viel Schlagenergie letztlich kontraproduktiv ist: Durch die Leerschlagenergie werden Maschinenteile und Bohrwerkzeuge überbelastet und ein präzises Anbohren wird verhindert. In dieser wichtigen Bohrphase besteht für den Bediener die Schwierigkeit eine präzise Rückkoppelung zum Bohrstand zum erzielten Fortschritt in der jeweiligen Bohrsituation zu bekommen. Ein nicht zu unterschätzender Faktor ist bei diesen Bohrsystemen der Bohrkronenverschleiß. Die hohe zur Verfügung stehende Schlagleistung ermöglicht noch bei überbohrten Bohrkronen für einige Bohrmeter in bestimmten Gebirgsformationen, akzeptable Bohrgeschwindigkeiten. Bei einem deutlichen Abfall der Bohrgeschwindigkeit ist häufig die Bohrkrone zerstört, und es haben sich dann bereits sogenannte Langzeitschäden an den beteiligten Maschinen und Werkzeugkomponenten eingestellt. Dieser Sachlage wurde von Herstellerseite durch Verstärkung der kritischen Frontbauteile an hydraulischen Gesteinsbohrhämmer und durch die Bereitstellung von HD (heavy duty) Versionen Rechnung getragen.

4 Ausblick

Das Marktsegment der Kleinkalibersprengbohrlochtechnik wird sich in den nächsten Jahren verändern. Im Bereich der Vortriebstechnik und für verschiedene Abbauprozesse werden große Anstrengungen unternommen, die mechanische Lösetechnik durch neuartige Schneidtechniken betriebsreif zu entwickeln. Die Zielvorgabe dabei lautet, geologische Formationen über 200 MPa Druckfestigkeit mechanisch zu lösen.

Im Zuge dieser Projekte hat die Automatisierung des Schneidvorganges, bzw. Fernsteuerung der Maschinen unter sicherheitstechnischen Aspekten höchste Priorität, insbesondere dann, wenn der Abbau in die Tiefe wandert. Da diese neuen Technologien eine leistungsfähige Ausbautechnologie benötigen, werden Ankerbohr- und Setzgeräte mit dem Stand der Bohrtechnik aufgebaut. Dazu gehören kurz bauende Hochleistungsbohrhämmer mit dem Ziel, die sogenannten Totlängen der Lafetten zu minimieren. Es ist heute möglich Bohrhämmer mit einer Gesamtlänge von kleiner 400 mm zu betreiben, bei einer Schlagleistung von 5 – 10 kW.

Die Bohrwerkzeugfrage, insbesondere die Bohrkronen, werden in Zukunft eine wichtige Rolle spielen. Die Stiftbohrkrone hat sich für alle Gesteinsformationen bewährt. Derzeitige Modifikationen im Design der Kronen und im Hartmetall ermöglichen längere Schleifintervalle bei höheren Bohrgeschwindigkeiten. Für die handgehaltenen Bohrhämmer ist es wesentlich leichter mit einer Stiftbohrkrone den Anbohrvorgang zu starten, im Gegensatz zu einer Meißelschneide. Auch läuft das Rotationssystem bei allen Bohrhämmern ruhiger, im Vergleich zu einer Einfachmeißel – oder Kreuzmeißelkrone. Besonders bei den handgehaltenen Bohrhämmern wirkt sich dieses positiv für die Regelung der Andruckkraft über die Bohrsäule aus.

Die gegenwärtige Leistungsklasse der hydraulischen Gesteinsbohrhämmer für diese Anwendungen mit 40 kW ist noch nicht am Ende der Entwicklung. Parallel mit diesen Schlagleistungen wurden neue Bohrstahlsysteme mit anderen Gewinden entwickelt, da das Lösen einer Schraubverbindung in dieser Leistungsklasse zum Problem werden kann.

Darüber hinaus wäre es denkbar, auch mit elektrisch angetriebenen Geräten in ganz neue Dimensionen vorzudringen.

Das Zusammenwirken von Bergwerken und Herstellern wird zunehmend auf partnerschaftliche Zusammenarbeit hinauslaufen. Dazu gehören anwenderorientierte Neuentwicklungen und im Besonderen Schulungsprogramme für die Bediener der Geräte. Auch wird zunehmend die Betreuung vor Ort für Wartung und Instandhaltung von den Herstellern angeboten. Derartige Kooperationen sind für beide Seiten von Vorteil, der Anwender erhält keine standardisierte Lösung für seine Anwendungen, der Hersteller kann planen und für den Kunden auch die entsprechenden Unterstützungen für den späteren Einsatz geben, in Form von Schulungen und Wartung.

Es wird auch in den nächsten Jahren ein hoher Bedarf an Kleinkaliberbohrtechnik für die Bergwerke weltweit benötigt. Der Anwendungsbereich für Gebirgsanker wird zunehmen, und damit der Einsatz von leistungsstarken Ankerbohr- und Setzgeräten. Das Bohren und Sprengen zum Lösen der Minerale ist nach wie vor eine kostengünstige Gewinnungsmethode und daher wird in diesem Sektor von allen Beteiligten weiter nach Optimierungsmöglichkeiten geforscht.

Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs

Atlas Copco MCT GmbH

Langemarckstraße 35

35141 Essen

Inhalt und Umsetzung der EU-Kennzeichnungsrichtlinie sowie elektronische Verzeichnisführung für kleine, mittlere und große Unternehmen

Dipl.-Ing. Thomas Menzel
TTE-Europe GmbH

Im Ergebnis von Terroranschlägen in Europa beschloss die EU eine Reihe von Maßnahmen zur europaweiten Terrorismusabwehr. Dazu gehört die EU-Richtlinie 2008/43/EC, die durch die Richtlinie 2012/4/EU präzisiert wurde. Ziel der EU-Richtlinie ist es, im Fall des Auffindens von Explosivstoffen (z.B. bei Ermittlungen im Umfeld des Terrorismus) den ermittelnden Behörden schnell Auskunft über den letzten Besitzer geben zu können.

Betroffen sind die Hersteller, Händler und Verwender von Explosivstoffen. Von der EU-Kennzeichnungsrichtlinie nicht betroffen sind Explosivstoffe, die erst unmittelbar am Verwendungsort hergestellt werden, Munition sowie einige wenige Explosivstoffe wie Anzündschnüre.

Bereits ab 5. April 2013 müssen alle innerhalb der EU hergestellten bzw. in die EU importierten Explosivstoffstoffe mit einer eindeutigen individuellen Nummer versehen werden. Sie wird auf jeden einzelnen Explosivstoff im Klartext und als Data-Matrixcode aufgebracht.

Herausforderungen

1. Jede Bewegung eines Explosivstoffs muss mit Hilfe der individuellen Nummer dokumentiert werden. Erschwerend kommt hinzu, dass die Länge der Nummer etwa bis zu 25 Stellen betragen kann.
2. Jedes Unternehmen muss jederzeit (7 Tage, 24 Stunden) gegenüber der zuständigen Behörde zum Verbleib jedes Explosivstoffs auskunftsfähig sein. Die Auslegung des Wortes "jederzeit" auf eine bestimmte Zeitspanne ist nicht möglich. Die Regelung entspricht jedoch dem, was auch in anderen Rechtsbereichen z. B. bei Unfällen im Betrieb oder bei Störfällen vorgesehen ist. Dies ist eine Anforderung, die vor allem kleine oder mittelständische Unternehmen nicht oder nur mit hohem Aufwand erfüllen können. Auskunftspflicht besteht gegenüber den für den Vollzug des Sprengstoffrechts bzw. für die Strafverfolgung zuständigen Behörden.
3. Alle Daten müssen 10 Jahre aufbewahrt werden.

Lösung

Die einzige sinnvolle Lösung ist fast immer die Einführung eines elektronischen Erfassungs- und Auskunftssystems (mitunter auch als elektronisches Sprengmittelverzeichnis bezeichnet).

Die elektronischen Erfassungs- und Auskunftssysteme besteht i.d.R. aus einer stationären Software (Software, die sich in einem Rechenzentrum im Internet befindet oder auf PC-Technik beim Anwender installiert wird) sowie mobilen Geräten mit denen Bewegungen von Explosivstoffen in Sprengstofflagern oder am Sprengort registriert werden.

Damit zukünftig die Empfänger der Explosivstoffe im Wareneingang nicht jede individuelle Nummer einzeln registrieren müssen, erhalten sie von ihrem Lieferanten neben der Ware eine Datei (XML-Datei) in der alle individuellen Nummern der Explosivstoffe bereits enthalten sind. Format und Aufbau der XML-Datei sind von der FEEM, dem europäischen Verband der Explosivstoffhersteller, standardisiert.

Elektronisches Lagerbuch nach §16 SprengG

Neben dem elektronischen Informationssystem muss jedes Unternehmen weiterhin das Verzeichnis nach § 16 SprengG führen.

Deshalb entscheiden sich fast alle Unternehmen im Zusammenhang mit der Einführung des elektronischen Erfassungs- und Auskunftssystems auch zur Einführung des elektronischen Lagerbuches.

TTE – ein elektronischen Erfassungs- und Auskunftssystems zur Umsetzung der EU-Kennzeichnungsrichtlinie und elektronischem Lagerbuch

TTE (Tracking und Tracing von Explosivstoffen) ist ein Erfassungs- und Auskunftssystem, mit dem die Verwendung von Explosivstoffen schnell und einfach dokumentiert werden kann. Für Arbeiten im Sprengstofflager und Steinbruch ist eine Internetverbindung nicht notwendig.

TTE wurde in enger Zusammenarbeit mit dem deutschen Sprengverband e.V. entwickelt. Die TTE-Europe GmbH verfügt über langjährige Erfahrung in der Intralogistik und beschäftigt sich seit 2010 mit der Thematik Tracking und Tracing von Explosivstoffen.

Optimale Anpassung an die Anforderungen des jeweiligen Unternehmens

Die Anforderungen und Voraussetzungen der Unternehmen sind sehr unterschiedlich. Deshalb bietet TTE eine Vielzahl von Varianten und Modulen, sodass jeder TTE-Kunde eine auf ihn abgestimmte Lösung erhalten kann:

- Installation der stationären Software entweder im zentralen Rechenzentrum im Internet oder auf PC-Technik vor Ort
- Auswahlmöglichkeit zwischen mehreren mobilen Datenerfassungsgeräten und Tablet PCs

- Viele Möglichkeiten für den Datentransfer vom Lieferanten zum Kunden (Trustcenter, Anlage zur E-Mail, Datenträger wie USB-Stick, Riocloud, UMTS)
- Unterschiedliche Gebührenmodelle

Auskunftspflicht gegenüber den Behörden auch ohne persönliche Erreichbarkeit

Auch für Auskunftsfähigkeit gegenüber den für den Vollzug des Sprengstoffrechts sowie den für die Strafverfolgung zuständigen Behörden bietet TTE mehrere Varianten:

- Die Behörde übergibt jeweils die individuellen Nummern der aufgefundenen Sprengstoffe an das Unternehmen. Das Unternehmen recherchiert in seinem Erfassungs- und Auskunftssystem und erteilt der Behörde die Auskunft.
- Das Unternehmen generiert für die Behörde ein Passwort. Mit dem Passwort kann die Behörde die Recherche im Rechenzentrum (das sich im Internet befindet) selbst durchführen. Die Recherche der Behörde ist nur nach konkreten einzelnen Explosivstoffen möglich (keine Bestandsabfragen). Das Unternehmen wird davon automatisch informiert. Es kann den Zugang der Behörde jederzeit sperren.

Da bei der zweiten Variante keine permanente persönliche Auskunftsfähigkeit gegenüber den Behörden notwendig ist, wird sie besonders oft gekauft.

Zukunftssicherheit und Unabhängigkeit

- TTE hat die komplette Fachkompetenz im eigenen Haus. TTE wurde durch die TTE-Europe GmbH entwickelt.
- Mit über 60 Personen verfügt die TTE-Europe GmbH über ein sehr gutes Potenzial für leistungsfähigen Service und permanente Weiterentwicklungen.
- TTE besitzt in fast jedem europäischen Land einen Partner

Einfache Bedienung

TTE wurde optimal auf die alltäglichen Arbeitsvorgänge in einem Unternehmen abgestimmt. Die Software besitzt eine einfache und nutzerfreundliche Bedienoberfläche. Sie ist weitestgehend selbsterklärend. Dadurch ist der Schulungsaufwand minimal. Die handlichen Geräte machen das Arbeiten schnell und einfach. Je nach Vorlieben des Anwenders, können die mobilen Geräte per Touchscreen und Tastatur, auch mit Handschuhen, bedient werden.

Dipl.-Ing. Thomas Menzel

TTE-Europe GmbH
Tannenstrasse 2
01099 Dresden

Einführung des SAP-Programms Electronic Explosives Registry (EXR) auf den Bergwerken der RAG Deutsche Steinkohle AG

Dipl.-Ing. Detlef Haasler

IT-Geschäftsprozessmanager
RAG Deutsche Steinkohle AG

Dipl.-Ing. Ramon Kipp

Leiter Automation/Elektrotechnik
RAG Mining Solutions GmbH

Zusammenfassung

Mit den Richtlinien 2008/43/EG und 2012/4/EU hat die EU festgelegt, dass spätestens ab 5. April 2013 alle gewerblich genutzten Explosivstoffe eine elektronisch lesbare Kennzeichnung tragen müssen. Die Hersteller sind aufgefordert, ihre Produkte mit Barcodes zu versehen und dem Kunden eine Aufstellung der gelieferten Produkte in elektronischer Form zukommen zu lassen. Der Kunde ist aufgefordert, eine Bestandsführung für jedes Einzelteil ab April 2015 durchzuführen. Das führt zwangsläufig in die Richtung einer EDV-Lösung.

Seit April 2013 ist bei RAG Aktiengesellschaft das SAP Programm „Electronic Explosives Registry“ (EXR) produktiv. Mit diesem SAP-Programm EXR ist es möglich, die gesetzlich geforderte Bestandsverfolgung von Sprengstoff, Sprengschnüren und Zündern auf Einzelteilnummernebene durchzuführen. Das Programm ist integrativer Bestandteil des SAP Moduls MM. Alle Materialbewegungen werden im Programm dokumentiert, so dass eine Lebenslaufverfolgung auf dem Einzelteil möglich ist.

1 Einleitung

Seit April 2013 ist auf allen Bergwerken der RAG Deutsche Steinkohle das eigenentwickelte SAP Programm „Electronic Explosives Registry“ (EXR) produktiv.

Dies stellt den Schlusspunkt eines Projektes dar, das im Juli 2011 unter Federführung der IT und der Fachstelle für das Sprengwesen (Abteilung Arbeitsschutz / Gesundheitsschutz) gestartet wurde. Weitere Beteiligte waren die Sprengabteilungen der Bergwerke, die zuständige Bergbehörde, die RAG Mining Solutions GmbH, die Firmen Austin und Maxam sowie der IT-Dienstleister ATOS IT Dienstleistung- und Beratung GmbH, Gelsenkirchen (siehe Abbildung 1).

Projektbeteiligte

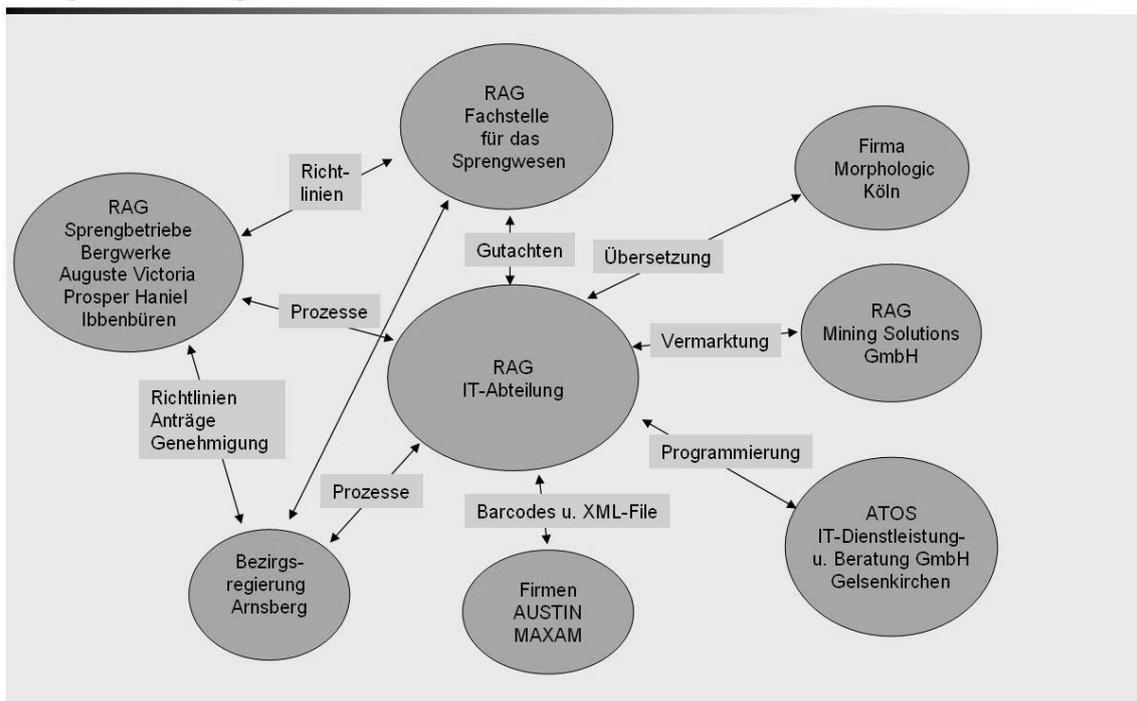


Abbildung 1: Projektbeteiligte

Arbeitsteilung im Projekt:

- Die Projektorganisation lag in den Händen der IT. Sie war für die Erstellung des Lastenheftes, der Programmiervorlage, der Schulungsunterlagen und Schulung der Anwender zuständig.
- Die Fachstelle für das Sprengwesen hielt die Verbindung zur zuständigen Bergbehörde und betreute die notwendigen Genehmigungsanträge für die Hardwarekomponenten (Rechner u. Drucker unter Tage, Scanner, PDA). Darüber hinaus gaben sie die notwendigen zu erstellenden Gutachten in Auftrag.
- Die Sprengabteilungen der Bergwerke arbeiteten an der Gestaltung der Buchungsprozesse aktiv mit.
- Die Fa. ATOS führte die Programmierung in SAP durch.
- Mit den Sprengstofflieferanten wurden die notwendigen Details bezüglich der Sprengmittellieferungen abgestimmt.
- Die RAG Mining Solutions vermarktet die SAP-Anwendung EXR.

Die Herausforderung des Projektes lag darin, die unterschiedlichen Anforderungen der Projektbeteiligten zu bündeln. Die intensive Zusammenarbeit zwischen allen beteiligten Gruppen führte zu dem Ergebnis eines modernen, anwenderorientierten SAP-Programms, mit dem das Tagesgeschäft eines Sprengbetriebes abgewickelt werden kann.

Mit dem SAP-Programm EXR ist es möglich, eine Bestandsverfolgung auf Einzelteilnummernebene bei Sprengstoffen, Sprengschnüren und Zündern durchzuführen. Das Programm ist integrierter Bestandteil des SAP Moduls MM.

Alle Bewegungen von Material werden im Programm dokumentiert, sodass eine lückenlose Lebenslaufverfolgung auf dem Einzelteil revisionsicher möglich ist.

Durch die Anbindung von handelsüblichen Barcodescannern für den übertägigen Bereich sowie von PDAs für den untertägigen Bereich, lassen sich die Bewegungen des Materials einfach und fehlerfrei durch die Anwender buchen.

Durch die intelligente Gestaltung des Programms ist es möglich, Materialbewegungen am Bildschirm mit Maus und Tastatur mit geringem Aufwand zu buchen.

2 Richtlinien

Mit der Richtlinie 2008/43/EG hat die EU festgelegt, dass spätestens ab 5. April 2012 alle gewerblich genutzten Explosivstoffe (mit wenigen Ausnahmen wie z. B. Munition und am Bohrloch hergestellte Sprengstoffe) eine elektronisch lesbare Kennzeichnung tragen müssen. In deutsches Recht umgesetzt wurde diese Vorschrift im Rahmen des 4. Sprengstoffänderungsgesetzes (4. SprengÄndG), das zum 01. Oktober 2009 in Kraft getreten ist. Die Vorschriften der europäischen Richtlinie wurden dabei unverändert in das deutsche Sprengstoffrecht übernommen. [2]

2.1 Pflichten der Unternehmen

Die Kennzeichnungsrichtlinie ist von allen Unternehmen des Explosivstoffsektors anzuwenden. Folgende Pflichten sind u. a. zu erfüllen:

- Führen eines Standortverzeichnis über alle Explosivstoffe, bis sie verwendet bzw. an ein anderes Unternehmen übergeben wurden.
- Führen eines Verzeichnisses mit allen Kennzeichnungen und zweckdienlichen Informationen einschließlich der Art des Explosivstoffs und des Unternehmens bzw. der Person, der er übergeben wurde.
- Die Zurückverfolgung der Explosivstoffe muss möglich sein, sodass der jeweilige Besitzer jederzeit festgestellt werden kann.
- Die Datenerfassung über die gesamte Lieferkette und den gesamten Lebenszyklus muss gewährleistet sein.
- Aufbewahrung der erfassten Daten einschließlich der eindeutigen Kennzeichnungen über einen Zeitraum von zehn Jahren.
- Überprüfung der Datenerfassungsverfahren in regelmäßigen Abständen.

Die Unternehmen stellen den zuständigen Behörden auf Anfrage Informationen über Herkunft, Standort und Verbleib der Explosivstoffe zur Verfügung.

Die Kontaktdaten einer Person sind zu benennen, die diese Informationen auch außerhalb der normalen Geschäftszeiten geben kann (24 Stunden am Tag, 7 Tage die Woche). [1]

2.2 Änderung der gesetzlichen Grundlagen; Stand 22.02.2012:

Mit der RICHTLINIE 2012/4/EU DER KOMMISSION vom 22. Februar 2012 haben sich folgende Änderungen ergeben:

Die Hersteller waren aufgefordert, ihre Produkte bis April 2013 mit Barcodes zu versehen und dem Kunden eine Aufstellung der gelieferten Produkte in elektronischer Form (z.B. XML-File) zukommen zu lassen.

Die Sprengstoff verarbeitende Industrie muss ab April 2015 ein Listenwerk (idealerweise EDV) bereithalten, mit dem eine Lebenslaufverfolgung der Einzelteile möglich ist. Produkte, die bis April 2013 nicht gekennzeichnet sind, dürfen bis zum 05.04. 2015 noch verbraucht werden. [3]

2.3 Standard des Verbands der Europäischen Sprengstoffhersteller (FEEM)

Die Richtlinie 2008/43 schreibt nicht vor, wie der vom Hersteller aufzubringende Identifizierungscode genau aufgebaut sein muss.

Die Aufgabe, einen solchen gemeinsamen Standard zu schaffen, hat der Verband der Europäischen Sprengstoffhersteller (Federation of European Explosives Manufacturers FEEM; Internet: www.feem-europe.de) übernommen.

Beim elektronisch lesbaren Teil der Kennzeichnung hat sich der Verband für den DataMatrix-Code ECC 200 als Standard entschieden.

Die Vorteile sind:

- Der Platzbedarf eines DataMatrix-Codes ist deutlich geringer als der eines Strichcodes.
- In einem DataMatrix-Code lassen sich bis zu 3.500 alphanumerische Zeichen und damit deutlich mehr Informationen über das Produkt und logistische Angaben unterbringen.
- Der DataMatrix ECC 200 ermöglicht einen Fehlerkorrekturalgorithmus (Reed Solomon), auch wenn Teile des Codes zerstört sind (bis zu 20 %, z. B. durch Verschmutzung), bleiben die Informationen noch lesbar.
- Der DataMatrix-Code kann grundsätzlich in jeder Winkellage gelesen werden.

Insbesondere die Datensicherheit und der Umfang der möglichen Zeichen gaben den Ausschlag für die Entscheidung zugunsten des DataMatrix ECC 200. [2]

3 Projekt zur Einführung des EXR

Die RAG Deutsche Steinkohle betrieb bereits seit 2005 ein SAP-Programm „Elektronisches Lagerbuch“ (ELB) zur Bestandsführung von Sprengmitteln.

Die Verbesserung der Anwenderfreundlichkeit sowie Kostengründe führten zur Entscheidung, eine Neuprogrammierung durchzuführen. Weiterhin sollte das Programm die heutigen technischen Möglichkeiten der SAP-Software widerspiegeln. Das Projekt wurde am 27.07.2011 gestartet.

Im Projektverlauf kam es zu der genannten Novellierung der Richtlinie. Da das Projekt einen erheblichen Teil der zu leistenden Arbeiten fertig gestellt hatte, wurde an dem Plan festgehalten, das Programm EXR im April 2013 auf den Bergwerken der RAG Aktiengesellschaft einzuführen.

3.1 Funktionalitäten der Neuentwicklung EXR

Nach Erstellung des Lastenheftes und der Programmiervorgabe wurde mit der Entwicklung auf der separaten Plattform S4M (Solution for Mining) im August 2012 begonnen. Die Programmierung war Ende März 2013 abgeschlossen.

Folgende Funktionalitäten sind realisiert worden:

- Übernahme aller Funktionalitäten des vorhandenen SAP-Programms „Elektronisches Lagerbuch“
- Mehrsprachenfähiges SAP-Programm
- Modularer Aufbau der Programmteile (Anwender sieht nur den Programmteil, für den er eine Berechtigung hat)
- Stammdatenpflege durch den Betreiber (Befähigungsscheininhaber, Sprengsteiger)
- Anwenderfreundliche Bildschirmoberfläche zur Bearbeitung der Daten mit Maus und Tastatur
- Abbildung aller Prozesse, die im realen Sprengbetrieb vorkommen
- Anbindung handelsüblicher Scanner für ü.T. zur Erfassung von ECC200DataMatrix-Codes zum Minimieren des Buchungsaufwandes
- Anbindung von schlagwettergeschützten PDAs im u.T.–Bereich; Datenübertragung über Access-Points zum SAP-System
- Programmierung einer Bedieneroberfläche auf dem PDA
- Mobility- Lösung für das firmeneigene Netzwerk
- Bildschirmanalysen zu Bewegungs- und Bestandsdaten
- Bestandsführung von Ohmmetern u. Zündmaschinen
- Listen zur Dokumentation (z. B. Bestandsfeststellungsliste) und für die logistischen Prozesse (z.B. Packzettel für die Beladung der Sprengstoffsammelbehälter (SSB), Wareneingangsscheine).
- Datensicherung im SAP-Server-Netzwerk [4]

Neben diesen Funktionalitäten sind folgende organisatorische Rahmenbedingungen geschaffen worden, um den neuen gesetzlichen Anforderungen gerecht zu werden:

- 24h-Auskunftspflicht durch befugte Personen mittels VPN-Zugriff auf das RAG-Netzwerk
- Alle Buchungsvorgänge werden durch den Sprengbetrieb durchgeführt; dies wird durch eine Sperrlogik für alle anderen SAP-User sichergestellt.

3.2 Kennzeichnung der Produkte durch den Hersteller

Die Hersteller kennzeichnen ihre Produkte laut Vorgabe des Verbandes der europäischen Sprengstoffhersteller (FEEM). Prinzipiell entsprechen die hinterlegten Informationen im XML-File und im Barcode den Vorgaben der FEEM (siehe Abbildung 2).

Feldstruktur Barcodes			
Barcode Sprengschnur:			
90ES0082505100121016000088107012T1600111121000171310002000240SCCA006100A31010000063110000100			
90 ES008 250 5100121016000088 10 7012T16001 11 121000 17 131000 20 00 240 SCCA006100A 3101 000006 3110 000100			
90	Herstellungsland	20	Produktvariante (Einzelteil)
250	Einzelnummer	240	Herstellernummer
10	Losnummer	3101	Nettogewicht (6 kg pro Rolle)
11	Produktionsdatum	3110	Länge (100 m pro Rolle)
17	Verfallsdatum		
Sprengstoff Barcode Kiste:			
90DE0352506103131105000020240IN2103013S03020031000000253300000026371011131100			
90 DE035 250 6103131105000020 240 IN2103013S0 30 200 3100 000025 3300 000026 37 10 11 131100			
90	Herstellungsland	3100	Nettogewicht
250	Einzelnummer (Kistenummer)	3300	Bruttogewicht
240	Herstellernummer	37	Zähler (10 Pakete)
30	Stückzahl (200 Patronen pro Kiste)	11	Produktionsdatum (Nov. 2013)

Abbildung 2: Feldstruktur Barcodes

Die Informationen im XML-File und im Barcode sind bei den Herstellern in unterschiedlicher Form vorhanden. Dieser unterschiedliche Aufbau muss beim Einlesen der XML-Files und beim Buchen mit den Scannern von einem DV-Programm berücksichtigt werden. Das Programm muss für die Verarbeitung der Daten vom Hersteller eine komplexe Logik vorhalten, damit alle möglichen Herstellerinformationen störungsfrei gelesen werden können.

Diese Anforderungen wurden im SAP-Programm EXR der RAG Aktiengesellschaft umgesetzt.

3.3 Funktionsumfang Programm EXR

Stammdatenpflege im Programm EXR

Für die Stammdatenpflege im Programm EXR existiert für den Befähigungsscheininhaber eine eigene Pflegetransaktion. Hier werden alle relevanten Informationen zum Betreiben des Programms hinterlegt.

Folgende Daten mussten vor Produktivsetzung des Programms eingepflegt werden:

- Benutzerdaten: Wer darf was im Programm? Welche Personen sind im Sprengbetrieb beschäftigt?
- Materialdaten: Definierter Warenkorb, der vom Sprengbetrieb betreut wird
- Einsatzschlüssel: Hinterlegung aller Betriebspunkte mit Sprenggenehmigung
- SSB-Daten: Anzahl und Typ der eingesetzten Sprengstoffsammelbehälter(SSB) pro Sprengstofflager(SSL)
- Werksdaten: Allgemeine Beschreibung von Werk, Lagerort und Festlegung der maximalen Lagermengen im Sprengstofflager
- Lagerortdaten: Beschreibung der Lagerorte (Text und Nummer).
- Lieferantendaten: Definition der Lieferanten mit Kundennummer und Kurzzeichen
- Texte: Definierte Begründungen für Stornobuchungen (Forderung der zuständigen Bergbehörde)
- Kommissionierbereiche (optional): Es besteht die Möglichkeit das SSL logisch in mehrere Abschnitte zu unterteilen
- Raumnummern: Liste von Warenempfängern oder Betriebspunkten für den Einsatzschlüssel.[5]

Die meisten Stammdaten werden nur einmalig gepflegt. Daneben gibt es Benutzer-, Material- und Einsatzschlüsseldaten, die durch den Befähigungsscheininhaber (Sprengsteiger) im laufenden Betrieb aktuell gehalten werden müssen.

Abbildung 3 zeigt die für die Stammdatenpflege programmierte Benutzeroberfläche:

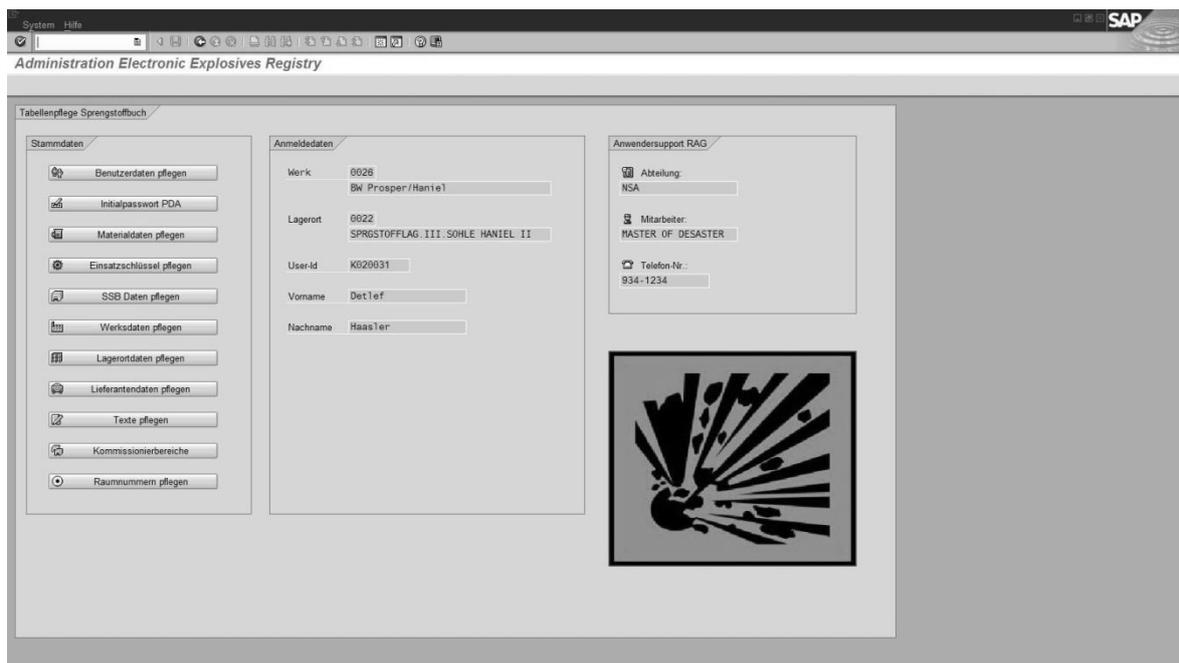


Abbildung 3: Stammdatenpflege EXR

Im linken Bildteil (Stammdaten) sind die Schaltflächen zur Pflege der Stammdaten angeordnet.

Der mittlere Teil der Oberfläche (Anmeldedaten) zeigt dem User, auf welchem Sprengstofflager er angemeldet ist. Wenn z.B. zwei Sprengstofflager pro Werk vorhanden sind, kann sich der Mitarbeiter von einem Lager zum anderen Lager ummelden, wenn er seine Tätigkeit kurz- oder langfristig verlegt.

Im rechten Teil des Bildes (Anwendersupport) sind die Telefonnummern und Namen für die Supportunterstützung hinterlegt. [5]

Prozesse im elektronischen Sprengstoffbuch (EXR)

Der angemeldete User kann von einem Grundbild in die einzelnen Prozesse verzweigen. Es werden nur die Reiterkarten aufgeblendet, für die er autorisiert ist.

Folgende Prozesse können gebucht werden:

- Wareneingänge incl. XML- Daten einlesen und Stichproben durchführen
- Warenausgänge
- Wiedereinnahmen
- Umlagerungen
- Rücklieferungen
- Stornoprozesse

Abbildung 4 zeigt die programmierte Benutzeroberfläche:

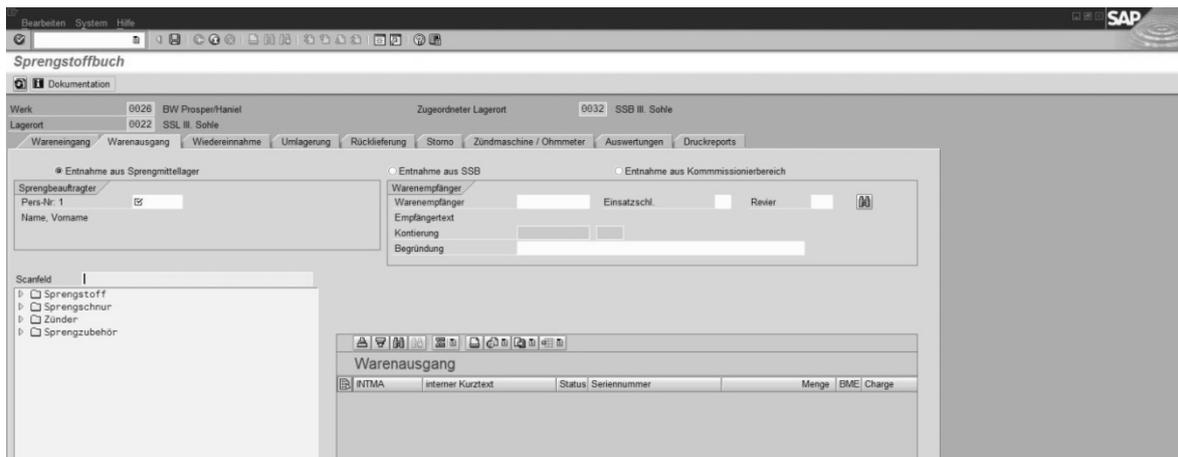


Abbildung 4: Benutzeroberfläche EXR

Im Regelfall werden die Barcodeinformationen für den jeweiligen Buchungsvorgang per Scanner dem System bekannt gegeben. Dafür gibt es ein separates Eingabefeld in jeder Bearbeitungsmaske. Falls der Barcode technisch nicht lesbar ist, kann der menschlich lesbare Teil am Barcode manuell (Feld „Scanfeld“) eingetragen werden.

Im linken Bildteil wird der aktuelle Bestand der einzelnen Materialgruppen angezeigt. Die Informationen können bis auf Einzelteilebene durch Aufklappen der Menüstruktur angezeigt und von dort verarbeitet werden.

Per Drag&Drop oder Doppelklick lassen sich die Materialien in den rechten Teil des Bildes verschieben (Warenkorb), um dann verarbeitet zu werden. [5]

Onlinereports

Über die Reiterkarte „Auswertungen“ können diverse Analysen zu Beständen und Bewegungen von Material bis auf Einzelteilebene durchgeführt werden.

Unter den einzelnen Schaltflächen verbergen sich voreingestellte Analysereports mit unterschiedlichen Selektionskriterien. Gezielt können z.B. Bestände im Lager und Bestände in den Sprengstoffsammelbehältern abgefragt werden. Weiterhin gibt es spezielle Auswertungen zu Zündern und zur Fristenüberwachung (siehe Abbildung 5). [5]

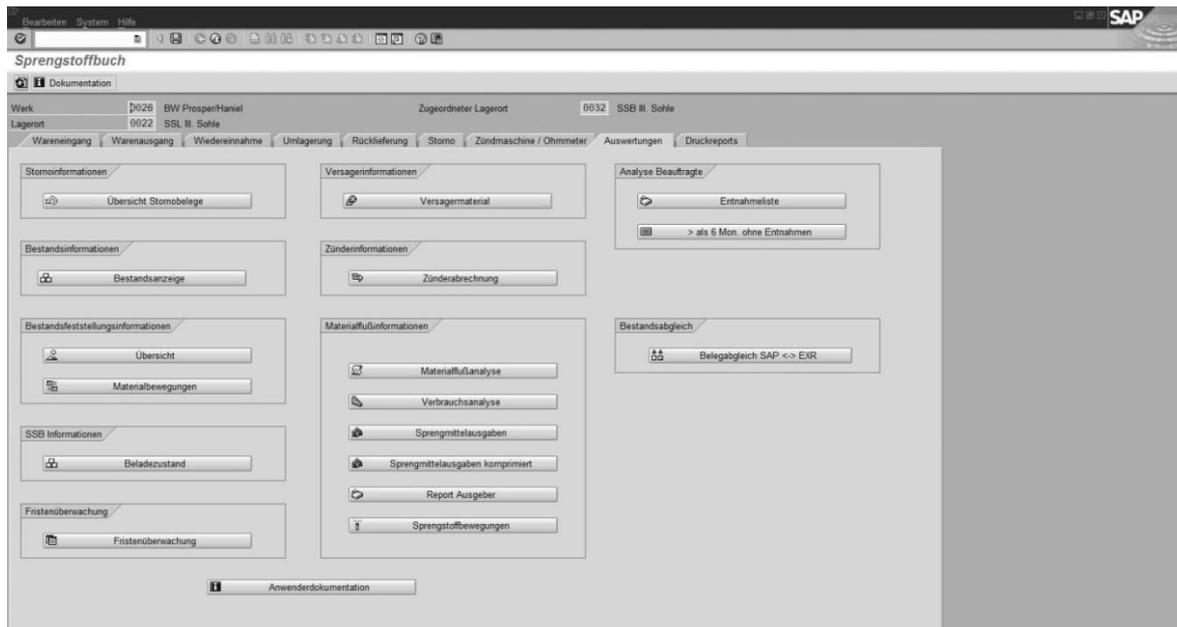


Abbildung 5: Auswertungen im EXR

Druckreports

Druckausgaben in Papierform werden neben der elektronischen Datenvorhaltung derzeit von der zuständigen Bergbehörde gefordert. Über die Reiterkarte Druckreports können folgende Listen und Auswertungen erstellt und gedruckt werden (siehe Abbildung 6):

- Bestandsfeststellungsliste erzeugen
- Bestandsfeststellung drucken
- Tagesabschluss
- Lagerkontrolle Sprengsteiger
- Druck SSB-Beladung (Detail und komprimiert)
- Liste Verantwortliche
- Störungsprotokoll
- Zündmaschinen / Ohmmeter
- Druckwiederholung Packzettel [5]

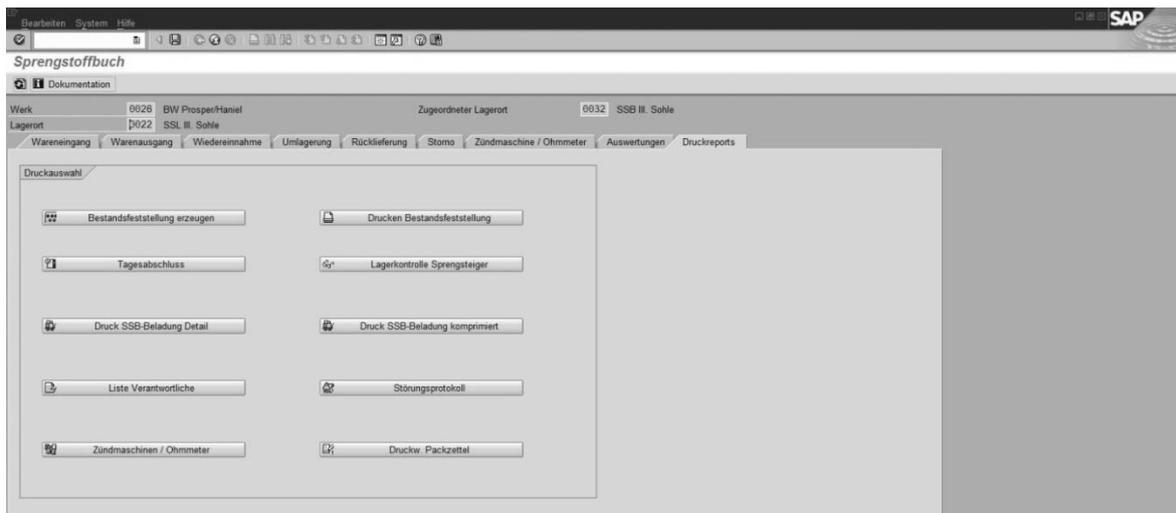


Abbildung 6: Druckreports

4 Hardwareausstattung

4.1 Untertagerechner und Drucker

Die Sprengmittelläger der RAG Aktiengesellschaft liegen teilweise in nicht schlagwettergeschützten Bereichen. Hier können deshalb nur eigens schlagwettergeschützte industrieeübliche Rechner eingesetzt werden. Diese Rechner haben keinen offenen USB- Anschluss, sodass keine handelsüblichen Drucker und Scanner angeschlossen werden können.

Für notwendige Listwerke sind Drucker mit druckfester Kapselung im Einsatz.

4.2 PDA' s mit eigenem Programm für den untertägigen Bereich

Zum Scannen der Patronen, Sprengschnüre und Zünder werden PDAs der Fa. ECOM, i.roc x20 (-EX) [PDA mit ATEX Bergbau Zulassung (IBExU)] betrieben.

Dafür wurde eine zusätzliche Webanwendung für definierte Prozesse des Sprengbetriebes programmiert. Die Benutzeroberfläche dieser PDAs stellt Abbildung 7 dar:



Abbildung aus [8]

Menü
Befähigungsschein-inhaber u.
Ausgeber

Menü
Sprengbeauftragter

Abbildung 7: PDA mit Menüführung

Der Anwender sieht nach seiner Anmeldung eine ähnliche Menüführung am PDA wie auf dem PC. Der zu buchende Prozess wird ausgewählt und die notwendigen Daten (analog zum EXR) werden eingegeben. Hat er seine Eingaben erledigt und das entsprechende Material gescannt, werden die Daten nach SAP gesendet und verbucht.

Hierfür sind die PDAs über eine mobile Infrastruktur an das Netzwerk der RAG Aktiengesellschaft angebunden. Konkret realisiert wird dies durch unter Tage und über Tage an verschiedenen Standorten installierte AccessPoints (eigensicher), die per WLAN die Informationen an das Firmennetzwerk übertragen (siehe Abbildung 8).

Als Verschlüsselungsverfahren für die sichere Kommunikation der PDAs mit den Access Points wird WPA2-PSK eingesetzt. [6]

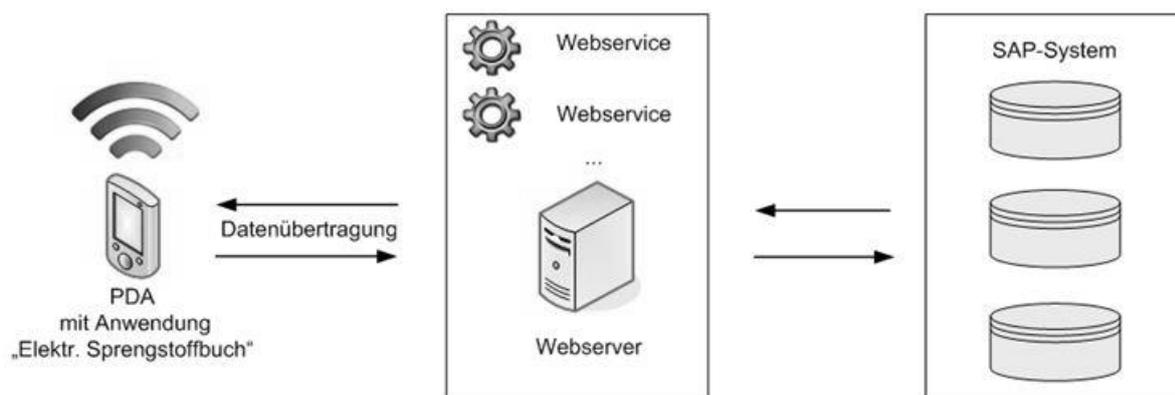


Abbildung 8: Anbindung PDA an das Netzwerk (aus [6])

4.3 Hardware über Tage

In den übertägigen Sprengstofflagern werden Standardhardware (PC, Bildschirm, Drucker) sowie handelsübliche Scanner eingesetzt.

Die bei RAG Aktiengesellschaft eingesetzten Scanner zeigt Abbildung 9.



Abbildung 9: Eingesetzte Scanner Motorola (aus [7])

5 Berechtigungskonzept

5.1 SAP- Rollenkonzept

Die Berechtigung zum Arbeiten mit dem SAP Programm EXR ist über das SAP-Rollenkonzept realisiert worden.

Die Sammelrolle „Sprengsteiger“ (Befähigungsscheininhaber) beinhaltet die Berechtigung zum Pflegen der Stammdaten und die Berechtigung zum Bedienen des Programms EXR. In der Sammelrolle sind alle Berechtigungen hinterlegt, die notwendig sind, die materialwirtschaftlichen Prozesse zu buchen. Nur mit der Sammelrolle „Sprengsteiger“ kann der Wareneingang zur Bestellung gebucht werden.

Die Sammelrolle „Ausgeber“ beinhaltet die Berechtigung zum Bedienen des Programms EXR. In der Sammelrolle sind alle Berechtigungen hinterlegt, die notwendig sind, die materialwirtschaftlichen Prozesse zu buchen. [5]

5.2 Berechtigung über Steuertabellen

Über die Steuertabelle der Benutzerdaten legt der Befähigungsscheininhaber im Einzelfall fest, welcher Benutzer welchen Prozess buchen darf. Diese Kennzeichen in der Steuertabelle steuern auch, welche Reiterkarten dem Benutzer angeboten werden.

5.3 PDA Berechtigungskonzept

Für die Bedienung der PDA gibt es ein ähnliches Berechtigungskonzept.

Der Benutzer meldet sich über seine Personalnummer und sein Passwort an. Das Berechtigungskonzept steuert auch hier, welche Menüs zum Bearbeiten angeboten

werden. Meldet sich zum z. B. ein Sprengbeauftragter an, dann werden ihm nur die Menüpunkte „Warenausgang SSB“ und „Wiedereinnahme SSB“ angeboten.

Meldet sich ein Befähigungsscheininhaber (Sprengsteiger) oder Ausgeber an, dann stehen alle Menüpunkte zur Verarbeitung an (siehe Abbildung 7).

Das Berechtigungskonzept steuert auch die Verbuchung der Daten in SAP. Gesendete Daten vom Befähigungsscheininhaber oder Ausgeber werden sofort verbucht, gesendete Daten vom Sprengbeauftragten landen in einer Bearbeitungstabelle, die vom Befähigungsscheininhaber oder Ausgeber noch freigegeben werden müssen. [6]

6 Einsatz von EXR außerhalb des deutschen Steinkohlenbergbaus
Wie bereits oben beschrieben, muss nach Inkrafttreten der EU-Richtlinie 2012/4/EU der Umgang mit Explosivstoffen genau rückverfolgbar sein. Aus diesem Grund müssen alle Hersteller von Sprengstoffen und Zündern ab April 2013 ihre Explosivstoffe mit einem DataMatrix-Code ECC 200 versehen.

Für den Endanwender von Sprengstoffen, also hier den nationalen sowie europäischen Bergbauunternehmen aller Rohstoffbereiche, bedeutet dies, dass sie auf dieser Datenbasis in der Lage sein müssen, die Erfassung und Verwaltung der Explosivstoffe, idealer Weise in elektronischer Form, abwickeln zu können. Sämtliche Daten sind zudem zehn Jahre vorzuhalten.

Die RAG Mining Solutions bietet dem nationalen und internationalen Bergbaumarkt außerhalb der Steinkohle diesen SAP-Lösungsbaustein an, der sich bereits in der Praxis bewährt hat. Mit ihm wird dem Sprengstoffänderungsgesetz entsprochen.

Der Einsatz des Programms EXR ist in Nordrhein-Westfalen von der zuständigen Bergbehörde anerkannt.

Die Lösung ist integrativer Bestandteil des SAP Moduls MM und bildet im System den gesamten Lebenslauf jedes einzelnen Sprengmittels ab. Zur Einführung des EXR bietet die RAG Mining Solutions ein auf die persönlichen Belange des Kunden zugeschnittenes Lösungspaket an, das folgende Teilpakete umfasst:

- Bereitstellung einer Installations-CD zur Einbindung des Lösungsbaustein in die vorhandene SAP-Systemlandschaft
- Unterstützung bei der Implementierung in die vorhandene SAP-Systemlandschaft
- Bereitstellung einer Anwenderdokumentation (auch als Grundlage für Key-User Schulung)
- Key-User Schulung
- Support bei der Produktivsetzung
- Prozessberatung

- Anwendersupport und Wartung im Rahmen von Application Management
- Kundenindividuelle Weiterentwicklung der Lösung
- Anbindung von mobilen Lösungen

Auch für Kunden, die heute noch kein ERP-System im Einsatz haben – wie dies oftmals bei Betrieben der Hartsteinindustrie der Fall ist – hält die RAG Mining Solutions eine angepasste Lösung vor.

Aber egal ,welche Lösung vom Kunden gewählt wird, durch die Einführung des EXR in seinen Betrieben profitiert er immer von folgenden Punkten:

- Zuverlässige Information und Rückverfolgung laut EU-Richtlinie
- Sicherheit durch hohe Bestandstransparenz
- Einfache und genaue Verfolgung der Sprengmittel bis zur kleinsten Verpackungseinheit über den gesamten Lebenszyklus im Unternehmen
- Anwenderfreundlichkeit durch Cockpitsteuerung, Drag&Drop-Bedienung und Barcodeerfassung
- Kostenreduktion durch gezielte Planungen und Bestandstransparenz
- Schnelle und kostengünstige Integration in die vorhandene SAP-Systemlandschaft.
- Transparentes betriebswirtschaftliches Controlling

7 Fazit

Mit der Einführung des SAP- Programms „Electronic Explosives Registry“ hat die RAG Aktiengesellschaft die gesetzliche Anforderungen aus den EU-Richtlinien 2008/43/EG und 2012/4/EU vorzeitig umgesetzt. Das Programm ist anwenderfreundlich und bildet alle im Sprengbetrieb vorkommenden Prozesse ab.

Die Programmierung ist mehrsprachenfähig ausgeführt und lässt sich deshalb von europäischen Bergbaufirmen nutzen, die als ERP-Software SAP im Einsatz haben.

Die Vermarktung des Programms wird durch die RAG Mining Solutions GmbH betrieben.

Glossar, Begriffslexikon

Access Point bzw. Wireless Access Point	Schnittstelle für kabellose Kommunikationsgeräte zur Verbindung mobiler Endgeräte über ein WLAN mit einem Local Area Network (LAN).
ELB	Elektronisches Lagerbuch, SAP-Anwendung im SAP-System BP2 der RAG.
ERP	Enterprise- Ressource- Planning (ERP) bezeichnet die unternehmerische Aufgabe, die in einem Unternehmen vorhandenen Ressourcen (Kapital, Betriebsmittel oder Personal) möglichst effizient für den betrieblichen Ablauf einzusetzen und somit die Steuerung von Geschäftsprozessen zu optimieren. (Wikipedia)
EXR	Electronic EXplosives Registry, Neuentwicklung auf der Plattform SOL4MINE (S4M) im SAP-System BS2. Produktiv seit April 2013 im SAP-System BP2 der RAG.
PDA	Personal Digital Assistant, ist ein kompakter, tragbarer Computer.
SAP	Die SAP Aktiengesellschaft mit Sitz im baden-württembergischen Walldorf ist der größte europäische und weltweit viertgrößte Softwarehersteller. Tätigkeitsschwerpunkt ist die Entwicklung von Software zur Abwicklung sämtlicher Geschäftsprozesse eines Unternehmens wie Buchführung, Controlling, Vertrieb, Einkauf, Produktion, Lagerhaltung und Personalwesen. Der Name steht inzwischen synonym für das zentrale Softwareprodukt der Firma, ein integriertes betriebswirtschaftliches Standardsoftwarepaket SAPR/3 für Client-Server-Systeme. (Wikipedia)
S4M	Solution For Mining; Entwicklungsumgebung der RAG in SAP mit eigenem Namensraum.
SSB	Sprengstoffsammelbehälter: Ein Zwischenlager unter Tage für kleinere Sprengstoffmengen, um lange Transportwege vom Sprengstofflager (SSL) zum Betrieb zu vermeiden.
SSL	Sprengstofflager: Auf den Schachtanlagen der RAG existiert jeweils mindestens ein Sprengstofflager, das sich abhängig von der Schachtanlage Über- oder Untertage befindet.
WLAN	Wireless Local Area Network, bezeichnet ein lokales Funknetzwerk.

Quellen

- [1] Richtlinie 2008/43/EG der Kommission vom 4. April 2008 zur Einführung eines Verfahrens zur Kennzeichnung und Rückverfolgung von Explosivstoffen für zivile Zwecke gemäß der Richtlinie 93/15/EWG des Rates. Amtsblatt der europäischen Union, L94/8 vom 05.04.2008
- [2] Dokument „Seiten_9-14_Sprenginfo_02-2010.pdf“, Umsetzung der Kennzeichnungsrichtlinie 2008/43/EG, Autoren: Manfred Dax, sprewa Sprengmittel GmbH; Jörg Rennert, Dresdner Sprengschule GmbH, Sprenginfo 32 (2010)
- [3] RICHTLINIE 2012/4/EU DER KOMMISSION vom 22. Februar 2012 zur Änderung der Richtlinie 2008/43/EG zur Einführung eines Verfahrens zur Kennzeichnung und Rückverfolgung von Explosivstoffen für zivile Zwecke gemäß der Richtlinie 93/15/EWG des Rates. Amtsblatt der europäischen Union, L50/18 vom 23.02.2012
- [4] Dokument: „AE-Antrag EXR_Prozesse.doc“, Beschreibung der Neuprogrammierung „Elektronisches Sprengstoffbuch“ incl. Einzelverfolgung von Sprengstoff, Zündern und Zubehör; Autor: Detlef Haasler, RAG Deutsche Steinkohle, Abteilung Servicebereich Kaufm. Dienste BK11 IT-Geschäftsprozessmanagement
- [5] Dokument: „Anwenderdokumentation EXR_6.doc“, Version 6, März. 2014 Anwenderdokumentation Elektronische Sprengstoffbuch EXR, Stammdaten Prozesse, Auswertungen u. Druckreports; Autor: Detlef Haasler, RAG Deutsche Steinkohle, Abteilung Servicebereich Kaufm. Dienste BK11 IT-Geschäftsprozessmanagement
- [6] Dokument: „2014_01_15_BuS15tagungsband2_abi09“ Projekt: PDA Elektronisches Sprengstoffbuch, Anbindung an EXR, Pflichtenheft, Version2.3 Autor: Stefan Schmidt, Atos IT Dienstleistung und Beratung GmbH, Gelsenkirchen
- [7] Dokument „DS3508_SERIES_SS_0410DE.pdf“ und „DS378_SERIES_SS_0110DE.pdf“ Produktinformation der Fa. Motorola; www.motorola.com/ds3508 und www.motorola.com/ds3578; Motorola Solutions Germany GmbH, 65510 Idstein
- [8] Dokument „Einführung i.roc x20 (-EX) Pocket PC“ der Fa. ECOM instruments,97959 Assamstadt; Produktinformation

Dipl.-Ing. Detlef Haasler
Detlef.Haasler@rag.de

RAG Deutsche Steinkohle AG
Shamrockring 1
44623 Herne

Dipl.-Ing. Ramon Kipp
ramon.kipp@ragms.com

RAG Mining Solutions GmbH
Shamrockring 1
44623 Herne

Kennzeichnung und Rückverfolgung von Explosivstoffen in den Bergwerken der K+S Gruppe

Dr.-Ing. Rüdiger Triebel

K+S Aktiengesellschaft

Der Fachvortrag seitens der K+S Aktiengesellschaft befasst sich mit der Realisierung von Kennzeichnung und Rückverfolgung von Explosivstoffen in den Bergwerken der K+S Gruppe. Für weitere Informationen wenden Sie sich an die K+S Aktiengesellschaft.

Dr.-Ing. Rüdiger Triebel

K+S Aktiengesellschaft

Bertha-von-Suttner-Straße 7

34131 Kassel

Untersuchungen zur Optimierung der Auswetterzeit nach Sprengungen im Kammerbau

Prof. Dr.-Ing. Helmut Mischo

Dipl.-Ing. Sascha Noll

Institut für Bergbau und Spezialtiefbau

TU Bergakademie Freiberg

Kurzzusammenfassung

Die Gewinnung von Rohstoffen unter Tage mittels Bohren und Sprengen ist auf Grund veränderter Randbedingungen, z.B. geplanten Senkungen von Arbeitsplatzgrenzwerten, nicht nur ein stetiger Optimierungsprozess des Bohr- und Sprengvorganges sondern auch von weiteren bergbaulichen Prozessen wie der Wettertechnik. Neben weiterentwickelten Sprengstoffrezepturen – und somit geänderten Schwadenzusammensetzungen – ist ein weiterer Lösungsansatz zur Reduzierung der Schadstoffbelastung und Auswetterzeit nach Sprengungen eine schnellere Verdünnung der Sprengschwaden durch gezielten und gesteuerten Volumenstromanstieg. Dieser wettertechnische Optimierungsansatz wird auf mehreren Ebenen untersucht:

- 1) Volumenstromverteilung in der gesamten Grube
- 2) Volumenstromverteilung innerhalb eines Revieres
- 3) Volumenstromverteilung innerhalb eines Betriebspunktes

Diese Lösungsansätze wurden mit Hilfe des analytischen Simulationsprogrammes Ventsim VisualTM nach vorheriger Verifizierung der Systemparameter mit realen Bedingungen untersucht. Die Ergebnisse können zur Entscheidungsfindung beitragen, welche wettertechnischen Maßnahmen zur Reduzierung der Auswetterzeit im einzelnen Fall sinnvoll anzuwenden sind.

1 Einleitung

Sprengschwaden sind neben Abgasen der Fahrzeuge die zweite große Gruppe der Emittenten im untertägigen Bergbau. Wichtige Parameter bei der wettertechnischen Analyse von Sprenggasen sind die Höhe der Schadstoffkonzentrationen und die Zeit, in der der Wetzervolumenstrom diese Konzentrationen abführen und auf ein Niveau unterhalb der Arbeitsplatzgrenzwerte verdünnen kann.

Die Auswetterzeit hängt vor allem von folgenden Parametern ab:

- Sprengstoffmenge und Sprengstoffart
- Schwadenvolumen
- Wetzervolumenstrom vor Ort
- Geometrie des Abbaubereiches (räumliche Ausbreitung der Sprengschwaden in benachbarte Grubenbaue)
- Menge an gesprengtem Haufwerk / Haufwerksentgasung

Ein Lösungsansatz zur Reduzierung der Auswetterzeit ist eine schnellere Verdünnung der Sprengschwaden durch gezielten Volumenstromanstieg. Dies kann auf mehreren Ebenen untersucht werden:

Zwei praktische Lösungsansätze der Volumenstrombeeinflussung für eine Verringerung der Auswetterzeit sind in den folgenden Abschnitten detaillierter beschrieben. Dabei wird zunächst auf die Simulation der Volumenstromverteilung in der gesamten Grube eingegangen bevor eine Analyse der Schwadenausbreitung in einem einzelnen Revier folgt. Nachfolgend werden die Untersuchungen zum Lösungsansatz für die Optimierung der Wetterführung innerhalb eines Betriebspunktes auf Grundlage einer analytischen Simulation beschrieben.

Für die Analyse von Sprengschwadenausbreitung und Auswetterzeit wurden entsprechende Szenarien in einem Wettersimulationsprogramm (Ventsim VisualTM) untersucht. Zur Gewährleistung möglichst realitätsgetreuer Simulationsergebnisse ist im Vorhinein ein realer Betriebspunkt im Simulationsprogramm digital nachgebildet und eine real durchgeführte und messtechnisch aufgenommene Sprengung in diesem nachgestellt worden. Dabei waren dem Programm Parameter wie Schwadenvolumen, Sprengstoffmenge, Ausgangskonzentration des Gases CO, Bewetterung vor Ort, Ausbreitungsrate, Kammermaße, Reibungsbeiwert und Wetterwiderstand entsprechend der Realbedingungen vorzugeben.

2 Volumenstromverteilung in der gesamten Grube

Ziel dieses Lösungsansatzes ist, zu analysieren, ob die Gesamtauswetterzeit aller Reviere der Grube mit Hilfe einer gezielten Steuerung der Wetter verringert wird. Dazu dient ein digital nachgestelltes Grubengebäude mit 3 Revieren und 8 Wetterabteilungen (Abbildung 1) als Grundlage für die Simulation der Auswetterzeiten. Wie auch bei den realen Messungen wird als Auswetterzeit die Zeit vom Auslösen der Sprengung bis zum Zeitpunkt der AGW-Unterschreitung am Ort der Gasmessung im Abwetterbereich des jeweiligen Betriebspunktes festgelegt. Es werden dabei zwei Sprengorte pro Wetterabteilung mit Sprengstoffmengen von 250 kg und 500 kg ANFO simuliert.

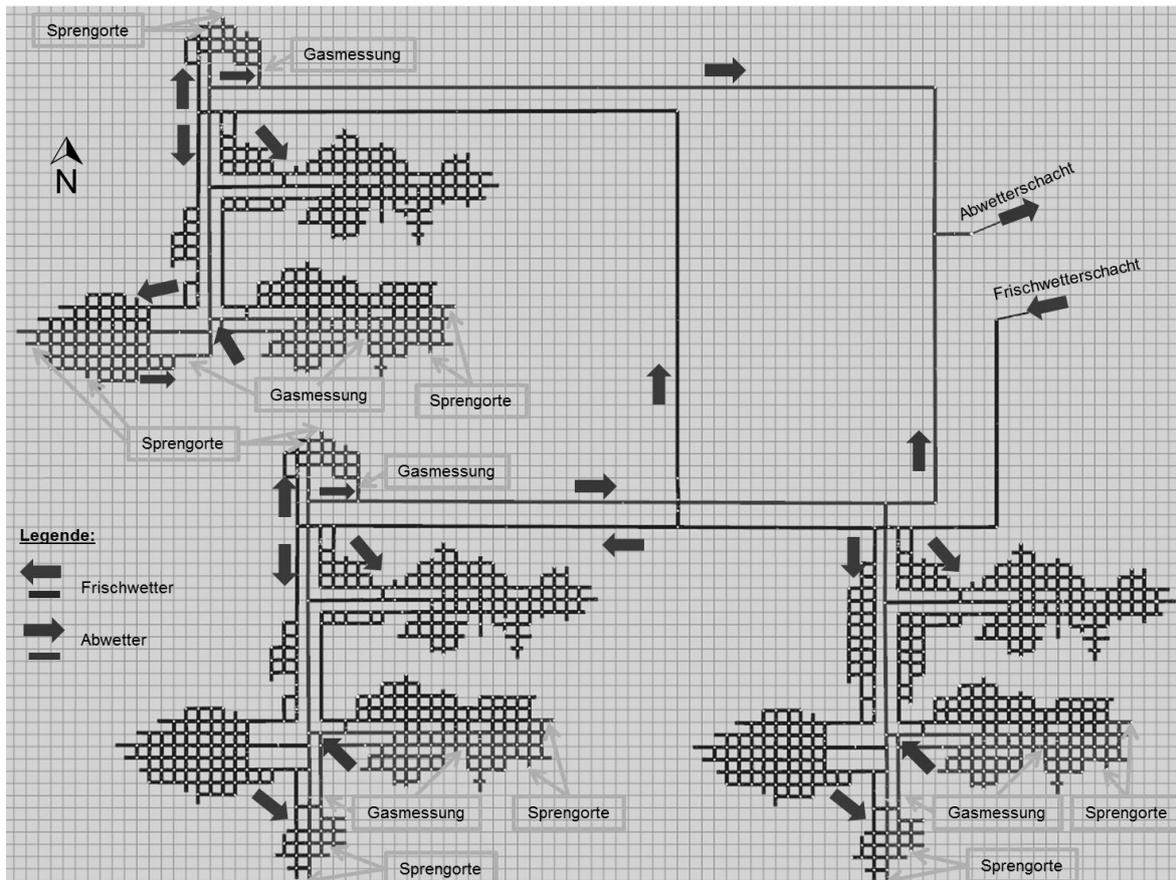


Abbildung 1: nachgestelltes Grubengebäude mit 3 Revieren zur Analyse der Sprengschadenausbreitung und Auswetterzeit

Zur Untersuchung dieses Lösungsansatzes sollen drei Szenarien mit dem betrieblichen Normalzustand verglichen werden.

Normalzustand: Alle Wetterabteilungen (WA) aller Reviere werden mit einem bestimmten Teilvolumenstrom gleichzeitig bewettert.

Szenario 1: Der Gesamtwettervolumenstrom der Grube strömt zunächst durch eine WA eines Reviers, während dessen alle anderen WA des gesamten Bergwerkes abgeschottet sind. Nach dem Auswettern der ersten WA wird der Volumenstrom in eine zweite WA gelenkt und die jeweils anderen abgeschottet. Dies geschieht bis alle WA einmal jeweils mit dem Gesamtvolumenstrom bewettert wurden.

Szenario 2: Eine jeweils gleich große WA pro Revier wird mit einem sich einstellenden Teilvolumenstrom bewettert, während die jeweils anderen WA geschlossen sind. Nach dem Auswettern aller WA der ersten Einstellung wird eine zweite jeweils gleich große WA pro Revier bewettert und die jeweils anderen abgeschottet. Dies geschieht bis alle Kombinationen von WA einmal bewettert wurden.

Szenario 3: Wie in Szenario 2 ist eine WA pro Revier offen, jedoch sind die gleichzeitig bewetterten WA unterschiedlich groß. Nach dem Auswettern aller WA der ersten Einstellung wird eine jeweils zweite WA pro Revier ebenfalls unterschiedlicher Größe bewettert und die jeweils anderen abgeschottet. Dies geschieht bis alle Kombinationen von WA einmal bewettert wurden.

Da der Normalzustand dadurch charakterisiert ist, dass alle WA gleichzeitig bewettert werden, repräsentiert dabei die höchste simulierte Einzelauswetterzeit die Gesamtauswetterzeit der Grube. Im Fall der beschriebenen Szenarien werden WA bzw. Konstellationen von gleichzeitig bewetterten WA nacheinander geöffnet und geschlossen, sodass die Summe der Einzelauswetterzeiten bzw. Summe der höchsten Auswetterzeiten einer Einstellungskonstellation die Gesamtauswetterzeit ergibt. Das Ergebnis der beschriebenen Simulationen ist in Abbildung 2 zusammenfassend graphisch dargestellt.

Im normalen betrieblichen Bewetterungszustand ist der Gesamtwiderstand der Grube auf Grund der vielen wettertechnisch parallelen WA gering. Dementsprechend ist der Gesamtvolumenstrom hoch, dieser teilt sich aber auf alle WA in kleinen Teilwetterströmen auf. Die sich in dieser Simulation einstellende längste Auswetterzeit betrug 120 Minuten.

Szenario 1 simuliert den höchsten Gesamtwetterwiderstand, weshalb der Gesamtvolumenstrom im Vergleich zum Normalzustand geringer ist. Dieser Gesamtvolumenstrom, der in Szenario 1 durch jede WA geleitet wird, ist jedoch deutlich höher als die kleinen Teilvolumenströme im Normalzustand. Die Auswetterzeiten der einzelnen WA sind deutlich kürzer, wegen der Hintereinanderschaltung der Auswetterung ist die Gesamtauswetterzeit in Summe mit 136 Minuten am größten bei diesem Vergleich.

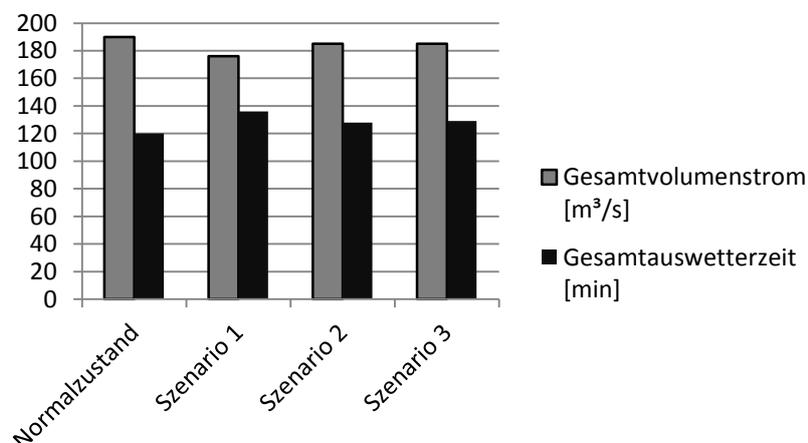


Abbildung 2: Gesamtvolumenstrom und Gesamtauswetterzeit für das nachgestellte Grubengebäude bei verschiedenen Auswitterszenarien im Vergleich zum Normalzustand

Die Szenarien 2 und 3 liegen bei allen betrachteten Parametern zwischen dem Normalzustand und Szenario 1. Auf Grund der Öffnung einer WA pro Revier ist der Gesamtwiderstand kleiner als bei Szenario 1 allerdings höher im Vergleich zum Normalzustand. Dementsprechend stellt sich auch ein vergleichsweise mittelmäßig großer Gesamtvolumenstrom ein. Die Gesamtauswetterzeit beträgt bei beiden simulierten Szenarien jeweils 129 Minuten.

Bei einer realen Durchführung der beschriebenen Bewetterungseinstellungen muss neben einer frischwetterseitigen Abschottung auch auf eine Abschottung der Abwetterwege geachtet werden. Dies würde ein Strömen der Sprengschwaden vom Abwetterbereich einer bewetterten Wetterabteilung in eine benachbarte, abwetterseitig offene Wetterabteilung verhindern.

Weiterhin ist zu beachten, dass mögliche eingesetzte Freistrahllüfter in den Kammern vor Ort für eine gewisse Zirkulation der Wetter im Abbaubereich sorgen. Somit sind die Sprengschwaden nach einer gewissen Zeit nicht zwingend nur im Sprengort konzentriert sondern verteilen sich auch bei nicht aktivem Lüfter einer WA im Abbaubereich. Wird diese WA entsprechend der Vorgehensweise der beschriebenen Szenarien bewettert, ist mit einer geringeren Auswetterzeit in diesem Fall zu rechnen. Dieser Einfluss konnte mit dem Wettersimulationsprogramm nicht untersucht werden, hat jedoch nur geringen Einfluss auf die Gesamtauswetterzeit.

Zur detaillierteren Untersuchung der Sprengschwadenausbreitung und der Auswetterzeit innerhalb eines Revieres diene ein einzelnes nachgestelltes Revier im Kammerbau (Abbildung 3).

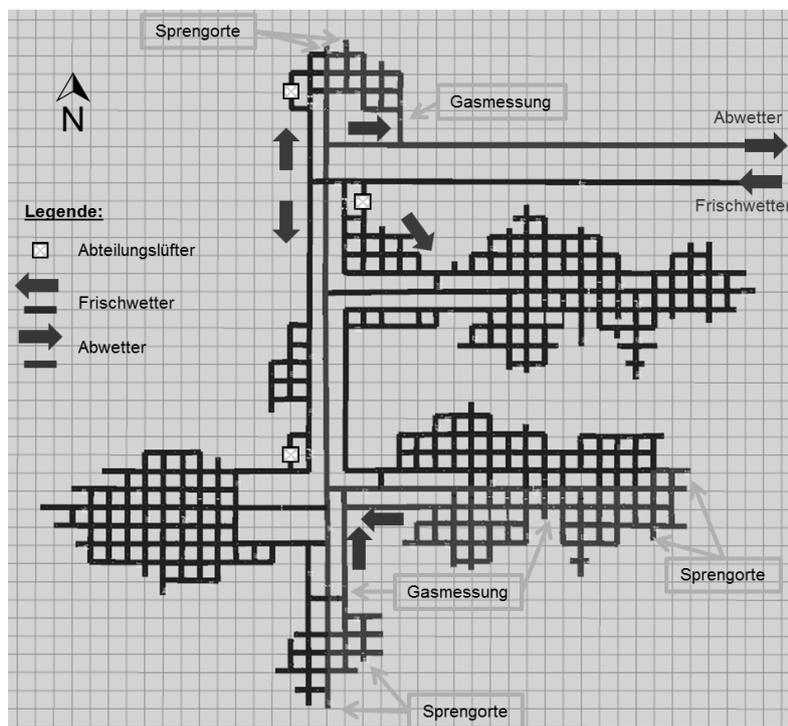


Abbildung 3: nachgestelltes Revier zur Analyse der Sprengschwadenausbreitung und Auswetterzeit

Je nach Einstellungen an den Abteilungslüftern und auf Grund der Wetterwiderstände der einzelnen Abteilungen sind die gleichen Sprengereignisse bei unterschiedlichen Volumenströmen zu untersuchen. Als Resultat dieser Simulationen sind in Abbildung 4 die Auswetterzeiten in den drei verschiedenen Betriebspunkten in Relation zum jeweiligen Volumenstrom dargestellt.

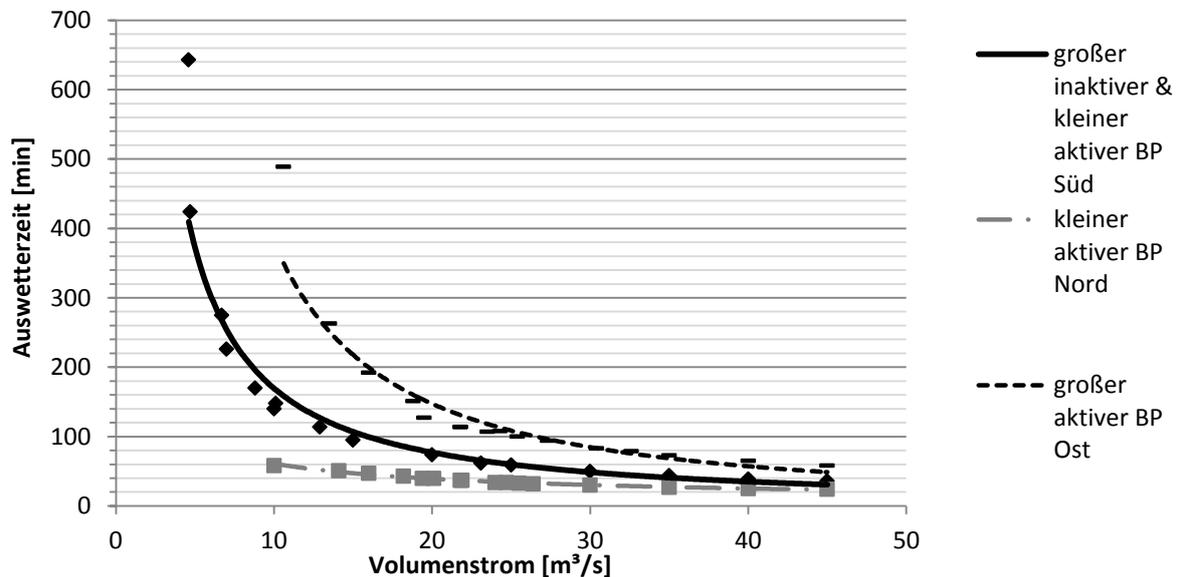


Abbildung 4: Auswetterzeiten in 3 Betriebspunkten eines Reviers im Verhältnis zum jeweiligen Volumenstrom (BP = Betriebspunkt)

Wie Abbildung 4 verdeutlicht, sinkt die Auswetterzeit mit steigendem Volumenstrom entsprechend einer Potenzfunktion. In einem großen Betriebspunkt ist die Auswetterzeit bei vergleichbarem Volumenstrom höher als bei einem kleinen BP, dem noch ein inaktiver größerer BP wettertechnisch vorangeschaltet ist. Das geringste Niveau in Bezug auf die Auswetterzeiten ist erwartungsgemäß bei einem einzelnen kleinen BP festzustellen.

3 Volumenstromverteilung innerhalb eines Betriebspunktes

Nach der Betrachtung der Gesamtvolumenstromverteilung auf einzelne Wetterabteilungen wird die Verteilung des Volumenstromes innerhalb eines Betriebspunktes eingegangen.

Dabei wird das Verhalten des Volumenstromes bei Errichtung von Wettergardinen untersucht, was zu einer Erhöhung des Widerstandes in einigen Querorten und einer anderen Verteilung des Volumenstromes innerhalb eines Betriebspunktes führt. Hierzu wurden verschiedene Konstellationen nachgebildet. In Abbildung 5 sind diese Varianten dargestellt.

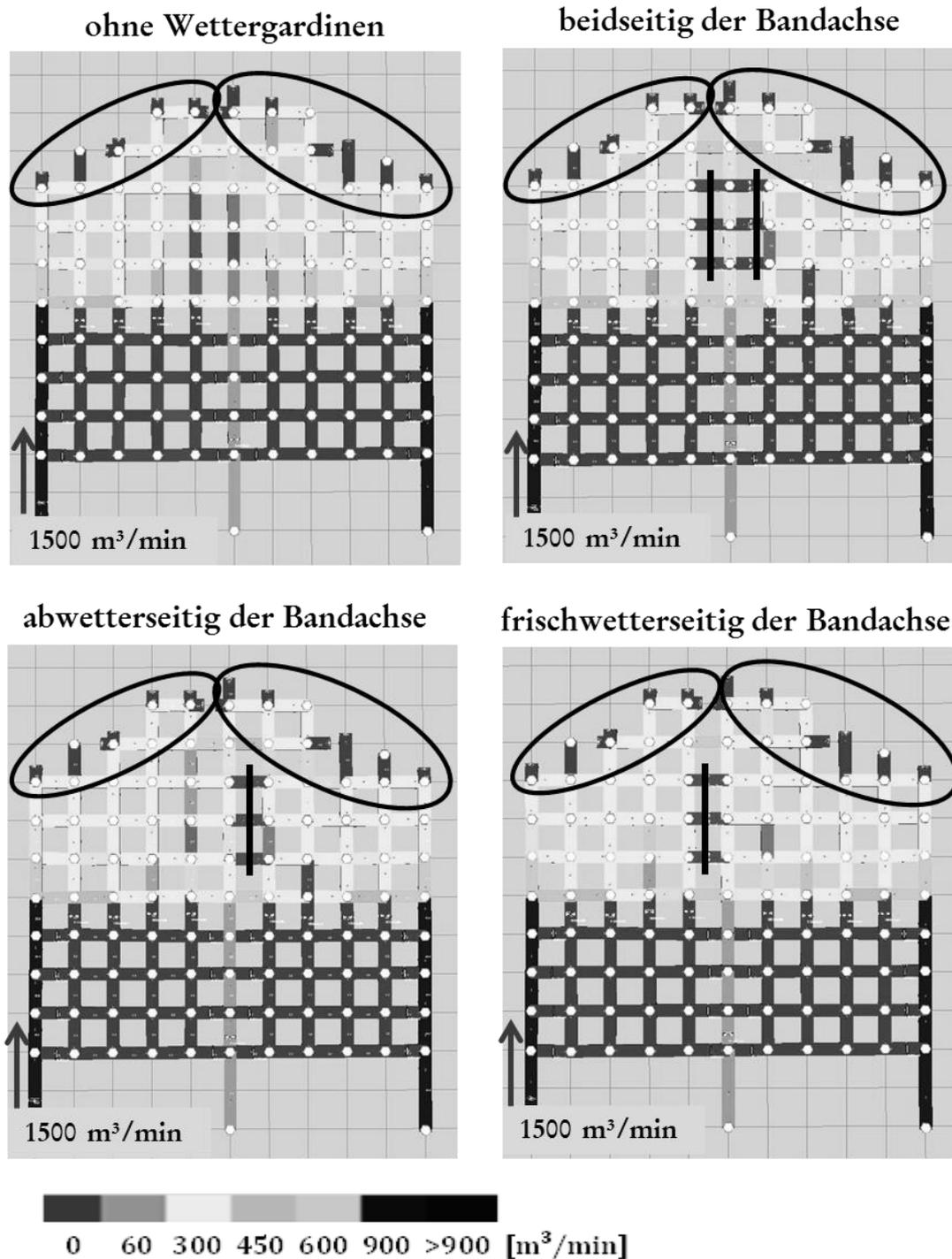


Abbildung 5: Volumenstromverteilung innerhalb eines Betriebspunktes im Kammerbau mit und ohne Wettergardinen

Auf Grund der genannten Wetterwiderstandserhöhung wird ein höherer Volumenstrom an der Abbaufont (schwarz eingekreiste Bereiche in Abbildung 5) erzwungen. Kleine Freistrahllüfter sorgen zusätzlich für eine Bewetterung der Einzelvortriebe, was in diesem Modell jedoch nicht berücksichtigt wurde, da die Volumenstrombilanz in den durchschlägigen Strecken dadurch nicht beeinträchtigt wird. Aus diesem Grund sind die Vor-Ort-Bereiche als Blindorte in Abbildung 5 rot dargestellt. Die rot

gekennzeichneten Strecken im rückwärtigen Bereich des dargestellten Musterbetriebspunktes stellen den mit Hilfe von Wetterwällen abgedichteten Alten Mann dar.

Der Frischwettervolumenstrom ($1500 \text{ m}^3/\text{min}$) teilt sich innerhalb des Betriebspunktes in mehrere parallele Wetterwege auf. Ohne Installation von Wettergardinen strömen ca. $110 - 380 \text{ m}^3/\text{min}$, abhängig von der Lage innerhalb dieses Betriebspunktes, an der Abbaufont entlang. Wenn Wettergardinen frischwetterseitig der zukünftigen Bandachse installiert sind, würde sich ein Volumenstrom an der Abbaufont von $120 - 390 \text{ m}^3/\text{min}$ einstellen. Wettergardinen in den Querorten abwetterseitig der in Zukunft als Bandstrecke genutzten Kammern bewirken einen Anstieg des Volumenstromes an der Abbaufont auf $140 - 400 \text{ m}^3/\text{min}$. Eine Wetterwiderstandserhöhung in den Querorten auf beiden Seiten der künftigen Bandachse führt zu einem Volumenstrom an der Abbaufont von $160 - 410 \text{ m}^3/\text{min}$.

Resultierend kann festgehalten werden, dass die Installation von Wetterleiteinrichtungen im Abbaubereich eine Erhöhung des Volumenstromes um $10 - 50\%$ an der Abbaufont bewirkt. Der Aufwand, dies zu realisieren, betreffe sowohl die Personalplanung als auch die Logistik von Ausrüstung und Material. Der Vorteil dessen ist eine geringere Schadstoffkonzentration vor Ort während der Schicht und eine schnellere Auswetterung von Sprengschwaden, wie folgende Simulationen zeigen.

In dem zuvor beschriebenen Musterbetriebspunkt wurden Sprengungen mit insgesamt 600 kg Sprengstoff (ANFO) an zwei Sprengorten, wie in Abbildung 6 dargestellt, mit den real ermittelten Randbedingungen simuliert. Dabei wurde die CO-Konzentrationsausbreitung in zeitlicher Abhängigkeit nach der Sprengung sowohl mit Wettergardinen in den Querschlägen beidseitig der zukünftigen Bandachse (oberer Teil in Abbildung 6) als auch ohne Installation von Wettergardinen (unterer Teil in Abbildung 6) analysiert.

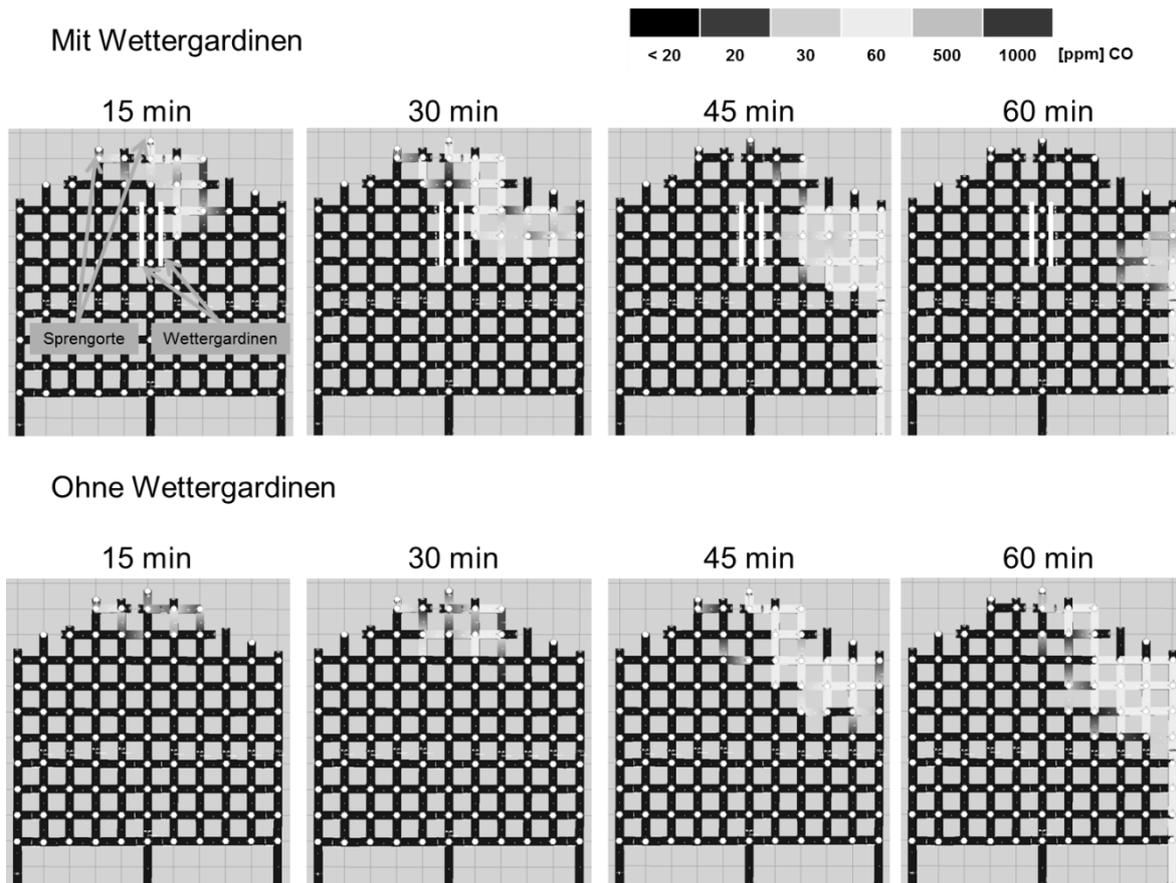


Abbildung 6: Vergleich der Schadstoffausbreitung (CO-Gehalt der Sprengschwaden) bei verschiedenen Zeitabständen nach der Sprengung in zwei Sprengorten mit und ohne installierten Wettergardinen im Abbaubereich bei einem Gesamtfrischwettervolumenstrom von 1500 m³/min

Es ist deutlich zu erkennen, dass der höhere Volumenstrom an der Abbaufont im Fall der Installation von Wettergardinen im stoßnahen Abbaubereich zu einer schnelleren Abführung und stärkeren Verdünnung der Schadstoffe führt. Dies wurde für verschiedene Gesamtfrischwettervolumenströme untersucht und die Auswetterzeit analysiert. Abbildung 7 stellt die Auswetterzeit in Abhängigkeit vom Gesamtfrischwettervolumenstrom für eine simulierte Messstelle im Querort neben dem Sprengort und für eine simulierte Messstelle im Abwetterbereich dar.

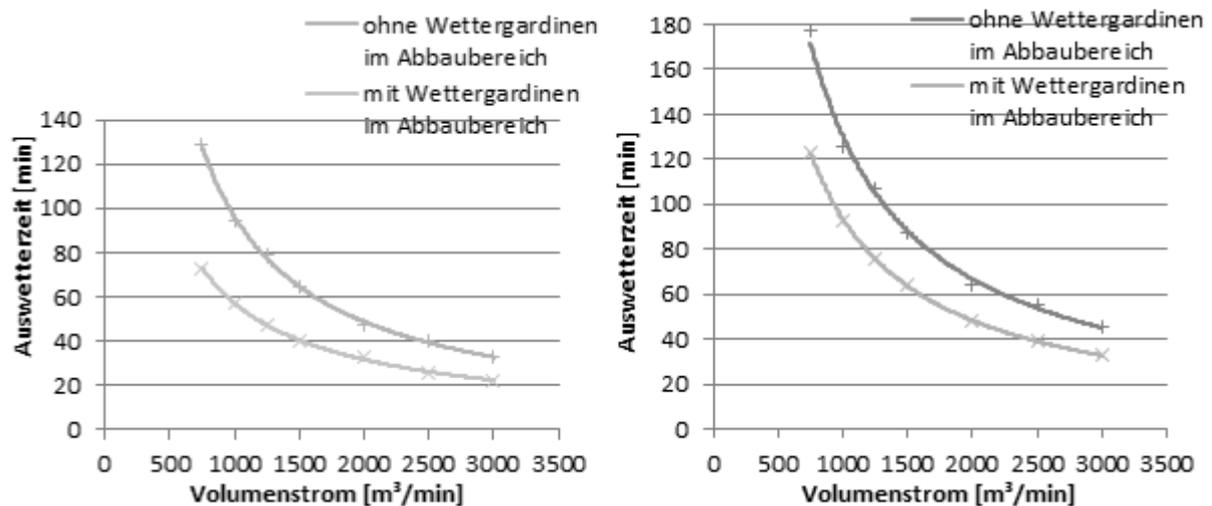


Abbildung 7: Auswetterzeiten im Querort neben der Sprengung (links) und im Abwetter des Musterbetriebspunktes (rechts) bei verschiedenen Gesamtfrischwettervolumenströmen und dem Einsatz von Wettergardinen im Abbaubereich

Die Auswetterzeit (Abbildung 7) lässt sich bei steigendem Volumenstrom mit einem statistischen Bestimmtheitsmaß von $R^2 > 0,98$ als eine Potenzfunktion beschreiben. Auf Grund der Simulation von Wettergardinen an den beschriebenen Stellen im Abbaubereich ergibt sich je nach Gesamtfrischwettervolumenstrom eine Verkürzung der Auswetterzeit vor Ort um 30 – 40 % und im Abwetterbereich eine 25 – 30 % kürzere Auswetterzeit. Dies entspräche Zeiteinsparungen zwischen 10 Minuten bei sehr hohem (3000 m³/min) und 55 Minuten bei sehr geringem Gesamtfrischwettervolumenstrom (750 m³/min).

4 Fazit

Die Simulationsergebnisse zu Auswetterzeiten von Sprengschwaden in der ganzen Grube haben gezeigt, dass die bisherige übliche Betriebsweise, alle Wetterabteilungen gleichzeitig auszuwettern, auch im Vergleich mit den anderen untersuchten Bewetterungsregimen eine geeignete Vorgehensweise darstellt. Einzelne Wetterabteilungen mit einem vergleichsweise höheren Volumenstrom nacheinander zu bewettern bringt in Hinblick auf die Gesamtauswetterzeit aller Wetterabteilungen keine Vorteile.

Innerhalb eines Revieres ist die Auswetterzeit in einem großen Betriebspunkt bei vergleichbarem Volumenstrom höher als bei einem kleinen BP, dem noch ein inaktiver größerer BP wettertechnisch vorangeschaltet ist. Das geringste Niveau in Bezug auf die Auswetterzeiten ist bei einem einzelnen kleinen BP festzustellen. Demzufolge besteht eine Möglichkeit der Volumenstromsteuerung darin, dass nach dem Sprengen in größeren Betriebspunkten mehr Volumenstrom zur Verfügung steht.

Dies würde den Volumenstrom in einem benachbarten kleinen Betriebspunkt senken, hätte aber den Vorteil, dass sich die Auswetterzeit im größeren Abbaubereich verringert und somit relativ gesehen mehr Bergleute früher mit ihrer Tätigkeit vor Ort beginnen können. Anschließend wird der Volumenstrom im kleineren Betriebspunkt erhöht und die Sprengschwaden wettern dort nach kurzer Zeit ebenfalls aus.

Die Volumenstromverteilung kann auch entsprechend der Maschinenbelegung in jeder Wetterabteilung zu Beginn der nächsten Schicht optimiert werden. Wenn in einer Wetterabteilung keine Produktion für die folgende Schicht geplant ist, kann in diesem Bereich eine größere Tonnage gesprengt werden, da es in diesem Fall keine Notwendigkeit für eine kürzere Auswetterzeit gibt. Alternativ dazu wäre es möglich in der nicht produzierenden Abteilung den Volumenstrom zu verringern, damit in einer anderen mehr Volumenstrom zur Verfügung steht, so dass die Belegschaft dort früher mit der Arbeit vor Ort beginnen können.

Des Weiteren kann der Volumenstrom entsprechend der geplanten zum Schichtwechsel zu sprengenden Tonnage in die jeweiligen Wetterabteilungen mit Hilfe angepasster Einstellungen der Abteilungslüfter verteilt werden. Bei gleicher gesprengter Tonnage ist die Auswetterzeit bei höherem Volumenstrom generell kürzer. Mit Hilfe des folgenden Diagramms (Abbildung 8) können die Einstellungen der Abteilungslüfter auf Grund von zu sprengender Tonnage, erforderliche Auswetterzeit und resultierendem Volumenstrom ermittelt werden. [1]

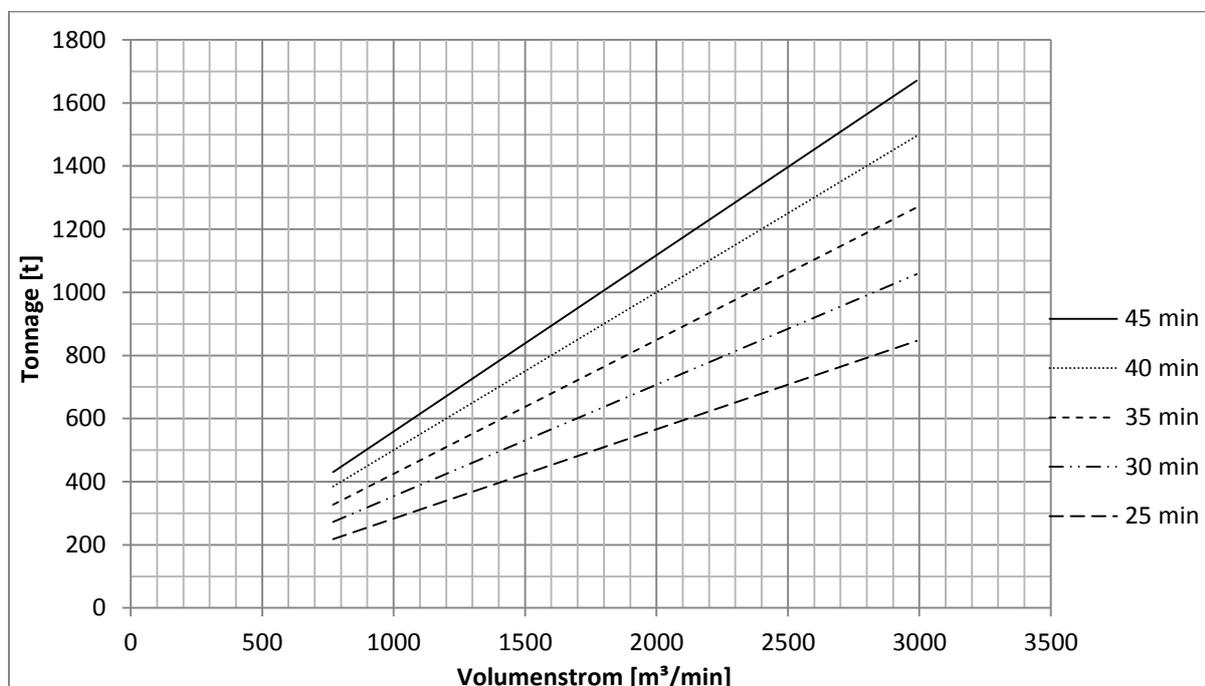


Abbildung 8: Korrelation zwischen gesprengter Tonnage, Volumenstrom und Auswetterzeit

Die Installation von Wettergardinen im Abbaubereich eines Betriebspunktes bewirkt eine Erhöhung des Volumenstromes an der Abbaufont um 10 – 50 % bei einem

Gesamtfrischwettervolumenstrom von 1500 m³/min. Durch weitere Simulationen konnte eine geringere Schadstoffkonzentration vor Ort während der Schicht und eine schnellere Auswetterung von Sprengschwaden auch bei verschiedenen Volumenströmen bestätigt werden. Auf Grund der Simulation von Wettergardinen im Abbaubereich ergibt sich je nach Gesamtfrischwettervolumenstrom eine Verkürzung der Auswetterzeit vor Ort um 30 – 40 % und im Abwetterbereich eine 25 – 30 % kürzere Auswetterzeit. Dies entspräche Zeiteinsparungen zwischen 10 Minuten bei sehr hohem (3000 m³/min) und 55 Minuten bei sehr geringem Gesamtfrischwettervolumenstrom (750 m³/min).

Eine Möglichkeit Wettergardinen im Abbaubereich zu realisieren ist die Verwendung von flexiblen Membranmaterialien als Regulierungselement. In Australien wurden solche Materialien getestet, um Staub- und Gasbeeinflussungen aus dem Alten Mann in Kohlebergwerken zu verringern. Diese Art der Wettervorhänge kann teilweise während des Arbeitszykluses in den betreffenden Orten bereits vorinstalliert und nach erfolgtem Durchschlag des nächsten parallelen Querortes endmontiert werden. [2]

Diese Ergebnisse zeigen, dass zumindest innerhalb der jeweiligen Reviere und Betriebspunkte Maßnahmen zur Optimierung der Auswetterzeit nach Sprengungen im Kammerbau möglich und umsetzbar sind.

Quellen

- [1] Noll, S., Mischo, H.: Development of a Decision Tool for Mine Planning Purposes – Ventilation on Demand, In: Proc. 22nd MPES Conference, Dresden, Germany 14th–19th October 2013, C. Drebenstedt and R. Singhal (Hg.), Springer International Publishing Switzerland 2014, S.133-141
- [2] Chalmers, D., Watson, J. O., Smith, P., Smith, M.: Dynamic membrane seals and stoppings. In: Indian School of Mines, Department of Mining Engineering (Hg.): Mine Ventilation - Ninth International Mine Ventilation Congress (2009). New Hampshire, USA: Science Publishers, S. 979–986.

Prof. Dr.-Ing. Helmut Mischo

Dipl.-Ing. Sascha Noll

TU Bergakademie Freiberg
Institut für Bergbau und Spezialtiefbau
Professur Rohstoffabbau und Spezialverfahren unter Tage
Fuchsmühlenweg 9
09599 Freiberg

Faseroptische Sensorik in Erdöl- und Erdgasbohrungen

Prof. Dr. rer. nat. Wolfgang Schade

Dr. Martin Angelmahr

TU Clausthal/ Fraunhofer HHI

Der Fachvortrag von Professor Schade befasst sich mit der Anwendung von faseroptischer Sensorik im Rahmen von Erdöl- und Erdgasbohrungen. Für weitere Informationen wenden Sie sich an das Institut für Energieforschung und Physikalische Technologien der TU Clausthal.

Prof. Dr. rer. nat. Wolfgang Schade

Dr. Martin Angelmahr

Technische Universität Clausthal

Institut für Energieforschung und Physikalische Technologien

Am Stollen 19 B

38640 Goslar

Online-Überwachung des Lösevorgangs beim Tunnelvortrieb im Lockergestein

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

Dr.-Ing. Tao Xu

Institut für Bergbau an der TU Clausthal

1 Einleitung

Der Erfolg von Baumaßnahmen im oder direkt auf dem anstehenden Gebirge steht in unmittelbarem Zusammenhang zu den verfügbaren Kenntnissen über die geologischen, geotechnischen und hydrologischen Eigenschaften des Untergrundes. Einen Schwerpunkt der Datenbeschaffung nimmt die Vorauserkundung ein. Diese gestaltet sich je nach Umfang des Bauvorhabens und der Komplexität der Gebirgsstruktur in den meisten Fällen als ein Kompromiss aus dem zu betreibenden Aufwand und dem gewünschten Informationsgehalt. Das zwangsläufig teilweise auf Interpolation gestützte Gebirgsmodell ist eine unerlässliche Grundlage für die konstruktive Gestaltung des Bauwerkes und der technischen Planung. In der praktischen Umsetzung sind häufig Abweichungen zwischen dem prognostizierten und dem tatsächlich angetroffenen Aufbau des Untergrundes zu beobachten. Die tatsächlich in einer Baugrube anstehenden Gesteinsarten werden in der Regel erst in der Bauphase durch zusätzliche Probenahmen und Laboruntersuchung erfasst und das Gebirgsmodell sukzessive optimiert. Bei einigen Bauvorhaben wie etwa dem maschinellen Tunnelvortrieb kann während der Bauphase auf Grund des Löse- und Förderprozesses weder eine visuelle Materialansprache noch eine gezielte Probenahme an der Ortsbrust erfolgen. Diese Problematik kann die fachgerechte Bauausführung erschweren, das Baurisiko erhöhen, die Effizienz der eingesetzten Gerätetechnik mindern und das Verschleißverhalten der eingesetzten Betriebsmittel steigern.

Der vielfältige Bedarf an einer Messvorrichtung zur online-Detektion der Baugrundverhältnisse während der Bohrphase wurde im Rahmen der Forschungsaktivitäten am Lehrstuhl für Tagebau und Internationaler Bergbau an der TU Clausthal aufgegriffen. In Kooperation mit Industriepartnern wurde eine Vorrichtung zu diesem Zweck entwickelt und an mehreren Tunnelvortriebstrecken zur online-Bestimmung des erbohrten Lockergesteins erfolgreich eingesetzt. Der vorliegende Beitrag berichtet über den Einsatz dieser Vorrichtung, den sog. GeoScanner, in einer Vortriebsstrecke mit einer Länge von 1.500 m zur Unterquerung der Elbe in der Stadt Hamburg. Das Projekt wurde in Kooperation zwischen dem Bauunternehmen A. Hak Drillcon B.v. aus den Niederlanden und der TIPCO GmbH realisiert. Im Folgenden wird nach einer allgemeinen Vorstellung des Verfahrens und der Beschreibung der Baustelle auf die wesentlichen Ergebnisse dieses Einsatzes eingegangen.

2 Messprinzip

In nahezu jedem Gesteinslöse- und Förderprozess treten charakteristische Geräuschemissionen auf. Die Idee zur Entwicklung des Verfahrens basiert darauf, die Körperschallschwingungen mit einer geeigneten Sensorik in einem Echtzeitsystem zu erfassen, zu verarbeiten und darzustellen. Die Charakteristik der signaleigenen Informationen wird genutzt, um relevante Gesteinseigenschaften zu kalibrieren und somit eine online-Ansprache zu ermöglichen.

Die im Löse- und Förderprozess des Tunnelvortriebs auftretenden Schallemissionen sind auf die Interaktion der einzelnen Gesteinskörner mit dem Lösewerkzeug sowie mit der hydraulischen Förderleitung zurückzuführen. Hierdurch werden im Festkörper des Werkzeuges bzw. der Förderleitung mechanische Schwingungen hervorgerufen. Die Charakteristik dieser als Körperschall bezeichneten Schwingungen wird maßgeblich von den Eigenschaften des vom Löse- oder Bohrwerkzeug bearbeiteten Gesteins bestimmt. Im Körperschall sind zahlreiche Informationen zur Häufigkeit und Intensität der Interaktion der Gesteinskörner mit dem Werkzeug enthalten. Je nach Verfahrenstechnik des Gesteinsbearbeitungs- bzw. Förderprozesses wird die Interaktion durch Reibung oder Impuls hervorgerufen. Dieser Effekt wird mit Hilfe der entwickelten Vorrichtung für die Detektion von Lockergestein nach Genese und Korngrößenverteilung genutzt.

3 Technische und geologische Rahmenbedingungen des Einsatzes

Bei dem Bauvorhaben handelt es sich um einen Elbdüker mit einer Länge von rd. 1.500 m im Rohrvortriebsverfahren mittels einer Tunnelbohrmaschine mit einem Querschnitt von etwa 3,5 m. In der Abbildung 1 ist die geographische Lage des Bauvorhabens dargestellt.

Der Baugrund besteht, typisch für den norddeutschen Raum, aus glazial bis glazial-fluviatil geprägten Sedimenten. Gemäß vorausseilender Erkundungsarbeiten in Form von Kernbohrungen in einem Abstand von etwa 50 m und Drucksondierungen liegt eine Wechsellagerung von Klei, Schmelzwassersanden mit Kieseinlagerungen, Geröll, Fein- bis Mittelsanden, stark schluffigen Feinsanden, Lauenburger Ton, Geschiebemergel sowie Geschiebelehm vor. Die Bohrachse des Tunnels durchörtert fast alle genannten Ablagerungen.

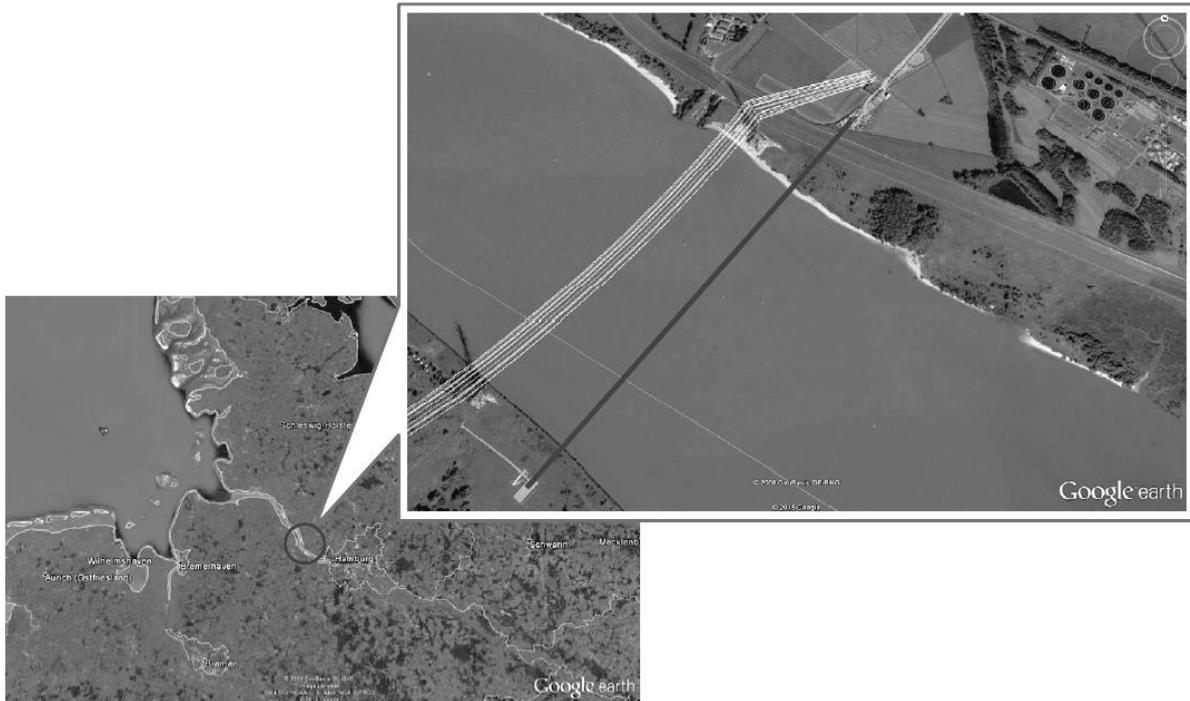


Abbildung 1: Geographische Lage des Bauvorhabens

4 Aufgabenstellung und technische Konzeption der Online- Überwachung

Resultierend aus dem Umstand, dass der Baugrund sowohl mangels Zugänglichkeit als auch bedingt durch den Charakter der gängigen Erkundungsmethoden nicht im Voraus ausreichend genau zu erkunden war, sollte eine online-Erfassung der Bodenart während des Bohrvorganges durchgeführt werden. Die Daten sollten in diesem Fall lediglich zur Überprüfung der geologischen Informationen, die aus den Bohrungen abgeleitet wurden dienen, mögliche Abweichungen belastbar dokumentieren und im Schadensfall eine Ursachenforschung ermöglichen.

Zur Lösung der beschriebenen Aufgabenstellung wurden drei Sensoren zur Datenaufnahme installiert. Zwei Sensoren wurden als eine Messeinheit im vordersten Teil der Vortriebsmaschine der Anlage, den sog. Druckkammern angebracht und mit einer Signalprozessoreinheit verbunden. Mittels dieser Einheit wurden die während des Bohrvorganges entstehenden Signale des Schilds und des Brechers aufgenommen. Eine weitere Vorrichtung, bestehend aus Sensor- und Signalverarbeitungseinheit wurde auf der Förderleitung außerhalb des Tunnels kurz vor der Separationsanlage montiert. In den nachstehenden Abbildungen sind die Positionen der Sensoren dargestellt.

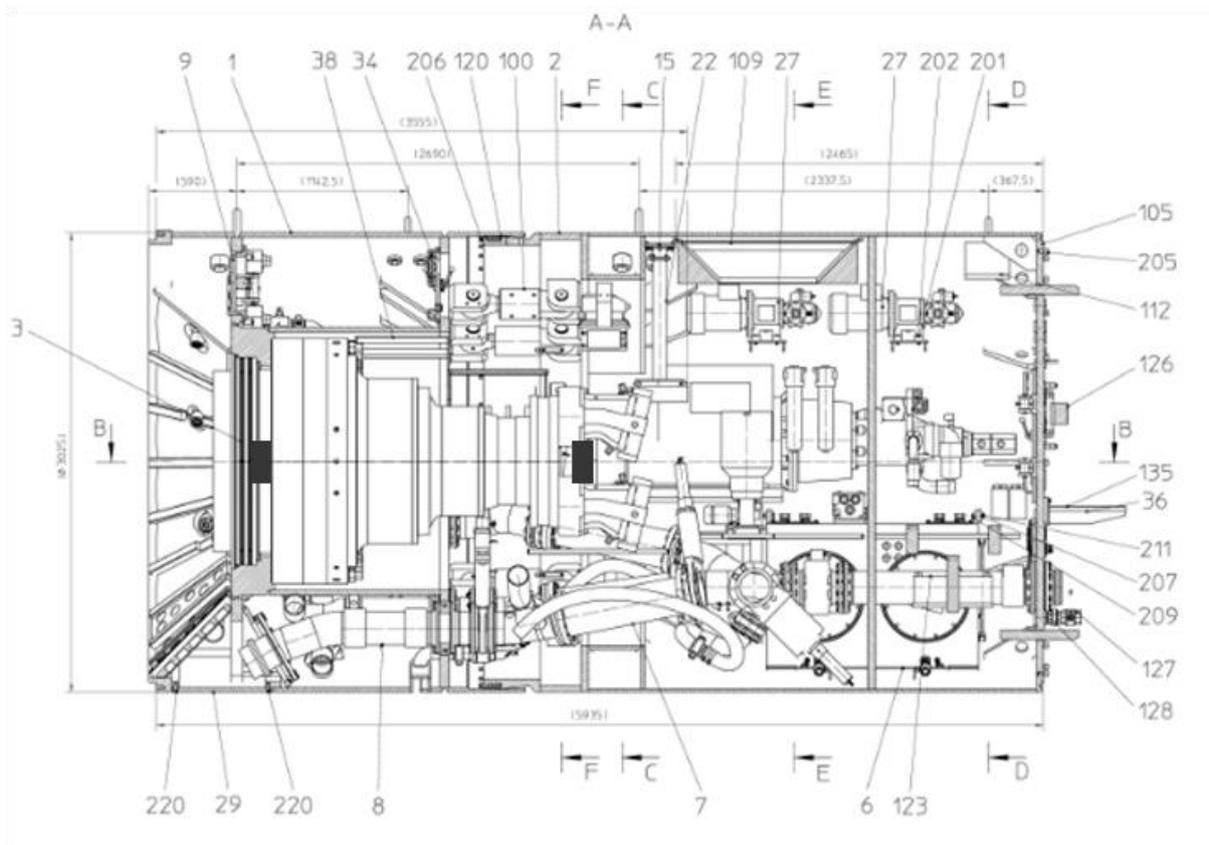


Abbildung 2. Schematische Darstellung der Messeinheit in den Druckkammern



Abbildung 3: Schematische Darstellung der Messeinheit auf der Förderleitung

Die Daten aus dem ersten Sensor, welcher quasi an der äußeren Schale des Brechers installiert wurde, sollen Informationen bezüglich der Zusammensetzung des Bodens vor Allem für Ton sowie für das Auftreten von Findlingen in der Brechkammer liefern.

Der zweite Sensor war direkt hinter der Trägerwelle des Schilds angebracht. Die Signale dieses Sensors dienen hauptsächlich der Messung der Genese des Bodens sowie des Auftretens von verfestigten Horizonten und Findlingen in der Ortsbrust.

Die Messeinheit der Leitungsüberwachung dient der online-Bestimmung der Korngrößenverteilung des erbohrten Gutes während des hydraulischen Transports zur Separationsanlage.

Die Signaldeutung erfolgt in der logischen Verknüpfung der Signaleigenschaften. Dies gilt insbesondere für die Deutung der Herkunft des Grobkornanteils in der Förderleitung.

5 Ergebnisse der Messungen

Nach der Installation und Kalibrierung der Vorrichtungen wurde über rund fünf Monate hinweg während der kompletten Bauphase der Bohrvortrieb mit der Online-Messung begleitet. Die Ergebnisse wurden direkt dem Bauleiter durch Integration der Daten im vorhandenen online-Maschinenüberwachungssystem verfügbar gemacht. Zur besseren Veranschaulichung und Interpretation der Daten wurde eine Oberfläche programmiert und der Verlauf der Messergebnisse in kontinuierlicher Form visualisiert. Zugleich wurde die Anlage von Clausthal aus fernüberwacht. Sämtliche Daten wurden in einer Datenbank bezogen auf Uhrzeit und Position der Maschine gespeichert.

In den nachstehenden Abbildungen sind exemplarisch die Signale beim Durchörtern einer tonigen bis stark tonigen Schluff Schicht, eines Kieshorizonts sowie eines Horizonts mit Steineinlagerungen dargestellt. Die Abbildung 7 dokumentiert die in der Förderleitung kurz vor der Separationsanlage online gemessene Korngrößenverteilung (Siebdurchgang) des Bohrguts als Funktion der Vortriebsstrecke.

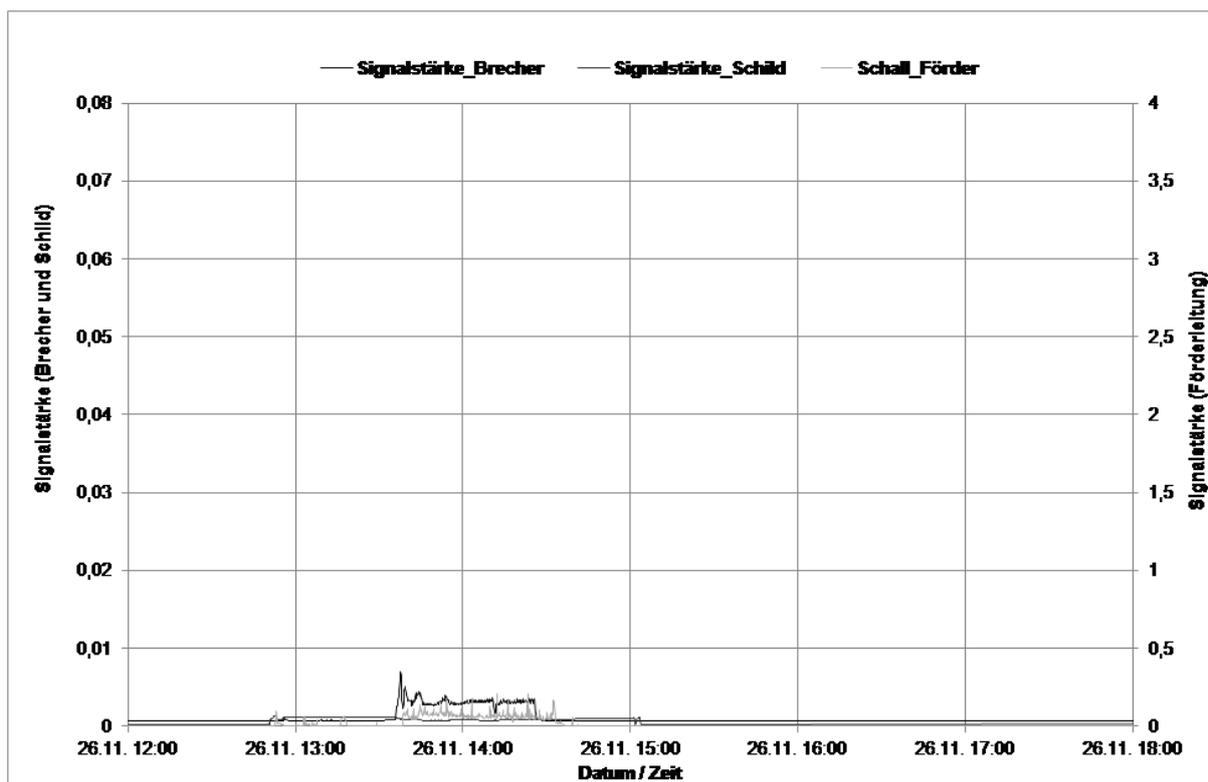


Abbildung 4: Signale beim Durchhörern einer tonigen Schluffschicht

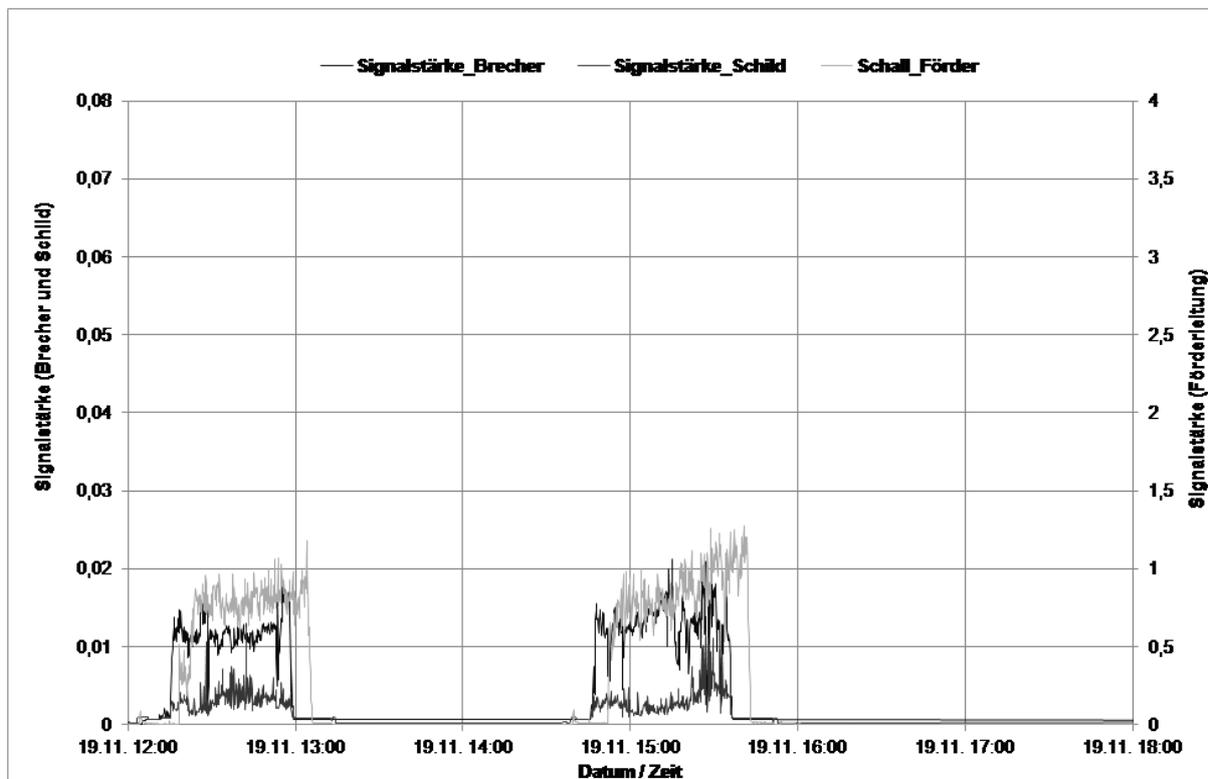


Abbildung 5: Signale beim Durchhörern eines Kieshorizonts

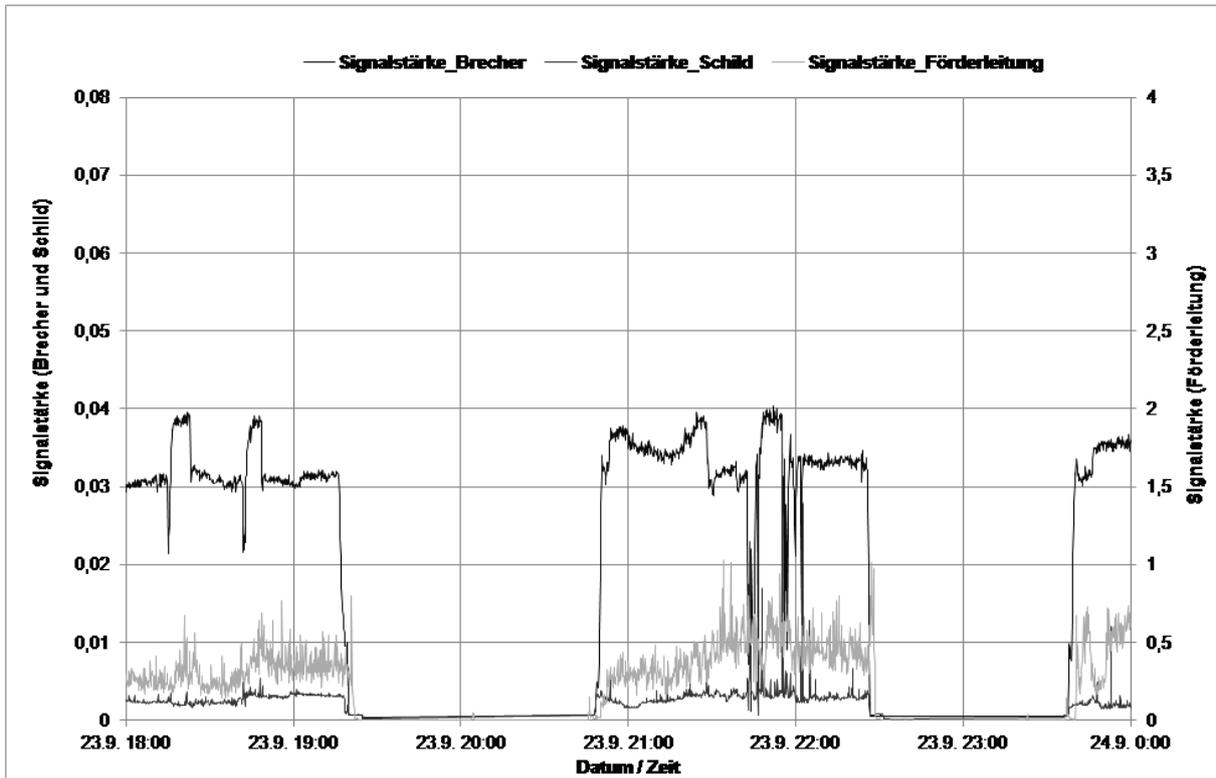


Abbildung 6: Signale beim Durchhörtern eines Horizonts mit Steineinlagerungen

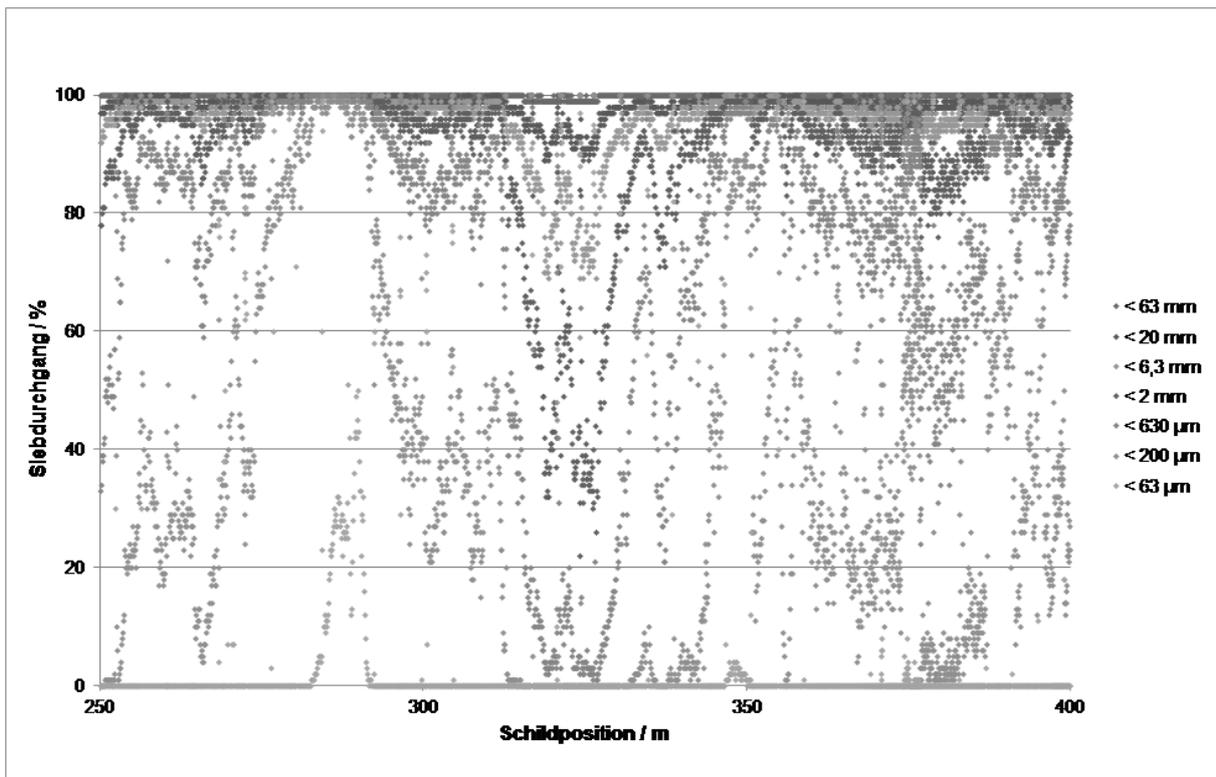


Abbildung 7: online-Messung der Korngrößenverteilung in der Förderleitung

Die online-Messungen haben in einigen Abschnitten des Vortriebes wesentliche Abweichungen zwischen der prognostizierten und tatsächlich angetroffenen Materialzusammensetzung des Untergrundes aufgezeigt. Mit Hilfe der permanenten Daten-

aufnahme und Auswertung konnten die geologisch bedingten Ursachen von zwei mehrwöchigen Stillständen eindeutig geklärt werden. Insbesondere das Auftreten von Gesteinseinlagerungen und Findlingen, welche die Leistung der Tunnelbohrmaschine stark herabgesetzt haben konnten in der Anzahl und Intensität zeitgenau dokumentiert und der Position der Maschine zugeordnet werden.

6 Schlussbetrachtung

Mit Hilfe der Vorrichtung konnte der Vortrieb in Kooperation mit der Firma A. Hak Drillcon B.v. in der gesamten Länge problemlos begleitet und hinsichtlich der Zusammensetzung des erbohrten Untergrundes online überwacht werden. Die Konzeption der dreifachen Signalaufnahme und Signalauswertung hinter dem Brecher und an der Schildantriebswelle sowie auf der Förderleitung hat sich bewährt. Hierdurch ist es möglich in der Signalkombination eine eindeutige Auswertung hinsichtlich der Materialzusammensetzung entlang der Vortriebsstrecke vorzunehmen. Das gleiche gilt für die Erfassung von verfestigten Gesteinsschichten und das Auftreten von Findlingen.

Mit der Entwicklung des GeoScanners wird den Ausführenden ein permanent einsetzbares, mit geringem Aufwand zu installierendes und robustes Messsystem zur Detektion des durchörterten Baugrundes zur Verfügung gestellt.

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

Technische Universität Clausthal
Institut für Bergbau
Erzstraße 20
38678 Clausthal-Zellerfeld

Unkonventionelle Sprengtechnologie – Gesteinsabtrag ohne Bohren

Dr. rer. nat. Claus Becker

Dr.-Ing. Bernhard Schwark-Werwach

Institut für Neue Basis-Technologien GbR

Zusammenfassung

In diesem Artikel werden Ergebnisse vorgestellt, die mit unkonventionellen Sprengtechnologien experimentell erarbeitet worden sind. Dabei erfolgte der Test von Methoden, die bei der kontinuierlichen Gesteinsablösung einen nur geringen bis keinen expliziten mechanischen Bohraufwand erfordern. Die Methoden sind begrifflich als LOX-Ex-Verfahren zusammengefasst [1]. Im Text werden die Versuche zum Aufloch- und Imloch-Sprengbohren vorgestellt sowie erste Tests von Hohlladungen mit metallischen und nichtmetallischen Linern.

1 Einleitung

Im Januar 2011 wurde auf dem 17. BuS-Kolloquium durch die beiden Autoren in zwei eigenständigen Vorträgen das System PMMA-LOX-Ex (Polymethylmetacrylat-Liquid-Oxygen-Explosives) hinsichtlich seiner Eigenschaften [1] und einer daraus resultierenden automatisierten sprengtechnischen Anwendung [2] vorgestellt.

Anlässlich des 18. BuS-Kolloquiums im Januar 2013 stellten die Autoren die seit 2011 weiter geführten Arbeiten und Ergebnisse am Sprengstoffsystem „LOX-Ex“ vor [3].

In den Folgejahren wurden weiterführende Untersuchungen, Experimente und Anwendungstests durchgeführt.

Der Fokus dieser Tests lag sprengtechnisch

- a) auf der Synthese abrieb- und verschleißfester Verbundwerkstoffe sowie dem Thema dieses Kolloquiums entsprechend,
- b) der Durchführung weiterer praxisorientierter Tests zu bohrungsarmen und bohrungsfreien Gesteinslösemethoden im Berg- und Tunnelbau.

Die Arbeiten, die das INBT zusammen mit seinen Partnern durchführt, sollen zu marktfähigen gesteinslösenden Methoden im Bergbau und Tunnelvortrieb führen, die das Arbeiten mit nur geringem Bohraufwand ermöglichen oder gänzlich ohne diesen auskommen.

Unkonventionell ist die dabei genutzte Sprengtechnik eigentlich nur deshalb, weil sie unter Nutzung des Systems „LOX-Ex“ ein zertifizierungsfähiges, ferngesteuertes und automatisierbares Arbeiten zulässt. Bereits in den 1970er und 80er Jahren wurde versucht, permanent arbeitende automatisierte Gesteinslöseprozesse in der Praxis zu etablieren [4], die mit nur geringem oder keinem mechanischen Bohraufwand

auskamen. Die Technologien basierten auf der Nutzung von lager- bzw. vorhaltefähigen militärischen Sprengstoffen. Doch eine automatisierte Permanentanwendung konnte damals durch das Auftreten von nicht gezündeten Ladungen zur sukzessiven Sprengstoffanreicherung im geförderten Gestein und der Umgebung führen. Das war aus Sicherheitsgründen das primäre „Aus“-Kriterium für eine industrielle Verfahrensnutzung.

Auch bei der Verwendung des Systems „LOX-Ex“ können Blindgängerladungen auftreten, jedoch entschärfen diese sich binnen weniger Sekunden durch Verdampfung des Sauerstoffs und der verbleibende Brennstoff ist physiologisch unbedenklich und kein Sprengstoff mehr.

Nach den drei gesteinslösenden Methoden des LOX-Ex-Verfahrens, die schematisch im Abbildung 1 (a bis c) dargestellt sind, wurden bisher Versuche durchgeführt.

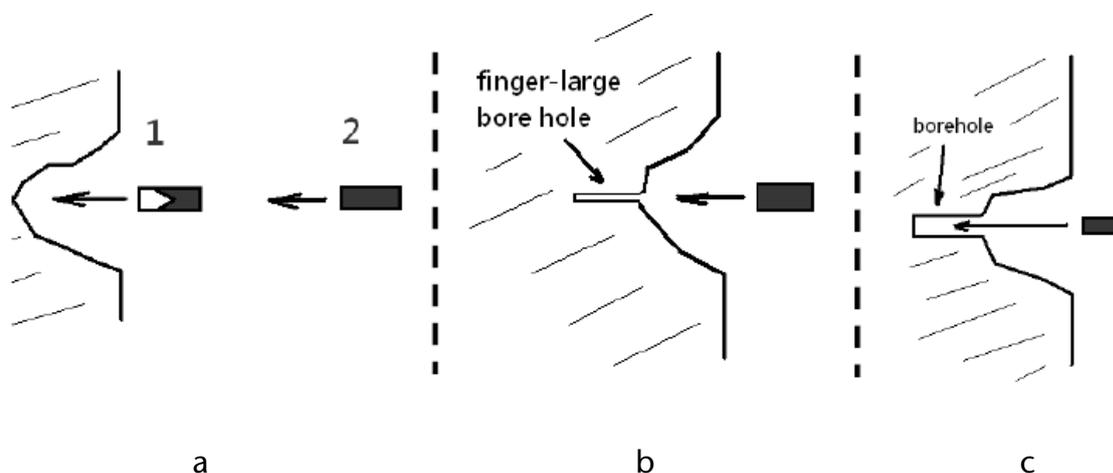


Abbildung 1 a-c: Schema zu den drei Modifikationen des LOX-Ex-Verfahrens
 a) frontales Sprengbohren b) Aufloch-Sprengbohren c) Imloch-Sprengbohren

In Abbildung 1a) ist schematisch verallgemeinert die völlig bohrungsfreie Variante des LOX-Ex-Verfahrens unter Anwendung von Hohl-, Kompakt- und Räumladungen dargestellt.

2 Gesteinslösen mit geringem Bohraufwand

Abweichend von einer alphabetischen Reihenfolge, soll zuerst über die beiden getesteten Methoden mit geringem Bohraufwand entsprechend Abbildung 1b) und c) berichtet werden.

2.1 Aufloch-Sprengbohren

In das Gestein wird ein etwa fingergroßes Loch gebohrt, siehe Abbildung 2. Auf den Bohrlochmund wird dann die LOX-Ex-Ladung, befindlich in einer PET-Plastik-Kapsel (Abbildung 3) mit LOX-Koruskativ-Aufschlagszünder, geschossen.



Abbildung 2: Gebohrtes fingergroßes Loch

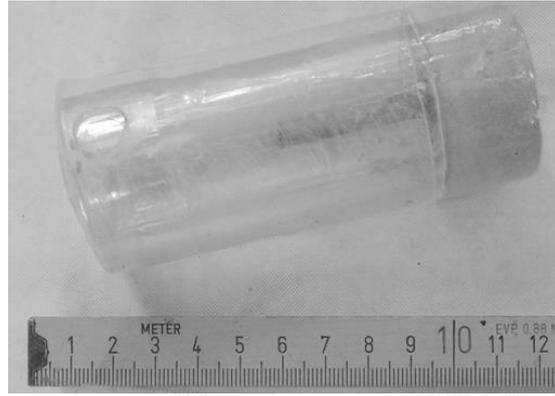


Abbildung 3: PET-Kapsel zur Ladungsaufnahme

Der erste Test wurde im Sommer 2014 an einem ca. 1,2 m³ großen Grauwackestein vorgenommen; siehe Schema in Abbildung 4. Der Durchmesser der LOX-Ex-Ladung war ca. zweimal so groß, wie der des Bohrlochs.

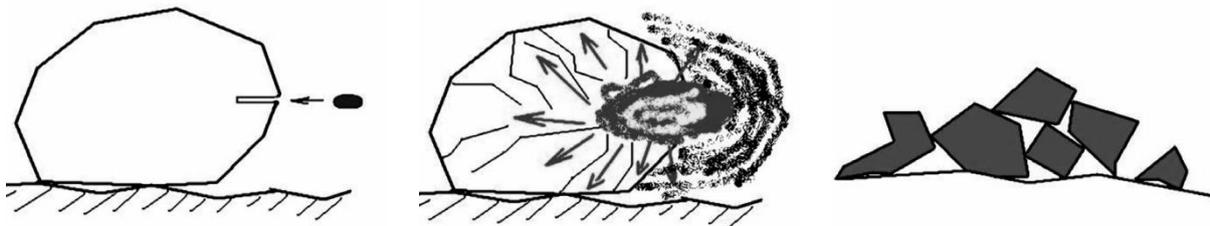


Abbildung 4: Schema der Zerstörung eines Knäppers nach dem Aufloch-Sprengbohren

Der gesteinsaufbrechende Mechanismus des Aufloch-Sprengbohrens ist der, dass vermutlich im Moment des Aufschlags der LOX-Ex-Kapsel auf den Bohrlocheingang, diese am Bohrlochmund zerschellt und gleichzeitig einen Teil des Sprengstoffinhalts in das Bohrloch entlädt. Noch während die Aufschlagsflutung des Loches erfolgt, zündet der im hinteren Bereich der Kapsel befindliche Zünder das LOXBrennstoffgemisch. Der in das Loch eingedrungene Ladungsanteil verursacht durch Gesteinsaufbrechen eine Zerstörung von innen und der außerhalb zur Zündung gelangte Anteil wirkt einerseits „armierend/verdämmend“ auf die innere Explosion und andererseits von außen wie eine Auflegerladung als „Hammerschlag“ und zusätzlich be-räumend auf den Innenaufbruch.

Abbildung 5 zeigt Bild-Sequenzen eines begleitenden Videos während der Zerstörung und das Ergebnis des Beschusses. Es wurde eine Kapsel mit ca. 90 g PMMA-LOX-Ex pneumatisch auf das Loch geschossen.



Abbildung 5: Knäpper während und nach seiner Zerstörung

Die Methode des Aufloch-Sprengbohrens lässt sich auch untertage, beim Erzabbau oder Tunnelvortrieb einsetzen. Eine Bohr-Spreng-Maschine würde sich flächig, z.B. im spiralförmigen Vortriebs- oder Abbauverfahren permanent bohrend und schießend ferngesteuert vorarbeiten.

Im Abbildung 1a) ist zukunftsweisend angedeutet, dass der entsprechend dem Aufloch-Sprengbohren geschossenen Kapsel eine Hohlladungskapsel voraus ging. Diese soll künftig das explizite Setzen des fingergroßen Loches erübrigen.

2.2 Imloch-Sprengbohren

Bei dieser Methode, entsprechend Abbildung 1c), wird ein Sackbohrloch in den Fels gebohrt. In das Loch, dessen Durchmesser etwas größer als der der LOX-Ex-Kapsel ist, wird die Sprengladung pneumatisch hineingeschossen. Im Bohrloch tiefsten schlägt sie auf, zündet und bricht das radial anstehende Gestein auf. Die Ladungsgröße und ihr Durchmesser werden in Abhängigkeit zur Gesteinsfestigkeit, der Bohrlochtiefe und dessen Radius gewählt. Zusätzlich tragen die PET-LOX-Ex-Kapseln am Heck eine Art „dynamische“ Verdämmung (z.B. aus Zement, Gips oder Holz).

Zur Ermittlung erster Parameter wurde im Herbst 2013 nach dem Imloch-Sprengbohren eine erste Versuchsserie im ca. 140 MPa harten Anhydridgestein gefahren. Es wurden drei verschieden tiefe waagerechte Bohrlöcher eingebracht. Und zwar 30 cm, 60 cm und 100 cm tief. Der Durchmesser lag bei ca. 78 mm. Die Sprengstoff-Ladungsmasse belief sich auf ca. 85 g bis 90 g und ihr Durchmesser lag bei 48 mm. Einen Kompromiss bildend zwischen hydromechanischer Einschussdy-

namik und der Sprengdynamik wäre ein Bohrlochdurchmesser um die 60 mm zweckmäßig gewesen. Dieser Bohrdurchmesser konnte jedoch in der Kürze der Zeit bis zum Wintereinbruch organisatorisch nicht mehr sichergestellt werden. Abbildung 6 zeigt Videobildsequenzen während eines Schusses in ein 30 cm tiefes Loch.



Abbildung 6: Schuss in ein 30 cm tiefes Loch



Abbildung 7: Freigebrochenes 30 cm tiefes Loch

Für die gewählte Ladungsgröße war das Loch nicht tief genug. Das anstehende Gestein wurde kugelförmig abgebrochen und fortgeschleudert. Abbildung 7 zeigt das bis zum Bohrlochtieftesten freigeschossene Loch.

Beim Schuss in ein 60 cm Loch erfolgte der Auf- und Abbruch mit dem ersten bis in ca. 45 cm Tiefe. Ein nachgesetzter brach das 60-er Loch bis zum Bohrlochtieftesten frei.

Mit dem Ergebnis war absehbar, dass die verfügbaren Ladungsmassen von ca. 85 g in einem einen Meter tiefen Loch, geschossen ins Bohrlochtiefteste nicht viel bewirken würde, was sich auch bestätigte.

Analog zum Aufloch-Sprengbohren kann eine Bohr-Sprengmaschine nach dem Imloch-Sprengbohren einen flächigen Vortrieb in beliebig festes Gestein sehr effizient realisieren. Dabei wird auch punktuell und abwechselnd gebohrt und danach aufbrechend geschossen; siehe z.B. Schema der Abbildung 8.

Denkbar wäre z.B. auch das Anbringen eines langen Bohrlochs in einem Bohrgang. Danach die Verfüllung des Loches mit Material, welches unter Explosionswirkung nachgibt; z.B. Rundholz.

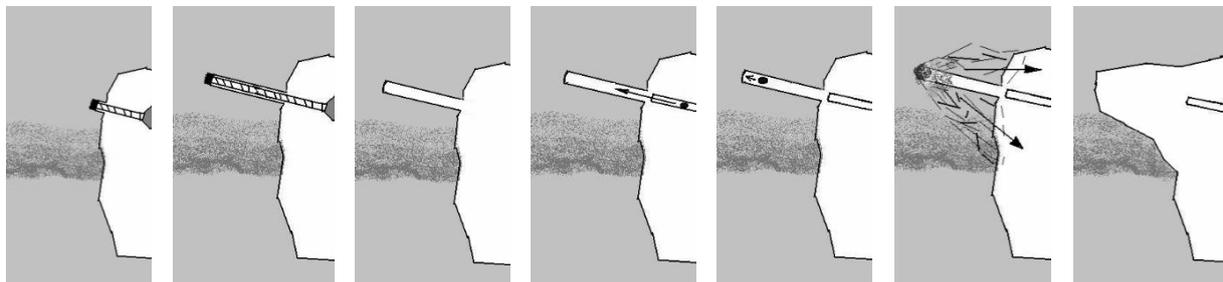


Abbildung 8: Beispiel eines punktuellen-flächigen Vortriebs untertage

Bei Versuchen, die im Spätherbst 2014 ebenfalls im Anhydrit erfolgten, wurde auf diese Frage eine Antwort gesucht und gefunden.

Am Beispiel einer 5 m tiefen waagrecht verlaufenden Bohrung mit 76 mm Durchmesser wurde der sukzessive axiale Vortrieb simuliert. Simuliert heißt, es wurde zwar exakt nach dem Imloch-Sprengbohren vorgegangen, jedoch die LOX-Ex-Ladungen wurden aus Gründen der Freiheit der Wahl des Sprengstoff-Massenparameters zwischen 100 g und 500 g nicht pneumatisch hineingeschossen.

Sie wurden in PET-Flaschen manuell auf die Sollposition geschoben und elektrisch gezündet. Das eingeschobene Rundholz, welches je Vortriebsschritt der Sprengung ein Sackbohrloch „vortäuschen“ sollte, wurde überdurchschnittlich stark zerstört, sodass es funktionslos wurde.

Das Abbildung 9 zeigt Bildausschnitte aus einem begleitenden Video.



Abbildung 9: Imloch-Sprengbohren; Gangvortrieb

Abbildung 10 zeigt den entstehenden gangförmigen Einbruch entlang der Bohrachse.

Eine Person kann in das Loch hineinkriechen. Hinten am Ende ist ein waagrecht verlaufender Spalt sichtbar. Durch ihn verläuft das Bohrloch weiter in die Tiefe. Das den Spalt bildende Gestein hat sich als besonders plastisch bzw. zäh erwiesen, denn dahinter geht die Kavernenbildung weiter. Visuell ist das nur vor Ort erkennbar. Eine Abtastung mit einem Laserentfernungsmesser bewies den Fortgang der Kaverne.



Abbildung 10: Gangförmiger Einbruch entlang des Bohrlochs

Die Felsbank um den Spalt herum wäre im Verlauf zweier weiterer Sprengungen wahrscheinlich ausgebrochen. Es war jedoch manuell nicht mehr möglich, Sprengladungen definiert in der hinteren Kaverne bei 2,5 m Tiefe zu positionieren.

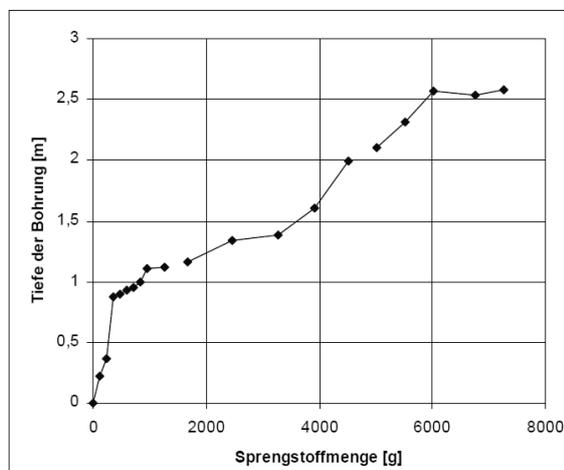


Abbildung 11: Tiefe der Bohrung über der eingesetzten Sprengstoffmenge

Abbildung 11 weist die eingesetzte Sprengstoffmenge in Abhängigkeit von der erreichten Vortriebstiefe aus. Insgesamt wurde mit 19 Sprengungen ein Sprengkanal von 2,6 m Tiefe erzeugt, dessen Durchmesser im Mittel bei 90 cm lag.

Aus der Grafik ist z.B. folgendes ersichtlich: Die brüchige Oberfläche um den Bohrlochmund von ca. 80 cm bis 90 cm Dicke oder Tiefe war relativ schnell mit zwei Sprengungen entfernt. Danach wurde mit ca. 200 g Ladungsportionen weiter gearbeitet. Im weiteren Kurvenverlauf ist erkennbar, dass der spezifische Vortrieb der

kleinen Ladungsportionen dem der größeren des 400 g und 500 g Bereiches entspricht. Das kann bei günstiger Wahl der Durchmesserrelationen von Ladung zu Bohrloch maschinen- und umgebungsschonend genutzt werden. Eine weitere Senkung des spezifischen Sprengstoffbedarfs je Vortriebsmeter ist möglich, wenn mit echten Sackbohrlöchern gearbeitet wird. Wenn die Sprengung ein sprengdynamisch

„unendliches langes“ Bohrloch „sieht“, nähert sich ihre Wirkung nachteiligerweise der einer teilverdämmten Auflegerladung an.

Künftig könnte dieses Problem durch den Einsatz eines rotationssymmetrischen Schneidladungszylinders in geringerer oder höherer Symmetrie, als im Modell gezeigt, gelöst werden. Das Abbildung 12 zeigt das Modell eines solchen Sterns.

Das lineare Linermaterial sollte dann allerdings aus z.B. zementgebundenem Schwerspatgranulat, aus Glas oder Keramikmaterialien bestehen. Der Stern wird mit zuvor gewählter Länge in ein Bohrloch geladen. Nach seiner Zündung wird eine radiale Gesteinszertrümmerung rund um das Bohrloch verursacht, die radial viel stärker als mit $1/r^2$ abnimmt.

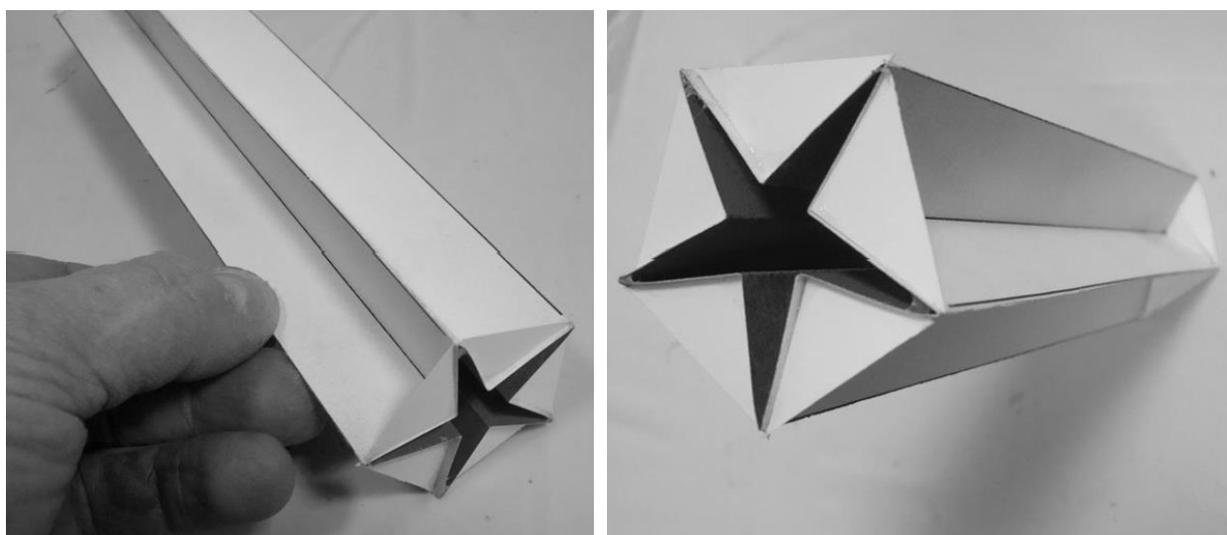


Abbildung 12: Rotationssymmetrischer Schneidladungszylinder oder -stern

3 Gesteinslösen ohne Bohraufwand

Auf dem 18. BuS-Kolloquium [3] ist bereits über Tests des völlig bohrfreien LOX-Ex-Verfahrens durch frontalen Beschuss des Gesteins berichtet worden. Dabei wurde mit 10 LOX-Ex-Kapseln zu je 75 g Sprengstoffmasse ein 17 cm tiefer Felseinbruch bei einem Öffnungswinkel von ca. 100° erreicht. Die Leistungsparameter lagen dabei über denen, die Louie [4] mit C4 an Beton erreichte.

Die Leistung des Felsabbruchs wird deutlich, wenn man sich vorstellt, dass im Zwei-Sekundentakt geschossen wird. Eine weitere Leistungssteigerung bei gleichzeitiger Verringerung des Sprengstoffeinsatzes dürfte zu erwarten sein, wenn Hohlladungen eingesetzt werden. Aus zweckmäßigen Gründen nur solche, deren Linermaterialien nicht aus kostbaren Metallen wie Kupfer bestehen. Es können mineralische Materialien, z.B. Glas, Verwendung finden, sowie es die AAI Corporation, Black [5], in den 1970er Jahren schon mit vorhaltefähigen Sprengstoffen tat.

Das INBT hat bisher PMMA-LOX-Ex in Hohlladungen mit Cu-Liner erfolgreich getestet. So wurde bei richtiger thermischer Isolation des Linerbereichs erreicht, dass der Cu-Stachel mühelos 30 mm dicken Stahl durchdrang, siehe Abbildung 13, beruhend auf einem Test im Sommer 2014. Dabei wurde ein Cu-Formkegel von Dynamit Nobel Defence (DND) verwendet.

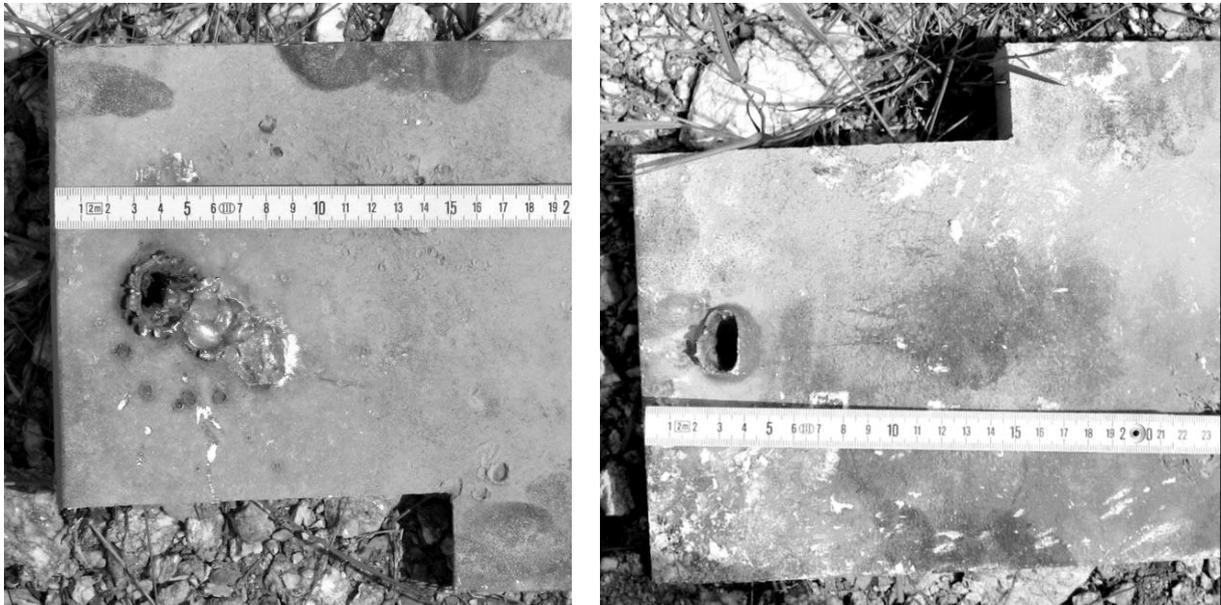


Abbildung 13: Durchtritt durch 3 cm Stahlplatte mit Cu-Liner von Dynamit Nobel Defence

Bei einem weiteren Versuch im Dezember 2014 wurde die Spitze eines Grauwackesteins mit einer LOX-Ex-Hohlladung, deren Liner ebenfalls ein Formkegel aus Cu von DND war, „weggeschossen“. Weggeschossen bedeutet, der Cu-Stachel drang sogar gegen eine ca. 45 ° geneigte Auftrefffläche in die Grauwacke ein und sprengte die Spitze auseinander. Und zwar so, wie es eine Auflegerladung nicht tut. Ein 20 Cent großes Cu-Teil des Stachels fand sich am Grund der Absprengung in die Grauwackeoberfläche integriert (siehe in Abbildung 14 an der Position, wo die Kurbel der Zündmaschine liegt).



Abbildung 14: Mit Hohlladung (Cu-Liner) abgeschossene Spitze eines Grauwackesteins

Das Ziel besteht darin, als Linermaterialien nichtmetallische Materialien einzusetzen. Denn das gebietet einerseits der Umweltschutz und andererseits möchte kein Minenbetreiber vorsätzlich Metalle in seine Erzlagerstätten und –Aufbrüche einschleusen.

Im Dezember 2014 wurden erste Versuche durchgeführt, um aus Schwespatpulver der Dichte 4 g/cm³ und Zement erste Formkegel herzustellen. Das Abbildung 15 zeigt solche

Liner, die bereits in PET-Kapseln eingefügt und fixiert wurden.

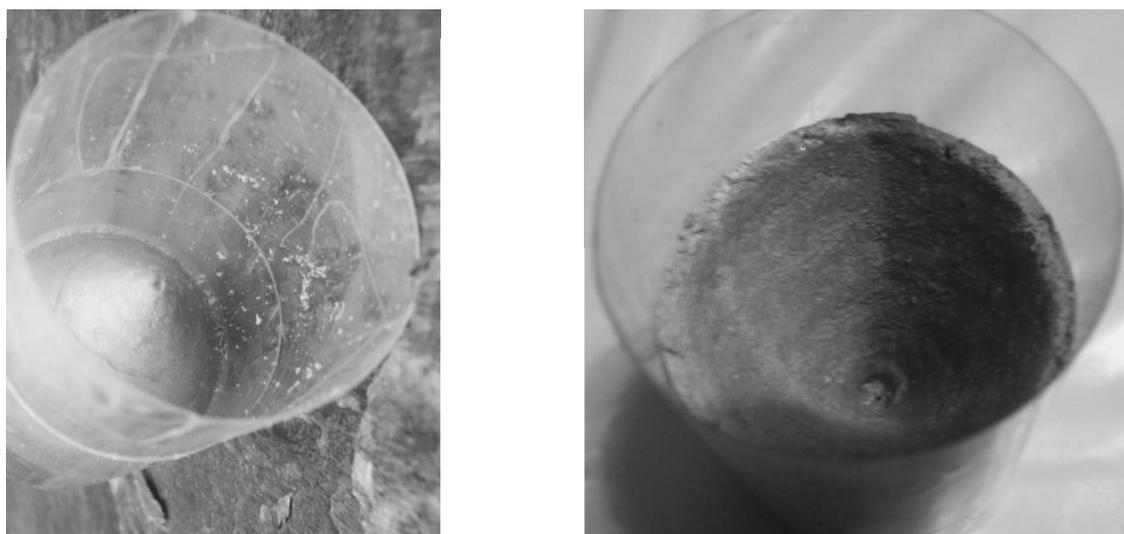


Abbildung 15: Formkegel aus zementgebundenem Schwerspatpulver

Bei den an Grauwacke durchgeführten ersten Sprengversuchen mit mineralischem Formkegel gelang es noch nicht, die thermische Isolation im Linerbereich ausreichend zu sichern. Es kam zu Wärmeaustauschprozessen über den Querschnitt der Kegelschale, die vermutlich zu einer LOX-Verarmungszone im LOX-Ex auf der Oberfläche des Formkegels führte. Die Folge war, dass sich der für Hohlladungen typische Hochgeschwindigkeitsstachel nicht ausreichend aufbaute. Es traten an der Grauwacke nur unbedeutende Oberflächenbeschädigungen auf.

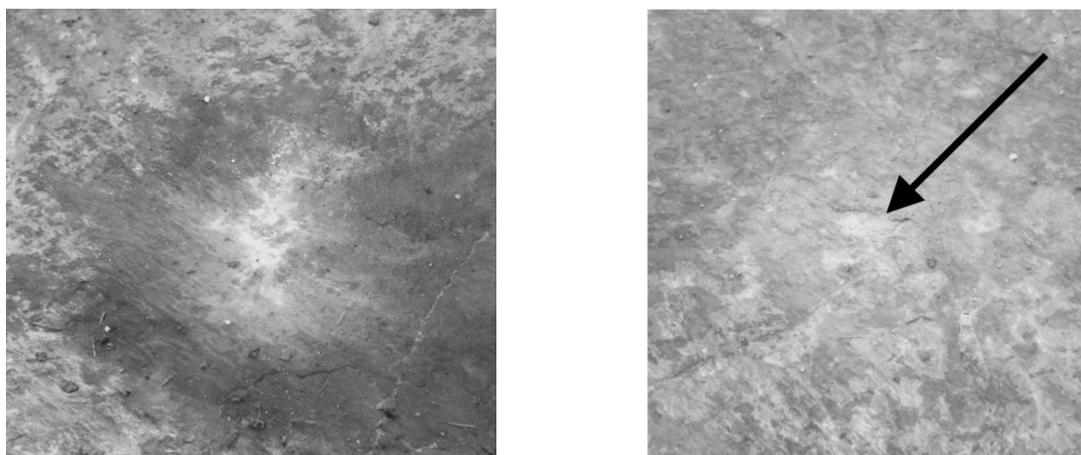


Abbildung 16: Erster Test von LOX-Ex-Hohlladungen mit mineralischem Liner

Jedoch wurde der Effekt der Fokussierung des mineralischen Liners erreicht, wie der auffällige Explosionsfleck aus Schwerspat zeigte. Mit metallischen Linern werden bei Erdölbohrungen im Sandstein radiale Schusskanäle von ca. 1 m Tiefe erreicht.

Technisch umgesetzt werden soll das Verfahren, je nach erreichbarem Stachelkanal, indem das mechanische Bohren durch eine Hohlladungskapsel ersetzt wird und dann mit Hilfe definierter Sprengkapseln der Bohrungsdurchmesser auf den er-

wünschten Wert erweitert wird. Bei großen gewünschten Durchmessern kann die Anordnung gemäß dem unter Punkt 2.2. aufgeführten und in Abbildung 12 als Modell gezeigten rotationssymmetrischen Schneidladungstern genutzt werden.

4 Zusammenfassung und Ausblick

Die durchgeführten Tests zeigen anschaulich, dass ein Vordringen in Gestein mit LOX-Ex ohne auf verdämmte Bohrlochanordnungen zurückzugreifen, möglich ist.

Diese Versuche, wenn auch systematisch durchgeführt, sind nur Verfahrenstests. Eine wissenschaftliche Abarbeitung der sich aus den Versuchen ergebenden Parameter und eine maschinentechnische Umsetzung sollen in Zukunft stattfinden.

Danksagung

An dieser Stelle dankt das INBT den Firmen und Institutionen Hazemag & EPR GmbH, Perforator GmbH, Knauf Deutsche Gipswerke KG, ISAF TU Clausthal, KANEKA Corporation, SFL Wasserkraftanlagen GmbH, Dynamit Nobel Defence GmbH und der BAM für die gewährte Zusammenarbeit und Unterstützung beim Erreichen dieser Entwicklungsergebnisse.

Quellen

- [1] C. Becker: "Ein Kryosprengstoff der neuen Generation"; 17. Kolloquium Bohr und Sprengtechnik, TU Clausthal, Januar 2011.
- [2] B. Schwark-Werwach: "Ein neues Verfahren zum automatisierten Sprengvortrieb"; 17. Kolloquium Bohr- und Sprengtechnik, TU Clausthal, Januar 2011.
- [3] C. Becker und B. Schwark-Werwach: „ Flüssigsauerstoff-Sprengstoff, Entwicklungen und Anwendungen“; 18. Kolloquium Bohr- und Sprengtechnik, TU Clausthal, Januar 2013.
- [4] Maurer, W. C.: Advanced Drilling Techniques, ISBN 0-87814-117-0, Petroleum Publishing Co., Tulsa, Oklahoma 74101, 1980.
- [5] Black, W. L.: Investigation of Techniques In Explosive Drilling. AAI Corporation, Cockeysville, MD, Engineering Report ER-7772, DOD Contract DAAKO2-73-C-0356, (NTIS-ADA003267), 1974.

Dr. rer. nat. Claus Becker
c.becker@inbt.de
Institut für Neue Basis-Technologien GbR
Alte Leipziger Straße 50
99734 Nordhausen

Dr.-Ing. Bernhard Schwark-Werwach
b.schwark-werwach@inbt.de

Herausforderungen der Ausbautechnik

Dipl.-Ing. Stefan Meyer

Jennmar Corporation

1 JENNMAR® - Weltweite Kompetenz in der Ausbautechnik

Das weltweit tätige Familienunternehmen ist führend in der Ausbautechnik im Berg-, Tunnel- und Ingenieurbau, Technologieführer in unseren Industriezweigen zu sein der Anspruch. Seit 1972 ist unser Fokus die Entwicklung und Fertigung qualitativ hochwertiger Ausbauprodukte verschiedenster Bauart. Heute umfasst unser Lieferprogramm verlässliche Lösungen für die Gebirgsbeherrschung. Im Wesentlichen sind das Gebirgsanker, Spieße, Ausbaubögen, Verzugsysteme, Gurtbogenausbaue und Ankerkleber.



Abbildung 1: Hauptverwaltung in Pittsburgh, USA

Wir legen besonderen Wert darauf, dem Markt Produkte zur Verfügung zu stellen, die die Arbeit unserer Kunden sicherer und effizienter machen. Mit mehr als zwanzig Produktionsstandorten weltweit und unserem globalen Netzwerk von Tochterunternehmen sind wir einzigartig im Markt aufgestellt und stets in der Lage, unsere Kunden auf der ganzen Welt mit der gleich bleibenden Qualität zu bedienen.

JENNMAR® befindet sich seit Jahren auf einem Wachstumskurs, diesen Weg werden wir auch in Zukunft weiter halten. Dabei bleibt aber stets einer im Zentrum aller unserer Bemühungen und Anstrengungen – unser Kunde! Wir sind davon überzeugt, dass es von zentraler Bedeutung ist, eine enge partnerschaftliche Zusammenarbeit mit jedem unserer Kunden aufrecht zu erhalten. Nur so sind wir in der Lage, die unterschiedlichen Bedürfnisse und Herausforderungen unserer Kundschaft zu verstehen und zu lösen. Das ist unser Verständnis eines hervorragenden Kundendienstes.

Unser Versprechen an unsere Kunden lässt sich in drei Worten zusammenfassen: Sicherheit, Service und Innovation.

2 Key Stone Mining Service (KMS) – Forschung und Entwicklung

Gegründet im Jahr 1997 ist die Key Stone Mining Service (KMS) die Tochtergesellschaft für die Forschung, Entwicklung und Beratung. KMS ist eine einhundertprozentige Tochter der JENNMAR Corporation und befindet sich am Sitz der Konzernzentrale in Pittsburgh/USA. Neben der Entwicklung von Neuprodukten sind die Beratung, Begutachtung und Ausführungsplanung im Bereich der Ausbautechnik, Geo-



Abbildung 2: Beratung und Planung bei Ausbau, Geologie und Geotechnik

logie und Geotechnik für unsere Kunden die wesentliche Dienstleistungen der KMS erbringt. Die Inanspruchnahme der Beratung durch die KMS ist für unsere Kunden kostenlos.

Das Team der KMS besteht aus erfahrenen Bergbauingenieuren, Geologen und Entwicklungsingenieuren. Diese erarbeiten auf Basis der beim Kunden vorliegenden Begebenheiten und Bedingungen detaillierte Gutachten und Empfehlungen. Die Umsetzung der vorgeschlagenen Arbeiten und einzusetzenden Betriebs- und Ausbaumittel wird auf

Wunsch ebenfalls geplant, begleitet und überwacht. Hierbei findet die Methode „Roof Instability Rating“ (RIR) Anwendung. Diese Methodik ermöglicht die Klassifizierung verschiedenster Abbau- und Lagerstättenbedingungen anhand ihrer geologisch-geotechnischen Belastungs- und Spannungssystemen. Der ständig aktualisierte RIR-Katalog stellt den unterschiedlich definierten Typen die jeweilig am günstigsten erscheinenden Maßnahmen gegenüber. Erfahrungen aus vorhergegangenen Projekten fließen so in Form eines standardisierten Best-Practice-Vergleichs in die Beurteilung neuer Herausforderungen mit ein.

Weiterer unverzichtbarer Bestandteil der RIR-Methode sind Berechnungen und Vorhersagen an Hand von Finite-Elemente-Modellen (FEM). Begleitet werden Begutachtungen durch regelmäßige Besuche vor Ort und Abgleich der Vorhersagen mit den tatsächlich eingetretenen Effekten, das Sammeln, Aufarbeiten und die Beurteilung von Messdaten aller Art und fortlaufende Begleitung durch unser Team.

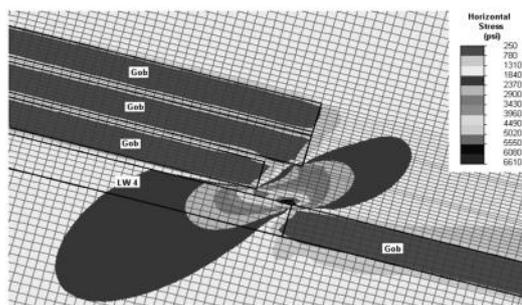


Abbildung 3: FEM basierte Vorhersage

3 Fallstudie: Planung und Begleitung eines Strebumzugs in geringer Teufe

Anhand eines Fallbeispiels soll die exemplarisch die Arbeit der Key Stone Mining Service als elementarer Bestandteil des umfassenden Leistungsspektrums der JENNMAR[®] gezeigt werden. Hierbei wurden insbesondere Erfahrungen aus ähnlichen Strebumzügen berücksichtigt. Der Kundenwunsch bestand vor allem darin, die Strebausrüstung ohne die sonst übliche Demontage der Schildausbaue zu realisieren. Hierfür war es notwendig, eine entsprechende Strecke aufzufahren, die dem Anspruch an den Raumbedarf für einen derartigen Umzug gerecht werden kann. Vor Beginn der Vorbereitungsarbeiten für den Strebumzug wurde eine detaillierte Emp-

wurde vor allem durch kontinuierliche und arbeitstägliche Unterweisung der beteiligten Mitarbeiter erreicht. Als besonderer Erfolg darf es daher nicht unerwähnt bleiben, dass das gesamte Projekt vollständig unfallfrei realisiert werden konnte. Damit konnte die von JENNMAR[®] ins Leben gerufene Initiative für Arbeitssicherheit - „Absolute ZERO“ – einmal mehr nachdrücklich die Erreichbarkeit seines wichtigsten Ziels, die Vermeidung sämtlicher Arbeitsunfälle nämlich, nicht reines Wunschenken ist.



Abbildung 5: JENNMAR[®] Initiative für Arbeitssicherheit

Dipl.-Ing. Stefan Meyer

Jennmar Corporation
Steinhausstrasse 53
44866 Bochum-Wattenscheid

Analyse über die Durchführbarkeit von Eisbergspaltungen

David Horner

1 Einleitung

Die Auswirkungen der Klimaerwärmung erlauben es zunehmend für rohstoffgewinnende Aktivitäten in Regionen vorzudringen, welche in der Vergangenheit als unwirtschaftlich galten. Dies trifft insbesondere für Gebiete nördlich des Polarkreises zu, da dort der globale Temperaturanstieg im Vergleich zu unseren Breitengraden doppelt so hoch ausfällt. Hierdurch schmilzt das nordpolare Eisschild zunehmend und legt ganzjährig Flächen mit unerschlossenen Rohstoffvorkommen frei. Die Gewinnung zu Lande und zu See wird entsprechend erleichtert und senkt die zu erwartenden Produktionskosten. Diese Regionen stellen jedoch auch eine Vielzahl neuartiger Herausforderungen an die Errichtung und den Betrieb von Produktionsanlagen. Insbesondere auf See ist weiterhin mit großen Treibeismassen sowie Eisbergen zu rechnen, welchen weder Plattformen noch Versorgungsschiffe standzuhalten vermögen. Um das Risiko von Produktionsausfällen zu minimieren, wird daher aktuell an Lösungen für den Umgang mit derartigen Eismassen gearbeitet.

Im Rahmen meiner Diplomarbeit untersuchte ich am University Centre on Svalbard (Norwegen) das Fragmentierungsverhalten von Eis durch den Einsatz von Sprengstoffen. Während entsprechende Techniken im bergtechnischen Bereich intensiv erprobt wurden, befindet sich der Kenntnisstand für Eismassen weitestgehend in den Kinderschuhen. Betrachtet man einzig die Masse eines arktischen Eisberges, welche bis zu 1 Millionen Tonnen betragen kann, wird anhand vergangener Untersuchungen schnell ersichtlich, dass konventionelle Sprengverfahren nicht zu einem effizienten Ergebnis führen. In dieser Untersuchung wird vor diesem Hintergrund der Fragmentierungsprozess von Eisblöcken mittels einer Hochgeschwindigkeitskamera analysiert. Die hieraus erzielten Ergebnisse erlauben es anschließend erste Ansätze für zukünftige Sprengmethoden größerer Eismassen abzuleiten.

2 Bedarf

Das arktische Meer wird zunehmend für Offshore Projekte zur Rohstoffexploration interessant. Die drei bedeutendsten Regionen zur Erdöl- und Erdgasförderung stellen die Labradorsee, die Norwegische See sowie die Barentssee dar. Durch die Meeresströmungen treten in diesen Gebieten jedoch gehäuft Eisberge auf, welche sich von Gletschern auf der östlichen Seite der grönländischen Küste lösen sowie von den Inselgruppen Spitzbergens, Franz-Josefs-Lands und Nowaja Semljas. Hieraus entstand die Notwendigkeit ein intelligentes Eismanagementsystem zu entwickeln, welches große Treibeismassen und Eisberge frühzeitig erkennt.

Schon mit dem Untergang der Titanic im Jahre 1912 wurde ersichtlich, dass Eisberge über Jahre hinweg weite Strecken zurücklegen und in unerwartet südlichen Gebieten auftauchen können.

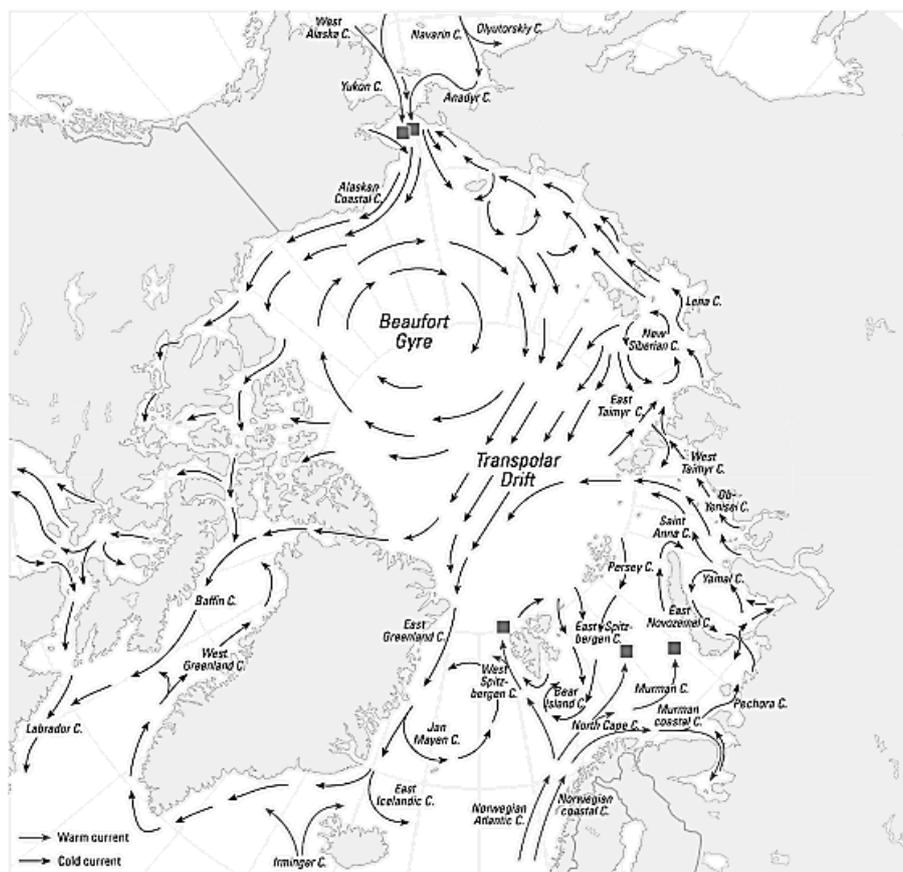


Abbildung 1: Nordpolare Meeresströmungen

Insbesondere bei Eisbergen besteht die Gefährdung nicht nur für Schiffe und Plattformen, sondern in Küstenregionen auch für am Meeresboden installierte Pipelines, da Eisberge Tiefen von bis zu 70 m erreichen können. Mit der Zunahme der Temperaturen in der Arktis geraten die Gletscher in schnellere Bewegung, wodurch es zu vermehrten Eisabbruch an den Gletscherbrüsten kommt. Dies führt, in Kombination mit den zunehmenden Aktivitäten in diesen Regionen, zu einem erhöhten Gefährdungspotential.

Um diesem zu begegnen werden aktuell neue Technologien entwickelt, welche eine ortsveränderliche Produktionseinrichtung bei der Erdöl- und Erdgasförderung erlauben. Hierbei werden die eigentlichen Förderinstrumente am Meeresboden installiert und nur noch die Betriebsanlagen an der Wasseroberfläche gehalten. Über ein Bopjensystem werden diese Systeme miteinander gekoppelt, können im Falle eines Events aber flexibel entkoppelt werden. Im Zuge des Abschaltverfahrens taucht die Boje unter die Wasseroberfläche ab und die Plattform kann gefahrlos mit der Strömung durch das Eis fortgeschoben werden. Ein geregelter Abschaltvorgang, nach welchem das System binnen kurzer Zeit wieder hochgefahren werden kann, benö-

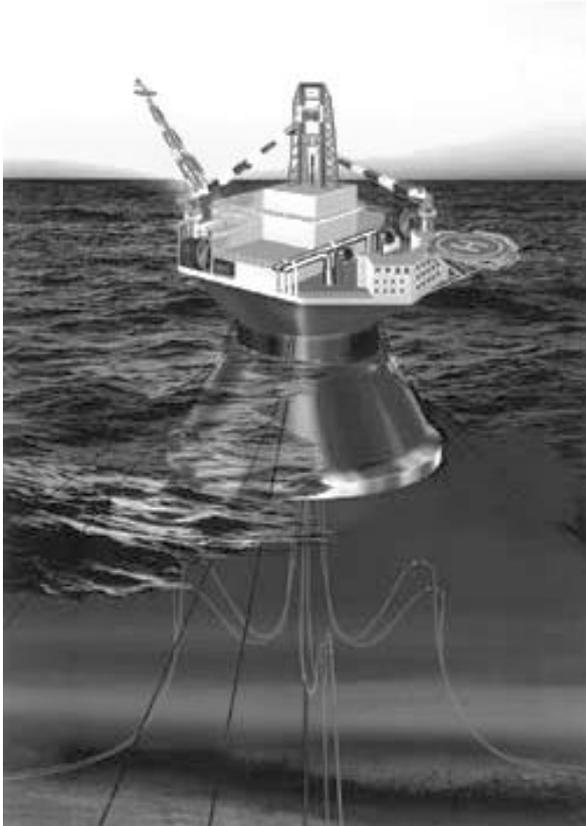


Abbildung 2: Floating Production Unit

tigt jedoch eine Vorlaufzeit von sechs Stunden. Anhand des Eismanagementsystems, bei welchem radar- und satellitengestützte Daten miteinander interagieren, können Eisberge heutzutage bei normalen Seegang mit einer Vorlaufzeit von 24 Stunden vor Eintreffen in ein festgelegtes Gebiet ausgemacht werden. Innerhalb von 18 Stunden müssen entsprechende Maßnahmen durchgeführt werden, welche die Eisberge für die Risikozone unschädlich machen, indem sie entweder aus Ihrem Strömungsweg abgelenkt oder zerstört werden. Kleinere Eisberge lassen sich indes schon heute mittels Schleppern aus ihrer Strömung bringen und in ungefährdete Gebiete ablenken. Eisberge größeren Umfangs sind hierfür jedoch zu schwer. Problematischerweise wurden hierfür noch keine verlässlichen Verfahren zur Unschädlichmachung gefunden, woraus letztendlich die Idee für diese Untersuchung entstand.

3 Historie

Die ausgehende Gefahr von Eisbergen ist nicht erst seit dem Untergang der Titanic im Jahre 1912 bekannt. Dieses Ereignis erzeugte jedoch ein derartig großes mediales Echo, dass schon im darauffolgenden Jahr die „International Ice Patrol“ (IIP) mit der Absicht der Überwachung von Seewegen eingerichtet wurde. Schon damals begann man sich mit der Frage zu beschäftigen, wie sich Eisberge zerstören ließen, sodass keine weitere Gefahr von ihnen ausginge. Früh musste man jedoch erkennen, dass diese gewaltigen Eismassen nicht mit einfachen Bordkanonen fragmentierbar waren. Erste Experimente von Prof. H.T. Barnes (1926 / 1960) versuchten Eisberge anhand starker Wärmeerzeugung mittels Thermit zu brechen. Trotz mehrerer Versuchsreihen blieben die Erfolge jedoch aus, da die gespeicherte Energie der Eisberge die vergleichsweise geringe Energiemenge des Thermits um ein Vielfaches überstieg. Vielversprechender verliefen Kratersprengversuche von Livingstone (1960), welche einen für damalige Verhältnisse herausragenden Ertrag von $16 \text{ m}^3/\text{kg}$ erzielten. Die hier erzeugten Erfolge erwiesen sich jedoch nur als bedingt nutzbar, da Eisberge mit entsprechend anwendbarer Form in der Arktis nur selten vorkommen. Erst Mellor & Kovacs (1972 / 1975) versuchten mit dem Banksprengverfahren bekannte Methoden aus dem Bergbau anzuwenden. Doch auch bei diesen Versuchen wurde ersichtlich, dass der Ertrag pro eingesetzter Menge Sprengstoff nicht im Verhältnis zur Menge

an Eis steht. Vor diesem Hintergrund wird ersichtlich das konventionelle Verfahren, welche sich auf die Fragmentierung der gesamten Eismasse konzentrieren, mit derzeitigen Mitteln nicht realisierbar sind.

4 Stoffliche Eigenschaften von Eis

Für das weitere Verständnis ist es hilfreich einen kurzen Einblick in den Aufbau des Materials „Eis“ zu erhalten. Dieses ist in seinem natürlichen Vorkommen nicht derart homogen, wie man zunächst annehmen könnte. Genau genommen charakterisiert Eis nämlich eine Klasse von Materialien. Wie Gestein ist Eis durch unterschiedliche Gefüge charakterisiert, insbesondere ausgedrückt durch variierende kristalline Strukturen. Deren Ausprägungen unterliegen dem Entstehungsprozess des Eises sowie externer Einflüsse z.B. resultierend aus dem umgebenden hydrostatischen Druck oder der Temperatur. Die Genese von Eis erfolgt dabei entweder durch lokal gefrierendes Wasser oder durch sedimentierende Schneeschichten. Die einzelnen Eiskristalle sind optisch einachsig und bilden ein hexagonales System aus. Deren Größe variiert maßgeblich und ändert sich kontinuierlich durch Rekristallisationsprozesse, bei welchen einige Kristalle auf Kosten der anderen wachsen. Hieraus folgen 13 verschiedene mögliche kristalline Strukturen sowie zwei amorphe Zustände. Große einzelne Kristalle, sog. Monokristalle, kommen in natürlicher Umgebung selten vor, da sie in der Regel nur unter äußerst hohem hydrostatischem Druck entstehen. Bei sogenanntem polykristallinen Eis verbinden sich benachbarte Kristalle, je nach Entstehungsart, mit parallel oder zufällig zueinander angeordneten Achsen. Grundlagen-theoretische Untersuchungen zu hochdynamischen Deformationseinflüssen, im Hinblick auf sprengtechnische Betrachtungen, wurden bisweilen kaum durchgeführt. Die folgenden Untersuchungsergebnisse und –rückschlüsse stammen daher überwiegend aus Experimenten verbunden mit der Luft- und Raumfahrttechnik, bei denen Vereisungen an den Materialoberflächen eine große Rolle spielen.

Die Dichte von Eis bei 0 °C beträgt 916,7 kg/m³, fallend mit abnehmenden Temperaturen. Dieser Effekt ist jedoch hinlänglich klein. Aussagekräftiger für sprengtechnische Betrachtungen sind die sehr geringe Dichte und die entsprechende Kategorisierung als sehr weiches Material. Die Porosität von Eis, verursacht durch Luft-, Gas- oder Salzeinschlüsse, beträgt dabei 1 – 50 cm³/kg unter regulären Bedingungen. Dieser Grad lässt sich anhand der zunehmend milchig erscheinenden Oberfläche ablesen.

Betrachtet man die mechanischen Eigenschaften von Eis, wird hingegen seine starke Abhängigkeit zur Temperatur ersichtlich. Ursache hierfür ist das Verhältnis von Temperatur zum stoffbezogenen Schmelzpunkt, welches bei Eis im Allgemeinen nahe 1 liegt. Dieses Verhältnis wird als „homologe Temperatur“ bezeichnet und dient der Vergleichbarkeit von Stoffen. Je näher ein Material sich seinem Schmelzpunkt annähert, desto größeren Einfluss haben Temperaturänderungen auf dessen physikalische Parameter. Bei Eis wirken sich somit schon geringste Temperaturänderungen

signifikant aus. Bei Gestein liegt dieses Verhältnis - und somit der Temperatureinfluss - wesentlich geringer, wie beispielsweise bei Granit ($T_{\text{Schmelz}} = 1488 - 1533^{\circ}\text{K}$) im Bereich der Erdoberfläche bei 0,18. Voitkovskii (1960) beschreibt diesen Zusammenhang für Eis als Resultat vom zunehmenden plastischen Verhalten bei höheren Temperaturen. Dies erklärt sich aus der Schwächung der Kohäsion der einzelnen Eismoleküle im kristallinen Raumgitter und der folglich erleichterten Möglichkeit der Kristalle sich neu anzuordnen.

Vor dem Hintergrund der starken Abhängigkeit von Temperatur und kristalliner Struktur gestaltet es sich jedoch schwierig eindeutig zuordenbare Kennwerte für die Widerstandsfähigkeit des Eises und der damit verbundenen Parameter, wie dem Elastizitätsmodul, festzulegen. Bei Untersuchungen unter hohen Deformationsgeschwindigkeiten wird bisweilen auf polykristallines Eis mit mechanisch anisotroper Ausprägung zurückgegriffen, welches sich zwar künstlich einfach reproduzieren lässt, jedoch nicht dem Verhalten größerer Eismassen entspricht. Hier liegt im Allgemeinen mechanische Isotropie vor, d.h. der Belastungszustand des betrachteten Körpers ist als irregulär anzusehen. Dadurch ist das Eis im Gegensatz zu oberflächennahem Gestein kontinuierlich größeren Änderungen seiner externen Einflussfaktoren unterworfen, lässt sich nur schwerlich eine allgemeingültige Aussagen zu seinen mechanischen Parametern aufstellen. Aus diesem Grund muss derzeit vor jedem Experiment eine individuelle Untersuchung der Parameter stattfinden. Für den dynamischen Belastungsfall haben sich dabei Analysen mit akustischen Messsensoren als aussagekräftig herausgestellt, bei welchen auf die Ausbreitungsgeschwindigkeit der elastischen Wellen zurückgegriffen wird. Mechanische Drucktests, wie bei spröden Materialien sonst üblich, liefern bei Eis stark schwankende Resultate als Ergebnis von nie eindeutig reproduzierbaren Belastungsintensitäten und Deformationsgeschwindigkeiten. Bei unseren Experimenten standen jedoch derartige Sensoren nicht zur Verfügung, weshalb im Folgenden dennoch kurz auf Werte der Literatur eingegangen werden muss.

Aktuelle Untersuchungen zur Druck- und Zugfestigkeit von Eis unter Deformationsgeschwindigkeiten von $10^3 - 10^4 \text{ s}^{-1}$ führen zu durchaus unterschiedlichen Aussagen. Es zeichnet sich tendenziell die Übereinkunft ab, dass die Widerstandsfähigkeit unter hoher dynamischer Belastung wesentlich höher ausfällt als im quasi-statischen Belastungsfall. H. Kim & J. Keune (2007) ermittelten in ihrer Versuchsreihe eine vergleichsweise konstante Druckfestigkeit unter dynamischer Belastung von 19,7 MPa, im Vergleich zu Schulson et al. (2001), welcher bei quasistatischer Belastung eine Widerstandsfähigkeit vor Versagen im Bereich von 6,5 – 9,5 MPa ausmachte. Beiden Versuchsreihen lag eine Probertemperatur von -10°C zu Grunde. Lange & Ahrens (1983) kamen in Ihren Versuchen zu dem Ergebnis, dass die Zugfestigkeit von Eis noch ausgeprägter in Abhängigkeit des Belastungsfalles variiert. Unter dynamischer Belastung betrug die Widerstandsfähigkeit ihrer Proben rund 17 MPa, im Vergleich zu rund 1,6 MPa bei quasi-statischer Belastung. Mit weiter abnehmenden Tempera-

turen wird in beiden Belastungsfällen eine zunehmende Erhöhung der Werte beobachtet.

Ähnlich verhält sich der Sachverhalt für den Elastizitätsmodul, da sich die Steifigkeit des Materials mit zunehmender Temperatur reduziert. Vergleicht man die Ergebnisse verschiedener Messserien, schwanken deren Werte für ein Temperaturniveau von -5 °C zwischen $8,69 - 9,94\text{ GPa}$ sowie bei -15 °C zwischen $9,33 - 9,61\text{ GPa}$. Hierbei wird zwar ersichtlich, dass mit abnehmender Temperatur eine Schärfung des Wertebereiches eintritt, jedoch kann auf keine allgemeingültigen, temperaturbezogenen Werte zurückgeschlossen werden. Ähnlich verhält sich dieser Zusammenhang für die Intensität der dynamischen Belastung. In diesem Fall ist es schwierig zwischen dem elastischen und dem plastischen Part der Deformation zu differenzieren.

Gemäß Voitkovskii ist unter hoher dynamischer Belastung ein Wert von $8,826\text{ GPa}$ am zutreffendsten, jedoch sinkt mit zunehmend plastischer Verformung die Schersteifigkeit des Materials.

Der gleiche Zusammenhang erschließt sich für das Poisson Verhältnis, welches gemäß Veinberg (1940) für Eis $0,36 \pm 0,13$ beträgt. Die starke Varianz rührt ebenfalls aus der Abhängigkeit zu elastischer bzw. plastischer Verformung. Je höher der Anteil der plastischen Verformung, desto stärker strebt dessen Wert gegen $0,5$. Für gezielt sprengtechnische Untersuchungen liegen bisweilen jedoch kaum aussagekräftige Ergebnisse vor.

Vor diesem Hintergrund gestaltet es sich schwierig eindeutige Aussagen zu den sich daraus ableitenden mechanischen Größen anzustellen. Betrachtet man die Gleichungen, aus welchen sich das Kompressions- (K) und das Schermodul (μ) ergeben, welche Auskunft über die Widerstandsfähigkeit des Materials liefern, wird die Abhängigkeit von den erläuterten Werten ersichtlich:

$$K = \frac{E}{3 - 6\nu} = \frac{8,826\text{ GPa}}{3 - 6 \cdot 0,36} = 10,507\text{ GPa} \quad (1)$$

$$\mu = \frac{E}{2 \cdot (1 + \nu)} = \frac{8,826\text{ GPa}}{2 \cdot (1 + 0,36)} = 3,245\text{ GPa} \quad (2)$$

Schon vergleichsweise kleine Änderungen des Elastizitätsmoduls oder des Poisson Verhältnisses können im betrachteten Fall zu erheblichen Abweichungen der Ergebnisse führen. Dies spiegelt sich durch sehr stark schwankende Werte dieser Parameter in der Literatur wider. Hieraus folgt zudem, dass auch die Ausbreitungsgeschwindigkeit von Druck- und Dehnungswellen nicht als fix betrachtet werden kann:

$$v_p = \sqrt{\frac{K + \frac{4}{3}\mu}{\rho}} = \sqrt{\frac{\left(10,507 + \frac{4}{3} \cdot 3,245\right) \text{GPa}}{916,7 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}} = 4022 \frac{\text{m}}{\text{s}} \quad (3)$$

$$v_s = \sqrt{\frac{\mu}{\rho}} = \sqrt{\frac{3,245 \text{GPa}}{916,7 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}} = 1881 \frac{\text{m}}{\text{s}} \quad (4)$$

5 Anforderungen an die Sprengungen von Eisbergen

Eisberge sind charakterisiert durch ein graduell zunehmendes Temperaturprofil nach außen hin, da das umgebende Meerwasser mindestens eine Temperatur von $-1,9 \text{ }^\circ\text{C}$ haben muss, um nicht zu gefrieren. Beachtet man die Tatsache, dass Eisberge insbesondere in den Sommer- und Herbstmonaten in betroffenen Regionen ausgemacht werden, sind jedoch positive Wassertemperaturen zu erwarten. Das gleiche gilt für die Oberfläche der Eisberge, welche in den Sommermonaten rund um den Polarkreis kontinuierlicher Sonneneinstrahlung ausgesetzt sind. Hieraus folgt, dass das Eis über das Profil der Eisberge hinweg keine einheitlichen Temperaturen und somit mechanischen Eigenschaften aufweist. Die Widerstandsfähigkeit nimmt entsprechend von innen nach außen ab. Dieser Effekt lässt sich ausnutzen, indem man den kalten, starken Kern schwächt. Wollte man einen Eisberg mittels konventioneller bergtechnischer Methoden sprengen, wäre die benötigte Menge an Sprengstoff und Bohrlöchern, wie eingangs erwähnt, unverhältnismäßig hoch. Allerdings sind die gestellten Anforderungen an die Fragmentierung der betrachteten Masse anders, da keine Weiterverarbeitung des Materials erfolgen muss. Vielmehr muss gewährleistet werden, dass die verbleibenden Fragmente nicht in der Lage sind weiterhin eine Gefährdung für Plattformen darzustellen. Im Hinblick auf die geringe Strömungsgeschwindigkeit von Eisbergen im Meerwasser ($0,3 - 1 \text{ m/s}$) und deren schnelle Ablenkung an der Stelle ihres Auftreffens, können Eismassen von 50.000 t toleriert werden. Durch ein Zusammenspiel folgender Prozesse kann die Masse in ihrer Struktur derart geschwächt werden, dass binnen kurzer Zeit mit einem Auseinanderbrechen zu rechnen ist:

- Zerstörung der kristallinen Struktur innerhalb des Eisberges und Brechung des starken Kernes mittels Einsatz von Sprengstoff
- Ausnutzung des Auftriebseffektes durch das Dichteverhältnis von Eis zu Wasser
 - Zugkräfte
 - Schwingungskräfte
- Schwächung der Oberfläche durch verstärkte Ausnutzung der kontinuierlichen Sonneneinstrahlung mittels Kohlenstoffstaub

6 Experiment

Mit dem folgenden Experiment soll das Fragmentierungsverhalten von Eisblöcken in Abhängigkeit der Detonationsgeschwindigkeit und Sprengstoffdichte untersucht werden. Fünf Eisblöcke mit einem Volumen von $0,86 \text{ m}^3$ ($\cong 750 \text{ kg}$) werden hierfür künstlich angefertigt, da das Eis der umliegenden Frischwasserseen ausgeprägte thermische Risse aufwies. Das Hauptziel war es das Verhältnis von eingesetzter Sprengstoffmenge zu gebrochener Eismasse zu optimieren. Hierzu werden zwei verschiedene Sprengstoffarten eingesetzt und der Fragmentierungsprozess mittels einer Hochgeschwindigkeitskamera analysiert. Zur besseren Durchführbarkeit werden diese Versuche nicht im Wasser, sondern vorerst auf festem Untergrund durchgeführt.

6.1 Erstellung der Eisblöcke

Für die Erstellung der Eisblöcke dienen Europaletten mit Aufsteckrahmen, welche mit widerstandsfähiger Plastikfolie von innen ausgekleidet werden. Ein einzelner Block hat hierdurch die Ausmaße von $115 \times 75 \times 100 \text{ cm}^3$. Um die Bildung thermischer Risse und Eishebungen zu vermeiden, werden die Blöcke schichtweise erstellt, d.h. jeweils nur 20 l an neuem Wasser aufgegeben, welches zuvor bereits auf knapp über 0°C vorgekühlt wurde. So soll der Schockmoment durch die auftretende Temperaturdifferenz zwischen Frischwasser und Eis ($T_{\text{Eis}} = -17^\circ\text{C}$) verringert werden. Gänzlich lassen sich die unerwünschten Nebeneffekte nicht vermeiden, bleiben jedoch in einem tolerierbaren Rahmen. Drei Mal täglich wird so über einen Zeitraum von zwei Monaten hinweg neues Wasser aufgegeben, bevor die Probenblöcke fertiggestellt sind.

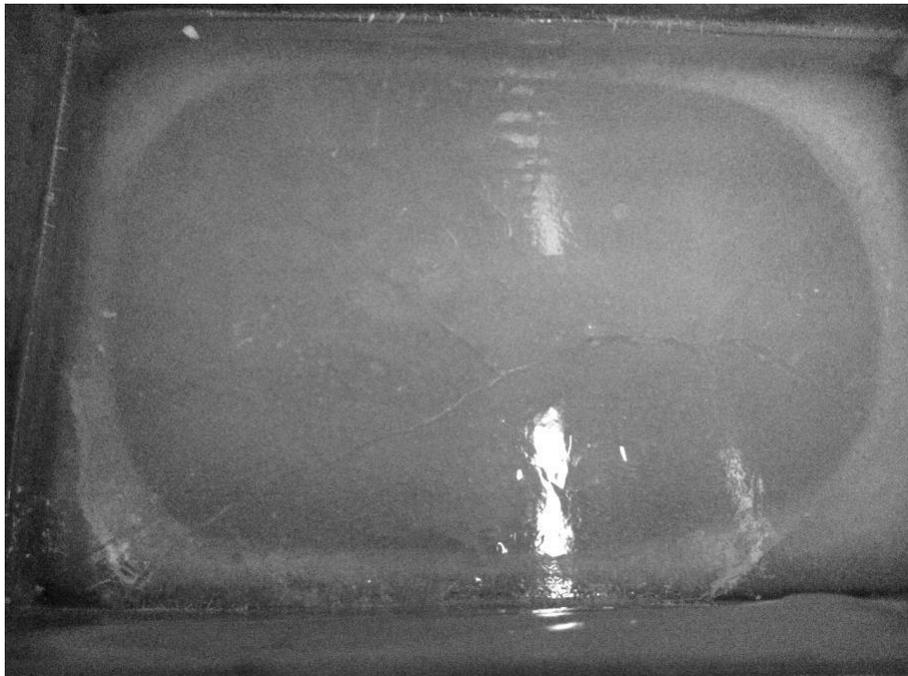


Abbildung 3: Thermische Rissausbildung bei Probenpräparation

6.2 Versuchsdurchführung

Im Zuge der Versuche sollten die folgenden drei Punkte beobachtet werden:

- Rissverteilung, -größe und -platzierung
- Energieverluste durch Materialausbrüche
- Größe der verbliebenen Fragmente

Die Hochgeschwindigkeitskamera (Optronis CR3000x2) liefert eine Bildrate von 5500 Bildern pro Sekunde ($\cong 1$ Bild je $128 \mu\text{s}$) und erlaubt somit eine detaillierte Analyse des gesamten Prozesses. Während Vorversuchen mit extra angefertigten kleinen Demoeisblöcken, wird der Einfluss von stark schwankendem Tageslicht auf solche Experimente ersichtlich. Durch die transparenten Körper machen sich schnell ändernde Lichtverhältnisse durch Sonne- / Wolkenwechsel stark in den Belichtungsverhältnissen bemerkbar.

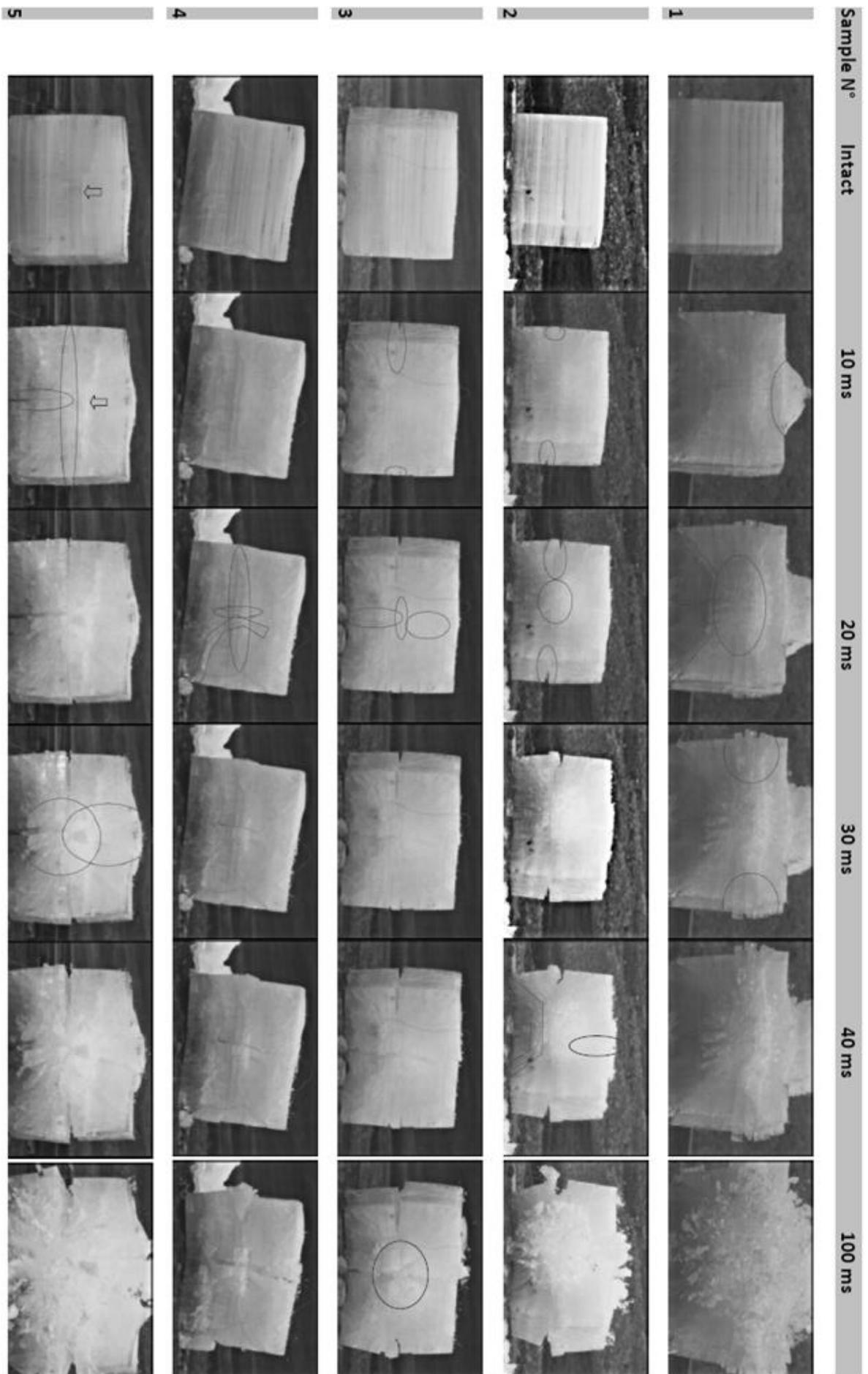
Die beiden verwendeten Sprengstoffarten lassen sich laut Herstellerangaben (Orica) bis zu einer Temperatur von -15°C verwenden:

Dynamit (DynoRex): $\rho = 1,35 \frac{\text{kg}}{\text{dm}^3}$ $v_p = 3000 \frac{\text{m}}{\text{s}}$

Pentraenythrol Tetranitrate (PETN): $\rho = 1,778 \frac{\text{kg}}{\text{dm}^3}$ $v_p = 7000 \frac{\text{m}}{\text{s}}$

Die Außentemperatur am Versuchstag beträgt $+5^\circ\text{C}$. Die Bohrlöcher werden mit einem Durchmesser von einem Zoll angefertigt. Als Verdämmmaterial dient feinkörniger Kies. Im Bohrloch tiefsten wird vor jedem Versuch die Temperatur ermittelt. Hierbei muss sich der Kern des ersten Probenblockes erwärmt haben, da Wasser in das Bohrloch eindrang.

Probe	Bohrloch-tiefe [cm]	Temperatur [$^\circ\text{C}$]	Spreng-stoff	Sprengstoffmenge [g]	Chargen-länge [cm]
1	50	-	Dynamit	35	8
2	57	-10,8	Dynamit	32	7,5
3	57	-9,9	PETN	16	10
4	57	-9,6	PETN	12	8
5	57	-9,3	Dynamit	23	6



6.3 Analyse des Fragmentierungsprozesses

Unabhängig vom eingesetzten Sprengstoff, wird die gesamte kristalline Struktur innerhalb der Eisblöcke binnen von zwei Millisekunden zerschmettert. Die Ausbildung der Risse durch die an den Seitenflächen reflektierten Druckwellen beginnt bei ca. 10 ms und ist bei 40 ms nahezu gänzlich abgeschlossen. Die Fragmentierung variiert selbst in Abhängigkeit des Impedanzfaktors zwischen der Detonationsgeschwindigkeit des Sprengstoffs und der spezifischen Wellenausbreitungsgeschwindigkeit des Eises.

Bei den Probenblöcken 1, 2 und 5 wurde Dynamit verwendet. Alle drei Blöcke bilden eine Ausbuchtung an der Frontseite aus, was sich auf die wesentlich geringe Breite als Länge der Blöcke zurückführen lässt. Bei der ersten Proben entweicht zudem ein Großteil der Energie durch das Bohrloch, verursacht durch scheinbar schwache Verdämmung. Im Folgenden wurde daraufhin die Bohrlochtiefe von 50 cm auf 57 cm angepasst. Bei den Proben 1 und 2 wird zudem ein bedeutender Teil der Energie in das Erdreich geleitet, gut beobachtbar bei der Aufnahme an Probe 1 bei 10 ms. Die runde Form des Risses am Fundament der Probe zeigt exzellent die Übergangszone zwischen dem Impedanzeinfluss des Untergrundes und der Luft an den anderen Flächen des Eisblocks. Die homogenste Fragmentierung wird dabei genau bei jener Probe erzielt, bei der die geringste Menge an Sprengstoff eingesetzt wird (Probe 5). Während sich bei den vorherigen Proben nur horizontale Risse ausgehend von den Seitenflächen ausformten, bilden sich bei dieser Probe gleichzeitig vertikale und horizontale Risse aus. Die in den Untergrund geleitete Energie ist erheblich reduziert, wodurch auch die horizontalen Risse wesentlich besser ausgeprägt sind als bei Probe 2. Offensichtlich führt ein höherer Sprengstoffeintrag nicht automatisch zu einer besseren Fragmentierung des Eises.



Abbildung 4: Querschnitt eines verbleibenden Fundamentes (Probe 1)

Bei dem Einsatz von PETN werden wie zu erwarten größere Risse verursacht, wie bei Probe 4 und 5 beobachtbar. Im Vergleich zu den vorherigen Proben findet die Bildung der Risse über zwei Prozesse statt: die horizontalen Risse bilden sich wie gehabt durch die Reflektion der Druckwellen von den Seitenflächen in Richtung des Kernes aus, die vertikalen Risse werden hingegen durch die an die Bohrlochwand wirkende Detonationsenergie erzeugt. Diese Risse breiten sich von der Quelle der Detonation aus und sind voll-

ständig entwickelt bevor die horizontalen Risse den Kern der Probe wieder erreichen. Dabei wird der Block in vier gleichmäßig große Teile aufgeteilt, welche auseinander gedrückt werden. Folglich wird der Kern in diesem Fall besser gebrochen als bei der Verwendung von Dynamit.

Bei allen Proben bleibt ein Teil des Fundaments stehen. Die vom Untergrund absorbierte Energie sorgt offensichtlich dafür, dass der zur Verfügung stehende Gasdruck nicht mehr hoch genug ist um das Eis zu verteilen. Zudem sorgen Inhomogenitäten innerhalb der Eisblöcke dafür, dass teils bedeutende Energiemengen für den Prozess verloren gehen. Generell sind diese Fundamente jedoch fein gebrochen, sodass sie schon beim Dagegentreten zerfallen. In der Gesamtheit fallen die einzelnen Fragmente bei Verwendung von PETN größer aus. Dies war in Hinsicht des stärker abweichenden Impedanzverhältnisses zwischen Sprengstoff und Eis jedoch zu erwarten.

7 Fazit

Im Hinblick auf die Sprengbarkeit größerer Massen spielt die reine Widerstandsfähigkeit des betrachteten Materials nur eine kleine Rolle. Folgt man beispielsweise dem Felsklassifizierungssystem von Selby, beträgt dieser Anteil nur 20 %. Wesentlich verstärkt ist bei Eisbergen mit Energieverlusten durch Inhomogenitäten zu rechnen, da sie sich oft schon lange Zeit im vergleichsweise warmen Wasser befinden, bevor sie in betroffenen Regionen entdeckt werden. Entsprechende Effekte bei den durchgeführten Sprengversuchen ließen sich über die Größe der verbleibenden Fundamente ausmachen. Hier kam es jedoch darauf an, dass auch diese zumindest in ihrer Struktur gebrochen sind. Die Tatsache, dass der Gasdruck wahrscheinlich nicht hoch genug sein wird einen ganzen Eisberg aufzulösen, dürfte unter diesen Umständen kein großes Problem darstellen. Genau hier können die mit dem Auftrieb verbundenen Schwingungs- und Zugkräfte ansetzen, welche die verbleibende Arbeit zum Auseinanderbrechen leisten. Um einen Rückschluss darauf zu ziehen, ob ein eng anliegender oder stark abweichender Impedanzfaktor zwischen eingesetztem Sprengstoff und dem Eis bessere Resultate erzielt, ist es hier zu früh. Als Vorteil des PETNs stellt sich heraus, dass nur die Hälfte der Sprengstoffmenge benötigt wird, um ein gutes Fragmentierungsergebnis zu erhalten. Dies ist vorteilhaft, wenn es darum geht sehr große Massen zu sprengen. Bevor jedoch großskalige Experimente erfolgsversprechend durchgeführt werden, ist eine nähere Auseinandersetzung mit den mechanischen Eigenschaften von Eis unter hohen Deformationsgeschwindigkeiten notwendig. Eindeutigen Aussagen zum Elastizitätsmodul und dem Poisson Verhältnis sind notwendig, um ein exakteres Bild über die Widerstandsfähigkeit derartiger Eismassen unter dynamischer Belastung zu erhalten.

Quellen

V.V. Bogorodsky, V.P. Gavriilo, O.A. Nedoshivin (1987): Ice Destruction – Methods and Technology, D. Reidel Publishing Company, Dordrecht

G. Crocker, B. Wright, S. Thistle and S. Bruneau (1998): An Assessment of Current Iceberg Management Capabilities, Contract Report for: National Research Council Canada, Prepared by C-CORE and B. Wright and Associates Ltd., C-CORE Publication 98-C26

P.H. Gammon, J.C. Lewis (1985): Methods for the fracturing of Icebergs – Environmental Studies Revolving Funds Report N° 14, Ottawa

M. Hicks (2004): Report of the international ice patrol in the north Atlantic, United States Coast Guard, Bulletin N° 90

P.V. Hobbs (2010): Ice Physics, Oxford University Press, Oxford

H. Kim, J.K. Keune (2007): Compressive strength of ice at impact strain rates, In: Journal of Material Science (2007), Vol. 42 (8), pp. 2802 - 2806

M.A. Lange, T.J. Ahrens (1983): The dynamic tensile strength of ice and ice-silicate mixtures, In: Journal of geophysical research. Vol. 88 (B2), pp 1197 - 1208

M. Mellor, A. Kovacs, J. Hnatiuk (1977), Destruction of ice islands with explosives, In: POAC conference 1977, Vol. 2, pp. 753 – 765, Newfoundland

E.M. Schulson, P. Duval (2009): Creep and Fracture of Ice, Cambridge University Press, Cambridge

K.F. Voitkovskii (1960): The mechanical properties of ice, Izd. Akademii Nauk SSSR, Moscow

David Horner

TU Clausthal

Gasvorausbohrungen im Flöz Zollverein 6

Hans-Jürgen Biermann

Andreas Kubera

RAG Deutsche Steinkohle AG

Der Fachvortrag seitens der RAG Deutsche Steinkohle AG befasst sich mit Vorentgasungsbohrungen im Flöz Zollverein. Für weitere Informationen wenden Sie sich an die RAG Deutsche Steinkohle.

Hans-Jürgen Biermann

RAG Deutsche Steinkohle AG

Shamrockring 1

44623 Herne

Andreas Kubera

Die Herausforderung an die Bohrtechnik bei wechselnden Gesteinsarten

Dipl.-Ing. Attila Baki

Atlas Copco MCT GmbH

Die wechselnden Gesteinsformationen im Berg- und Tunnelbau stellen die heutige Bohrtechnik vor neue Herausforderungen. Beim schlagenden Bohren werden heute Bohrgeschwindigkeiten von bis zu 6 m/min erreicht. Das Spülmedium zum Austragen des Bohrmehls spielt hierbei eine immer größer werdende Rolle. Das angepasste Spülmedium wie Wasser, Wasserverneblung und Luft ist bei bestimmter Geologie nur bedingt einsetzbar. Besonders herausfordernd sind Gebirgsformationen, die bei Einsatz von Wasser eine Neigung zum Quellen haben. Im Allgemeinen führt das als das Quellen unterschiedlicher Gesteinsarten bekannte Phänomen nicht nur zum Zeitpunkt der Auffahrung sondern wie aus der Vergangenheit bekannt auch viele Jahre nach der Auffahrung zu bergmännischen Risiken. Der hiermit verbundene Aufwand, z.B. durch die Sicherung der Strecken im Bergbau durch zusätzliche Ankermaßnahmen oder die Erneuerung von Schalungskörpern im Tunnelbau, führt zu weiteren Sicherheitsproblemen und zusätzlichen Kosten.

In den Leistungsverzeichnissen zukünftiger Bauprojekte wird darauf hingewiesen, dass Spreng- und Ankerbohrlöcher nur im (absolut) Trockenbohrverfahren erstellt werden dürfen. Dies ist nicht nur eine Herausforderung für den Auftragnehmer, sondern auch für die Maschinenhersteller.

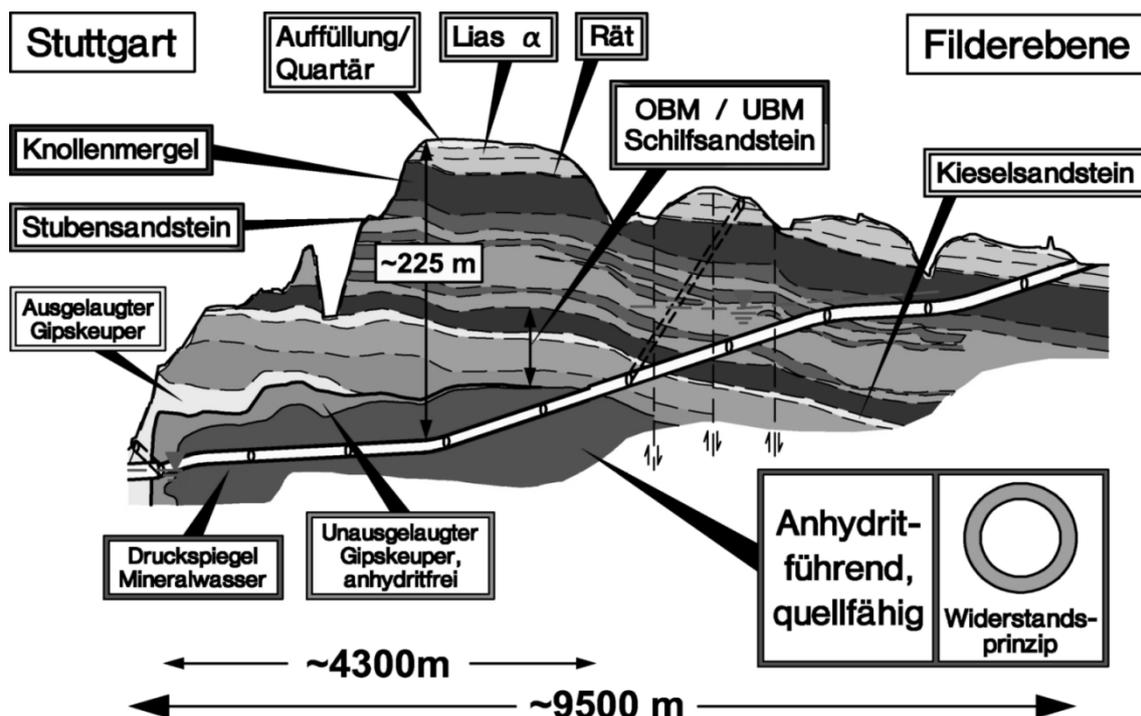


Abbildung 1: Geologischer Längsschnitt

Am Beispiel des geologischen Längsschnittes im Projekt Stuttgart 21 wird deutlich, dass unterschiedliche Gesteinsformationen durchörtert werden müssen. (siehe Abbildung 1). Das Anhydrit stellt hierbei die größte Herausforderung dar. Bautechnisch relevant ist hierbei der Vorgang des „Anhydritquellens“. Bei Exposition von Anhydrit gegenüber Wasser erfolgt die Umwandlung von Anhydrit in Gips, wobei eine Volumenzunahme von bis zu 61 % erfolgt (siehe Abbildung 2). Die dabei auftretenden Quelldrücke (Kristallisationsdrücke) können theoretisch einen Druck bis zu 100 MPa erreichen. Die hierbei freigesetzte Energie können wir am Beispiel der Erdwärmebohrung in Stufen beobachten.

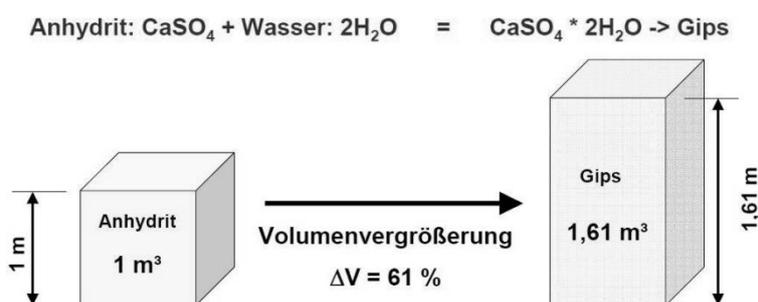


Abbildung 2: Anhydritquellen

Das Durchörtern der unterschiedlichen Gebirgsformationen setzt ein angepasstes Spülverfahren für die Bohrkleinaustragung voraus. In der Praxis kommen heute folgende Spülmedien zum Einsatz:

- Wasser
- Luft
- mit Wasser geschwängerte Luft.

Das reine Trockenbohren findet beim drehenden Bohren statt. Hierbei wird das Bohrmehl mit Hilfe einer „Schneckenbohrstange“ aus dem Bohrlochtiefsten transportiert. Die Bohrtechnik und die dazugehörige Steuerungstechnik lassen gegenwärtig eine Steigerung der Bohrgeschwindigkeit zu. Die Spültechnik spielt dabei eine immer größere Rolle, da die Bohrgeschwindigkeit vom Abtransport des Bohrmehls aus dem Bohrlochtiefsten abhängig ist.

Für das schlagende Bohren verlangt der Betreiber ein System, welches die Ortsbrust während der Bohrarbeiten staubfrei hält, mobil einsetzbar und zur gleichen Zeit berg- und tunnelbautauglich ist. Dabei sollte das vorhandene Inventar, ohne große Umbauten und Einschnitte in der Produktivität und Verfügbarkeit zu verursachen, genutzt und eine maximale Bohrleistung bei minimalen Kosten, ohne dabei die Bohrlochqualität zum Sprengen zu beeinflussen, erreicht werden.

Theoretischer Ansatz

Das Wasser-Verneblungssystem wird als Bohrspülsystem im Berg- und Tunnelbau vielerorts angewandt. Daher liegt es nahe, das Medium Wasser durch ein flüssiges Medium zu ersetzen. Dieses Medium sollte folgende Eigenschaften aufweisen:

- keine Reaktion mit Anhydrit -> Anhydritquellen findet nicht statt
- keine Umweltgefährdung -> Haufwerk muss weiterhin Z0 sein; Arbeitssicherheit im Abschlag und beim Handling muss gegeben sein

Als weitere, vielversprechende Stoffe wurden folgende Stoffgruppen identifiziert und analysiert:

- nicht wasserbasierte, industrielle „non aqueous“ Bohrspülungen
- natürliche Pflanzenöle (Triglyceride)
- biologisch abbaubare Hydrauliköle
- andere Stoffe

Der Einsatz derartiger wasserfreier Flüssigkeiten erscheint vielversprechend, da davon ausgegangen wird, dass durch Flüssigkeiten, die kein H₂O enthalten oder freisetzen können, kein Anhydritquellen ausgelöst werden kann.

Hinsichtlich der Umwelt- und Gesundheitsverträglichkeit ist der Einsatz von Mineralöl- und mineralöhlhaltigen Produkten jedoch als kritisch zu bewerten. Die schlechte Abbaubarkeit sowie die Wassergefährdung der meisten Produkte stellen vermutlich ein Ausschlusskriterium für den Einsatz im Berg- und Tunnelbauvortrieb dar. Weitere theoretische Ansätze wurden nicht in Betracht gezogen.

Praktischer Ansatz

Nachdem die theoretische Vorgehensweise nicht zum gewünschten Ziel geführt hat, wurden die im Markt vorhandenen Systeme geprüft. In der Abbildung 3 ist eine Absauganlage DCT 60 der Firma Atlas Copco zu sehen. Diese ist komplett in den Bohrwagen integriert. Bei diesem Verfahren ist eine zusätzliche Komponente an der Lafette angebaut.

Dieses System gehört zum Produktportfolio der Firma Atlas Copco und findet im Permafrost Anwendung. Die Absauganlage ist für kleinkalibrige Sprengbohrlöcher bis 48 mm optimiert. Die für das Projekt Stuttgart 21 erforderlichen Anwendungen, wie Bohrungen bis 125 mm im Durchmesser bei einer Länge von 25 m, können mit diesem System nicht

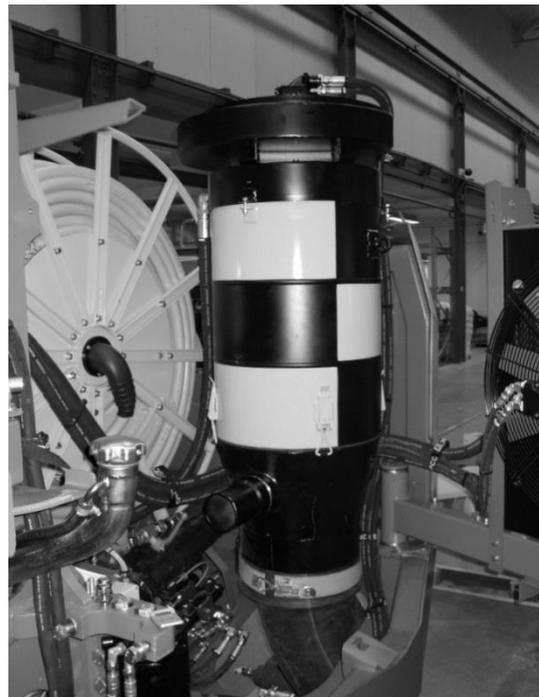


Abbildung 3: Atlas Copco DCT 60

wirtschaftlich durchgeführt werden. Es war hier mit einem Verlust der Bohrgeschwindigkeit zu rechnen, da das anfallende Bohrkleinvolumen nicht schnell genug abgesaugt werden kann. Die Erkenntnis hieraus war, dass eine stärkere Absauganlage gefunden werden musste.

Nach Gesprächen mit unterschiedlichen Herstellern klang das Konzept der Firma CFT erfolgsversprechend, da sie im Bereich der Absaugung und Entstaubung langjährige Erfahrung hat (siehe Abbildung 4). Im ersten Schritt wurden die Vorgaben, die an das System gestellt wurden, mit der Firma CFT besprochen. Nach einer kurzen Zeit stand das weitere Vorgehen fest.

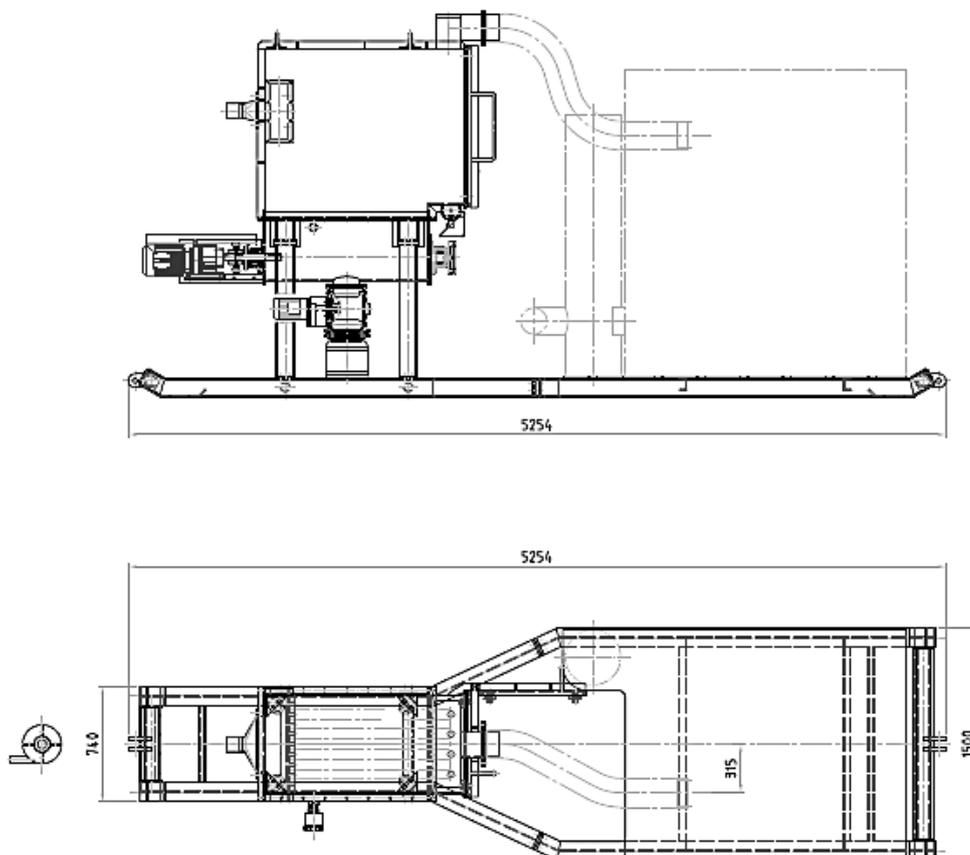


Abbildung 4: Absauganlage der CFT GmbH

Die ersten Versuche wurden nach Fertigstellung der Komponenten im Bergwerk mit vergleichbarer Geologie (Stuttgart 21) durchgeführt. Die Installationen am Bohrwagen waren in kurzer Zeit angebracht. Die Adaptierung der Absauganlage mit dem Bohrwagen war ohne größeren Aufwand abgeschlossen (siehe Abbildung 5).



Abbildung 5: Atlas-Copco Boomer mit CFT-Absauganlage

Erste Ergebnisse aus dem Zusammenspiel der Komponenten Bohrwagen und Absauganlage zeigten, dass die Leistung der Absauganlage die Erwartungen übertraf. Die Anlage war in der Lage, Korngrößen von ca. 5 cm anzusaugen. Dies führte zum Ausfall der Anlage. Um die Leistung der Absaugung nicht zu mindern, wurde die Absaughaube an der Lafette und die Größe des Absaugschlauches optimiert und die Filteranlage mit einem integrierten Grobgutprallabscheider bestückt. Nach Beendigungen aller technischen Änderungen vor Ort liefen die weiteren Versuche für alle Beteiligten erfolgreich.

Auf Anregung unserer Servicetechniker wurde auch der Versuch gefahren, das Bohrklein durch die Bohrstange abzusaugen. Hierfür wurde eine Spezialbohrkrone der Firma W+K und eine Standard Bohrstange eingesetzt. Die Besonderheit bei dieser Bohrkrone sind die großen Spüllöcher im Bohrkopf. Für die Absaugung durch die Bohrstange wurde das Frontteil des Bohrhammers am Einsteckende modifiziert. Hierbei kam ein Einsteckende mit einem Außenspülkopf aus dem Injektionsbereich zum Einsatz. (siehe Abbildung 6)

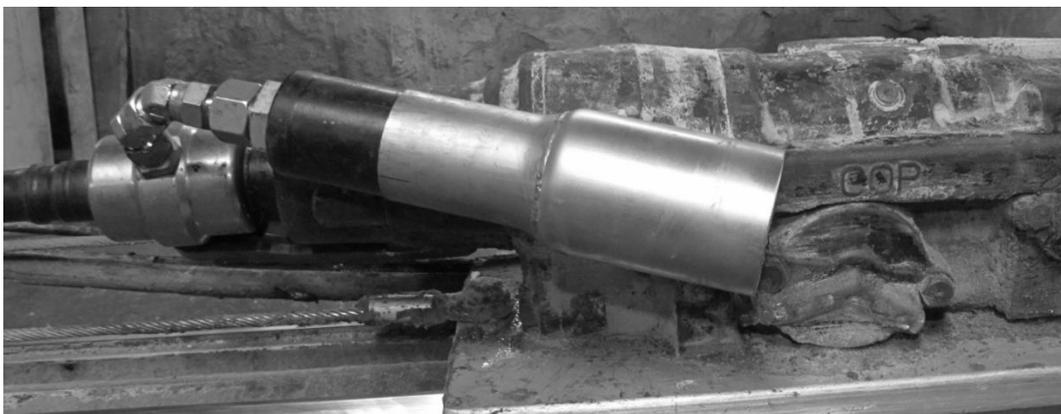


Abbildung 6: Spülkopf mit integriertem Ansaugstutzen

Die ersten Bohrversuche zeigten, dass das Absaugen des Bohrkleinvolumens auf Grund der Bohrgeschwindigkeit nicht effektiv war. Nach ca. 40 cm waren Krone und Bohrstange bis hin zum Einsteckende verstopft. Der Versuch wurde abgebrochen und nicht weiter verfolgt.

Zusammenfassung

Die Anforderungen an die Bohrtechnik werden sich aufgrund der Erfahrungen in unterschiedlichen Gebirgsformationen erhöhen. Neben den Bohrleistungen wird das Spülmedium mehr und mehr in den Vordergrund treten.

Neben den Spülmedien Wasser, Luft und mit Wasser geschwängerte Luft wird das staubfreie Trockenbohren im Kleinkaliberbereich an Bedeutung gewinnen.

Die theoretische Untersuchung der wasserfreien Flüssigkeiten für die Anwendung erschien zunächst vielversprechend, konnte jedoch aufgrund der Risikobetrachtung für Flora, Fauna und Habitat nicht ohne Bedenken eingesetzt werden.

Für das schlagende Bohren gibt es zurzeit keine technisch integrierte Lösung, ohne den Einsatz von Wasser staubfrei zu bohren. Erst durch zusätzliche Komponenten ist es möglich, mit Unterstützung einer Absauganlage wirtschaftlich trocken und staubfrei zu bohren. Die technische Spezifikation und die damit verbundene Anwendung gibt die Größe der Komponente vor.



Abbildung 7: Atlas Copco Kompressor mit CFT Absauganlage

Die Formation CFT und Atlas Copco stellt für den Betreiber die flexibelste Lösung dar. Die Vorgabe, das Standard Bohrgerät nutzen und im Falle einer Trockenbohrung die Absauganlage in kürzester Zeit ohne viel Aufwand adaptieren zu können, wird eingehalten. Dabei besteht die Möglichkeit, die Größe der Absauganlage nach Anzahl der Bohrräume zu variieren. Das Absaugen durch die Bohrstange ist sicherlich auch ein Lösungsweg. Sie sollte jedoch in weiteren Versuchen optimiert werden, um

die erwartete Bohrgeschwindigkeit des Betreibers zu erreichen. Die Einheit zwischen Bohrgerät und Absauganlage befindet sich derzeit im Tunnelbau im Einsatz und erzielt sehr gute Ergebnisse. (siehe Abbildung 7)

Daher kann eine Integration der CFT Komponente in die Bohrsteuerung zukünftig zu weiteren Optimierungen führen.

Dipl.-Ing. Attila Baki
Atlas Copco MCT GmbH
Langemarckstraße 35
35141 Essen

Auffahrung einer Strebstartstrecke mit Sonderquerschnitt in großer Teufe

Dipl.-Ing. Ralf Schmidt

Dipl.-Ing. Ulrich Barth

RAG Deutsche Steinkohle AG

Der Fachvortrag seitens der RAG Deutsche Steinkohle AG befasst sich mit der Problematik der Auffahrung von Strebstartstrecken mit Sonderquerschnitten in großen Teufen. Für weitere Informationen wenden Sie sich an die RAG Deutsche Steinkohle.

Dipl.-Ing. Ralf Schmidt

RAG Deutsche Steinkohle AG

Shamrockring 1

44623 Herne

Dipl.-Ing. Ulrich Barth

Einfluss der Sprengtechnik auf das Umgebungsgebirge: Fallstudie aus dem Wolfram-Bergbau in Mittersill(AT) mit dem elektronischen Zündsystem e-star

Dipl.-Ing. Mark Ganster

Austin Powder GmbH

Dipl.-Ing. Felix Gaul

Wolfram Bergbau- und Hütten GmbH Nfg. KG

1 Einleitung

Die Wolfram Bergbau- und Hütten GmbH Nfg. KG betreibt zur Versorgung ihrer Hütte in Mittersill seit über 30 Jahren ein Bergwerk auf Scheelit. Jährlich werden derzeit ca. 500.000 t mit einem WO_3 -Inhalt von 0.38 % gewonnen. Die gebauten Mächtigkeiten schwanken zwischen 8 und 60 Metern. In Abhängigkeit von der Mächtigkeit, der Überlagerung und den Gebirgsverhältnissen kommen sowohl der Teilsohlenbruchbau als auch der Weitungsbau zur Anwendung. Es werden sowohl Außenhämmer als auch Imlochhämmer eingesetzt. Die Ladearbeit erfolgt mittels moderner LHD-Technik.

Das Scheelit-Vorkommen liegt etwa 9 km südlich von Mittersill im Felbertal, angrenzend an den Nationalpark Hohe Tauern. Das Vorkommen besteht aus zwei Lagerstättenfeldern, dem sogenannten Ostfeld, einem schmalen, lang gezogenen Erzkörper am Osthang des Felbertales, und dem Westfeld, welches aus mehreren lang gezogenen bis linsenförmigen Erzkörpern besteht. Die Erzkörper fallen alle halbsteil nach WNW ein. Während das Ostfeld im Tagebau gewonnen wurde, wird das Westfeld untertägig abgebaut.

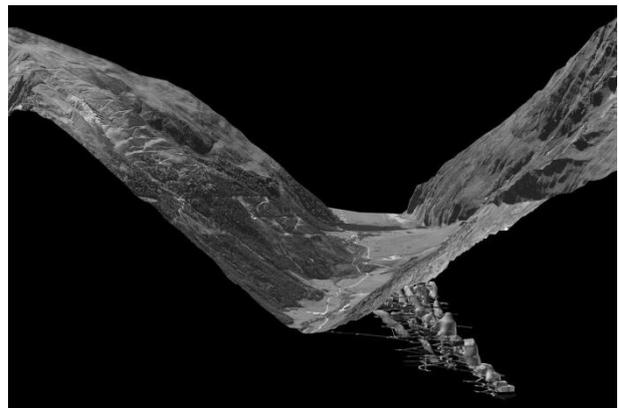
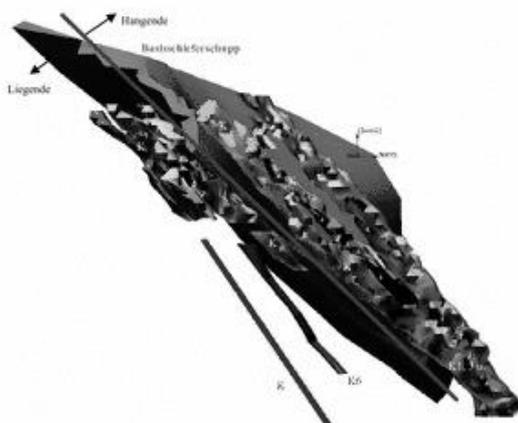


Abbildung 1: Erzkörper im Hangenden und Liegenden der Basisschiefergruppe

Bedingt durch die unterschiedlichen Standfestigkeiten, Mächtigkeiten und Überlagerungshöhen der einzelnen Erzkörper kommen heute die folgenden Abbauverfahren zur Anwendung:

- Teilsohlenbruchbau mit Teilversatz
- Weitungsbau mit Versatz querschlägig
- Weitungsbau mit Versatz streichend

Zur Aufrechterhaltung der Betriebsbereitschaft werden in Mittersill jährlich rund 1800 m an neuen Auffahrungen erstellt. Zur Sicherung der Strecken (20 m²) werden dabei rund 6000 Stück Anker in Form von Split-Set-, bzw. Seilankern verwendet und rund 3000 m³ stahlfaserbewehrter Spritzbeton eingebaut.

Bedingt durch die zur Anwendung kommenden Abbauverfahren wird zwischen 60.000 und 120.000 t Versatz in ausgeerzte Abbaue eingebracht.

2 Gesteins- und Erzkörpercharakteristik

Alle relevanten Messungen und Modellrechnungen zur Projektoptimierung sind bezogen auf die Erzkörper K2 und K7.

Tabelle 1: Gesteins- und Erzkörpercharakteristik

Erzkörper		K2	K7
Einaxiale Druckfestigkeit	MPa	112,39 – 131.70	
Zugfestigkeit ^a	MPa	11,2 – 13,2	
E-Modul	MPa	18,647 – 19,171	
Longitudinale Wellengeschwindigkeit	$\frac{m}{s}$	4300 – 4500	
Dichte	$\frac{g}{cm^3}$	2,87	
Kluftcharakteristik		Frische, enge Klüfte	
Mächtigkeit ^b	m	15 - 20	7 – 15
Einfallen	°	45 - 55	
^a UTS ist geschätzt mit einem UCS/UTS Verhältnis von 10 nach Farmer, 1983 und Brady BHG, 2004			
^b Mächtigkeit ist die Distanz zwischen Hangendem und Liegendem. Beide Erzkörper zeigen ähnliche Gesteinscharakteristiken sind jedoch unterschiedlich in der Mächtigkeit.			

3 Schadensbildung

Bevor man das Ausmaß der Schadensbildung durch das aktuelle Sprengschema in den Abbauen quantifiziert, ist es notwendig zu definieren, was Schadensbildung durch Sprengtechnik ist und wie diese prognostiziert werden kann.

3.1 Schadensbildung-Kriterien

Ein kurzer Rückblick auf die Entstehung von Schaden durch Sprengen und wie dieser durch verschiedene Autoren definiert wurde beginnt mit dem Verständnis der Physik/Mechanik der Sprengtechnik.

Eine allgemeine Theorie von Sprengstoffen beschreibt, dass während der Umsetzung einer Sprengstoffladung in einem Bohrloch zwei Mechanismen der Energiefreisetzung wirksam werden. Die erste Form der Energiefreisetzung ist eine hochintensive Kompressionswelle mit kurzer Einwirkdauer, welche die Zermalmungs- und Risszone im Nahbereich der Sprengstoffladung bewirkt. Der Kompressionswelle folgt eine Hochdruck-Gasreaktion (Expansion), welche in die zuvor generierten Risse eindringt und diese erweitert bis der Gasdruck zu schwach wird oder die Anzahl und Form der Risse kleiner wird bzw. verschwindet (Abbildung 2 und Abbildung 3).

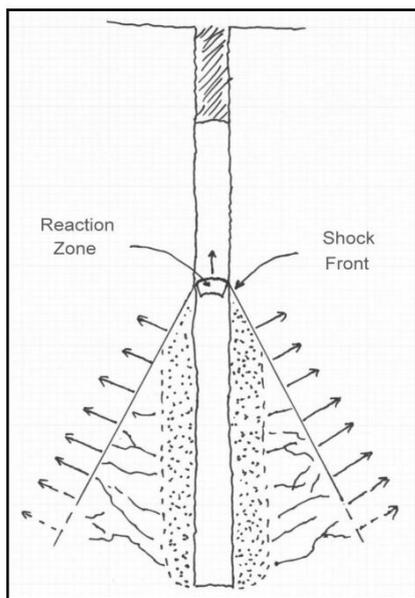


Abbildung 2: Kompressionswelle
(Bender, 1999)

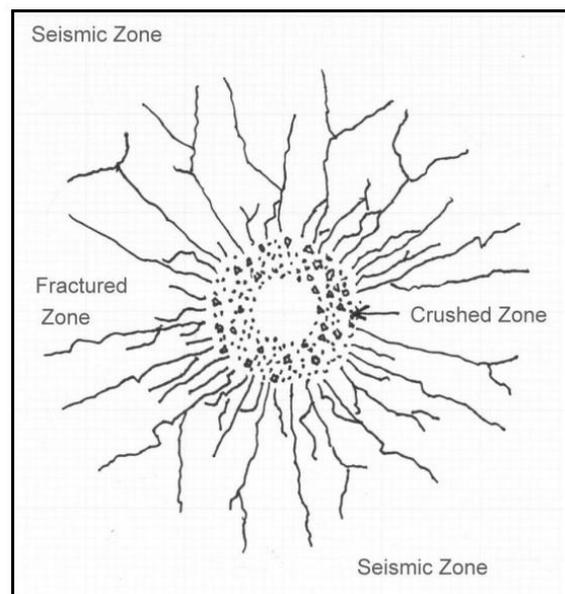


Abbildung 3: Gasausbreitung
(Bender, 1999)

Da diese beiden Energiefreisetzungsmechanismen beinahe zeitgleich auftreten ist es sehr schwierig den Anteil jedes einzelnen Mechanismus an der Zerstörungsarbeit herauszufiltern (Bender, 1999).

Die Kompressionswelle trifft im Zuge ihrer Ausbreitung (Ausbreitungsgeschwindigkeit 4300 – 4500 m/s) auf eine Bruchebene, Diskontinuität oder freie Fläche, wird reflektiert und generiert eine Zugwelle mit annähernd demselben Energieinhalt wie die Kompressionswelle (Abbildung 4).

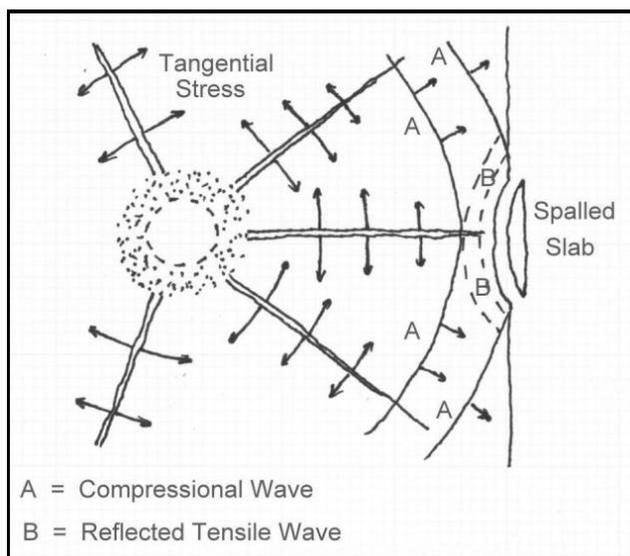


Abbildung 4: Zugwelle B (Bender, 1999)

Diese Zugwelle begünstigt die Möglichkeit der Generierung von Sprengschäden (Bergschaden) außerhalb des gewünschten/geplanten Bereiches (Bender, 1999).

Es ist allgemein anerkannt, dass der Gasdruck bei der Fragmentierung des Gesteines die Hauptrolle übernimmt. Nahezu alle verfügbaren Schadenskriterien beziehen sich auf Sprengschaden, hervorgerufen durch die durch den dynamischen Stress der Sprengung generierte Schwinggeschwindigkeit (PPV).

Arora und Dey (2010) klassifizieren Sprengschaden am Umgebungsgestein in untertägigen Abbauen wie folgt (Abbildung 5):

- Over break zone: Der Fels ist schwer beschädigt und nicht standfest
- Cracked zone: Der Fels zeigt geringere Schäden, wobei frische Risse generiert wurden bzw. bereits vorhandene Risse erweitert werden
- Intact zone: Es kann kein signifikanter Schaden beim Fels festgestellt werden

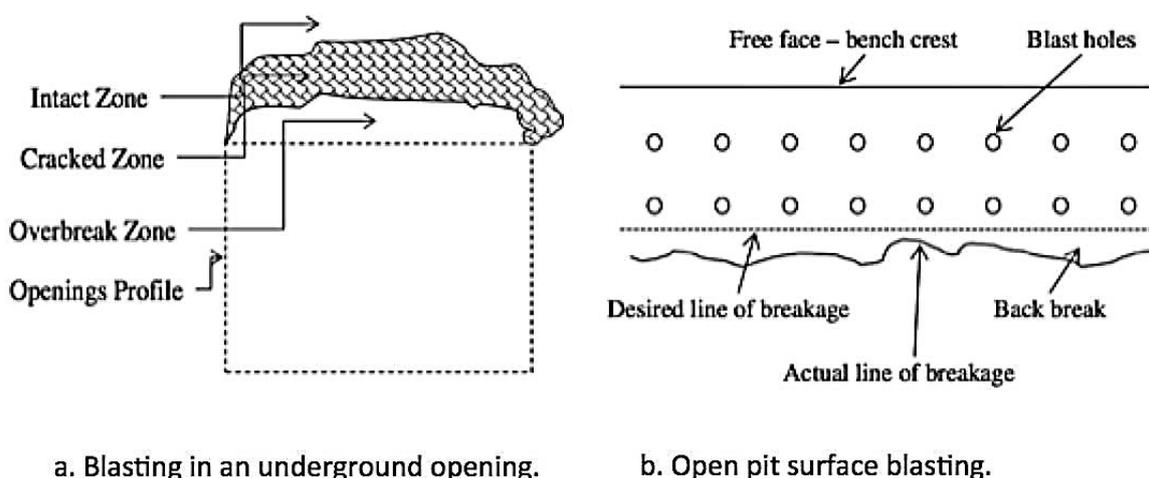


Abbildung 5: Zonen von Sprengschaden (Arora&Dey, 2010)

Der Übergang zwischen Rückrisszone und Risszone ist sehr einfach festzustellen, da die Rückrisszone beim Sichern bzw. Schuttern von selbst nachbricht.

Im Gegensatz dazu ist Sprengschaden am finalen Ausbruchprofil – Grenze zwischen Risszone und intakter Zone – mit einfachen Beobachtungen nicht mehr festzustellen.

Somit stellt die Definition einer kritischen Schwinggeschwindigkeit, bei deren Überschreitung eine Rissbildung im Gestein beginnt, die korrekte Methode dar, um Bergschaden bewirkt durch die Sprengarbeit zu identifizieren.

Nach Garcia, Alejano und Gonzales-Cao (2012) ist dieser Ansatz aus zwei Gründen gerechtfertigt:

1. Durch die Verwendung des einfachen mechanischen Modells einer ebenen Welle in einem elastischen Medium, kann bewiesen werden, dass die Spannung in einem Medium proportional zur Teilchengeschwindigkeit ist, und das Material bricht, wenn diese Geschwindigkeit einen kritischen Wert überschreitet.
2. Die Anwendung der Methode der skalierten Entfernung macht es möglich, ein Verhältnis zwischen der Schwinggeschwindigkeit, der Sprengstoffladung (Q) und der Distanz vom Sprengort zum Messpunkt über eine statistische Analyse der gemessenen Schwinggeschwindigkeiten aufzustellen.

Als Ergänzung zur bisherigen Diskussion werden nachstehend Schwellenwerte für verschiedene Grade des durch Sprengtechnik verursachten Schadens am Gebirge nach unterschiedlichen Autoren beschrieben.

Langefors und Kihlström beschrieben 1973, dass die Schwinggeschwindigkeit als maßgebliches Kriterium für Gebirgsschaden durch Sprengarbeit heranzuziehen ist. Erkenntnisse aus deren Arbeit zeigten, dass die Wahrscheinlichkeit eines Gebirgsschadens bei einer Schwinggeschwindigkeit von 50 mm/s und weniger verschwindend gering ist. Eine Schwinggeschwindigkeit von 305 mm/s würde Steinfall in ungesicherten Tunnels und Strecken hervorrufen, 610 mm/s wäre die Grenze, wo neue Risse und Klüfte gebildet werden. Bauer & Calder (1978) und Oriard (1982) kamen ebenfalls zu dem Schluss, dass die meisten Gesteinsformationen ab einer Schwinggeschwindigkeit von größer 635 mm/s ein Schadensbild zeigen könne, wobei Bauer & Calder festgehalten haben, dass eine Schwinggeschwindigkeit von 635 – 2540 mm/s starke Zugkräfte entwickeln und Radialrisse hervorrufen können. Schwinggeschwindigkeiten von größer 2540 m/s resultieren in einem Aufbrechen (Bergschaden) der Gesteinsformationen.

3.2 Konzept der skalierten Distanz und Nahfeld-Erschütterungsmodell

Schwingungen werden üblicherweise in einer gewissen Entfernung zu den Sprengbohrlöchern gemessen. Für die Prognose des Gebirgsschadens ist jedoch der Effekt der Schwinggeschwindigkeit in Bezug auf die Nähe der Messtelle zum Sprengbohrloch von Interesse. Es besteht eine Beziehung zwischen der Schwinggeschwindig-

keit (PPV), Distanz (D) von der Sprengung zur Messstelle und der Lademenge je Zündzeitstufe (Q).

$$SD = \frac{D}{\sqrt{Q}} \quad (1)$$

Die aktuelle Beziehung zwischen der Schwinggeschwindigkeit (PPV) und der skalierten Distanz (SD) ist wie folgt gegeben:

$$PPV = k \cdot SD^b \quad (2)$$

Wobei k und b empirische Konstanten darstellen. Diese gebirgsspezifischen Konstanten müssen empirisch über eine statistische Analyse der Sprengaufzeichnungen (Schwinggeschwindigkeitsmessungen) ermittelt werden. Dies kann durch auflösen der Gleichung (2) zu Gleichung (3) erreicht werden:

$$\log PPV = b \cdot \log SD + \log k \quad (3)$$

Diese Gleichung hat die Form einer Geraden ($y = mx + c$); wobei m die Steigung und den gesteinspezifischen Faktor b darstellt und c den Abstand auf der y-Achse bzw. die Konstante k beschreibt.

Diese grundlegende Annahme der skalierten Distanz setzt voraus, dass die Sprengstoffladesäule als Punktladung behandelt wird unter Berücksichtigung, dass die Distanz mit der Länge der Sprengladung verglichen wird. Dies ist jedoch für Nahfeld-Schwinggeschwindigkeitsmessungen nicht richtig.

Holmberg & Persson (1979) entwickelten ein Nahfeld-Erschütterungsmodell unter Einbeziehung der Länge der Sprengstoffladung.

Eine generelle Form der PPV – Prognosegleichung wurde von Holmberg & Persson wie folgt angegeben:

$$PPV = k \cdot Q^\alpha \cdot D^\beta \quad (4)$$

Wobei

PPV Schwinggeschwindigkeit

k, α, β Empirische Konstante, welche durch Freiluftmessung ermittelt werden

Q Lineares Lademetergewicht (kg/m)

D Radiale Distanz zum Messpunkt

Die vorgeschlagene Nahfeld Annäherung ist in Abbildung 6 dargestellt.

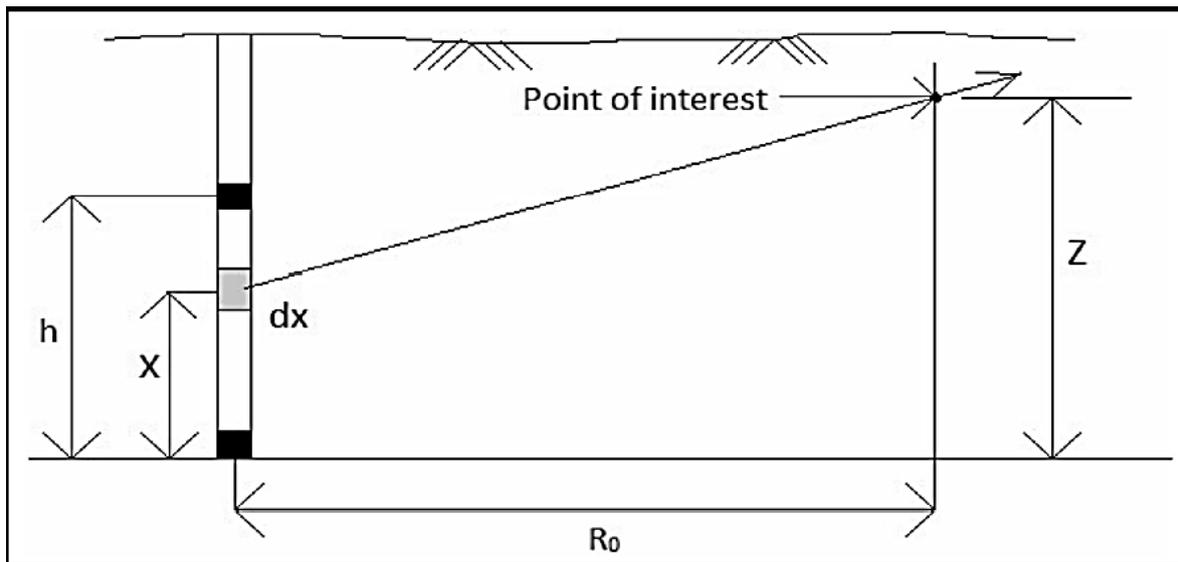


Abbildung 6: Vorgeschlagene Nahfeld-Annäherung nach Holmberg & Persson (1979)

Holmberg und Persson erhielten eine Annäherung der Schwinggeschwindigkeit durch Integration der generellen Gleichung für die gesamte Länge der Ladesäule wie folgt:

$$PPV = k \cdot q^\alpha \left[\int_0^h \frac{dx}{\left(R_0^2 + (Z - x)^2 \right)^{\frac{\beta}{2\alpha}}} \right]^\alpha \quad (5)$$

Wobei

PPV Schwinggeschwindigkeit

k, α, β Empirische Konstante, welche durch Freiluftmessung ermittelt werden

q Lineares Lademetergewicht (kg/m)

h Gesamte Ladelänge im Bohrloch (m)

x Position der Elementarladung von Bohrlochtieften (m)

R_0, Z Distanzen wie in Abbildung 6 beschrieben

Löst man die Gleichung (5) nach $\beta = 2 \cdot \alpha$, dann ist das Ergebnis für die Schwinggeschwindigkeit:

$$PPV = k \cdot \left(\frac{q}{R_0} \right)^\alpha \left[\tan^{-1} \frac{Z}{R_0} - \tan^{-1} \frac{Z-h}{R_0} \right]^\alpha \quad (6)$$

3.3 Messungen & Ermittlung der gesteinspezifischen Konstanten

Die Bestimmung der empirischen Konstanten k , α und β durch Fernfeld-Schwingungsüberwachung war vor jeder Sprengmodellierung erforderlich. Zuerst wurden drei Sprengungen auf Sohle 820 m aufgezeichnet. Um genügend Datenpunkte für eine zuverlässige Regressionsanalyse zu erhalten, wurden für jede Sprengung unterschiedliche PPV-Maxima (verzögerungsintervallabhängig) mit deren korrespondierenden Lademengen je Zündzeitstufe verwendet (Tabelle 2).

Tabelle 2: Sprengaufzeichnungen im Vortrieb

Punkt	Sprengung	Distanz (m)	Lademenge je Zzstufe (kg)	PPV Long. (mm/s)
1	Sprengung 1	22,00	11,60	36,32
2	Sprengung 1	22,00	11,60	38,48
3	Sprengung 1	22,00	11,60	33,52
4	Sprengung 1	22,00	34,80	52,96
5	Sprengung 1	22,00	16,50	66,30
6	Sprengung 1	22,00	16,50	53,60
7	Sprengung 1	22,00	27,50	92,20
8	Sprengung 1	22,00	22,00	65,78
9	Sprengung 2	31,05	60,50	120,00
10	Sprengung 2	31,05	60,50	107,80
11	Sprengung 2	31,05	44,00	107,20
12	Sprengung 2	31,05	22,00	51,43
13	Sprengung 3	46,00	60,50	64,26
14	Sprengung 3	46,00	44,00	59,56
15	Sprengung 3	46,00	44,00	64,26
16	Sprengung 3	46,00	34,80	32,64
17	Sprengung 3	46,00	16,50	19,81
18	Sprengung 3	46,00	16,50	19,81
19	Sprengung 3	46,00	16,5	22,10
20	Sprengung 3	46,00	22,00	22,73
21	Sprengung 3	46,00	60,50	32,51
22	Sprengung 3	46,00	44,00	24,45
23	Sprengung 3	46,00	44,00	49,78
24	Sprengung 4	32,00	60,50	69,00
25	Sprengung 5	35,00	66,00	83,13

In weiterer Folge wurde bei den nächsten Sprengungen ebenfalls die Schwinggeschwindigkeit gemessen. Hier wurden um das Ergebnis der Regressionsanalyse der ersten drei Sprengungen zu verifizieren die maximalen Einzelschwinggeschwindigkeiten aufgezeichnet und die Lademenge je Zündzeitstufe dementsprechend zur Regressionsanalyse hinzugefügt. Der Trend der ersten drei Sprengungen konnte durch die Sprengungen 4 & 5 eindeutig bestätigt werden. Somit ist die Regressionsanalyse als signifikant bewertet worden und die erhaltenen Konstanten wurden für die weiteren Klassifikationen herangezogen. Tabelle 2 zeigt den Datensatz, welcher für die Regressionsanalyse verwendet wurde. Abbildung 7 zeigt denselben Daten-

satz als Regressionsanalyse dargestellt, inklusive der Ergebnisse für die gesteinspezifischen Parameter (Konstanten).

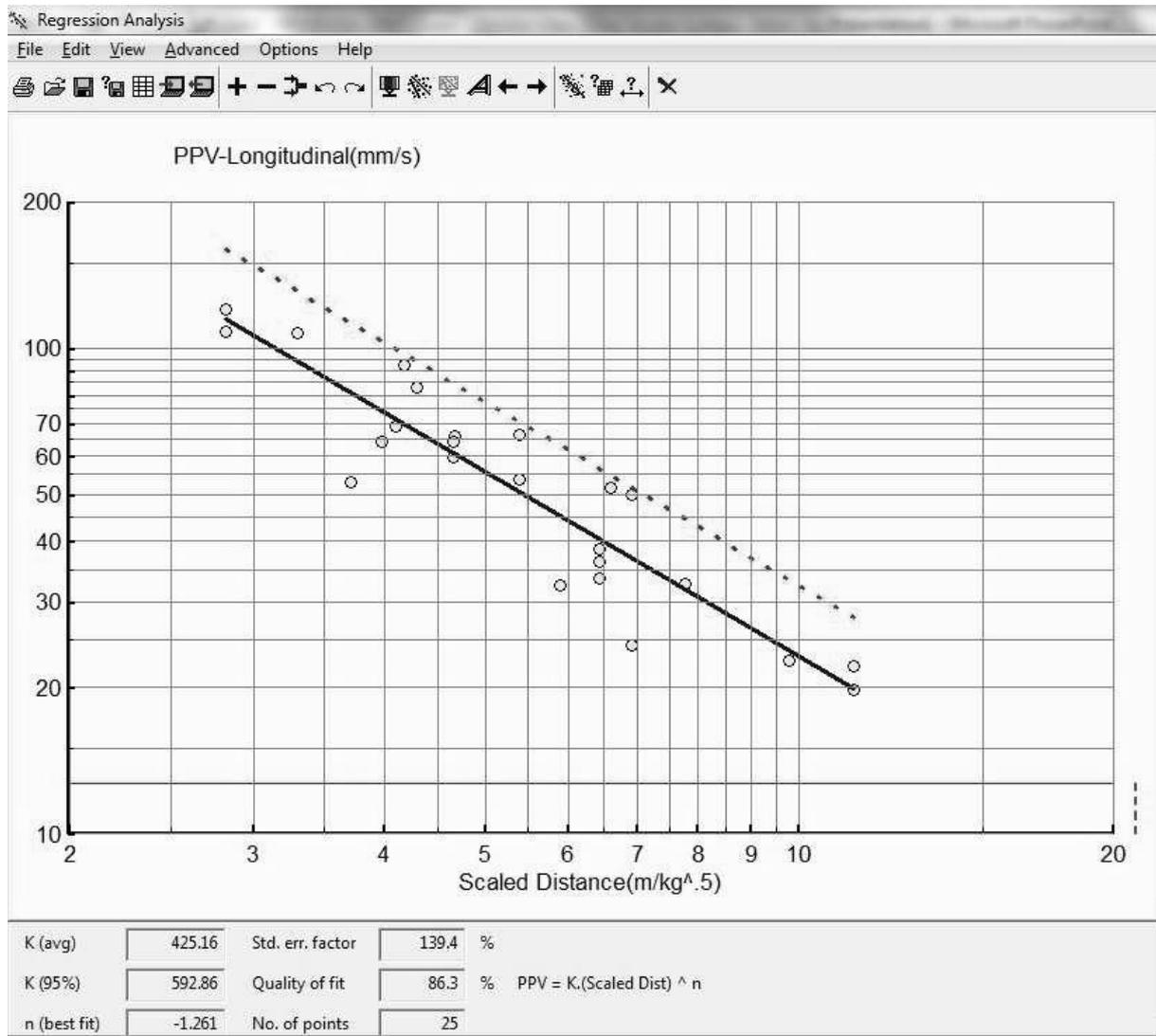


Abbildung 7: Regressionsanalyse der Erschütterungsaufzeichnungen

Aus der Regressionsanalyse konnten folgende gesteinspezifische Konstanten ermittelt werden:

$$K = 592,86$$

Mit einem 95 % Konfidenzintervall

$$\beta = 1,261$$

$$\alpha = \frac{\beta}{2} = 0,63$$

3.4 Berechnung der kritischen Schwinggeschwindigkeit

Wie bereits von Garcia et al. (2012) erwähnt, kann angesetzt werden, dass der Stress in einem Medium proportional zur Schwinggeschwindigkeit ist, und dieses Material bricht, wenn diese Schwinggeschwindigkeit einen kritischen Wert überschreitet. Daher ist Rissbildung durch Sprengen eine Folge des induzierten dynamischen Stresses (s), welcher während der Umsetzung des Sprengstoffes generiert wird.

Der induzierte dynamische Stress kann für das vorhandene Gestein als eine Funktion der Schwinggeschwindigkeit und der P-Wellengeschwindigkeit berechnet werden. Die Voraussetzung ist ein elastisches Verhalten.

$$s = \frac{PPV}{v_p} \quad (7)$$

Da die Spannung (σ) proportional zur Ladung ist und die Dehnung (ε) proportional zur Deformation ist, ergibt sich nach dem Hooke'schem Gesetz für elastische Materialien, dass die Spannung proportional zur Dehnung ist.

$$\frac{\sigma}{\varepsilon} = E \quad (8)$$

Wobei

E Young's Modulus bzw. E-Modul

Die kritische PPV ab welcher Schaden auftritt kann wie folgt berechnet werden:

$$PPV_0 = \left[\frac{v_p \cdot T_s}{E} \right] \quad (9)$$

Wobei

T_s Druckfestigkeit des Gebirges (Pa)

v_p P-Wellengeschwindigkeit des Gesteins (mm/s)

E Young's Modulus bzw. E-Modul

Verwendet man die Gesteinscharakteristik aus Tabelle 1, kann die kritische PPV wie folgt berechnet werden:

$$PPV_0 = \left[\frac{4300 \cdot 10^3 \frac{mm}{s} \cdot 12,2 \cdot 10^6 Pa}{18,909 \cdot 10^6 Pa} \right] = 2.774 \frac{mm}{s} \quad (10)$$

4 Optimierung der Abbausprengungen

4.1 Abschätzung des Schadensbildes an den Ulmen (Regelsprengschema)

Das Ziel eines Sprengplanes für Abbausprengungen ist es, das Erz vom tauben Gestein unter Berücksichtigung der natürlichen Grenzen des Erzkörpers zu trennen. Einerseits sollte eine optimale Zerkleinerung erreicht werden, um die nachfolgenden Prozesse zu erleichtern. Andererseits sollten die Ulmen des Abbaus so stabil wie möglich ausgeführt werden, um ein Nachbrechen des tauben Gesteines und somit eine Verdünnung des Erzes zu verhindern.

Abbildung 8 zeigt einen Vergleich des Standard-Ring-Designs für jeden Erzkörper und wie diese mit der Abbaugeometrie zusammenpassen.

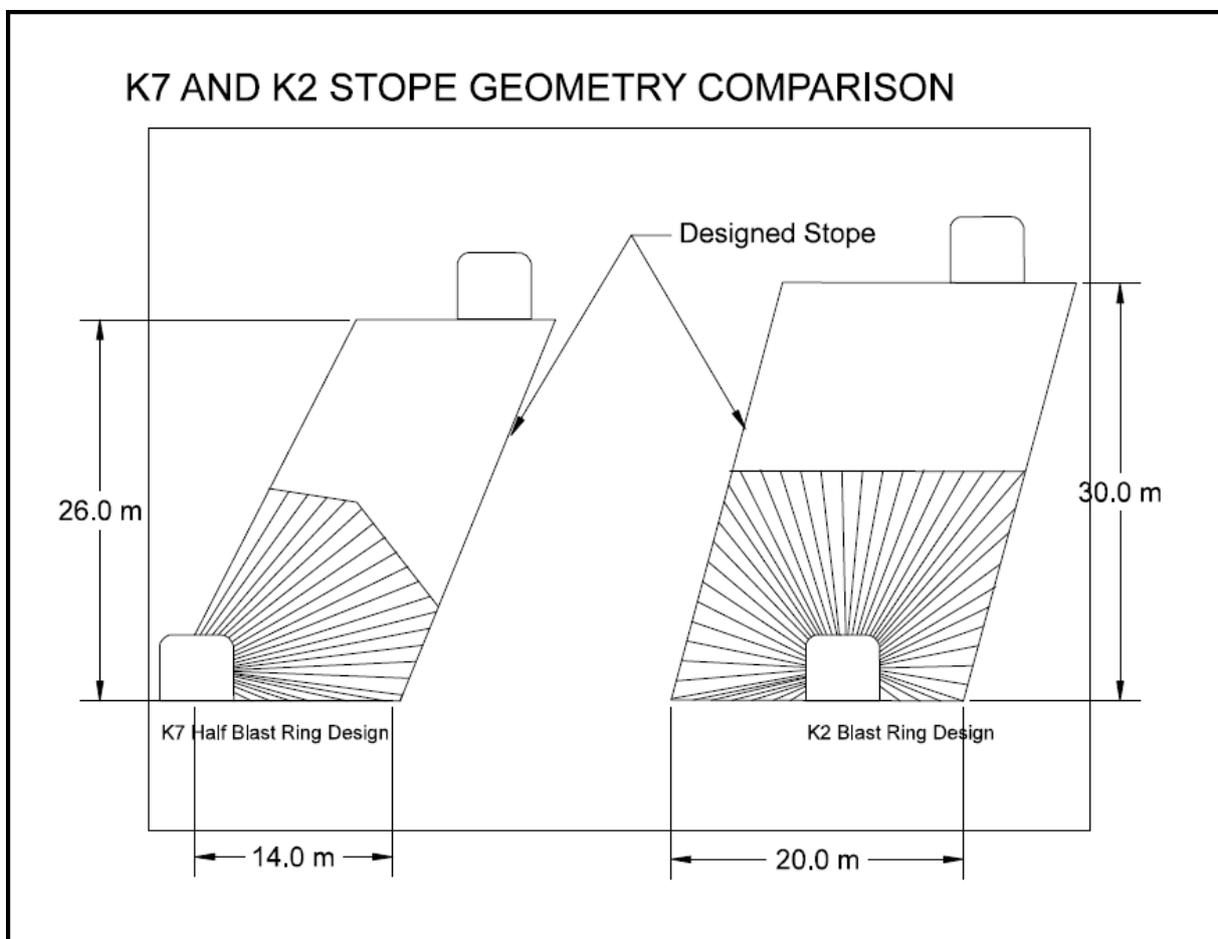
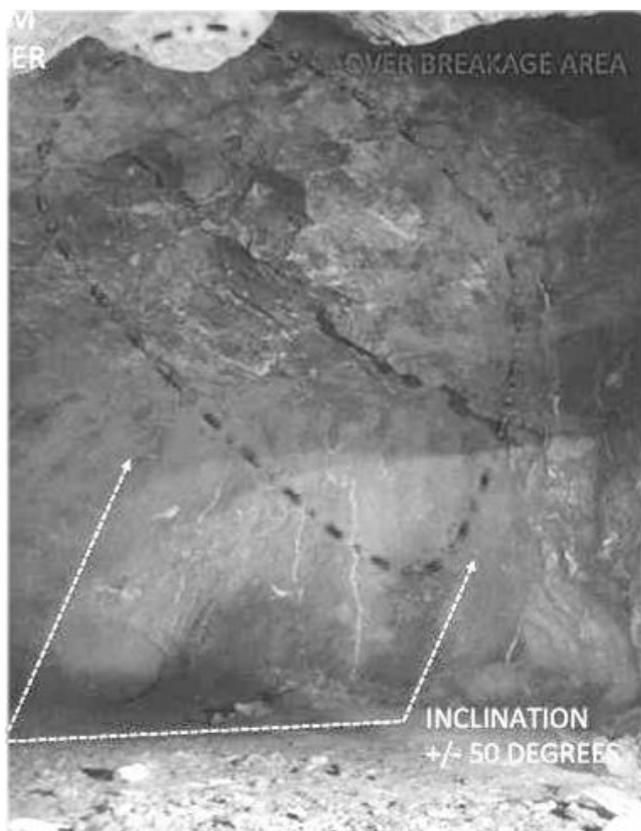


Abbildung 8: Vergleich der Ring-Designs der Erzkörper

Für das longitudinale Abbausprengen stellen die Ulmen des Liegenden und des Hangenden die Endzustände der Ulmen dar, während der sprengtechnische Abbau entlang des Streichens fortgeführt wird.

Auch wenn die Gesteinseigenschaften der Erzkörper sehr ähnlich sind, ist ein signifikanter Unterschied in der Stabilität der stehenzubleibenden Ulmen erkennbar. Da K7

ein engerer Erzkörper ist, kommt der tiefer gelegene Vortrieb in einer Ecke des Streichens zu liegen. Das Abbau-Sprengschema wird durch einen halben Ring charakterisiert. Unter diesen Umständen hat das Hangende longitudinalen Kontakt zu den nächsten Sprengbohrlöchern. Hier werden ein höheres Schadenspotential und größere Stabilitätsprobleme bemerkt (Abbildung 9).



K7 Hanging Wall Picture taken from drifts right corner

Abbildung 9: Bild vom Hangenden des K7

Der Unterschied für den Erzkörper K2 ist, dass der Vortrieb in der Mitte des Streichens verläuft. Hier kann ein Abbau-Sprengschema im vollen Ring-Design ausgeführt werden. Mit dieser Methode ist die Geometrie der stehenzubleibenden Ulmen des Hangenden/Liegenden abhängig von der Interaktion jedes einzelnen Bohrloches mit dem nächsten. Es wird hier ein generell geringeres Schadenspotential beobachtet, welches jedoch sehr stark von der Bohrgenauigkeit beeinflusst wird.

Die Bohrlochabweichung wird im Bergbau mittels Bohrlochsonden überprüft. Die durchschnittliche Abweichung der Bohrlöcher im Abbau liegt bei 5,6 %.

4.2 Optimierung des Ring-Sprengschemas im Erzkörper K7

Ein logischer Ansatz um den durch das Sprengschema induzierten Schaden zu minimieren ist, die Lademenge jener Bohrlöcher zu reduzieren, die sich am nächsten zum Ulm befinden. Zusätzlich sollte eine Zündsequenz verwendet werden, die es diesen Bohrlöchern ermöglicht ein wenig mehr Platz zum Werfen der Masse zur Verfügung zu haben. Um die Energieverteilung im aktuellen Abbausprengschema ent-

lang der Kontaktzone des Hangenden zu modellieren wurde die Software „RUBICON“ von Austin Powder verwendet.

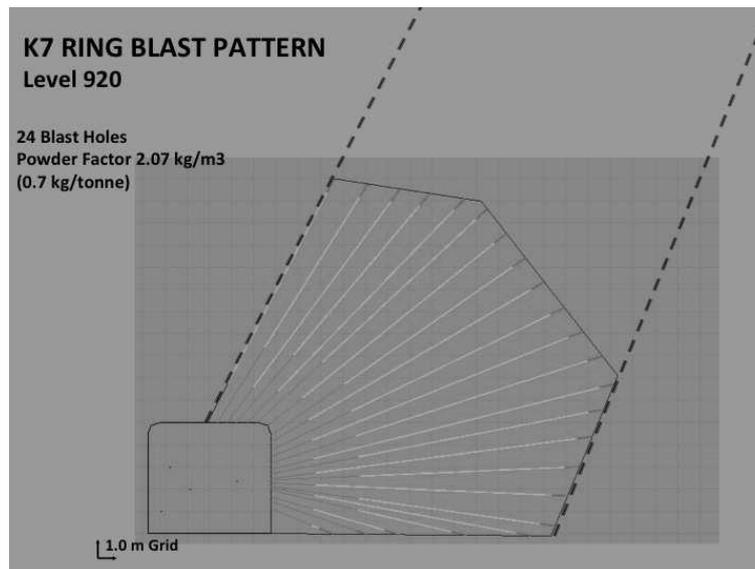


Abbildung 10: Aktuelles Sprengschema K7 Abbau (Screenshot von RUBICON Modelling Software)

Für das Hangende im Erzkörper K7 wird mit dem aktuellen Sprengschema ein Schadenspotential von 1.5 m modelliert. Das entspricht in etwa dem zweifachen des Schadenspotentials für das Liegende. Die erhöhte Schadenstiefe und zusätzlich die Tatsache, dass das Hangende gegen die Gravitation läuft, erhöht das Potential für Nachbruch und Gebirgsversagen.

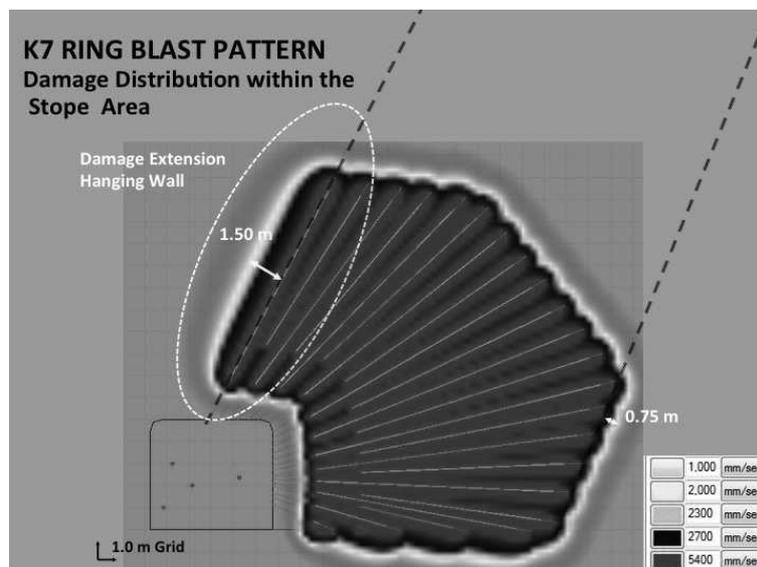


Abbildung 11: Energieverteilung Abbau K7 (Screenshot von RUBICON Modeling Software)

Die Energieverteilung in Abbildung 11 ist dargestellt in Erschütterungskonturlinien mit einem erwarteten Bruch/Schaden bei Erreichen von Schwinggeschwindigkeiten von 2300 mm/s und mehr.

Der aus Abbildung 11 gemessene Schadensbereich im Kontakt mit dem Hangenden erstreckt sich über eine Länge von 10 m. Dies entspricht der Länge des geladenen Bohrloches. Um den Einfluss der Schadenszone zu verringern wurde folgende Änderung des Sprengbildes und Ladeschemas vorgeschlagen:

Erhöhung des Seitenabstandes von aktuell 1.4 m auf 1.7 m für den oberen Bereich des Ringes. Diese Modifikation geht Hand in Hand mit einer Verringerung des spezifischen Sprengstoffverbrauches von 28 % für die gesamte Sprengung.

Die Reduktion des spezifischen Sprengstoffverbrauches wurde nur für den oberen Teil des Ringes – Nähe zum Hangenden - durchgeführt und wurde für den tieferen Bereich konstant gelassen, da hier ein höherer Verspannungsgrad des Gebirges durch die Geometrie des Abbaus vorherrscht.

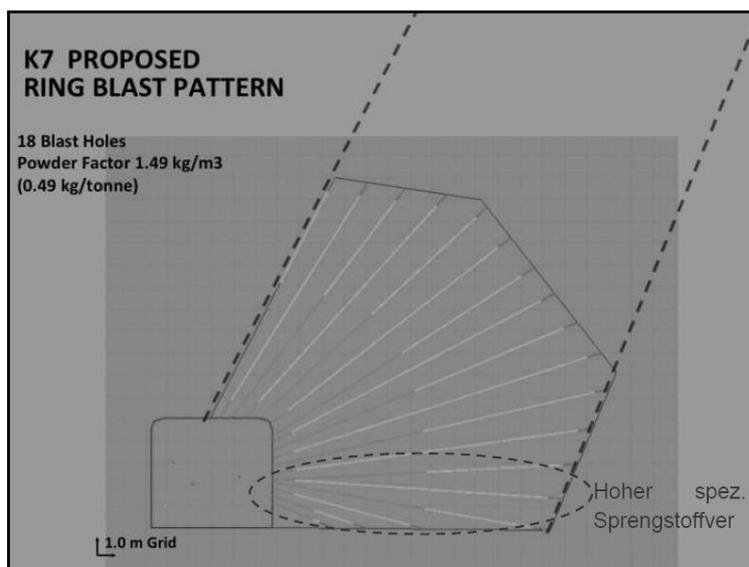


Abbildung 12: Vorgeschlagener Sprengplan. Abbau K7

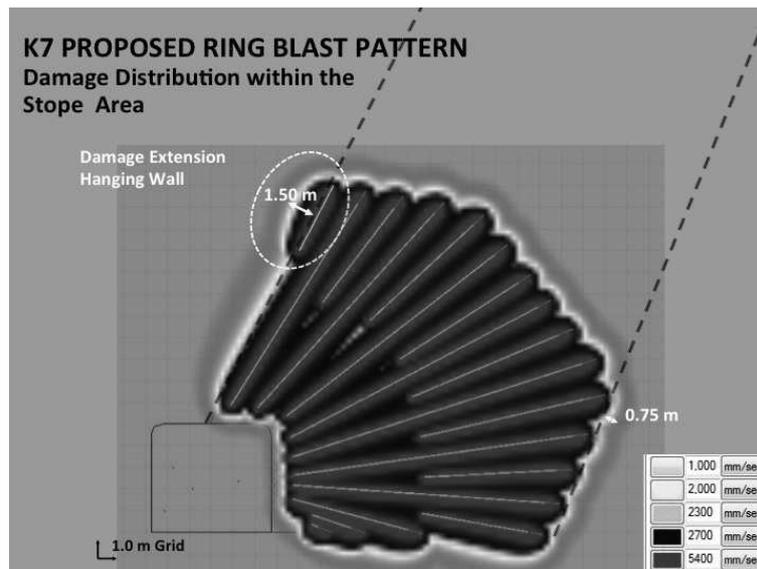


Abbildung 13: Energieverteilung vorgeschlagener Sprengplan Abbau K7
 (Screenshot von RUBICON Modeling Software)

4.3 Optimierung der Verzögerungssequenz

Die letzte Stufe des Optimierungsprozesses war, die optimale Verzögerungssequenz für Abbausprengungen zu finden um einerseits den Schaden für das Hangende zu reduzieren und andererseits die notwendige Zerkleinerung des Gesteines für die nachfolgenden Prozesse zu gewährleisten.

Die Verwendung von elektronischen Zündern wurde als wichtiger Teil der Versuchsreihe implementiert, hauptsächlich um einen Vergleich anzustellen zwischen der bestmöglichen Verzögerungszeit und der üblicherweise vorhandenen Verzögerungssequenz mit nichtelektrischen Zündern.

Elektronische Zünder können individuell programmiert werden und reflektieren eine viel höhere Genauigkeit als die regulären nichtelektrischen Zünder. Jeder Zünder wurde mit einer Verzögerungszeit programmiert, die ein Produkt aus einer „Seedwave“ Erschütterungsanalyse darstellt.

Diese „Seedwave“ Erschütterungsanalyse verwendet die Superposition von Wellen um Erschütterungseinflüsse von einer Vielzahl von Sprengbohrlöchern mit unterschiedlichen Lademengen je Zündzeitstufe und bekannten Zündzeiten zu modellieren.

Das Ziel ist es, ein-Bohrloch-zu-Bohrloch- und Reihenverzögerungsintervall zu finden, der den Erschütterungseinfluss auf das umgebende Gestein, durch Verringerung der Wellenüberlagerung, minimiert.

Zuerst muss die signifikante Erschütterungswelle (Seedwave) eines einzelnen Bohrloches mit bekannter Lademenge und Distanz vom Sprengort zum Messort aufgezeichnet werden. Diese signifikante Welle wird in ein Simulationsmodell eingege-

ben, welches die Welle normalisiert und zur Reproduktion des Verhaltens jedes einzelnen Bohrloches während der Umsetzung verwendet.

Ähnlich wie bei der statistischen Regressionsanalyse werden ortsspezifische Konstanten berechnet, welche zur Modellierung des Verhaltens einer kompletten Sprenganlage verwendet werden.

Das Modell führt eine Reihe von Iterationen, unter Berücksichtigung wie die Zündsequenz die Überlagerung der einzelnen Wellen an der Überwachungsstelle beeinflusst, aus. Die Bewertung erfolgt von der niedrigsten zur höchsten erreichbaren Erschütterung und der damit verbundenen Zeitsequenz.

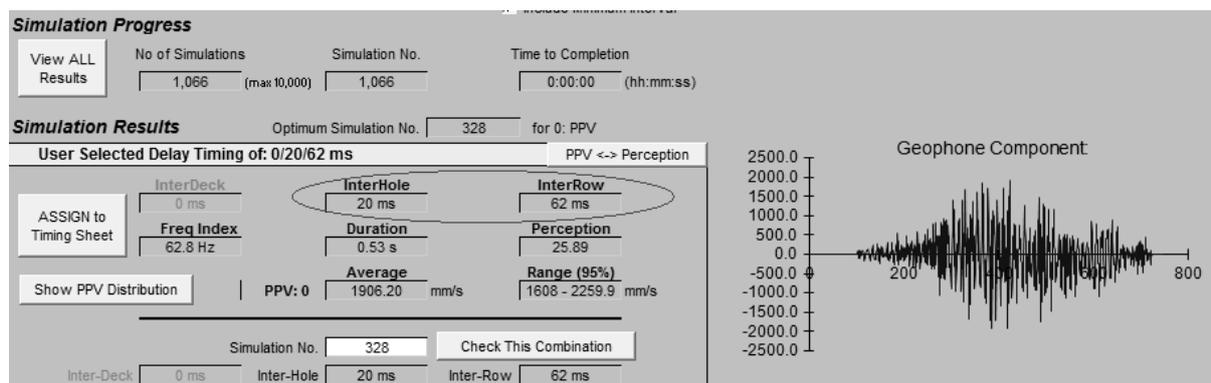


Abbildung 14: Ergebnis Seedwave Analyse (Screenshot von Blasting Solution Modeling)

Eine Zündsequenz von 20 ms zwischen den Bohrlochern und von 62 ms zwischen den Reihen wurde als optimal für das aktuelle Abbau Sprengschema berechnet. Die berechnete Zündsequenz wurde in Kombination mit dem reduzierten spezifischen Sprengstoffverbrauch im Abbau des Erzkörpers K2 getestet.

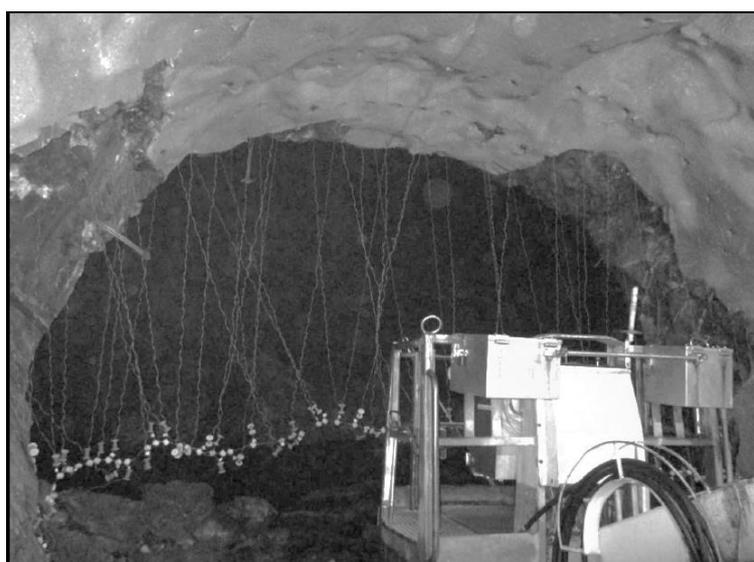


Abbildung 15: Elektronische Zündanlage Abbau K2

Obwohl nach der Sprengung keine wesentliche Veränderung in den Ulmen des Abbaues (Erzkörper K2 ist nicht extrem kritisch) festgestellt werden konnte, war das Zerkleinerungsergebnis besser als durchschnittlich erzielt.

Laut SLKW Fahrer war das Hauwerk gleichmäßiger zerkleinert und fiel feiner an. Festzuhalten ist, dass dies mit einer Reduktion des spezifischen Sprengstoffverbrauches in der Größenordnung von 24 % erreicht wurde.

Die Erschütterungen wurden in einer Entfernung von 20 m gemessen. Die maximale Schwinggeschwindigkeit wurde mit 36.95 mm/s registriert, im Vergleich dazu wurden für eine Standard Sprengung im Abbau mit nichtelektrischen Zündern 160 mm/s in derselben Entfernung gemessen.

Dieser niedrigere Erschütterungswert wurde erwartet, da durch den Einsatz des elektronischen Zündsystems jedes Bohrloch separat gezündet werden konnte, während beim Einsatz des nichtelektrischen Zündsystems eine Limitierung durch die verfügbaren Zeitstufen besteht.

5 Zusammenfassung & Ausblick

- Durch die verfügbaren Verzögerungszeiten der nichtelektrischen Zünder ist es nur möglich maximal zwei Ringe zu sprengen, um die Erschütterungen auf einem Minimum zu halten und die Produktionsrate nicht gravierend zu beeinflussen.
- Es können bis zu vier Bohrlöcher zum selben Zeitpunkt gezündet werden.
- Die Reduktion des spezifischen Sprengstoffverbrauches im Nahbereich des Hangenden verhindert ein "Übersprengen".
- Für jene Bereiche mit höherer Einspannung (Sohle, Ecken) sollte der spezifische Sprengstoffverbrauch gleich gehalten werden.

Das Abbausprengschema und die Zündsequenz konnten erfolgreich optimiert werden. Weitere Untersuchungen erfordern die Implementierung der Vorschläge sowie die Überwachung der Ergebnisse mit dem Interesse der Validierung der vorgeschlagenen Modifikationen. Zusätzliche Messungen zur Evaluierung der Fragmentationsunterschiede zwischen nichtelektrischen und elektronischen Zündern stellen eine Herausforderung dar. Ebenso die Erstellung eines Bildes der Ulmen des Abbaues nach der Förderung. Die Technologie zur Messung des Abbauvolumens durch photogrammetrische 3D Auswertung von Bildern wurde diskutiert und stellt eine gute Möglichkeit für künftige Untersuchungen von Abbausprengungen dar.

Quellen

- Arora, S., & Dey, K. (2010). Estimation of near-field peak particle velocity: A mathematical model. *Journal of Geology and Mining Research* , 2(4), 68-73.
- Bauer, A., & Calder, P. (1978). Open Pit and Blasting Seminar. Mining Engineering Department. Kingston, Ontario: Queens University
- Bender, W. (1999). Back to the basics. Retrieved 2014, from ISEE Golden West Chapter: <http://www.iseegoldenwest.org/>
- Brady BHG, B. E. (2004). *Rock Mechanics for Undergrun Mining* (3rd ed.). Kluwer Academic Publishers.
- Edwards, A., & Northwood, T. (1980). Experimental Studies of the Effects of Blasting on the Structures. *The Engineer* , 211, 538 - 546.
- Farmer, I. (1983). *Engineering Behavior of Rocks* (2nd ed.). London, IK: Chapman and Hall.
- Garcia Bastante, F., Alejano, L., & Gonzales-Cao, J. (2012, April 20). Predicting the extent of blast-induced damage in rock masses . *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* , 44-53.
- Hoek, E. (2007). Hoek's Corner. Retrieved June 11, 2014, from Rocscience.com: https://www.rocscience.com/hoek/corner/17_Blasting_damage_in_rock.pdf
- Holmberg, R., & Persson, P. A. (1979). Design of tunnel perimeter blasthole patterns to prevent rock damage. *Tunnelling '79*.
- Langefors, U., & Kihlström , B. (1973). *The Modern Techniques of rock blasting* .
- Oriard, L. (1982). Blasting Effects and their Control. In S. o. AIME, *Underground Mining Methods Handbook* (pp. 1590-1603). Littleton , Colorado, USA.
- Raith, J. G., & Schmidt, S. (2010). Tungsten Deposit, Felbertal, Salzburg, Austria. University of Leoben, Department of applied geosciences. Leoben: Acta Mineralogica Petrographica, Field Guide Series.
- Rustan, L. (1985). Controlled blasting in hard intense jointed rock in tunnels. *CIM Bolletin*.
- Singh, S. P., & Narendrula, R. (2004). Assesment and prediction of rock mass damage by blast vibrations. Laurentian University, Sudbury, Ontario, Canada, School of Engineering. London: Taylor and Francis Group.
- White, T., Pedgen, M., & Birch, W. (2003). Developments in the use of scaled-distance modelling which allow an increase in the permitted charge weights while still ensuring vibration compliance . *Explosives and Blasting Technique*

Dipl.-Ing. Mark Ganster

Austin Powder Gesellschaft mbH
Weißenbach 16
8813 St. Lamprecht
Österreich

Dipl.-Ing. Felix Gaul

Wolfram Bergbau- und Hütten GmbH
Nfg. KG
Oberfelben 54
5730 Mittersill
Österreich