

# **20. Kolloquium**

## **Bohr- und Sprengtechnik**



**Erste Anwendung der Spreng-  
arbeit im Oberharz  
1632**

**Institut für Bergbau**  
**Technische Universität Clausthal**  
**18. und 19. Januar 2017**

**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 2017

Herausgeber: Univ.-Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld  
Univ.-Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki

Organisation: Angela Binder, M.Sc.  
Dipl.-Ing. Thomas Hardebusch

Redaktion: Angela Binder, M.Sc.

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

Bohr- und Sprengtechnik

20. Kolloquium, TU Clausthal,

18. und 19. Januar 2017

© PAPIERFLIEGER, Clausthal-Zellerfeld, 2017

Telemannstraße 1, 38678 Clausthal-Zellerfeld

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

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

1. Auflage, Clausthal-Zellerfeld, 2017

ISBN 978-3-86948-547-8

© 2017 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 .....	2
Univ.-Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld, Univ.-Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki	
Verzeichnis der Aussteller .....	4
Steht der Tunnel- und Streckenvortrieb mit Bohr- und Sprengtechnik am Scheideweg? .....	5
Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs, M & R Consulting	
Zeitgemäße Sprengarbeiten im modernen Tunnel- & Streckenvortrieb – Produkte und Service .....	15
Dr.-Ing. Frank Hammelmann, MAXAM TERRA SOLUTIONS	
Untersuchung von hydraulischen und sprengtechnischen Konditionierungsmethoden zur in-situ Laugung im Festgestein .....	17
Prof. Dr.-Ing. Helmut Mischo, Dipl.-Ing. Ralf Schlüter, TU Bergakademie Freiberg	
Einfluss von abweichenden Bohrloch-Rastern auf die Zerkleinerung, die Rauigkeit der entstehenden Bruchwand und die Rissausbreitung ins anstehende Gebirge in kleinmaßstäblichen Sprengversuchen .....	29
Dr. mont. Radoslava Ivanova, Austin Powder Germany GmbH, Prof. Dr. mont. h.c. Dr. tekn Finn Ouchterlony, Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr. mont. Peter Moser, Montanuniversität Leoben	
Increase of Mining Effectiveness with Drill & Blast Method in Room & Pillar Systems as a Result of Implementation Computer Aided Drilling Process in Accordance with Desire Blasting Pattern. Case study .....	55
Andrzej Czajkowski, Witold Hnat, Mine Master Sp. Z o.o.	
Aktuelle bohr- und sprengtechnische Entwicklungen in den Bergwerken der K+S Gruppe .....	61
Dr.-Ing. Rüdiger Triebel, K+S Aktiengesellschaft	
Doppelnutzung einer mit Bohr- und Sprengarbeiten aufgefahrenen Abbaubegleitstecke im Flöz Zollverein 1/2 auf dem Bergwerk Prosper Haniel .....	63
Dipl.-Ing. Frank Lüttig, RAG Aktiengesellschaft	
Transponderlokalisierung statt Gitter: Innovative Lösungen zur neuen DIN EN 16228 “Schutz vor Bewegenden Teilen” .....	73
Dr.-Ing. Reik Winkel, indurad GmbH	
Der Beitrag von IBExU zum Explosionsschutz im Bergbau .....	83
Dipl.-Ing. Ulf Liebscher, Prof. Dr. rer. nat, Tammo Redeker, IBExU Insitut für Sicherheitstechnik GmbH	
RockStraight, neue Strebtechnologie für flözartige Erzlagerstätten .....	85
Dipl.-Ing. Roland Redlich, Zeppelin Baumaschinen GmbH	

---

---

Optimierung des Gewinnungsprozesses in Steinbrüchen durch „Smarter Quarrying“ .....	93
Martin Vaeßen, M.Sc., Dipl.-Ing. Attila Baki, Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH	
Einsatz von EHB-basierten Arbeitsmaschinen im konventionellen Tunnelvortrieb .....	99
Dipl.-Ing. Günther Saelhoff, GTA Maschinensysteme GmbH	
Verfahrenstechnische Integration der Multifunktionsmaschine HRE 300 in hochleistungsfähige Tunnel-Vortriebssysteme in kleinsten lichten Streckenquerschnitten von 9 bis 16 m <sup>2</sup> .....	115
Dr.-Ing. Frank Bauer, Dipl.-Ing. Christoph Kuchinke, HAZEMAG & EPR	
System und Verfahren zur Applizierung von Sprengstoff an Blockaden in Rolllöchern.....	119
Dipl.-Ing. Oliver Wilke, Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH, Gastón Pinilla Narváez, Gerencia de Negocios & Innovación /Casa Matriz - CODELCO, Chile, Gabriel González Loguercio, CodelcoTec, Chile	
Elektronisch gelenkte spurtreue Fahrzeuge als Ersatz für Gleistransport .....	129
Dipl.-Ing. Christoph Müller, PhD , Minetronics GmbH	
Auf dem Weg zu nachhaltigen Abbauprozessen mit UPNS 4D+ .....	131
Dr.-Ing. David Buttgerit, XGraphic Ingenieurgesellschaft mbH, Tobias Hartmann, M.Sc, Dipl.-Ing. Dipl.-Ing. Sascha Schade, Univ. Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus, RWTH Aachen, Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie	
Positionierung von Bergbaumaschinen mittels Ultra-Wideband Funktechnologie .....	141
Christian Niestroj, M.Sc., Gerhard Möllemann, M.Sc., Tobias Hartmann, M.Sc., Univ. Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus, RWTH Aachen, Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie	
Abstracts der Postersession .....	153
Ferromanganes Crusts from the Louisville Seamount Chain .....	153
David Ernst., TU Clausthal	
Investigations into the load bearing Behavior of a multilevel underground Mine based on numerical Calculation .....	154
Jason Henriquez, B.Sc., TU Clausthal	
Development Analysis of South America’s Leading Copper Producers – A Mining and Financial Review .....	155
Alexander Romero, B.Sc., Constantin Weigel, B.Sc., TU Clausthal	
Rohstoffpotential Togos mit dem Fokus auf Eisenerzlagerstätten .....	156
Ratei Tchagodomou, B.Sc. TU Clausthal	
New method for the determination of particle size distributions.....	157
Constantin Weigel, B.Sc. TU Clausthal	
Chronik der Fachtagung.....	158

---

## Vorwort

Sehr geehrte Damen und Herren,

seit über 40 Jahren findet das Clausthale Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ statt. Diese wissenschaftliche Veranstaltung bietet eine einmalige Plattform für die Präsentation und Dokumentation der technologischen Entwicklung gemäß dem Stand der Technik und Forschung und stellt zugleich wegweisende Tendenzen der zukünftigen Entwicklungen vor. Sie bietet eine hervorragende Orientierungshilfe für die Forschung und Entwicklung an den entsprechenden Einrichtungen. In all den Jahren war zusätzlich zu den oben genannten Schwerpunkten die Schaffung eines Zentrums für den Technologietransfer zwischen den Fachgebieten Tagebautechnik, Tiefbau, Bauingenieurwesen, Maschinentechnik, Chemie, Sicherheitswesen und Gesundheit eine Zielsetzung dieser Veranstaltung.

Mit rund 300 Teilnehmern sowie 18 Fachvorträgen aus sämtlichen relevanten Fachgebieten in einem ausgewogenen Verhältnis zwischen Praxis und Forschung und 14 Ausstellern setzt das 20. Kolloquium Bohr- und Sprengtechnik die bewährte gut 40 jährige Tradition fort.

Unser Dank gilt den Referenten, dass Sie ihre wertvollen und jahrelangen Erfahrungen aus der Praxis und der Theorie im Rahmen dieser Veranstaltung weitergeben und damit für eine Verbreitung ihres Wissens und Könnens sorgen.

Die Vorträge als Herzstück der Konferenz zeigen den modernen nachhaltigen Einsatz der Bohr- und Sprengtechnik im Tunnelbau sowie bei der Rohstoffgewinnung über und unter Tage. Für Erz-, Kohle- und Salzbergbau werden Innovationen vorgestellt, welche in den Bereichen Wirtschaftlichkeit, Sicherheit und Umweltschutz Maßstäbe setzen. Ergänzt werden diese betrieblichen Erfahrungen mit aktuellen Forschungsergebnissen zu zukunftsächtigen Technologien, die durch Vertreter aller deutschsprachigen Montanuniversitäten vorgestellt werden.

Weiterhin möchten wir uns ganz herzlich bei allen bedanken, die an der Vorbereitung und Durchführung dieses Kolloquiums mitgewirkt haben: bei den Verfassern, den Vortragenden, den Moderatoren, den Mitgliedern des Programmausschusses und nicht zuletzt bei den Mitarbeitern des Institutes für Bergbau der TU Clausthal, insbesondere bei Frau Angela Binder, M.Sc. und Herrn Dipl.-Ing. Thomas Hardebusch, die die Organisation übernommen haben.

Den Teilnehmern an dieser Veranstaltung danken wir für Ihr Interesse und wünsche Ihnen viele fruchtbare Anregungen und Gespräche.

Mit Clausthaler Glückauf!



Prof. Dr.-Ing. habil. Hossein Tudeshki



Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld

## **Verzeichnis der Aussteller**

Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH

Austin Powder GmbH

Bergbauwerkzeuge Schmalkalden GmbH & Co. KG

CBM GmbH

CFT GmbH

HAZEMAG & EPR GmbH

MICON-Drilling GmbH

Minetronics GmbH

Minova CarboTech GmbH

Sachtleben Mining Services GmbH

Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH

TIPCO GmbH

VDMA Mining

VDMA Bau- und Baustoffmaschinen



## **Steht der Tunnel- und Streckenvortrieb mit Bohr-und Sprengtechnik am Scheideweg?**

Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs

M & R Consulting

Die erste Dekade im neuen Jahrtausend war geprägt von spektakulären Entwicklungen in der Kleinkaliberbohrtechnik. Nahezu synchron erfolgten Weiterentwicklungen in der Sprengtechnik. Der Strecken- und Tunnelvortrieb konnte mit den neuen Techniken, insbesondere mit den Schlagbohrhämmern in Leistungsklassen bis 40 kW Schlagleistung, bei sogenannten Großprojekten mit spektakulären Leistungsdaten aufwarten. Im Zuge verschiedener Krisensituationen in den vergangenen Jahren wurden in den Erzbergwerken weltweit die Investitionen schwerpunktmäßig für den Streckenvortrieb in den Vorleistungsbereichen auf ein Mindestmaß zurückgefahren mit dem Ziel, eine kostenoptimierte Produktion auf den veränderten Weltmarkt aufrecht zu halten. Im Verkehrstunnelbau wurde das den konventionellen Tunnelbau umfassende Marktsegment durch den Einsatz von zahlreichen Tunnelbohrmaschinen bei Neuprojekten aus unterschiedlichen Gründen auch im Hartgestein stark reduziert.

Diese neuen Marktbedingungen führten bei den Herstellern von Bohrgeräten und Sprengmittel zu Auftragseinbußen und daraus resultierenden Konsequenzen bei den Investitionen in der Produktentwicklung

Daher ist es nicht verwunderlich, dass die breite Fachwelt die Entwicklung bei den Bohrhämmern und Sprengstoffen für den Strecken - und Tunnelvortrieb als stagnierend wahrnimmt. Gleichzeitig wurde ein Trend bei den Anwendern zu möglichst einfachen und langlebigen Techniken in der Bohr-und Sprengtechnik erkennbar.

### **Entwicklungen des konventionellen Vortriebs**

Der Strecken- und Tunnelvortrieb mit Bohr-und Sprengtechnik, ein Segment des konventionellen Vortriebs, wurde entscheidend durch die Entwicklungen der NATM, der sogenannten neuen Österreichischen Tunnel Bauweise, geprägt. In den 70er und 80er Jahren des vergangenen Jahrhunderts konnte der konventionelle Tunnelvortrieb mit dieser Technik durch österreichische Spezialfirmen geradezu revolutioniert werden. Zahlreiche Großprojekte in Europe wurden mit dieser Vortriebstechnik aufgefahren. Zu nennen sind dabei die Neubaustrecken der Deutschen Bundesbahn und eine große Anzahl an Straßen-Tunnelprojekten. Diese Technik wurde auch für verschiedene Großprojekte in Asien, Afrika und Amerika erfolgreich eingesetzt.

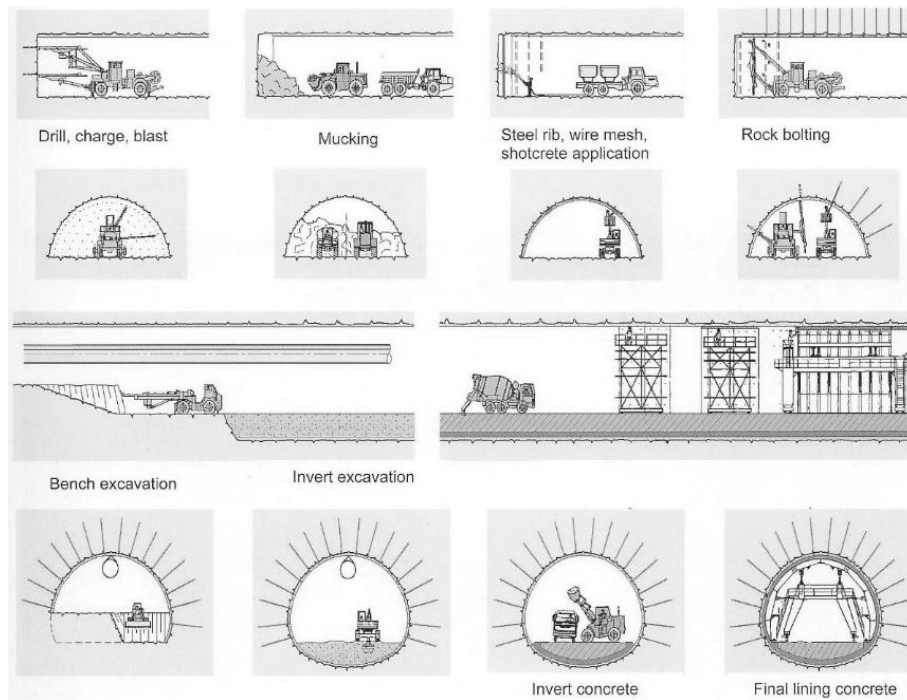


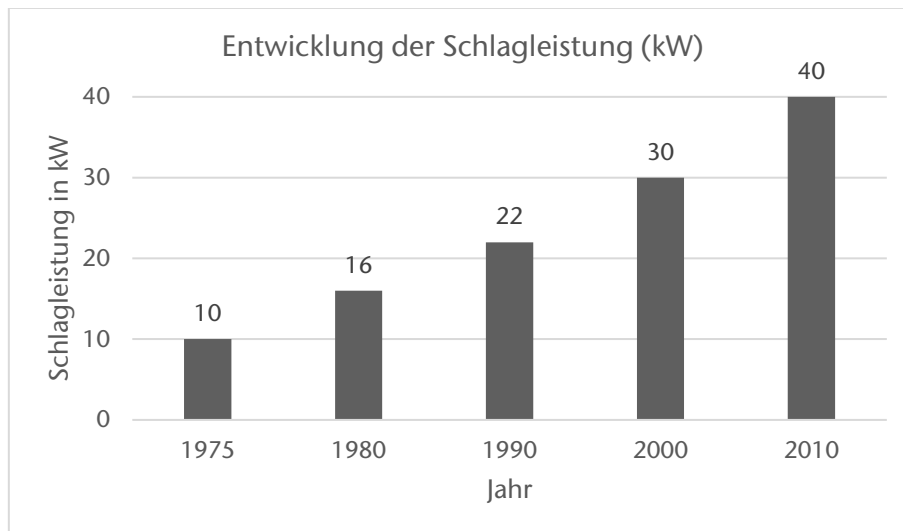
Abbildung 1: Tunnelvortrieb mit NATM, Quelle: Austraina Society for Geomechanics

Die Entwicklungen der Gerätetechniken bei der NATM bestanden im Wesentlichen aus zwei- und dreiarmligen Bohrwagen, zuerst mit Druckluftbohrhämmer, ab Mitte der 70er Jahre erfolgte mit der Einführung hydraulischer Schlagbohrhämmer ein Quantensprung in der Bohrleistung. Diese Bohrwagen wurden als sogenannte Universalgeräte für das Bohren der Sprenglöcher und der Ankerlöcher verwendet. Der aufgebaute Ladekorb diente für die Spreng- und Ausbauarbeit speziell zum Einbauen der Anker. Entscheidend war in dieser Zeit auch die Entwicklung der Spritzbetontechnologie. Anfangs wurde noch trocken gespritzt, jedoch wurde aus Gründen der Leistungsfähigkeit die Nassspritztechnik schnell in das Vortriebssystem übernommen. Für das sogenannte Schuttern, also das Laden und Transportieren des Haufwerks, wurden Standard Baugeräte in Form von Fahrlader, Dumper und auch Bagger eingesetzt. Bei den Sprengmitteln wurden zahlreiche Entwicklungen eingeleitet, hierzu wird Dr. Frank Hammelmann in seinem Beitrag eingehen.

Der reibungslose Ablauf der verschiedenen Teilarbeitsvorgänge innerhalb eines Run- denzyklus wurde sichergestellt durch die Flexibilität der Vorortmannschaft in der Bedienung der unterschiedlichen Geräte für das Bohren, Sprengen, Laden, Transportieren und Ausbauen mit Anker und Spritzbeton.

Diese Flexibilität und die Möglichkeit mit dieser Technologie nahezu alle geologischen Formationen vortriebstechnisch zu beherrschen, veranlasste zahlreiche Bergbauunternehmen in aller Welt diese Auffahrungstechnik in den Bergwerken zu nutzen. Dieses Bestreben wurde erfolgreich in Bergwerken umgesetzt und auch in problematischen Gebirgsformationen eingesetzt. Dabei wurde die Möglichkeit von, Anker und Spritzbeton in erster Linie genutzt, im Vergleich zu herkömmlichen, zeitintensiven Unterstützungsausbau.

In den Jahren, in denen die NATM fast ausschließlich in den Tunnelvortrieben zum Einsatz kam, wurde das Interesse aller Hersteller von Bohr- und Sprengausrüstungen geweckt. In einem entwicklungsfähigen Markt besteht Potential zum Verkauf von Geräten und Dienstleistungen. Vor diesem Hintergrund wurden von einigen Herstellern neue Produkte entwickelt. Die hydraulischen Schlagbohrhämmer erreichten Schlagleistungen bis ca. 22 kW. Diese Leistung war auch in Weichgesteinen mit der vorhandenen Steuerungstechnik noch beherrschbar. In 80er Jahren wurden erste Versuche mit computergesteuerten Bohrwagen in laufenden Projekten durchgeführt.



**Abbildung 2: Hydraulische Bohrhämmer**

Die Faszination eines vollautomatisch ablaufenden Bohrprozesses hat zu allen Zeiten Interessenten angesprochen und es wurden Wünsche und Forderungen an die Hersteller herangetragen, die zum Teil noch heute auch in einem veränderten Markt gültig sind: Das sind eine exorbitante Bohrleistung bei Schlagleistungen von 40 kW und mehr, ein vollautomatischer Betrieb, und eine Wiederholgenauigkeit von weniger als einem Bohrlochdurchmesser über einen Bewegungsquerschnitt von 100 m<sup>2</sup>, sowie größtmögliche Umsetzgeschwindigkeit von Bohrloch zu Bohrloch.

Diese Geräte sind von verschiedenen Herstellern zur Marktreife entwickelt worden. Jedoch entspricht die Marktsituation, die sich im Verlauf der letzten Jahre ergeben hat, bei weitem nicht diesen technischen Möglichkeiten. Dies gilt sowohl für den Tunnelbau aber auch im Besonderen für den Streckenvortrieb in Bergwerken.

Die Erkenntnis, dass nicht allein ein vollautomatischer Bohrwagen mit bis zu vier Bohreinheiten einen Hochleistungsvortrieb mit Bohr- und Sprengtechnik möglich macht, ist bei zahlreichen Anwendern in aller Welt angekommen.

Im Verlauf von rund 40 Jahren konnte der konventionelle Vortrieb eine Leistungssteigerung von 35 % aufweisen. Das unter Berücksichtigung aller technischen Entwicklungsschritte und durchgeführten Investitionen.

## **Unterschiede zwischen Bergbau und Tunnelbau**

Zwischen Bergbau und Tunnelbau gibt es wesentliche Unterschiede in der Betrachtung von Strecken/Tunnel-Vortrieben und den daraus resultierenden Zielsetzungen.

Ziele für den Tunnelbauer:

### Erreiche die höchstmögliche Vortriebsgeschwindigkeit

Dieses Ziel sollte nach einer möglichst kurzen Startphase erreicht werden.

Eventuelle Ertüchtigungen bei den Mannschaften und eingesetzten Maschinen sollten in dieser Zeit erfolgen.

Abgerechnete Tunnelmeter bedeuten Umsatz für die Baustelle.

### Folge strikt den Vorgaben für das Ausführungsdesign

Die Vorgaben für das Ausführungsdesign sind für den Tunnelbauer bindend.

Änderungen sind nur nach Absprache und Genehmigung durch den Auftraggeber möglich.

Änderungen ohne Absprache oder mangelhafte Ausführung bedeuten Zeitverzug und zusätzliche Kosten.

### Zeiten und Kosten sind eng verknüpft

Der Auftrag für ein Tunnelprojekt ist grundsätzlich mit einem festen Fertigstellungstermin und einem Festpreis erteilt worden. Der Vergabepreis ist entscheidend für die Auftragsvergabe. Mit diesen Rahmendaten wird das Projekt erstellt. Das bedeutet, dass von Beginn an Kostendruck besteht, der an alle beteiligten Firmen, weitergegeben wird. Dieses schlägt sich nieder in der Beschaffung von Geräten und Material.

Wenn keine Änderungen in der Geologie oder sonstige Gründe, die vom Auftraggeber getragen werden, vorliegen, muss das Projekt gemäß Auftrag erstellt werden. Die ausführende Firma kann über eine Verkürzung der Bauzeit, also z.B. höhere Vortriebsleistungen, das Ergebnis verbessern.

### Ausnutzung der eingesetzten Geräte ist zweitrangig

Der Tunnelbauer benötigt für seinen Auftrag einen umfangreichen Maschinenpark. Bei einem normalen Vortrieb mit einem Angriffspunkt, stehen die Geräte nach dem Einsatz. Das bedeutet, dass die Maschinenauslastung sehr gering ist. Eine Steigerung der Auslastung kann bei Vortrieben mit mehreren Angriffspunkten wie z.B. bei Verkehrstunnelprojekten mit zwei parallelen Röhren, könnte durch den Einsatz von einem Maschinensatz für zwei Vortriebe möglich werden.

Erfülle alle Vorgaben hinsichtlich Sicherheit und Umwelt.

Die sicherheitlichen Anforderungen für die Belegschaft werden durch den massiven Einsatz von Maschinen und den dadurch gegebenen Möglichkeiten besonders bei Kontakt mit dem Gebirge, wie beim Bereißen von Firste und Stößen, unterstützt.

Ein gleichzeitiges Besetzen der Bohrlöcher während des Bohrvorganges ist rückläufig oder durch Vorschriften verboten.

Ein wichtiges Kriterium bildet der Umweltschutz, besonders bei Ölverlusten bei dem Einsatz der Maschinen

Ziele für den Bergmann

Erfülle die Produktionsvorgaben in Tonnen oder m<sup>3</sup>

Die geplanten Produktionsvorgaben stellen die wirtschaftliche Basis eines Bergwerkes dar. Eine nicht erreichte Produktion kann nur über einen kurzen Zeitraum vertreten werden.

Gewinne die Tonnen/m<sup>3</sup> so kostengünstig wie möglich.

Eine kostengünstige Gewinnung ist entscheidend für die Zukunft eines Bergwerkes. Besonders wenn der Preis für das Endprodukt unter Druck geraten ist.

Unbedingt auf eine hohe Auslastung der Geräte achten.

Eine hohe Auslastung der Geräte ist eine Voraussetzung für eine kostenoptimierte Produktion/Gewinnung. Reservemaschinen sollten daher nur begrenzt in die Planung enthalten sein. Eine hohe Auslastung bedeutet auch die Sicherstellung einer hohen Verfügbarkeit. Diese muss durch Wartung und durch die Schulung der beteiligten Personen gewährleistet sein.

Erfülle alle Vorgaben hinsichtlich Sicherheit und Umwelt.

Sicherheit hat für den Bergmann erste Priorität. Das Sicherheitsdenken und die damit verbundenen Auflagen führen in verschiedenen Bereichen der Welt zu Arbeitsweisen, mit dem Ziel Unfälle unbedingt zu vermeiden. Ein Unfall durch Steinfall kann zu langen internen Diskussionen führen.

In Bereichen von Bergwerken, in denen Streckenvortriebe durch Subunternehmen durchgeführt werden, gelten grundsätzlich die Vorgaben der Tunnelbauer mit dem Hauptziel: Tunnelmeter so viel wie möglich.

Die Kombination aus Sicherheitsbewusstsein der Bergleute und der Auffahrungsphilosophie der Tunnelbauer führen bei den Geräteanwendungen zu Auswüchsen, die alle technischen Entwicklungen in der Zielrichtung aushebeln.

Dieses geschieht bei Unternehmungen, die grundsätzlich an einer Weiterentwicklung der Technik interessiert sind. Die Forderungen: Vollautomatischer Betrieb, höchste Bohrleistung, hohe Genauigkeit bestehen aber weiterhin.

Gleichzeitig werden Forderungen nach sogenannten „einfachen“, robusten. Geräten laut, die für diese „Einsätze“ tauglich sind.

Hersteller von Bohrhämmer haben teilweise diesen „Anforderung“ entsprochen und aus den vorhandenen Geräten sogenannte „heavy duty“ Ausführungen entwickelt. Das ist derzeit nur möglich bei den Leistungsklassen bis ca. 25 kW Schlagleistung.



Abbildung 3: Bohrhämmer RD 25, Quelle: Sandvik Mining and Construction

### **Der Arbeitsplatz Vortrieb**

In einem konventionellen Streckenvortrieb mit Bohr- und Sprengtechnik befindet sich der Arbeitsplatz in einer modernen Kabine mit Schallschutz, Staubfilter und Klimatisierung. Diese Tätigkeit ist nur über einen bestimmten Zeitraum möglich, z.B. während der Bohrzeit für Bohrristen und für Lader- und Dumper-Fahrer während der Schutterzeit. Alle Personen außerhalb der Kabinen werden durch Staub, Lärm, Abgasen und Temperaturen belastet. Dies gilt besonders während der Zeit für das Einbringen des Spritzbetons. Diese Arbeiten stellen derzeit die höchste Belastung für alle Vortrieb-Beschäftigten dar.



Abbildung 4. Spritzbeton einbringen

Auch die Zeit nach dem Abtun Sprengung führt trotz Wartezeit in einem Sicherheitsraum zu hohen Belastungen in Form von Staub und Sprenggasen.

Der Arbeitsplatz Vortrieb bei einer TBM unterscheidet sich erheblich von einem konventionellen Vortrieb. Der Maschinenfahrer mit allen Steuer- und Überwachungsfunktionen sitzt in einem Arbeitsraum, der einem Büro nicht unähnlich ist. Je nach Bauart und Ausbautechnik bei einer TBM sind die Arbeitsbedingungen der Vorortmannschaft verschieden. Besonders bei der Anwendung von Tübbingungen ist der Kontakt mit dem Gestein beschränkt. Gebirge sieht man nur über das gelöste Gestein auf dem Förderer.



Abbildung 5: Steuerstand einer TBM, Quelle: The Robbins Company

Bei offenen Maschinen ist in Abhängigkeit von der Gebirgsklasse ein Ausbau in Form von Ankern, Matten, Spritzbeton einzubauen. Dies erfolgt möglichst nahe an der Ortsbrust.

Alle Personen die in diesem Bereich arbeiten, sind hier durch Lärm verursacht durch die Schneidarbeit, durch Hitze (Hydraulik, E-Motoren) und auch durch Steinfall gefährdet.

Extrem wird der Arbeitsplatz bei Störungen an der TBM oder durch Anomalien im Gebirge, wenn Personen den Bereich zwischen Bohrkopf und Gebirge betreten müssen. In dieser Situation entspricht der Arbeitsplatz auf einer TBM nicht mehr der Vorstellung vom einem Tunnel-Vortriebs-System.

Zu einer besonderen Herausforderung wird die Situation, wenn die TBM durch Gebirgsdruck steckt. Bei dieser Situation kann man nicht mehr von einer Tunnelfabrik sprechen. Alle dann durchzuführenden Maßnahmen stellen eine extreme Belastung für das Personal dar.

Die Arbeitsbedingungen in einem Maschinenvortrieb sind zeitgemäßer. Aussagen, dass man den Tunnel mit normaler Kleidung und Schuhwerk betreten kann enthalten eine wichtige psychologische Botschaft. Der Arbeitsplatz wird so vermarktet und auch für Neueinsteiger attraktiv.

In der Öffentlichkeit entsteht der Eindruck, dass mit dem Kauf einer TBM ein Tunnelvortrieb vollautomatische abläuft. Man hat sozusagen Tunnelmeter „von der Rolle“ gekauft und es muss nur die richtige Tunnellänge „abgetrommelt“ werden.

### **Partner oder Wettbewerb durch den maschinellen Vortrieb**

Derzeit befinden sich vier Doppelschild Tunnelvortriebsmaschinen mit einem Durchmesser von 9,9 m in der Auslieferung bzw. in der Montage für das Follo–Line Projekt in Norwegen. Doppelschildmaschinen sind von der Bauart in der Lage wie eine offene TBM, als Gripper-Maschine, oder wenn das Gebirge es erfordert wie eine Schildmaschine mit Tübbingausbau zu arbeiten.

Die Maschinen werden ein Eisenbahntunnelsystem mit 22 km Länge auffahren. Dieses Projekt wird als Schlüsselprojekt für die Entscheidungsfindung Bohr- und Sprengvortrieb oder mechanischer Vortrieb mittels TBM im Hartgesteinsbereich betrachtet.

Norwegen hat im Hartgesteins-Tunnelvortrieb mit Bohr- und Sprengtechnik eine große Tradition. Die eingesetzte hochentwickelte Technik wird weltweit als Maßstab für den konventionellen Tunnelvortrieb im Hartgestein betrachtet. Bisher konnte Norwegen im Bereich des mechanischen Vortriebes, der Vollschnittmaschinen, auf eine breite Erfahrung im Durchmesserbereich bis ca. 6,0 m aufweisen, durch den Bau zahlreicher Wasserkraftwerke.

Folgende Gründe führten zu der Entscheidung mit Vollschnittmaschinen dieses Projekt durchzuführen. Eine entscheidende Rolle spielten nicht allein Kosten sondern entscheidend waren:

1. Das Projekt wird schneller erstellt. Eine Auffahrung von 15 m pro Tag im Durchschnitt wird als Ziel angesehen.
2. Das notwendige Wissen der einheimischen Firmen für die Auffahrungstechnik von Verkehrstunneln mit Vollschnittmaschinen soll mit diesen Projekten erworben werden.
3. Das Tunnelprofil wird exakt nach den vorgegebenen Maßen geschnitten. Es wird kein Überprofil bei der Auffahrung durch die Ausbruchstechnik verursacht.
4. Es wird ein kontinuierlicher Vortrieb erfolgen. Viele Teilarbeitsvorgänge können automatisiert werden.
5. Ein wesentlich besserer Arbeitsplatz als Anreiz für junge Leute und mehr Sicherheit im Tunnel.
6. Weniger Beanspruchung des umgebenden Gebirges und dadurch einen geringeren Aufwand für Gebirgssicherung



7. Ein maschinell aufgefahrener Tunnel erfordert weniger Wartung/Instandhaltung und man erwartet eine längere Nutzungszeit im Vergleich zu konventionellen Tunnel-Projekten.
8. Geringere Lärm und Vibrations-Belastung bei der Auffahrung für die Anwohner

Der Einsatz von Tunnelvortriebsmaschinen im Tunnelbau hat sich durchgesetzt. Die moderne Vollschnittmaschinenteknik hat die noch vor einigen Jahren aufgestellten Grenzen für diese Vortriebstechnik verschoben. Grenzen in der max. Druckfestigkeit des anstehenden Gesteins sind nach den derzeitigen Prognosen nicht mehr vorhanden.

Einschränkungen bestehen nach wie vor in druckhaften Gebirgsformationen. Aus diesem Grunde sind Einsätze in Bergwerken mit dieser Technik nur vereinzelt durchgeführt worden. Das Interesse der Bergbauunternehmungen zielt daher auf sogenannte „Teilschnitt- Lösungen“, die in der Lage sind auch bei hohen Gebirgsdrücken und Störungszonen die notwendige Flexibilität bei der Gebirgssicherung gewährleisten.

In diesem Marktsegment verbleibt für den konventionellen Strecken- und Tunnelvortrieb das Auffahren von Startröhren für den Aufbau und Anfahrprozess einer TBM. Darüber hinaus besteht eine Grauzone, wenn z.B. die TBM sich festgefahren hat und mit konventioneller Technik umfahren und „freigesprengt“ werden muss.

Für diese sogenannten Notfälle werden keine hochtechnisierten Bohrsysteme benötigt und es wird sich kein Hersteller für die Entwicklung derartiger Nischenprodukte stark machen. Mit dieser denkbaren Situation wird das Interesse der Hersteller sinken und die Entwicklungen werden mittelfristig geringer wenn nicht gar zum Stillstand kommen. Ein entscheidender Faktor wird dabei auch das schwindende Wissen und die Fertigkeiten der Vortriebsmannschaften sein. Es sollte bedacht werden, welche Berufsgruppe diese Arbeiten dann noch durchführen kann. Auch das Arbeiten mit Sprengmitteln für diese Aufgaben erfordert ein Umdenken.

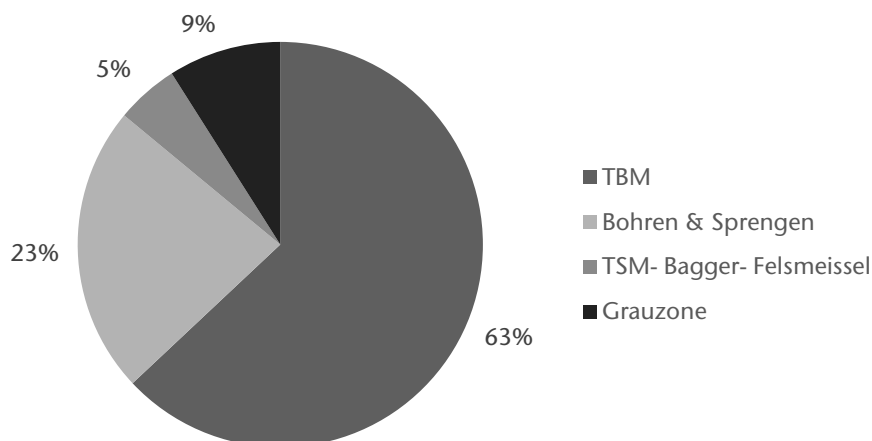


Abbildung 6: Globaler Tunnelbau

## **Zukunftsperspektiven und Möglichkeiten für Hersteller und Anwender der konventionellen Vortriebstechnik**

Die aus verschiedensten Gründen schwindende Akzeptanz von Sprengvortrieben in der Öffentlichkeit erleichtert das Eindringen der mechanischen Vortriebstechnik wesentlich. Die in der Vergangenheit üblichen Abläufe bei Anschlag- und Durchschlagfeiern von Tunnelprojekten mit dem sprichwörtlichen ersten und letzten Schuss werden mehr und mehr durch mechanische Systeme wie Bagger und Felsmeißel abgelöst. Aber auch bei größeren Projekten in Schwellenländer, z.B. bei Wasserprojekten wird die notwendige Logistik mit Sprengmitteln und den daraus resultierenden Problemen mehr und mehr zum K.O Kriterium für den Vortrieb mit Bohr- und Sprengtechnik.

Nahezu alle großen Bergbaugesellschaften befinden sich auf der Suche nach Lösungen für den maschinellen Vortrieb der Strecken. Gründe sind der mögliche kontinuierliche Vortrieb und die Steigerung der Vortriebsgeschwindigkeit. Wird die Zukunft des konventionellen Sprengvortriebes nur noch bei speziellen Großprojekten, wie beispielsweise für Wasser und für die Auffahrung von Großkavernen liegen?

Gleichzeitig wird durch diese eingeleiteten Systemveränderungen der gesamte nachgeschaltete Markt beeinflusst. Hersteller von Bohr – und Ladegeräten werden sich neu orientieren. Sprengstoffhersteller werden sich auf Märkte konzentrieren, die sichere Absatzchancen bieten. Das bedeutet, der konventionelle Strecken- und Tunnelvortrieb mit Bohr- und Sprengtechnik befindet sich auf einer Abwärtsspirale bezogen auf Marktanteile und auf wesentlich weniger Entwicklungsschritte in der Maschinenteknik durch die Hersteller. Natürlich kann man bei Bedarf diese Geräte, Materialien auch aus Ländern beziehen, die noch über diese Hersteller verfügen. Ein entscheidender Punkt wird die fehlende Verfügbarkeit von Know-how beim Personal sein. Dieser Mangel kann natürlich auch durch die Vergabe von Aufträgen an Firmen aus dem Ausland kompensiert werden.

**Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs**

khw-wit@t-online.de

M&R Consulting  
Wilhelmshöhe 34c  
58454 Witten

## **Zeitgemäße Sprengarbeiten im modernen Tunnel- & Streckenvortrieb – Produkte und Service**

**Dr.-Ing. Frank Hammelmann**  
MAXAM TERRA SOLUTIONS

### **Abstract**

In den Bereichen Leistungsfähigkeit und Wirtschaftlichkeit sind im sprengtechnischen Tunnel- und Streckenvortrieb in den vergangenen Jahrzehnten wesentliche Optimierungen erreicht worden. Aufgrund einer stetigen Produktweiter- und -neuentwicklung stehen dem Anwender heute eine große Vielfalt patronierter und loser Sprengstoffe, sowie drei Arten von Zündsystemen zur Verfügung.

In Kombination mit einer leistungsstarken und präzisen Bohrtechnik garantiert die moderne Sprengtechnik ein effizientes und sicheres Sprengergebnis; abgestimmt auf die speziellen Projektanforderungen. Ein großer Vorteil der modernen Sprengtechnik gegenüber dem maschinellen Vortrieb ist ihre schnelle und flexible Anpassungsfähigkeit; auch an sich während des Projektes ändernde geometrische, geologische und gesteinspezifische Gegebenheiten.

Darüber hinaus konnten erhebliche Verbesserungen im Bereich Arbeitssicherheit erreicht werden. Schwere Arbeitsunfälle im sprengtechnischen Vortrieb, ausgelöst durch eine hohe mechanische Empfindlichkeit, eine Fehlfunktionen oder falsche Anwendung der sprengtechnischen Produkte, sind extrem selten geworden.

Einen weiteren wesentlicher Schritt zur Vereinfachung und Optimierung der Bohr- und Sprengarbeiten stellt die heute erreichte Kompatibilität der verschiedenen Expertensysteme des gesamten bohr- und sprengtechnischen Arbeits-Zyklus untereinander dar. Das einheitliche Dateiformat [IREDES-Standard] ermöglicht den einfachen und zuverlässigen Datenaustausch von der Projektplanung bis hin zur Planung und Durchführung der Bohr- und Sprengarbeiten.

Neben der reinen Produktlieferung stehen dem Anwender heutzutage umfangreiche zusätzliche Servicedienstleistungen zur Verfügung. Die Palette reicht hier von der ingenieurmäßigen Planung und schrittweisen Optimierung der Bohr- und Sprengarbeiten, über Emissionsmessungen, bis hin zur Unterstützung in den Bereichen Logistik und Lagerung der benötigten Vor- und Endprodukte. So kann die gesamte Verwaltung aller benötigten und zum Einsatz gebrachten Zünd- und Sprengstoffsysteme über ein praxiserprobtes und einfach zu bedienendes Track & Trace System der MAXAM erfolgen.

**Dr.-Ing. Frank Hammelmann**  
fhammelmann@maxam.net  
MAXAM TERRA SOLUTIONS



# **Untersuchung von hydraulischen und sprengtechnischen Konditionierungsmethoden zur in-situ Laugung im Festgestein**

Prof. Dr.-Ing. Helmut Mischo

Dipl.-Ing. Ralf Schlüter

Institut für Bergbau und Spezialtiefbau

TU Bergakademie Freiberg

## **Kurzzusammenfassung**

An der TU Bergakademie Freiberg (TUBAF) wurde im Jahr 2013 das Freiburger Biohydrometallurgische Zentrum (BHMZ) initiiert, um die Forschung entlang der gesamten Rohstoffkette mit biohydrometallurgischen Methoden voran zu treiben. Der Fokus der 13 involvierten Universitätsinstitute und assoziierten Wirtschaftspartner liegt hierbei auf der Extraktion von Indium und Germanium aus Sulfiderzen durch die bakterielle Laugung sowohl aus ingenieurs- als auch aus naturwissenschaftlicher Sicht.

Im Rahmen des BHMZ-Projektes beschäftigt sich die Professur für Rohstoffabbau und Spezialverfahren unter Tage mit der Implementierung eines Versuchsstandes zur in-situ Biolaugung im Grubengebäude des universitätseigenen Forschungs- und Lehrbergwerkes (FLB), mit dem Ziel der Erarbeitung neuer Gewinnungsverfahren. Gegenstand der Forschung ist dabei die Erzeugung von Wegsamkeiten mittels hydraulischer und sprengtechnischer Konditionierungsmethoden in einem System aus Aufgabe- und Drainagebohrungen sowie der Betrieb einer in-situ Laugung. Die Bewertung dieser Methoden erfolgt dabei aus laugungskinetischer- und gebirgsmechanischer Sicht.

Hintergrund der Forschung ist die Eignungsuntersuchung des Bohrlochbergbaus als in-situ Verfahren im Festgestein, speziell in gering permeablen Formationen als Zukunftstechnologie.

## **1 Einleitung**

Eine verlässliche, umfassende und nachhaltige Versorgung mit Rohstoffen, speziell Metallen, ist von grundlegender Bedeutung für jede Industrienation. Diese Abhängigkeit bezieht sich auch auf die sogenannten „strategischen Elemente“, wie sie von der Europäischen Kommission (2010) deklariert wurden. Darunter zählen vor allem Seltene Erden (REEs), Platingruppen Elemente (PGEs) und eine Vielzahl anderer Metalle, z.B. Indium und Germanium, die unverzichtbar für die Hightech Industrie sind und in elektronischen Geräten, Touchscreens, Solarzellen, Glasfaserkabel und Infrarot-optische Geräte Verwendung finden.

Durch den Wirtschaftswachstum der sogenannten BRICS-Staaten (Brasilien, Russland, Indien, China und Südafrika), der Rohstoffpolitik Chinas und der unbeständigen Welt-

markpreisentwicklung verschiedener metallischer Rohstoffe, ist die Verfügbarkeit dieser „strategischer Elemente“ und somit die Abhängigkeit der Industrienationen erneut in den Fokus geraten.

Weitere Herausforderungen für die Rohstoffindustrie gefährden die verlässliche Versorgung der Industrienationen mit Metallen und weiteren Rohstoffen zusätzlich. So sind zukünftige Lagerstätten häufig durch eine größere Teufe, geringere Gehalte und durch komplexe Vererzungen bzw. Mineralisation gekennzeichnet. Zudem werden Bergbauaktivitäten in den entwickelten Ländern zunehmend auf Grund ihrer Umwelteinflüsse und einem zunehmenden sozioökonomischen Konfliktpotentials eingeschränkt. Daraus mag resultieren, dass konventionelle Bergbau- und Aufbereitungstechnologien im Zuge dieser sozialen und technischen Aspekte limitiert sein werden.

Um diese Restriktionen zu überwinden benötigt es neue bzw. alternative Technologien. Ein vielversprechender Ansatz, speziell im Falle von Armerzen, ist die Anwendung von (bio-)hydrometallurgischen Methoden, sowohl im Sinne der Aufbereitung als auch der primären bergmännischen Extraktion der Wertminerale (Rossi, 1990). Dabei werden unlösliche Metallverbindungen mit Hilfe von Mikroorganismen in eine lösliche Form überführt und anschließend mittels Solventextraktion und Elektrolyse hereingewonnen (Abbildung 1).

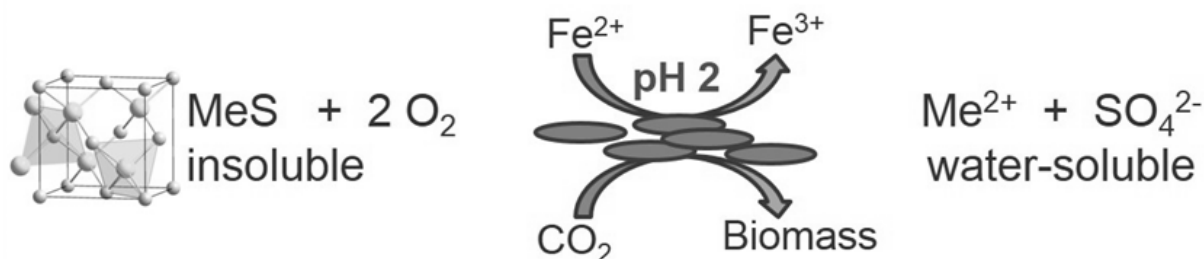


Abbildung 1: Mechanismus der mikrobiellen Laugung

Schätzungsweise stammen bereits ca 15 % der weltweiten Kupferproduktion aus der Biolaugung von Armerzen in Form der Haufen- und Haldenlaugung (Schippers, 2009). Durch den Fortschritt in Forschung und damit auch der Anwendung ergibt sich ein hohes Potential für die Biolaugung als in-situ Methode, die das Herauslösen des Wertminerals aus dem Gebirgsverbund und die Anreicherung in der wässrigen Phase miteinander kombiniert. So entstammt bereits ein Drittel der weltweiten Uranproduktion aus der in-situ Biolaugung (Brierley, 2008; Schippers, 2009). Außerdem gab es in der Vergangenheit mehrere Pilotprojekte zur in-situ Biolaugung von Zink und Blei aus Sekundärerzen. Jedoch ist keines der bisherigen Pilotprojekte für den großindustriellen Einsatz adaptiert worden.

Der Prozessketten-Vergleich konventioneller Extraktions- und Aufbereitungsverfahren, z.B. der Pyrometallurgie, und der Biohydrometallurgie als innovatives Verfahren zeigt ein hohes Einsparpotential bezüglich mehrerer Prozessschritte (Abbildung 2). Im Falle der Haufen- und Haldenlaugung über Tage jedoch bleiben die bergmännischen

Teilprozesse, wie Herauslösen, Transport und Brechen sowie Aufmahlen des Erzes ein Teil der Prozesskette. Bei der in-situ Laugung in einem untertägigen Betrieb könnten hingegen der Aufwand und die Kosten für den laufenden Betrieb jedoch minimiert werden. Zwar ist der Aufschluss der Lagerstätte und die anschließende Aus- und Vorrichtung des Grubengebäudes mit hohen Investitionskosten verbunden, jedoch können kostenintensive Prozesse wie Transport und Brechen bzw. Aufmahlen eingespart werden, da der Wertstoff in flüssiger Form und bereits vorkonzentriert vorliegt. Dieses Potential wird besonders deutlich vor dem Hintergrund, dass bereits 3 – 4 % des weltweiten Energieverbrauchs für die Konditionierung mittels Brecher- und Mühlenanlagen im Bergbau aufgewendet werden muss (Johnson, 2013). Weiterhin können in der Prozesskette nachfolgende aufwendige und umfangreiche Teilschritte, wie die Flotation und das Schmelzen durch kostengünstigere Technologien ersetzt bzw. ganz eingespart werden.

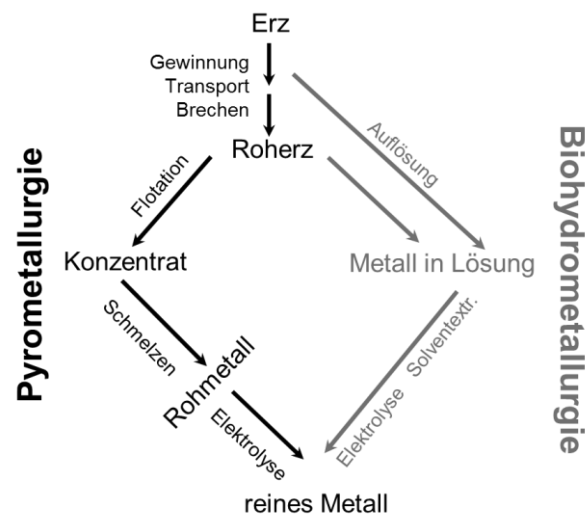


Abbildung 2: Vergleich der Prozessketten der Pyrometallurgie und Biohydrometallurgie

## 2 Gegebenheiten im Grubengebäude des FLB

Für den Versuchsstand zur in-situ Laugung wurde das Grubengebäude hinsichtlich der Mineralisation bekannter Erzgänge, der vorhandenen Grubenbaue und der vorhandenen Infrastruktur bewertet, in Folge dessen ein geeigneter Standort lokalisiert wurde. Dieser liegt im Bereich des Erzgangs „Wilhelm Stehenden Nord“, welcher durch die Minerale Galenit (PbS, Bleiglanz), Sphalerit (ZnS, Zinkblende), Pyrit (FeS<sub>2</sub>), Arsenopyrit (FeAsS) und Chalkopyrit (CuFeS<sub>2</sub>) charakterisiert ist. Besonders der Sphalerit ist hierbei von besonderer Bedeutung, da dieser als Indium-Träger in der Freiburger Sulfid Erzlagerstätte nachgewiesen wurde (Seifert & Sandmann, 2006). Die Mächtigkeit des Erzgang variiert im relevanten Bereich des Versuchsstandes zwischen wenigen Zentimetern bis hin zu 1 m (Abbildung 3) mit einem Einfallen von etwa 50° (55 gon). Das Nebengestein besteht aus säurebeständigem Orthogneis mit seinen Hauptmineralen Feldspat, Quarz und Glimmer.

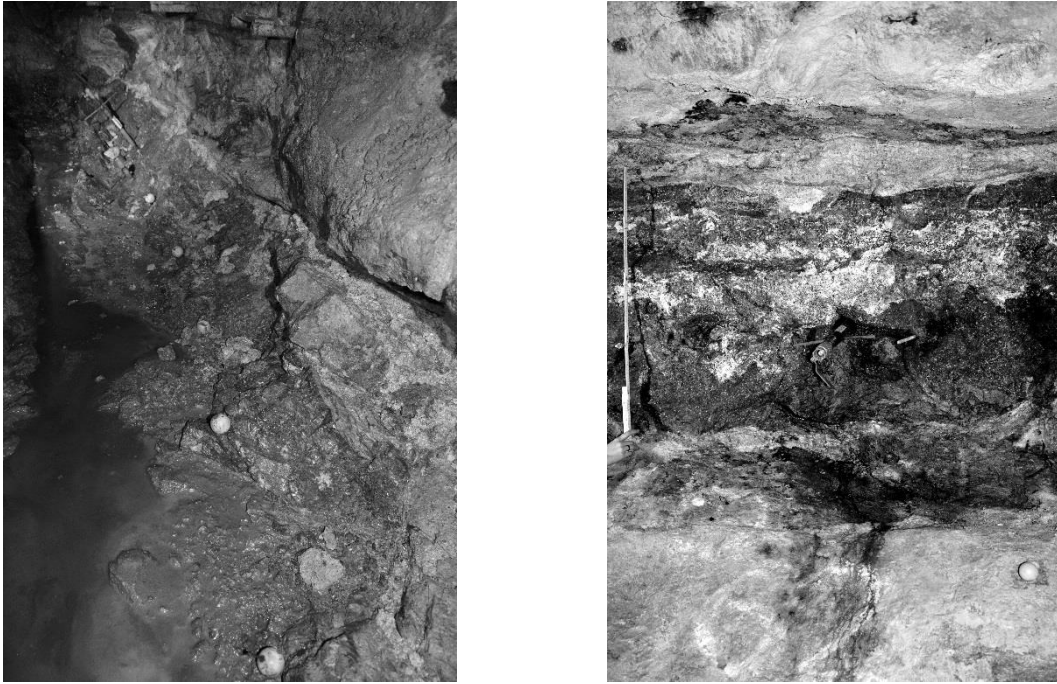


Abbildung 3: Ausbiss des Erzgangs in Kopfstrecke (links) und Fußstrecke (rechts)

Aufgrund von Abbautätigkeiten in der Vergangenheit, die überwiegend im Firstenstoß-Bau durchgeführt wurden, sind bereits vollständig umfahrene Erzblöcke mit Kopf- und Fußstrecke und Überhauen vorhanden. Der relevante Laugungsblock hat eine einfallende Höhe von ca. 10 m und eine Breite von 35 m (Abbildung 4).

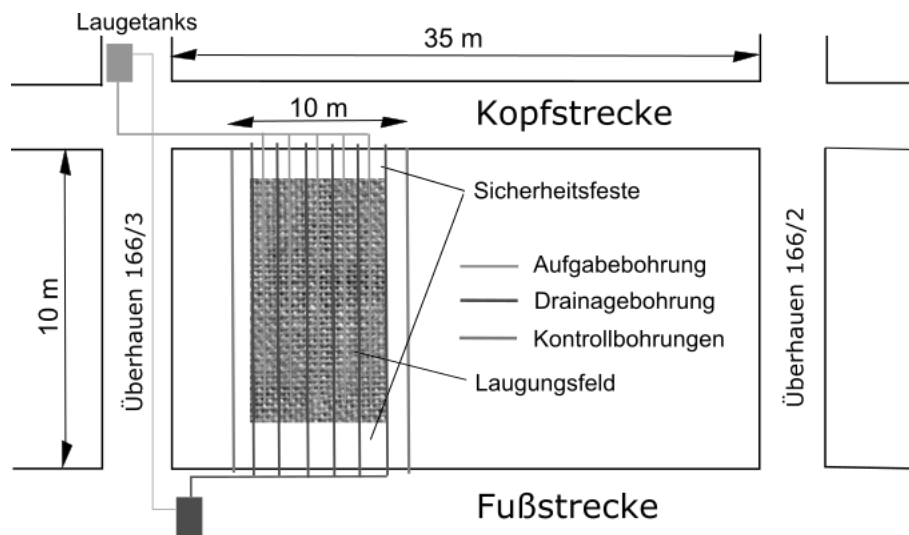
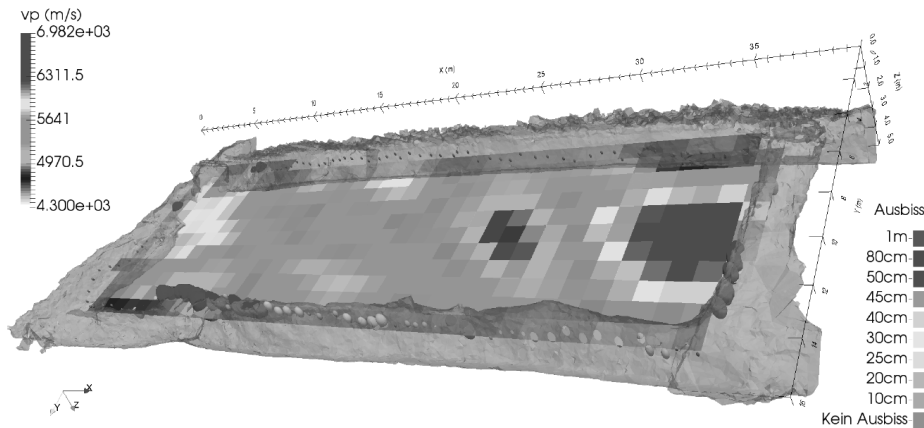


Abbildung 4: Konzeptmodell des Laugungsblocks

Um die exakte räumliche Verteilung des Erzes für das Laugungsfeld im Block zu bestimmen, wurden sowohl seismische als auch geoelektrische Messungen in Kooperation mit dem Institut für Geophysik der TU Bergakademie Freiberg gemacht. Diese Messungen bilden die Grundlage für die weitere Modellierung des Erzkörpers und der Laugungsvorgänge innerhalb (Abbildung 5)



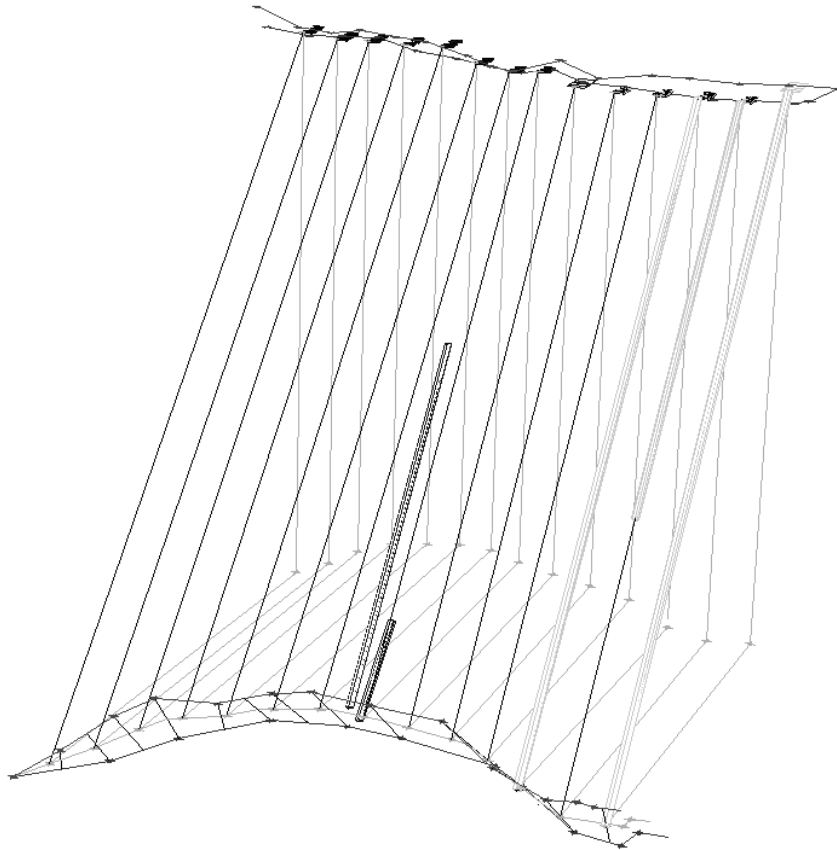


**Abbildung 5: Geophysikalisches Blockmodell**

Die Wellengeschwindigkeiten im untersuchten Block reichen von 4400 m/s bis 6900 m/s. In der Darstellung grenzen sich einzelne Bereiche mit hohen und niedrigen Geschwindigkeiten stark voneinander ab. Dies lässt jedoch nicht zwingend auf verschiedene geologische Formationen schließen. Unter Betrachtung der chemisch und geologischen Vorkenntnisse sowie der Einflüsse vorheriger Abbauaktivitäten, charakterisieren die verschiedenen Wellengeschwindigkeiten die Homogenität des Erzkörpers. So treten sehr niedrige Wellengeschwindigkeiten in Bereichen mit geringen Erzanteilen auf und sehr hohe Wellengeschwindigkeiten in den stark verwitterten Erz-zonen, vorwiegend an den Ausbissen in den Überhauen auf. Ausschlaggebend für die Lokalisation des Laugungsfeldes sind daher sehr homogene Bereiche mit Wellengeschwindigkeiten von etwa 5000 m/s bis 6000 m/s.

### 3 Konditionierungsansätze zur mikrobiellen in situ Laugung

Innerhalb des Laugungsblocks sollen verschiedene technologische Ansätze zur Schaffung von Fließ- und Strömungswegen und somit auch der Exposition von Mineraloberflächen im Erzkörper untersucht werden. Hierzu werden systematisch parallele Aufgabe- und Drainagebohrungen (Abbildung 6) mit einem Durchmesser von 56 mm eingebracht, welche mittels hydraulischer Klufferzeugung horizontal miteinander verbunden werden sollen. Während die Drainagebohrungen von der Kopfstrecke bis zur Fußstrecke komplett durch den Erzgang gebohrt werden, haben die Aufgabebohrungen eine Länge von 5 – 6 m, um eine natürliche Druckbarriere (Sicherheitsfeste) von ca. 2 m zwischen Bohrlochtiefsten und Fußstrecke zu belassen. Die Anordnung der Bohrlöcher erfolgt im zurzeit gewählten Versuchsaufbau mit einem Abstand von 0,5 m, wobei jedes zweite Bohrloch als Aufgabebohrung angelegt ist und die dazwischen liegenden als Drainagebohrungen. Für Folgeversuche werden alternative Anordnungen vorgesehen.



**Abbildung 6: Bohrschema im Erzkörper**

Die Konditionierung erfolgt jeweils von den Aufgabebohrlöchern aus. Ausschlaggebend für die jeweilige Konditionierungsmethodik ist dabei die Bohrlochintegrität. Als optimaler Fall wird hierbei der komplette Verlauf der Bohrung im Erz angesehen, ohne Störungszonen bzw. ohne vorhandene Risse, um den Druckaufbau an der Bohrlochwand zu gewährleisten. Eine Vorerkundung erfolgt mittels Kernbohrungen im Rahmen der Bohrocherstellung. Die Kerne mit einem Durchmesser von 42 mm erlauben Rückschlüsse auf die Vererzung bzw. Minerale in den verschiedenen Horizonten/Bohrlochteufen sowie die vorhandenen Rissstrukturen. Auf Grundlage dessen erfolgt die Auswahl der jeweiligen Konditionierungsmethode.

Der Einsatz von hydraulischen Methoden zur Erzeugung von Fließ- und Strömungswegen zum Zweck der in-situ Laugung kann als innovativer Ansatz angesehen werden. Dabei wird ein bestimmtes Fluid, beispielsweise Wasser, in die Aufgabebohrlöcher verpresst, um Risse an der Bohrlochwand zu erzeugen. Durch das Verpressen kann das Fluid nicht schnell genug in die Formation infiltrieren, sodass hohe Drücke an der Bohrlochwand entstehen. Übersteigt der Druck an der Bohrlochwand die Festigkeit des Gesteins, werden Risse in der Formation induziert.

Die Orientierung dieser Risse hängt in erster Linie vom Spannungsfeld im Gebirge ab, welches anhand von drei Komponenten beschreiben werden kann (Abbildung 7), der

vertikalen Gebirgsspannung ( $\sigma_{zz}$ ) und die große sowie die kleine Horizontalspannung ( $\sigma_{xx}$  und  $\sigma_{yy}$ ). Beim Vorgang der Kluftherzeugung entstehen Risse in einer Ebene die senkrecht zur Orientierung der kleinen Horizontalspannung liegt (Allen & Roberts, 1997). Die Orientierung der Risse steht dabei im Zusammenhang mit dem Spannungsverhältnis zwischen der vertikalen Gebirgsspannung und der kleinen Horizontalspannung (Konietzky et al., 2015).

Neben dem Gebirgsspannungszustand können aber auch vorhandene Schwächezonen, wie Klüfte bzw. Klufflächen erheblichen Einfluss auf die Bohrlochintegrität und damit auch auf das erforderliche Druckregime nehmen. Das benötigte Druckregime lässt sich anhand von Abbildung 8 als Funktion der Zeit beschreiben.

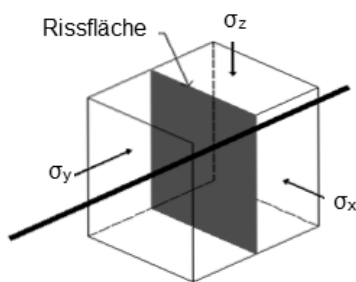


Abbildung 7: Orientierung der Rissfläche im Gebirge (modifiziert nach Leiva)

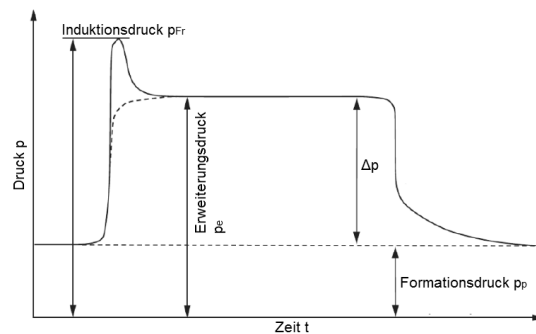


Abbildung 8: Druckverlauf während der Konditionierung (modifiziert nach Konietzky et al)

### 3.1 Hydraulische Kluftherzeugung

Die Erzeugung horizontaler Risse mittels hydraulischer Kluftherzeugung erfolgt mit Hilfe eines Manschettenrohrpackers (Abbildung 9). Diese Doppelpackersonde besteht aus zwei Abdichtpackern und einem dazwischen liegenden Injektionsraum. Die Abdichtpacker verspannen dabei die Sonde mit der Bohrlochwand und schließen den Injektionsraum auf einer Länge von 33 cm druckdicht vom restlichen Bohrloch ab.

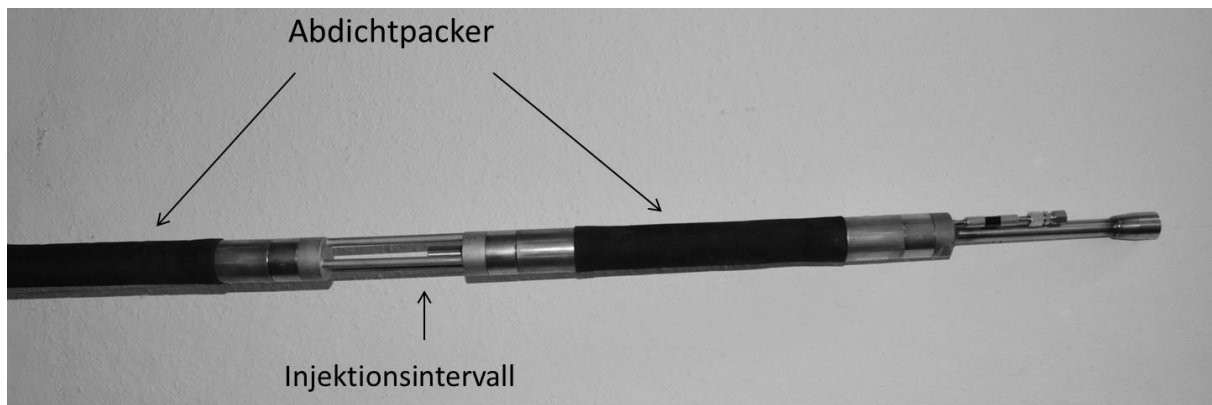


Abbildung 9: Doppelpackersonde

In den Injektionsraum wird Wasser mit hohem Druck verpresst bis der Bohrlochinnendruck den Induktionsdruck ( $p_{Fr}$ ) erreicht und demzufolge den Gebirgsdruck und die Gesteinszugfestigkeit übersteigt und somit ein Riss induziert wird. Wichtig hierbei ist eine langsame Erhöhung des Bohrlochinnendrucks, um den Induktionsdruck zu bestimmen und Risse zu erzeugen. Eine horizontale Orientierung der Risse ist anhand von Simulationen und bereits ermittelten in-situ Spannungsmessungen zu vermuten.

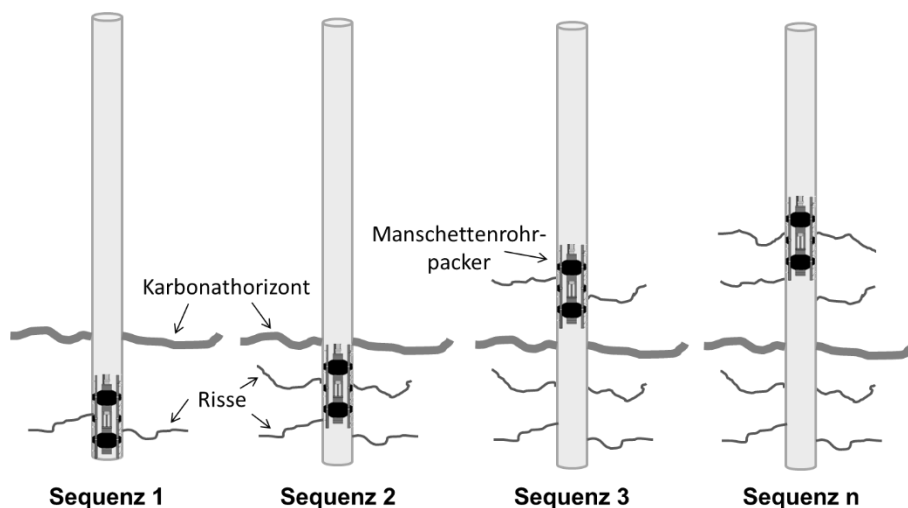


Abbildung 10: Sequenzielle Konditionierung

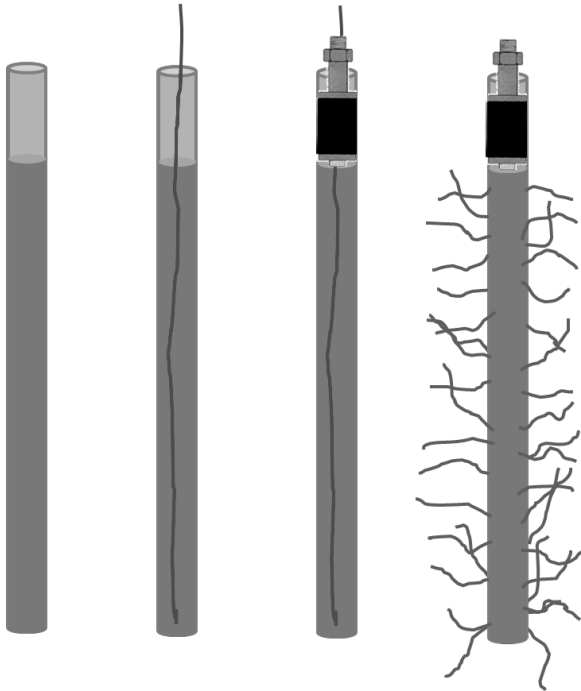
Die Konditionierung der Produktionsbohrung mittels Doppelpackersonde erfolgt in mehreren Sequenzen in verschiedenen Horizonten des Bohrlochs (Abbildung 10). Dem geht eine detaillierte Bohrlocherkundung anhand der Kernbohrungen voraus, anhand dessen bereits geklüftete Horizonte oder Bereiche mit hohen Karbonatanteilen, welche hemmend auf den Laugungsprozess wirken, von der Konditionierung ausgeschlossen werden können. Die Risserzeugung erfolgt vom Bohrlochtiefsten beginnend über die gesamte Länge des Bohrlochs, jedoch nur in den integren Bereichen. Die einzelnen Abstände der Konditionierungshorizonte orientieren sich dabei an der Position der induzierten Risse der vorherigen Sequenz. Die Konditionierung über die gesamte Bohrlochlänge in einem Arbeitsgang ist nur schwierig realisierbar, da mit der Erzeugung eines Risses die Bohrlochintegrität nicht mehr gegeben ist und sich kein Druck mehr aufbauen kann.

### 3.2 Wasserdruck-Sprengungen

Ein weiterer Ansatz zur Erhöhung der Permeabilität im Erzgang in Form von Fließ- und Strömungswegen ist die Wasserdruck-Sprengung als Kombination der hydraulischen Kluftherzeugung und dem Einsatz von Sprengstoff. Hierbei werden hohe dynamische Drücke durch das Zünden von Sprengstoff erzeugt und mittels Wasser als inkompressibles Kupplungsmedium auf die Bohrlochwand übertragen (Huang et al., 2011).

Im Gegensatz zur reinen hydraulischen Konditionierung bietet dieser Ansatz das Potential eine Vielzahl von Mikrorissen an der Bohrlochwand in einem Schritt zu generieren. Bei der hydraulischen Kluftherzeugung wird nur ein Riss erzeugt, da nach der

Konditionierung die Bohrlochintegrität nicht mehr gegeben ist und sich somit kein Druck mehr an der Bohrlochwand aufbauen kann. Aufgrund der hohen Detonationsgeschwindigkeit der verwendeten Sprengschnur (ca. 7000 m/s) wirkt der dynamische Druck schlagartig auf die Bohrlochwand und überwindet die Zugfestigkeit der Formation an mehreren Stellen.



**Abbildung 11: Arbeitsschritte der Wasserdruck-Sprengung**

Zur Vorbereitung der Wasserdruck-Sprengung sind mehrere Arbeitsschritte notwendig (Abbildung 11). Nach der Erstellung der Aufgabebohrung mit einer Länge von ca. 5 - 6 m wird diese mit Wasser gefüllt und die Sprengschnur eingeführt. Im Anschluss wird das Bohrloch abgedichtet und durch weiteres Verpressen von Wasser vorgespannt. Als letzter Arbeitsschritt erfolgt das Zünden der Sprengschnur und damit die Konditionierung des Erzkörpers im Bereich zwischen Aufgabe- und Drainagebohrloch.

Zu untersuchen bleibt jedoch, welche Breite, Länge und Orientierung die Risse haben. Aufgrund der hohen dynamischen Energiefreisetzung ist davon auszu-

gehen, dass sich Risse radial an der Bohrlochwand in verschiedene Richtungen und nicht nur zwingend in der horizontalen Ebene in Richtung des benachbarten Drainagebohrlochs ausbilden. Um eine unkontrollierte Zerstörung des bohrlochnahen Bereichs zu verhindern, muss ähnlich wie bei der Spaltsprengung eine entsprechende Lademenge gewählt werden. Dies erlaubt eine gewisse Orientierung der Risse innerhalb der Ebene zwischen den benachbarten Bohrlöchern. Zum Einsatz kommen hierbei eine Lademenge von 20 g/m bzw. 40 g/m Sprengschnur mit entsprechend unterschiedlichen Längen der eingesetzten Sprengschnur. Hierzu wurden Simulationen durchgeführt, deren Zuverlässigkeit jedoch erst mit der Durchführung der Versuche überprüft werden kann. Die benötigte Menge an Sprengstoff und damit einhergehend die jeweils eingesetzte Menge an Sprengstoff ist abhängig vom Abstand der Bohrlöcher und damit der Länge der Risse sowie der einaxialen Druckfestigkeit des Gesteins.

#### 4 Zusammenfassung

Die Untersuchung von verschiedenen Konditionierungsmethoden in gering permeablen Erzformationen zum Zwecke der in-situ Laugung stellt eine Innovation in der Rohstoffgewinnung da und kann als Art Grundlagenforschung betrieben werden.

Zwar gab es in der Vergangenheit einige Pilotprojekte zum untertägigen Laugungsbergbau basierend auf bakteriellen Aktivitäten. Aber nahezu jedes Projekt hat sich ausschließlich auf die Konditionierung mittels konventionellen Sprengens bezogen. Dies löst jedoch nicht die Probleme mit der Volumenzunahme des gesprengten Haufwerks, was zum einen die Entnahme des überflüssigen Haufwerks zur Folge hat. Zum anderen ist die Erstellung von Hohlräumen bzw. die untertägige Streckenauffahrung notwendig. Daher können diese Varianten als eine Art modifizierte Haufenlaugung unter Tage angesehen werden.

Die hier beschriebenen Ansätze zur Konditionierung orientieren sich jedoch an Verfahren in der Erdöl- und Erdgasindustrie sowie der Gebirgsmechanik. Die Erzeugung von Rissen in Formationen mittels Hochdrucksonde wird beispielsweise zur Bestimmung von in-situ Spannungsverhältnissen im Gebirge oder der Stimulierung von Klüften in Lagerstätten fossilen Ursprungs erfolgreich eingesetzt. Zusätzlich soll die Methode der Wasserdruck-Sprengung als innovativer Ansatz auf ihre Eignung der orientierten Riss-erzeugung unter in-situ Bedingungen untersucht werden.

Im Rahmen des Forschungsvorhabens wird die Eignung dieser Konditionierungsmethoden in einem untertägigen Versuchsstand im Realmaßstab untersucht werden. Weiterhin untersuchen andere Teilprojekte des Forschungszentrums Möglichkeiten zur Aufkonzentration der abgezogenen Lauge im Grubengebäude sowie die Eignung entsprechender Bakterienkulturen. Die Erkenntnisse dieser Grundlagenforschung sollen später auf weitere Großversuche übertragen werden.

## Literaturverzeichnis

- Allen, O.A.; Roberts, A.P.; Production Operations Vol. 2; Well Completions, Workover, and Stimulation. Oil & Gas Consultants International, Inc.; 1997, Tulsa, Oklahoma, U.S.A.
- Brierley, C.L.: How will biomining be applied in future?, Transactions of Nonferrous Metals Society of China 18 (2008): 1302-1310.
- European Commission, 2010. Critical raw materials for the EU. Report of the ad-hoc working group on defining critical raw materials. (Webversion 30.7.2010)
- Huang, B.; Liu, C.; Fu, J.; Guan, H.; Hydraulic fracturing after water pressure control blasting for increased fracturing. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 48 (2011) 976-983
- Johnson, D.B., Development and application of biotechnologies in the metal mining industry. Environmental Science and Pollution Research (2013) 20: 7768-7776
- Konietzky, H.; Weber, F.; Yildizdag, K.; Hydraulic Fracturing. Internes Statuspapier 2015, Institut für Geotechnik, TU Bergakademie Freiberg
- Leiva, E.; Preconditioning with hydraulic fracturing. Chief Preaconditioning and Development Unit. Presentation on visit at Codelco Mine El Teniente, Chile, 2013
- Rossi, G, 1990. Biohydrometallurgy. McGraw-Hill, Hamburg

Seifert, T.; Sandmann, D.; Mineralogy and geochemistry of indium-bearing polymetallic vein-type deposits: Implications for host minerals from the Freiberg district, Eastern Erzgebirge, Germany. 2006. Ore Geology Reviews (28 (2006) 1-31

Schippers, A.; Biomining zur Metallextraktion aus Erzen und Abfällen. 2009. Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR), Hannover, Germany. Published: Technologietransfer AMS online 2009. URL: <http://www.advanced-mining.com/interaktiv.php?id=01/2009> (Zugriff 01/14)

**Prof. Dr.-Ing. Helmut Mischo**

Helmut.Mischo@mabb.tu-freiberg.de

**Dipl.-Ing. Ralf Schlüter**

ralf.schlueter@mabb.tu-freiberg.de

Institut für Bergbau und Spezialtiefbau  
TU Bergakademie Freiberg  
Fuchsmühlenweg 9  
09599 Freiberg





# **Einfluss von abweichenden Bohrloch-Rastern auf die Zerkleinerung, die Rauigkeit der entstehenden Bruchwand und die Rissausbreitung ins anstehende Gebirge in kleinmaßstäblichen Sprengversuchen**

Dr. mont. Radoslava Ivanova  
Austin Powder Germany GmbH  
Prof. Dr.mont.h.c. Dr.tekn. Finn Ouchterlony  
Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont. Peter Moser  
Montanuniversität Leoben

## **Zusammenfassung**

Diese Beitrag fasst die Ergebnisse von 15 Sprengversuchen im Kleinmaßstab zusammen, welche mit dem Ziel der Untersuchung des Einflusses von Bohrlochabweichungen auf die Zerkleinerung durchgeführt wurden. Zusätzlich wurde die Schädigung durch Untersuchung der Bruchwandbeschaffenheit sowie der ins anstehende Gebirge eingetragenen Risse quantifiziert. Fünf verschiedene Bohrraster, basierend auf drei Reihen mit jeweils sieben Bohrlöchern wurden untersucht. Als Referenz diente ein Bohrraster mit einer Vorgabe von 70 mm und 95 mm Seitenabstand. Dem gegenübergestellt wurden vier Bohrraster mit Variationen nur der Vorgabe oder einer Kombination von Vorgabe und Seitenabstand. Die untersuchten Bohrlochabweichungen waren stochastisch oder systematisch.

Die Analyse der Zerkleinerung zeigte, dass weder stochastische noch systematische Variationen der Bohrlochverläufe signifikanten Einfluss auf die Siebkurven haben. Da weder  $x_{50}$  noch  $n$  beeinflusst wurden, lassen diese Ergebnisse darauf schließen, dass die Zerkleinerung bei den untersuchten Bedingungen unverändert ist.

Die Beschaffenheit der gesprengten Bruchwand wurde nach jeder Sprengung anhand des Verlaufs von drei horizontalen Konturlinien aus dem 3D-Modell der Bruchwand bewertet. Die Auswertung des Modells wurde mit MATLAB durchgeführt und dem Rückriss und Rauigkeit beschrieben wurden.

Die Auswertung der Bruchwandbeschaffenheit zeigte, dass in vier der sechs untersuchten Bohrschemata resultierte die zweite Reihe in mehr Rückriss als die erste Reihe. Die Sprengversuche in der dritten Reihe resultierten in homogener ausgebildeten Oberflächen, unabhängig vom gewählten Bohrschema.

Die erzeugten Risse hinter der dritten Reihe wurden mittels Farbeindringmittel visualisiert und quantifiziert. Die Risse wurden in elf Rissfamilien gemäß dem Winkel, der Länge, der Verbindungen und deren Ursprung kategorisiert. Fünf der elf detektierten Rissfamilien zeigten einen Einfluss der Bohrlochabweichungen, sowie dass die sechs untersuchten Bohrschemata unterschiedliche Schädigungen hervorriefen. Die Resul-

tate wurden in Relation gesetzt mit den Ergebnissen der Zerkleinerung, der Oberflächenbeschaffenheit. Somit konnte verifiziert werden, wie die erzeugten Risse durch vorangehende Sprengungen die Zerkleinerung und Schädigung von folgenden Sprengungen beeinflussen.

## **Einführung**

Es ist wenig darüber bekannt, inwieweit die Bohrlochabweichungen die Korngrößenverteilung beeinflussen. Die meisten der bisherigen Arbeiten diskutieren Bohrlochabweichungen gemeinsam mit anderen Problemen, die im Zusammenhang mit guter Sprengpraktiken stehen (Nielsen und Kristiansen, 1996, Olsen 2009, Giltner und Koski, 2010).

Lownds (1983) untersuchte die Auswirkungen von verschiedenen Variablen (spezifische Ladung, Sprenraster, Bohrgenauigkeit und Verzögerungszeit) auf die Fragmentierung, basierend auf dem Modellieren von Bankstrahlen in Kimberlite mit dem SAB-REX Computerblastmodell. Er fand heraus, dass eine Erhöhung der Bohrabweichungen nur eine geringe Auswirkung auf die charakteristische Fragmentgröße  $x_c$ , aber eine signifikante Auswirkung auf die Größenverteilung hat, konkret z.B. durch eine Veränderung bei  $n$ , den Gleichförmigkeitskoeffizienten der Rosin-Rammler-Funktion (Rosin und Rammler, 1933). Das gemeinsame Kuz-Ram-Modell (Cunningham, 1983, 1987, 2005) basiert seine Prädiktionsgleichung für  $n$  auf Lownds (1983) Befunden, prognostiziert jedoch keinen Einfluss auf die mittlere Fragmentgröße  $x_{50}$ . Cunningham (1987) empfahl,  $n$  um 10 % zu erhöhen, wenn das Bohrraster gestaffelt ist.

Eine kürzlich durchgeführte Studie in einer Steinbruch- und Platinmine in Südafrika (Sellers, Kotze und Mthlane, 2013) maß die Auswirkungen der Bohrgenauigkeit auf die Fragmentierung. Bohrlochabweichungen wurden gemessen, und die Fragmentierung wurde mittels Split Desktop-Software, basierend auf manuell abgegrenzten Bildern, ausgewertet. Die Ergebnisse wurden in Form einer mittleren (charakteristischen) Fragmentgröße angegeben, die mit  $x_c$  und  $n$  bezeichnet wird.

Die Studie zeigte, dass es eine signifikante Verbesserung bei  $x_c$  und  $n$  gibt, wenn man die Bohrlochabweichungen verringert. Die Studie zeigte weiter, dass sich der Mittelwert von 242,3 mm auf 188,5 mm verringert und sich  $n$  von 0,89 auf 1,24 erhöht.

Diese Ergebnisse stehen im Widerspruch zu dem Kuz-Ram-Modell. Ouchterlony (2015) überprüfte die Sellers Daten und stellte fest, dass die Rosin-Rammler-Kurve eine schlechte Beschreibung für die Siebkurven ist und unterschiedliche Variationen bei  $n$  ergibt.

Unter Verwendung der abgekürzten Rosin-Rammler-Verteilung, die auch einen oberen Fragmentgrößenparameter  $x_{\max}$  aufweist, verbessern sich die Kurvenanpassungen bei den Feinteilchen und Grobbereichen erheblich. Noch wichtiger ist, dass, während des verbesserten Bohrens sich die charakteristische Fragmentgröße  $x_c$  von 238 auf 187 mm oder  $x_{50}$  von 177 auf 143 mm verringert und der n-Wert nur geringfügig von 0,86 auf 0,91 ansteigt. Wir haben also zwei widersprüchliche Erfahrungen:

Das Kuz-Ram-Modell und Lownds (1983) sagen voraus, dass n, aber nicht  $x_{50}$ , (oder  $x_c$ ) durch Bohrlochabweichungen beeinflusst wird (basierend auf Modellierung)

Sellers, Kotze und Mthlane (2013) zeigen, dass die Bohrlochabweichungen  $x_{50}$  und  $x_c$ , aber kaum n beeinflussen (basierend auf Tests)

Darüber hinaus sollte der Vorschlag, dass n um 10 % erhöht werden sollte, wenn das Bohrmuster gestaffelt ist (Cunningham, 1987), ebenfalls untersucht werden.

Um zu untersuchen, wie Bohrlochabweichungen die Fragmentierung beeinflussen, wurden die gleichen kleinen Modell-Tests wie bei Johansson und Ouchterlony (2013) und Schimek, Ouchterlony und Moser (2013) durchgeführt. Dabei wurden drei verschiedene Bohrlochabweichungsraster und ein gestaffeltes Raster verwendet, um die Frage der Fragmentierung zu untersuchen. Zusätzlich wurden die Effekte des Bohrlochrasters auf die Oberflächenrauigkeit und den Beschaffenheit hinter den gestrahlten Reihen gemessen. 2013 und 2014 wurde jeweils eine Testserie durchgeführt. (Ivanova et al. 2015)

## **Versuchsaufbau**

Die Modellversuche der Blöcke wurden auf einem Sprengfeld, welches sich im Besitz der Montanuniversität Leoben (MUL) und in der Eisenerzgrube Erzberg, 30 km nördlich von Leoben befindet, durchgeführt. Der Mörtel ist gut definiert und zeigt eine ähnliche Zusammensetzung, wie bei den Gesteinssprengtest, weshalb reproduzierbare Fragmentationsergebnisse erzielt werden konnten (Johansson et al. 2008; Johansson and Ouchterlony 2013; Schimek, Ouchterlony and Moser 2013).

Die Blöcke wurden innerhalb einer Einpassung aus hochfestem Beton, welcher wiederum in einer äußeren Passung positioniert war (siehe Abbildung 1). Der Spalt zwischen innerer und äußerer Passung wurde mit verdichtetem Sand gefüllt, welcher 70 % der Energie der Sprengwellen in das umgebende Gestein übertrug (Maierhofer 2011).



**Abbildung 1: Versuchseinrichtung am Erzberg, die durch ihren Aufbau die Wellen von der Probe entweichen lässt. Die innere Aufnahme hat die genauen Maße des Probenkörpers.**

An den Seiten und der Rückseite wurde der Testblock unter Verwendung von schnell härtendem Zement, der ähnlich Materialeigenschaften wie die Blöcke zeigt, in die innere Passung gegossen, wodurch die Widerstandsdifferenzen minimiert wurden. Während des Versuchs wurde der eingezäunte Bereich mit Gummimatten und Filz abgedeckt, um Fragmente der Sprengung abzufangen.

Die Grundbestandteile und die Anteile des Magnetitbetons sind in Tabelle 1 dargestellt.

**Tabelle 1: Bestandteile des Magnetit-Zementblocks**

Zusammensetzung [%]	Testserie / Sprengzeitraum	
	2013	2014
Portlandcement CEM II / A-M 42.5 N	25.60	23.60
Wasser	12.65	19.44*
Glenium 361 (Fließmittel)	0.26	0.23
DCC- Defoamer	0.13	0.12
Magnetitpulver (Ferroxon 618)	29.65	27.35
Quartzsand 0.1 - 0.5 mm (ME 31)	31.70	-
Quartzsand 0.1 - 0.4 mm (ME 01-04)	-	29.24
Portlandcement CEM II / A-M 42.5 N	25.60	23.60

In Tabelle 1 wird der Unterschied des 2013 und 2014 verwendeten Quarzsandes bezüglich des Wassergehaltes und der Korngröße ersichtlich. Bei der Herstellung 2014 wurden zusätzlich 8 l Wasser für die vollständige Hydratation zum Rezept hinzugefügt.

Um die Sprengbarkeit der verschiedenen Chargen des Mörtels zu überprüfen, wurden Prüfzylinder mit einem Durchmesser von 138,5 mm und einer Höhe von 280 mm von jeder Charge hergestellt. Diese Zylinder wurden mit einer Sprengschnur (20 g/m) gesprengt, welche in einem Sprengbohrloch mit einem Durchmesser von 10 mm in den Prüfzylinder eingebracht wurde. Anschließend wurde eine Siebanalyse der Fragmente des Prüfzylinders durchgeführt, um eine Vergleichbarkeit der Fragmentationseigenschaften herstellen zu können.

### Prüfblöcke

Die Dimensionen der Prüfblöcke für die Sprengung betragen 660x280x210 mm (LxHxB). Diese Dimensionen stimmen mit jenen von Johansson and Ouchterlony (2013) überein. Im Labor wurden Bohrungen mit einem Durchmesser von 10 mm mit einem Kernbohrgerät hergestellt. Es wurden bei allen Blöcken drei Reihen mit je sieben Bohrlöchern, alle vertikal, angeordnet. Der Nennabstand betrug 95 mm und die Nennvorgabe 70 mm, was einem Abstand-Vorgabe-Verhältnis von 1,36 entspricht. Die Blöcke stehen auf Fördergurten. Geneigte Bohrlöcher wurde nicht verwendet, weil diese erstens schwierig zu bohren sind und zweitens, weil davon ausgegangen wurde, dass ein gerades Bohrloch mit gleichem Fehler im Ansatzpunkt, die gleiche Abweichung, wie die eines geneigten Bohrloches im Bohrlochtieferen mit idealem Ansatzpunkt einen größere Auswirkung auf die Fragmentierung zeigen würde.

### Sprengstoff und Verzögerungszeiten

Die Nennverzögerung zwischen den Bohrlöchern wurde mit 73  $\mu$ s or 1.0 ms pro Meter Vorgabe gewählt, welche ausreichen groß ist, um Wechselwirkungen zwischen den Erschütterungswellen benachbarter Bohrlöcher zu verhindern und hinreichend gering, um großflächige Rissbildung zu verhindern. Die Verzögerung wurde unter Verwendung von Sprengschnur (5 g/m), welche in Schleifen auf einem Fördergurt liegen, sichergestellt. Diese Anordnung wurde genutzt, um die Passung vor der Detonation der zeitverzögerten Sprengschnur zu schützen. Die Sprengung wurde unter Verwendung einer Sprengschnur (20 g/m) und einer Zündung vom Bohrlochmund initiiert. Die Zündung der Reihen erfolgte von der rechten zur linken Seite eines Blockes.

## Struktur der Abweichungen

### Sprengzeitraum 2013

Für den Zeitraum 2013 wurden die Schwankungen der Abstände behoben, weil das Kuz-Ram Model impliziert, dass eine durchschnittliche Schwankung der Abstände keinen Einfluss auf den spezifischen Sprengstoffbedarf und somit auch nicht auf  $x_{50}$  hat. Der Einfluss von  $n$  kann nicht auf null reduziert werden, aber die durchschnittliche Korngrößenverteilung zweier Teile eines Teils der Sprengung mit unterschiedlichen spezifischen Sprengstoffbedarf, aber bei gleichem  $n$  würde es flacher und somit durch eine geringere  $n$ -Wert charakterisiert. Systematische Abweichungen der Vorgabe können jedoch lokale Abweichungen des spezifischen Sprengstoffbedarfes zeigen, welche  $x_{50}$  beeinflusst. Somit wurden Bohrlöcher mit zufälligen, reihenweise unkorrelierten Abweichungen in den Vorgaben genutzt.

Die folgenden Schritte wurden durchgeführt:

1. Als Grundlage diente ein einfaches rechteckiges Bohrraster.
2. Eine Serie von 200 pseudo-zufälligen Zahlen im Bereich von -1 bis 1 wurden angenommen und 13 Sequenzen von sieben aufeinanderfolgenden Nummern mit einem durchschnittlichen Wert innerhalb von  $\pm 0,025$  pro Satz ausgewählt.
3. Die 13 Sequenzen wurden gegeneinander angepasst und Paare mit einem Zwischenreihen-Korrelationsfaktor von  $|r| < 0,01$  gewählt.
4. Eine Kombination von drei Sequenzen mit sehr geringen Korrelationen in einer Reihe, die nahezu ein stochastisches Muster bildet, wurde gewählt, um Fehler im Ansatzpunkt in Vorgabenrichtung  $z$  erhalten.
5. Die Kombination der Nummern 13-7-3 entsprechend der Kombinationen der Sequenzen aus 13 (Reihe 1), 7 (Reihe 2) und 3 (Reihe 3). Die Standardabweichung von zwei Kombinationen beträgt  $0,637 - 0,638$ . Wenn die geometrischen Positionen der Bohrlöcher aufwärts (große Vorgabe) mit den Bohrlöchern abwärts (kleine Vorgabe) hinzugefügt wurden, ist das Ergebnis annähernd Null (innerhalb  $\pm 0,025$ ). Dadurch wurden ein nahezu konstantes Ausbruchsvolumen und damit ein durchschnittlicher spezifischer Sprengstoffverbrauch pro Reihe erreicht.
6. Die maximale Abweichung von der Geraden wurde mit 25 mm festgelegt. So ist  $SD=0,638*25\approx 15,9$  mm oder in relativen Bezug  $SD/B=15,9/70=0,23$  in unserem Modell vergleichbar mit Sellers, Kotze and Mthalane (2013) in der Standardabweichung (SD), relativ zur Vorgabe (B). Somit sollte nach dem Kuz-Ram Modell,  $n \propto (1-SD/B)$  um etwa 25 % abnehmen.
7. Es wurden zwei Kombinationen von stichprobenartig ausgewählten Bohrlöcherabweichungsmustern getestet: Kombination 13-7-3 (1.Vorgabenabweichung) und Kombination 2-3-7 (2. Vorgabenabweichung).

## Sprengzeitraum 2014

Für den Zeitraum 2014 wurden zwei Änderungen eingeführt: stochastische Ansatzfehler bezüglich des Abstandes und der Vorgabe (B+S Abweichung), sowie systematische Ansatzfehler bezüglich des Abstandes ( $\pm S/4$  Schicht), wie zum Beispiel ein gestaffeltes Raster.

Die folgenden Schritte wurden für die Erstellung der stochastischen Vorgabe- und Abstandsabweichungen durchgeführt:

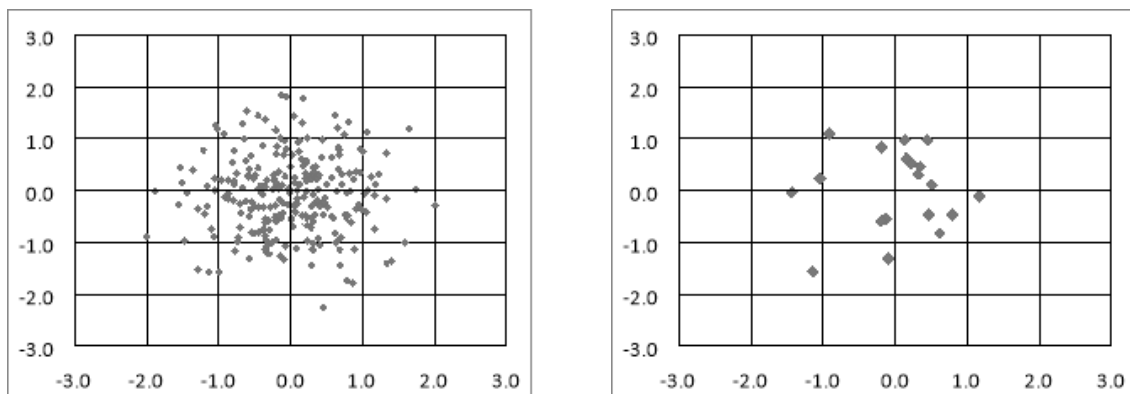
1. Als Grundlage diente das gleiche rechteckige Bohrraster.
2. Zwei Rubriken mit 250 zufällig gewählten einheitlichen Variablen mit einem Korrelationsfaktor von  $|r| < 0,01$  wurden unter Nutzung von  $\Delta x$  und  $\Delta y$  für die Darstellung der Abweichung von Abstand (x) und Vorgabe (y) genutzt.
3. Unter Anwendung der Box-Muller Methode (Box and Muller, 1958) wurden zwei Rubriken von normalverteilten Zahlen mit dem Mittelwert 0 und einer Varianz von 0,75 berechnet. Die Zahlen folgten der bivarianten Normalverteilung.
4. Die Arbeit mit zwei unabhängigen Parametern zur gleichen Zeit, machte es schwieriger die gleichen Kriterien wie allein für die Vorgabeabweichungen von 2013 zu erfüllen. Es konnten sieben Sequenzen gepaarter Nummern gefunden werden:
  - 1)  $|\text{mean}(\Delta x)| < 0,2$  und  $|\text{mean}(\Delta y)| < 0,1$ ,
  - 2)  $|\text{corr.}(\Delta x, \Delta y)| < 0,2$  und
  - 3)  $|\text{stdev}(\Delta x) - \text{stdev}(\Delta y)| < 0,2$ .
5. Bei allen Paaren der Sequenzen wurden die  $\Delta x$ -Werte mit  $\Delta x$ - und die  $\Delta y$ -Werte mit  $\Delta y$ -Korrelationen berechnet. Bei denjenigen Paare wo beide  $|\text{corr.}| < 0.4$  entsprachen, wurden als benachbarte Reihen in Bezug auf den Abweichungsfehler anerkannt.
6. Ein Verstärkungsfaktor von  $\lambda = 20$  mm wurde so gewählt, dass  $\Delta S = \lambda \cdot \Delta x$  der Abweichungsfehler in S-Richtung und  $\Delta B = \lambda \cdot \Delta y$  die Abweichung in B-Richtung. Dies entspricht einer Bohrlochabweichung  $SD/B$  von 0,15 oder die gleiche Abweichung, wie bei Sellers, Kotze and Mthalane (2013) im Falle von einer normalen Bohranwendung.
7. Das Sprenggraster wurde kartiert, sowie Vorgabe und die Position der Eckbohrlöcher überprüft.

Die Start- und Enddiagramme der Bull's-Eye Anzeige für  $\Delta x$  und  $\Delta y$  sind in Abbildung 2 zu sehen.

Als Ergebnis der oben genannten Festlegungen wurden die folgenden Kriterien erfüllt:

1. Sprengraster mit nahezu unkorrelierten Ansatzfehlern  $\Delta S$  und  $\Delta B$ ;
2. Sprengraster mit nahezu unkorrelierten Ansatzfehlern zwischen den Reihen.
3. Sprengraster mit nahezu gleichen durchschnittlichen Ausbruchsvolumen für jede Reihe und als deren Konsequenz ein nahezu gleicher Nennwert des spezifischen Sprengstoffbedarfes.
4. Sprengraster, wo Ansatzfehler in Richtung Vorgabe und Abstand vorhanden sind, können separat oder zusammen getestet werden.

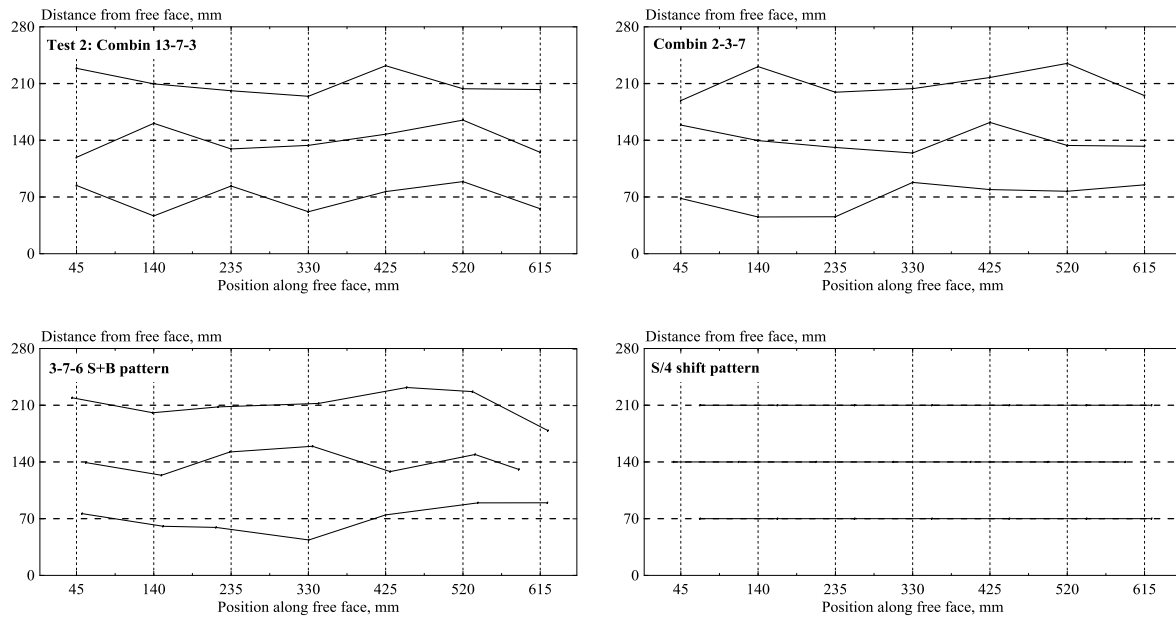
Die zweite Gestaltung für den Sprengzeitraum 2014 war ein gestaffeltes Raster, welches durch Verschieben des Bohrlochansatzpunktes seitwärts in jeder Reihe um  $+S/4$  in der ersten Reihe,  $-S/4$  in der zweiten Reihe und  $+S/4$  in der dritten Reihe um die Randeffekte in einem Block zu minimieren.



**Abbildung 2: Bull's eye“ Diagrammen: Bivariate Normalverteilung mit St.Abw.von 0,75, erstellt mit 250 Box-Muller-Paaren ( $\Delta x$ ,  $\Delta y$ ) (links) und gewählt 21 Werte (rechts)**

Die Abbildung 3 zeigt ausgewählte Bohrlochabweichungsraster der Sprengzeiträume 2013 und 2014. Im Zeitraum 2013 wurden zwei Blöcke pro Raster und im Zeitraum 2014 drei Blöcke pro Raster gesprengt.





**Abbildung 3: Bohrschemen:**

**Oben Versuchsreihe 2013: links 13-7-3 (Erste Abweichung in der Vorgabe) und rechts 2-3-7 (Zweite Abweichung der Vorgabe);**

**Unten Versuchsreihe 2014: links 3-7-6 (Verschiedene Seitenabstände und Vorgaben) und rechts  $\pm S/4$  (Verschiebung der Seitenabstände)**

## Siebanalysen und Datenauswertung

Nach jeder Sprengung wurde das gesprengte Material zusammengetragen und einer Siebanalyse unterzogen. Die Siebung wurde wie folgend durchgeführt (Grasedieck, 2006): Die Körner des gröberen Materials wurden einzeln analysiert, indem man sie händisch durch die Maschen der Siebe steckte. Die Siebe, die für dieses Verfahren verwendet wurden, waren: 125; 100; 80; 63; 50; 40; 31.5; 25; 20; 14; 12.5; 10 mm. Das feinere Material wurde händisch unter Verwendung der folgenden Siebgrößen gesiebt: 6.3; 4; 2; 1; 0.5 mm.

Die Daten der Siebanalyse wurden als kumulative Verteilungsfunktion (CDF) des Maschendurchganges zur Maschengröße  $x$  und des spezifischen prozentualen  $x$ -Wertes,  $x_{30}$ ,  $x_{50}$  und  $x_{80}$  entsprechend des Maschendurchganges bei 30 %, 50 % and 80 %, linear interpoliert.

Als eine passende Funktion wurde die Swebrec-Verteilung (Ouchterlony 2005, 2009) verwendet, da sie besser paste als die meisten anderen Funktionen (Sanchidrián et al. 2009, 2012). Zusätzlich wurden aus den interpolierten Perzentilgrößen  $x_{80}$  and  $x_{30}$  der Siebdaten die äquivalenten  $n$ -Werte berechnet.

## Untersuchung von sprengbedingten Schäden

Die Untersuchung der durch die Sprengung bedingten Schäden erfolgte durch die Messung der Oberflächenrauigkeit der entstanden Bruchflächen, der Rissentwicklung nach der Sprengung mit Bohrlochabweichungen und Referenzsprengungen (ohne Bohrlochabweichungen).

### Analyse der Oberflächenrauigkeit

Nach jeder Reihensprengung wurden die entstanden Bruchflächen mit einem 3D-Kamerasystem, 3G BlastMetrix (Moser et al. 2006), fotografiert. Aus diesen Bildern wurden mit der bekannten Geometrie der Begrenzungen (auf der Oberseite des Blocks) und den Fluchtstäben (an der Unterseite des Blocks) dreidimensionale Bilder der Bruchflächen erzeugt.

Aus den dreidimensionalen Bildern wurden drei horizontale Konturlinien entnommen: bei 50, 100 und 150 mm der Blockhöhe. Mit Hilfe von MATLAB® (by MathWorks, Inc.) wurde der mittlere Abstand der einzelnen Datenpunkte (1000 Punkte/m) zur gebohrten Referenzlinie ( $D_{\text{Mean}}$ ) als Minder-/Mehrausbruchparameter berechnet. Zusätzlich wurde die normierte Böschungsneigung ( $S_{\text{Norm}}$ ) der einzelnen Konturlinien (bei 50, 100 und 150 mm) als Mikrorauigkeitsparameter der Bruchoberfläche berechnet. Die Mikrorauigkeit ist eine Funktion der Neigung der Verbindungslinie zwischen zwei Datenpunkten, gemessen von der linken Seite des Blocks und der Oberflächenlänge zwischen Bohrloch 1 und 7.

### Rissdetektion an der Oberfläche

Rissdetektion an der Oberfläche der Testblöcke Während der Testserie 2014 wurde die Oberseite nach jeder Reihensprengung mittels Farbeindringprüfung auf Risse untersucht und Fotos angefertigt (siehe Abbildung 4). Zur Visualisierung und Bewertung der internen Schädigung durch Risse wurde in AutoCAD(R) (Autodesk, Inc.) ein maßstäbliches 3D-Modell erstellt.

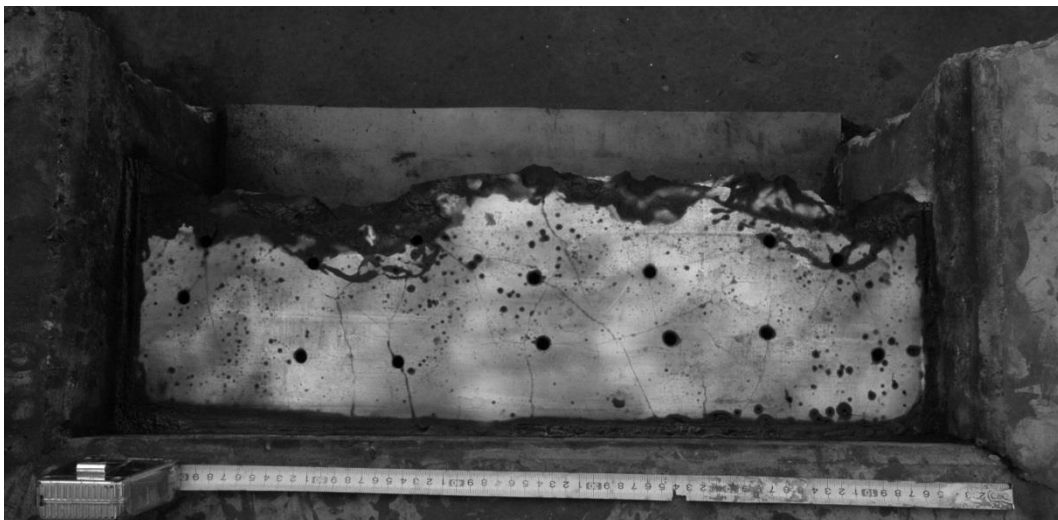
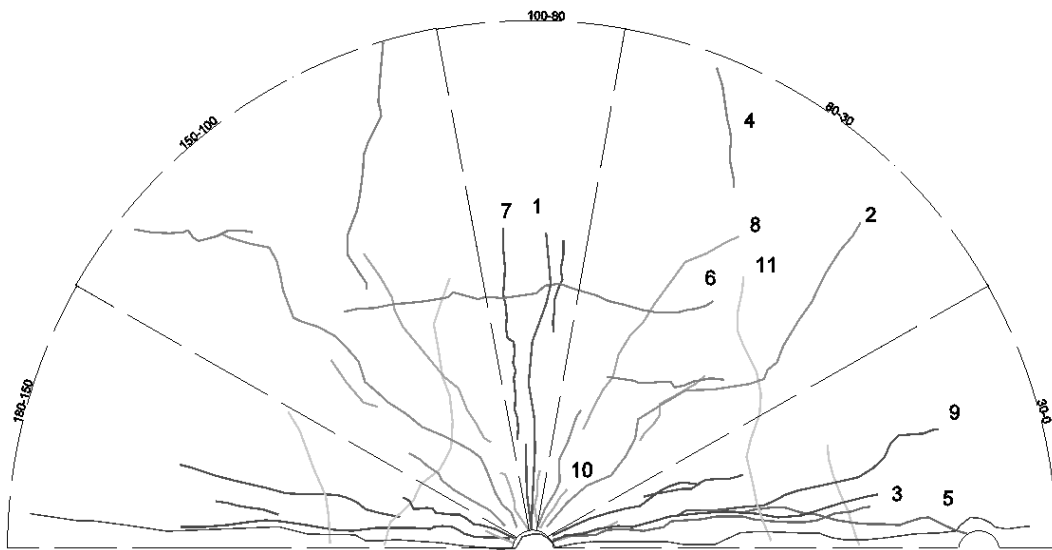


Abbildung 4: Aufnahme der Risse an der Oberfläche des Testblocks.

Die identifizierten Risse wurden anhand von Länge, Winkel und Ausgangspunkt in elf Klassen eingeteilt (siehe Abbildung 5) und statistisch ausgewertet.

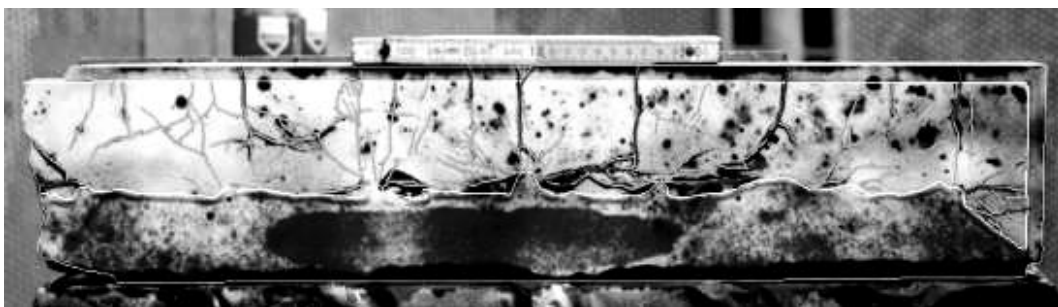


**Abbildung 5: Einteilung der Risse in verschiedene Gruppen**

- 1) Radiale Risse im Sektor  $80^{\circ} - 100^{\circ}$  die mit dem Bohrloch verbunden sind;
- 2) wie 1 nur in den Sektoren  $30^{\circ} - 80^{\circ}$  und  $100^{\circ} - 150^{\circ}$ ;
- 3) wie 1 nur in den Sektoren  $0^{\circ} - 30^{\circ}$  und  $150^{\circ} - 180^{\circ}$ ;
- 4) Risse normal auf die Oberfläche %
- 5) Risse im Oberflächenbereich die benachbarte Bohrlöcher verbinden;
- 6) Risse innerhalb des Blocks parallel zur Oberfläche
- 7) wie 1 nur nicht vom Bohrloch ausgehend;
- 8) wie 2 nur nicht vom Bohrloch ausgehend;
- 9) wie 3 nur nicht vom Bohrloch ausgehend;
- 10) Kurze radial um das Bohrloch liegende Risse  $< 3\text{cm}$ ;
- 11) Risse die direkt normal von der Oberfläche ins Innere des Blocks verlaufen

### Rissdetektion an den Schnittflächen

Nach Abschluss der Sprengversuche wurde der verbleibende Rest des Versuchsblocks durch Schnellzement stabilisiert, aus dem Joch ausgebaut und im Labor weiter untersucht. Dazu wurden die Proben in horizontale Scheiben geschnitten, die Risse mittels Farbeindringverfahren erfasst (siehe Abbildung 6), gezählt und statistisch ausgewertet.



**Abbildung 6: Aufnahme der Oberflächenrisse in einer Schnittfläche des Blocks**

Als Maß für die induzierten Schädigung wurde die mittlere Rissdichte (mean crack density, MCD) ermittelt. Dazu wurden die Schnittfläche in einem 2 x 2 cm Raster aufgeteilt, die Anzahl der Risse pro Zelle ermittelt und der Mittelwert über die gesamte Fläche ermittelt.

## Ergebnisse

### Materialeigenschaften

Von jeder produzierten Charge Magnetitmörtel wurden zusätzlich zu den Versuchsblöcken weitere Proben zur Analyse der Materialparameter gegossen und Bohrkerne mit 50 mm Durchmesser erstellt. Dadurch sollten Schwankungen in den Materialeigenschaften erkannt werden, die einen Einfluss auf die Zerkleinerungsergebnisse haben können. Die Ergebnisse dieser Untersuchungen sind in Tabelle 2 dargestellt.

**Tabelle 2: Materialeigenschaften des Mörtels aus den Kernbohrungen**

Materialeigenschaft	2013 (9 Proben)		2014 (14 Proben)		Einheit
	Mittelwert	StAbw	Mittelwert	StAbw	
Dichte	2,273	10	1,986	35	kg/m <sup>3</sup>
Gesteinsdruckfestigkeit	58,1	5,5	35,8	4,6	MPa
Spaltzugfestigkeit	5,52	0,09	3,56	0,56	MPa
E-Modul	23,9	0,5	14,0	0,9	GPa
Poissonzahl	0,12	0,01	0,17	0,03	-
P-Wellen-Modul	3756	79	3056	36	m/s
S-Wellen-Modul	N/A		1989	36	m/s

Die mittlere Mörteldichte lag im Jahr 2014 um 13 % niedriger als 2013. Abgesehen von der Poissonzahl waren alle Parameter im Jahr 2014 niedriger als 2013.

**Tabelle 3: Siebparameter der Zylinder**

Versuchsreihe	Charge	x <sub>30</sub> [mm]	x <sub>50</sub> [mm]	x <sub>80</sub> [mm]
2013	1	8,43	15,45	24,61
	2	8,78	15,92	26,43
	3	7,97	14,26	22,78
Mittelwert		8,39	15,21	24,61
StAbw		0,41	0,86	1,83
2014	1	8,10	13,24	22,23
	1	8,39	13,34	22,05
	2	8,06	13,61	24,43
	2	7,57	13,54	23,32
Mittelwert		8,03	13,43	23,01
StAbw		0,34	0,17	1,10

Zur Beurteilung der Sprengbarkeit des Magnetitmörtels wurden Zylindersprengversuche durchgeführt. Die Ergebnisse der Siebanalyse sind in Tabelle 3 zusammengefasst und zeigen eine gute Übereinstimmung zwischen den Chargen. Der Mittelwert des x<sub>50</sub> liegt 2014 um 12 % niedriger als 2013, was durch die geänderten Materialparameter (siehe Tabelle 2) erklärt werden kann. Eine einfaktorielle Varianzanalyse mit

95 % Signifikanzniveau zeigt dass es sich dabei um einen signifikanten Unterschied handelt.

### Zerkleinerungsergebnisse der Testserie 2013

In Tabelle 4 sind die x-Werte der Testserie 2013 dargestellt. Die Bezeichnung der Blöcke setzt sich aus Mörtelchargennummer (CH) und Blocknummer (B) zusammen.

**Tabelle 4: Siebparameter der Versuchsreihe 2013**

Block	Reihe	x <sub>30</sub> [mm]	x <sub>50</sub> [mm]	x <sub>80</sub> [mm]	Equivalenter n Wert (1,507/ln(x <sub>80</sub> / x <sub>30</sub> ))
CH01B03 (Referenz)	1	26,08	57,61	91,35	1,20*
	2	9,94	21,36	73,09	0,76
	3	8,50	17,51	43,12	0,93
CH01B05 (Referenz)	1	15,64	32,43	64,29	1,07*
	2	10,41	22,42	54,45	0,91
	3	7,71	14,54	37,00	0,96
CH01B02 (1. Abweichung der Vorgabe)	1	13,74	30,14	110,05	0,72*
	2	11,63	23,61	61,67	0,90
	3	10,12	19,95	52,05	0,92
CH01B04 (1. Abweichung der Vorgabe)	1	13,56	25,87	84,61	0,82*
	2	9,77	18,96	47,81	0,95
	3	7,53	13,86	33,84	1,00
CH03B01 (2. Abweichung der Vorgabe)	1	16,55	54,42	117,74	0,77*
	2	10,87	25,61	79,76	0,76
	3	8,96	18,09	46,15	0,92
CH03B02 (2. Abweichung der Vorgabe)	1	20,28	44,74	88,13	1,03
	2	9,53	24,53	79,05	0,71
	3	9,78	19,38	55,32	0,87

\*Werte in der Analyse nicht berücksichtigt, da es einen Knick in der Siebkurve im Bereich der Feinstteile und der Überkörnung gibt

Die Zerkleinerungsparameter zwischen den Blöcken mit gleichem Bohrschema zeigen eine schlechte Wiederholbarkeit. Der Varianzkoeffizient (coefficient of variation, COV, Standardabweichung/Mittelwert\*100 in %) der x<sub>50</sub>-Werte ist für die erste Reihe der Referenzblöcke mit 39 % und die dritte Reihe des ersten Bohrschema mit 30 % am schlechtesten. Die weiteren Werte liegen im Bereich 6 - 22 %. Der durchschnittliche relative Unterschied beträgt 18 %, dadurch ist es schwierig einen signifikanten Einfluss der geänderten Bohrschema zu identifizieren. Die entsprechenden n-Werte werden im Abschnitt zur Testserie 2014 gemeinsam mit den dortigen Ergebnissen betrachtet.

Der Median der Korngröße x<sub>50</sub> nimmt mit steigender Reihennummer ab (siehe Abbildung 7). Dieser Effekt wird auf die Vorkonditionierung des gesprengten Mörtels durch die vorangegangenen Sprengungen zurückgeführt (vgl. Johansson und Ouchterlony (2013) sowie Schimek, Ouchterlony und Moser (2013)). Das in der dritten Reihe gesprengte Material erfährt dabei eine Kondition durch die Sprengungen der ersten und zweiten Reihe.

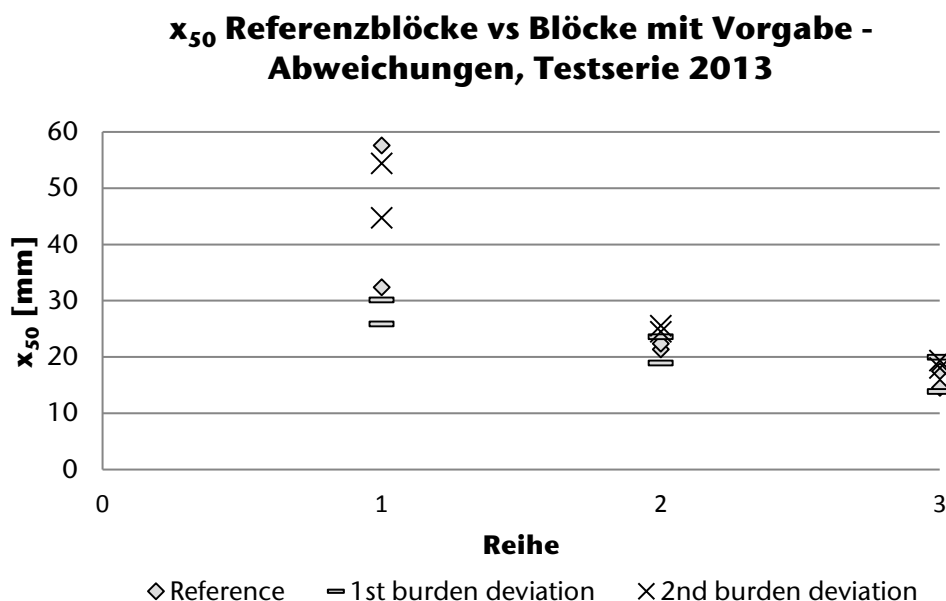


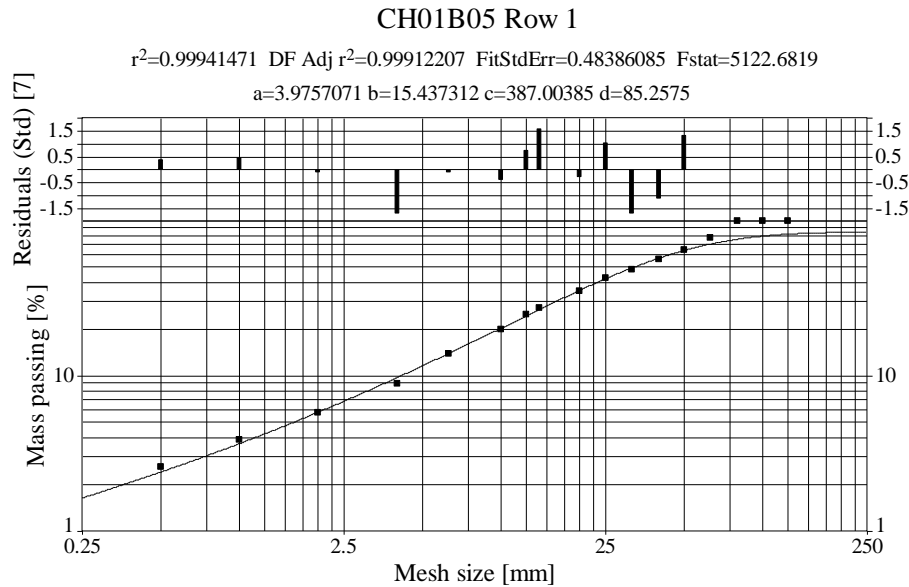
Abbildung 7: Die mittlerer Korngrößenverteilung  $x_{50}$  aufgetragen für die einzelnen Reihen der Versuche 2013

In der Fotodokumentation von Dal Farra (2012) und Navarro (2015) ist ersichtlich dass einige der nach der Sprengung der dritten Reihe vorhandenen Risse bereits durch die erste Sprengung erzeugt wurden. Die relative Variation der Zerkleinerungsparameter in der zweiten und dritten Reihe erscheint geringer, verglichen mit der ersten Reihe.

Der Median der Korngröße der ersten Reihen der Blöcke CH01B03, CH03B01 und CH03B02 ist größer als die halbe nominelle Vorgabe ( $B/2$ ) von 35 mm. Dies korrespondiert mit einem Zerkleinerungsverhalten welches als „Staub und Brocken“ (dust and boulders) beschrieben werden kann und relativ wenige große Blöcke sowie einen hohen Feingutanteil aufweist (vgl. Ouchterlony und Moser 2013). Ähnliche Ergebnisse beschreiben auch Johansson und Ouchterlony (2013), die in diesem Mechanismus einen möglichen Einflussfaktor für die große Streuung der Zerkleinerungsparameter in der Ersten Reihe sehen.

Die Korngrößenverteilung der ersten Reihe des Referenzblocks CH01B05 (Abbildung 8) zeigt dieses charakteristische „Staub und Brocken“ Verhalten. Als Ausgleichskurve ist eine 5-Parameter Swebrec-Funktion aufgetragen.

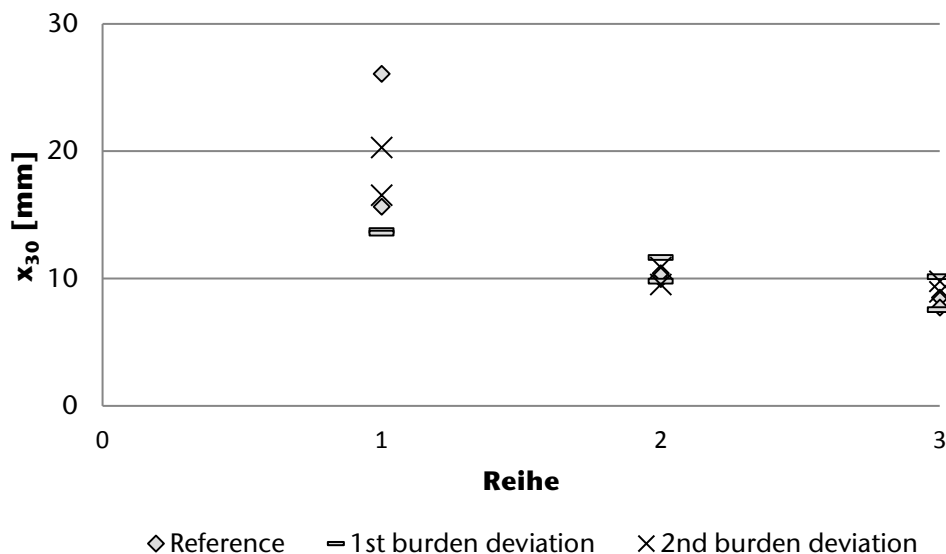
Der Feinanteil lässt sich durch Swebrec-Funktionen mit einer Amplitude kleiner als 100 % ( $d=95$  %) gut beschreiben. Durch die geringe Anzahl großer Brocken ist die Beschreibung der Zerkleinerung in diesem Bereich schwierig. Besser ist die Kombination einer durchgehenden Kurve im Feinbereich und einer diskreten Darstellung im Grobbereich.



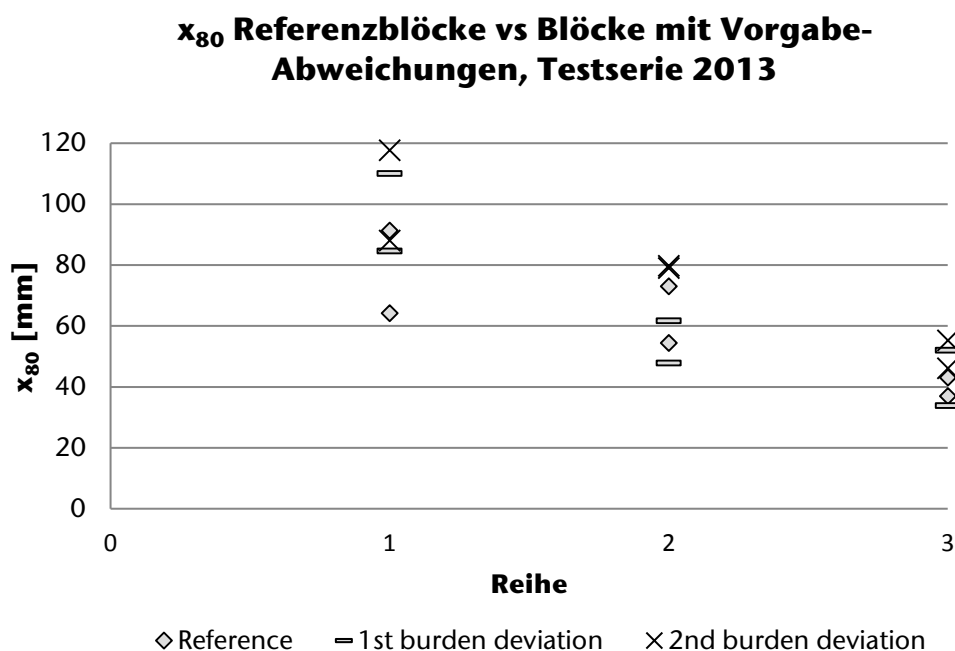
**Abbildung 8:** Siebkurve der ersten Reihe des Referenzblocks CH01B04 aus den Versuchen 2013. Die Parameter  $a$ ,  $b$  und  $c$  entsprechen den Parametern  $b$ ,  $x_{\max}/x_{50}$  und  $x_{\max}$  der Swebrecfunktion;  $d$  ist ein Scalingparameter im Bereich 0-100%

Die Korngrößenverteilungen der zweiten und dritten Reihe lassen sich generell sowohl mit 3-Parameter als auch 5-Parameter Swebrec-Funktionen und einer Amplitude von 100 % gut beschreiben da hier kein ausgeprägtes „Staub und Brocken“ Verhalten vorliegt. Die Daten der Perzentilwerte  $x_{30}$  zeigen das selbe Verhalten wie die  $x_{50}$  Werte (siehe Abbildung 9). Die  $x_{80}$  Werte in Abbildung 10 weisen eine größere Variation auf.

### $x_{30}$ Referenzblöcke vs Blöcke mit Vorgabe- Abweichungen, Testserie 2013



**Abbildung 9:** Verteilung der  $x_{30}$  Werte für die einzelnen Versuche aus 2013 nach Reihen gegliedert



**Abbildung 10: Verteilung der  $x_{80}$  Werte für die einzelnen Versuche aus 2013 nach Reihen gegliedert**

Um signifikante Unterschiede zwischen spezifischen Gruppen zu identifizieren wurden die in Tabelle 4 aufgelisteten Sieblinien-Parameter mittels Kruskal-Wallis und Varianzanalyse untersucht. Bei einem Konfidenzintervall von 95 % zeigt sich kein signifikanter Unterschied im Mittelwert der Gruppen von  $x_{30}$ ,  $x_{50}$  und  $x_{80}$ , jeweils für die Reihen 1, 2 und 3. Diese Erkenntnis ist mit ein Grund für die erhöhte Anzahl Blöcke (zwei statt drei pro Bohrschema) der Versuchsserie 2014. Dadurch soll der Effekt der Bohrlochabweichung besser sichtbar werden.

#### Zerkleinerungsergebnisse der Testserie 2014

In Tabelle 5 werden die  $x$ -Werte der Testserie 2014 dargestellt.

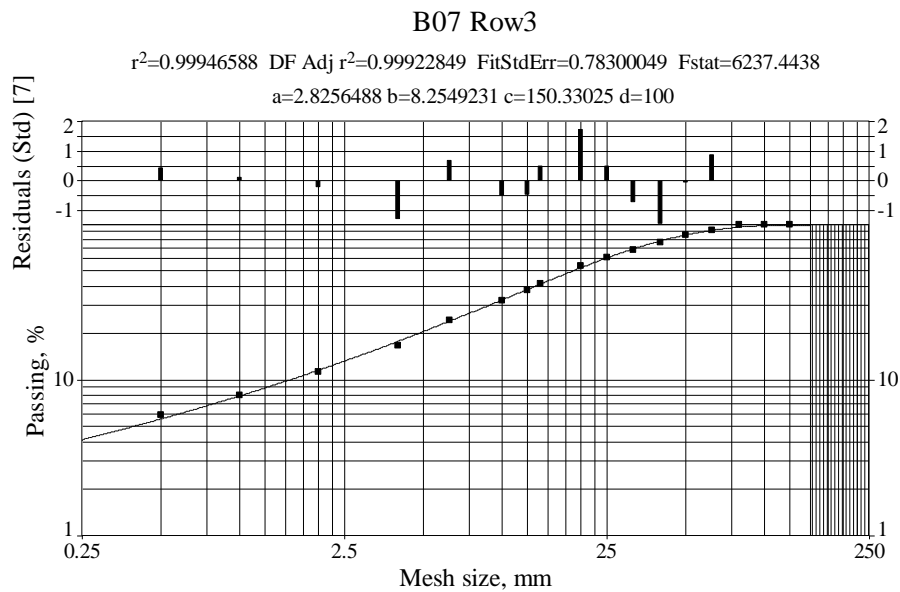
Die Wiederholbarkeit der Daten innerhalb der Gruppen von Blöcken mit dem gleichen Bohrschema ist weiterhin gering. Der Varianzkoeffizient ist mit 79 % in der ersten Reihe der Referenzblöcke am schlechtesten, bedingt durch die grobe Fragmentierung von Block B01, welcher als Ausreißer angesehen werden kann. Für die erste Reihe der beiden anderen Bohrschemata liegt der mittlere Varianzkoeffizient bei 39 %, und damit etwa doppelt so hoch wie in den gesamten Reihen 2 und 3 mit 23 %. Dadurch bleibt es weiterhin schwierig einen signifikanten Einfluss der Bohrlochabweichungen zu identifizieren.



Tabelle 5: Siebparameter der Versuchsreihe 2014

Block	Reihe	x <sub>30</sub> [mm]	x <sub>50</sub> [mm]	x <sub>80</sub> [mm]	Equivalenter n Wert (1,507/ln(x <sub>80</sub> / x <sub>30</sub> ))
B01 (Referenz)	1	56,96	90,63	>125	
	2	12,28	29,07	67,07	0,89*
	3	9,06	19,63	50,85	0,87*
B06 (Referenz)	1	11,34	22,03	48,47	1,04
	2	8,65	18,60	44,07	0,93
	3	5,83	12,61	33,94	0,86
B09 (Referenz)	1	16,95	38,05	83,93	0,94
	2	8,07	16,37	39,24	0,95
	3	5,86	12,76	36,44	0,82
B03 (S+B Abweichung)	1	9,41	23,69	71,03	0,75
	2	7,23	16,58	45,86	0,82
	3	9,17	19,25	49,62	0,89
B04 (S+B Abweichung)	1	9,02	20,58	61,30	0,79*
	2	6,30	15,67	53,50	0,70
	3	6,52	13,97	37,48	0,86
B10 (S+B Abweichung)	1	19,07	43,76	103,83	0,89*
	2	11,70	25,58	101,59	0,70
	3	9,44	18,62	42,23	1,01
B02 S/4 Verschiebung	1	19,67	46,92	90,01	0,99*
	2	21,64	49,19	89,24	1,06
	3	11,42	22,02	48,24	1,05
B07 S/4 Verschiebung	1	30,14	79,13	102,74	1,23*
	2	15,43	39,55	81,46	0,91
	3	8,80	17,80	42,68	0,95
B11 S/4 Verschiebung	1	17,83	39,12	90,75	0,93
	2	11,73	28,27	71,78	0,83
	3	10,89	21,49	48,83	1,00
*Werte in der Analyse nicht berücksichtigt, da es einen Knick in der Siebkurve im Bereich der Feinstteile und der Überkörnung gibt					

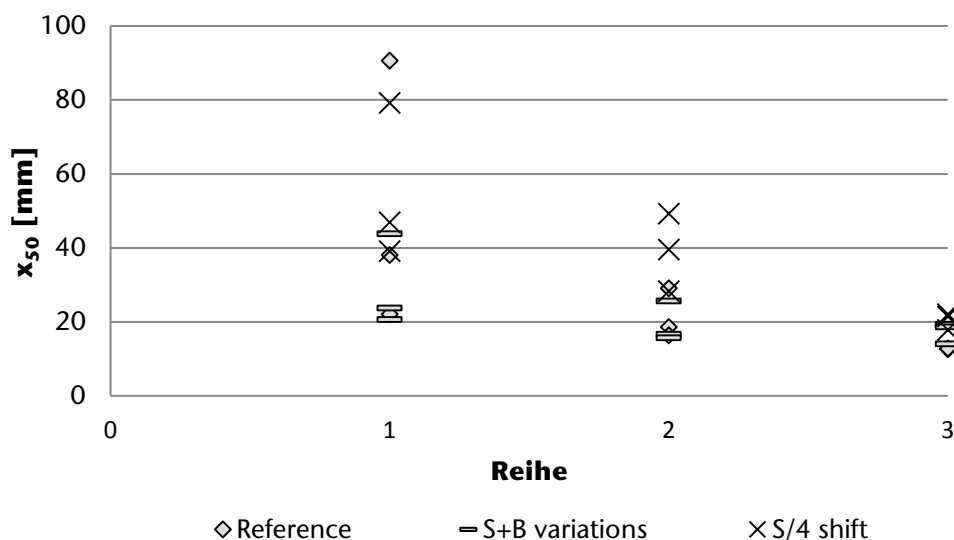
Die Korngrößenverteilung der ersten Reihe lässt sich wiederum als „Staub und Brocken beschreiben“, mit einer geringen Anzahl relativ großer Brocken sowie einem erhöhten Feinkornanteil. In der zweiten und dritten Reihe ist eine feinere Zerkleinerung mit geringerer Streuung feststellbar. Beispielhaft ist in Abbildung 11 die Korngrößenverteilung der dritten Reihe von Block B07 (+S/4 Verschiebung) dargestellt, welche durch eine Swebrec-Funktion mit einer Amplitude von 100 % gut beschrieben wird.



**Abbildung 11: Siebcurve der Reihe 3 des Blocks B07 (S/4 Verschiebung) aus der Versuchsreihe 2014**

Abbildung 12 bis Abbildung 14 zeigen die Korngrößen-Perzentilwerte  $x_{30}$ ,  $x_{50}$  und  $x_{80}$ . Die bereits in der Testserie 2013 festgestellte Tendenz der mit zunehmender Reihennummer abnehmenden Werte ist für  $x_{30}$  und  $x_{50}$  weiterhin gültig, allerdings nicht für  $x_{80}$ . Die Versuche mit versetzten Bohrschema tendieren im Vergleich zu den Referenzblöcken zu höheren Werten.

**$x_{50}$  Referenzblöcke vs S+B Abweichungen  
vs S/ 4 Verschiebung , Testserie 2014**



**Abbildung 12: Verteilung der  $x_{30}$  Werte für die einzelnen Versuche aus 2014 nach Reihen gegliedert**

### $x_{80}$ Referenzblöcke vs S+B Abweichungen vs S/4 Verschiebung, Testserie 2014

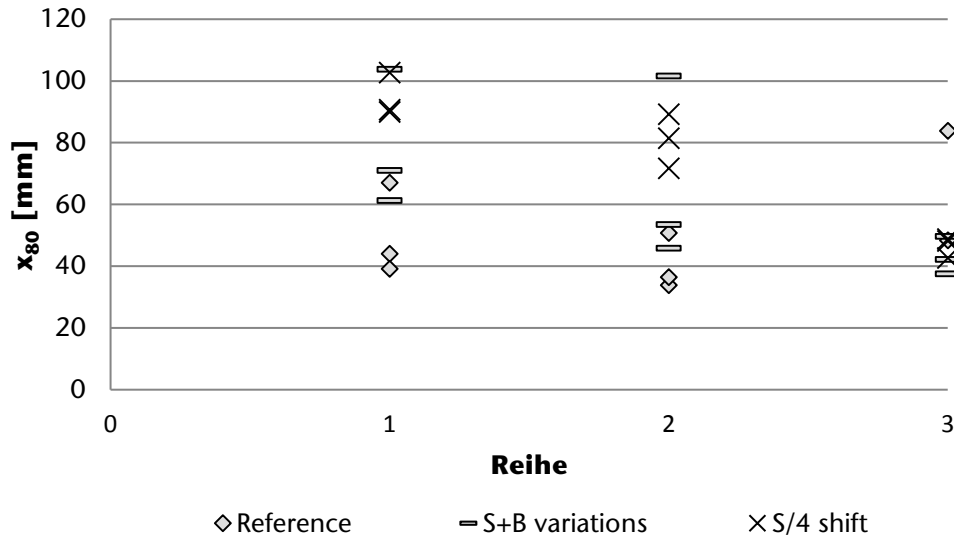


Abbildung 13: Verteilung der  $x_{50}$  Werte für die einzelnen Versuche aus 2014 nach Reihen gegliedert

### $x_{30}$ Referenzblöcke vs S+B Abweichungen vs S/4 Verschiebung, Testserie 2014

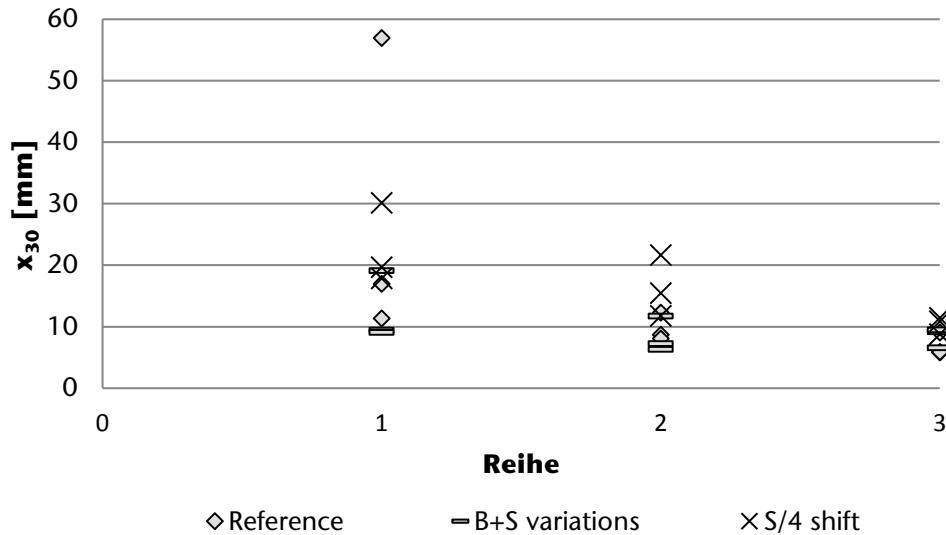


Abbildung 14: Verteilung der  $x_{30}$  Werte für die einzelnen Versuche aus 2013 nach Reihen gegliedert

Die einfaktorielle Varianzanalyse der Parameter zeigt keinen signifikanten Unterschied in den Mittelwerten der Gruppen von  $x_{30}$ ,  $x_{50}$  und  $x_{80}$  innerhalb der Reihen 1,3 und weitgehend 2. Der einzige signifikante Unterschied konnte in der zweiten Reihe für den mittleren  $x_{50}$  zwischen S+B Variation und S/4 Verschiebung gefunden werden. Die Analyse zeigt weiters keinen signifikanten Unterschied zwischen den Gruppenmittelwerten wenn die Daten für alle Bohrschema gemeinsam ausgewertet werden.

## Ergebnisse der äquivalenten n-Werte

Anhand der Sieblinien wurden, durch einpassen einer Rosin-Rammler Funktion an die  $x_{30}$  und  $x_{80}$  Perzentile, äquivalente n-Werte entsprechend der Formel  $n_{\text{equiv}} = 1,507/\ln(x_{80}/x_{30})$  errechnet. Um eine aussagekräftige Äquivalenz zu erhalten muss der äquivalente  $x_{50}$ -Wert (entsprechend der  $x_{30}$ - $x_{80}$  Anpassung) weitgehend mit den interpolierten  $x_{50}$  Werten übereinstimmen (siehe Tabelle 4 & Tabelle 5). Dies ist bei auftreten des „Staub und Brocken“ Effekts meist nicht gegeben, welcher durch einen Knick in der Sieblinie gekennzeichnet ist (siehe z.B. Abbildung 8,  $> x$  mm). Einige der  $n_{\text{equiv}}$  Werte der ersten Reihen wurden deshalb als ungültig erklärt (in Tabelle 4 & Tabelle 5 mit \* markiert), u.a. der Wert für Block B01. Abbildung 15 gibt einen Überblick über die verwendeten  $n_{\text{equiv}}$ -Werte der jeweiligen Bohrschema. (Ivanova et al. 2015)

Für die Testserien 2013 und 2014 sind ähnliche Muster erkennbar. Die äquivalenten n-Werte für die Blöcke der zweiten Vorgabeabweichung steigen im Vergleich zu den Referenzblöcken während die Werte der ersten Vorgabeabweichung etwa der Referenz entsprechen.

Als generelle Tendenz ist in Abbildung 15 zu erkennen, dass die n-Werte der versetzten Bohrschema (S/4 Verschiebung) am höchsten und die S+B Variation am geringsten sind. Die S/4 Verschiebungen führten zu 10 % höheren Werten gegenüber dem Referenzschema, während die S+B Variation eine Erhöhung um 7 % bewirkt.

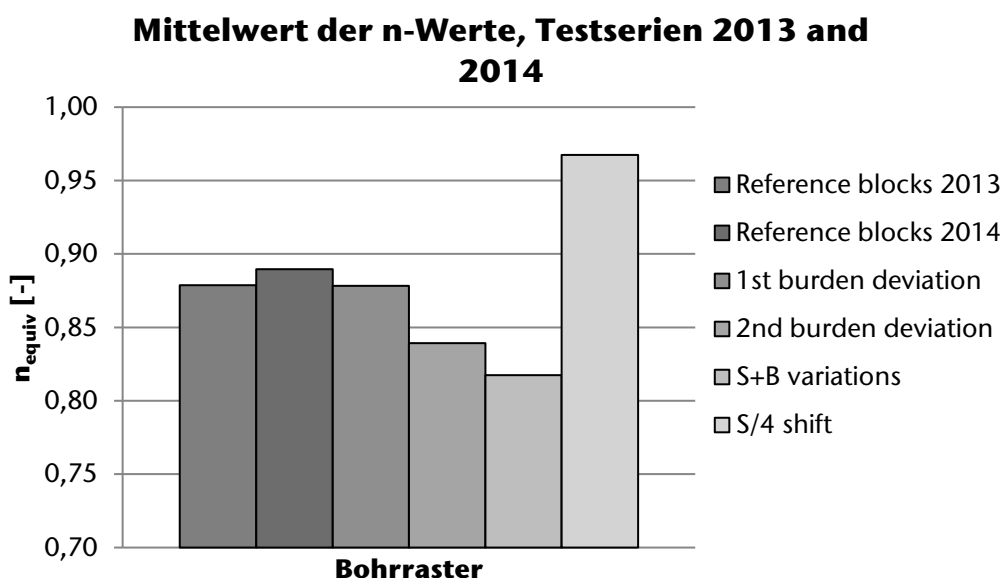


Abbildung 15: Vergleich der n – Werte zwischen den Referenzblöcken und den Versuchsblöcken aus 2013 und 2014

Die einfaktorielle Varianzanalyse der äquivalenten N-Werte ergibt keinen signifikanten Unterschied zwischen den Mittelwerten der Gruppen von Referenzblöcken sowie den

Blöcken mit der ersten und zweiten Vorgabeabweichung. Der einzige signifikante Unterschied konnte zwischen Referenzblöcken, S+B Variation und S/4 Verschiebung identifiziert werden. Weiters zeigt die Analyse einen signifikanten Unterschied zwischen den Gruppenmittelwerten wenn alle Daten der Testserie 2014 kombiniert ausgewertet werden.

### Ergebnisse der Oberflächenrauigkeit

Abbildung 16 zeigt die Boxplot-Darstellung der Oberflächenrauigkeit mit Median und Ausreißern. Jeder Datensatz basiert auf drei horizontalen Schnittlinien (bei Blockhöhe 50, 100 und 150 mm, siehe Abschnitt x) für jede der drei Reihen. (Ivanova et al. 2015)

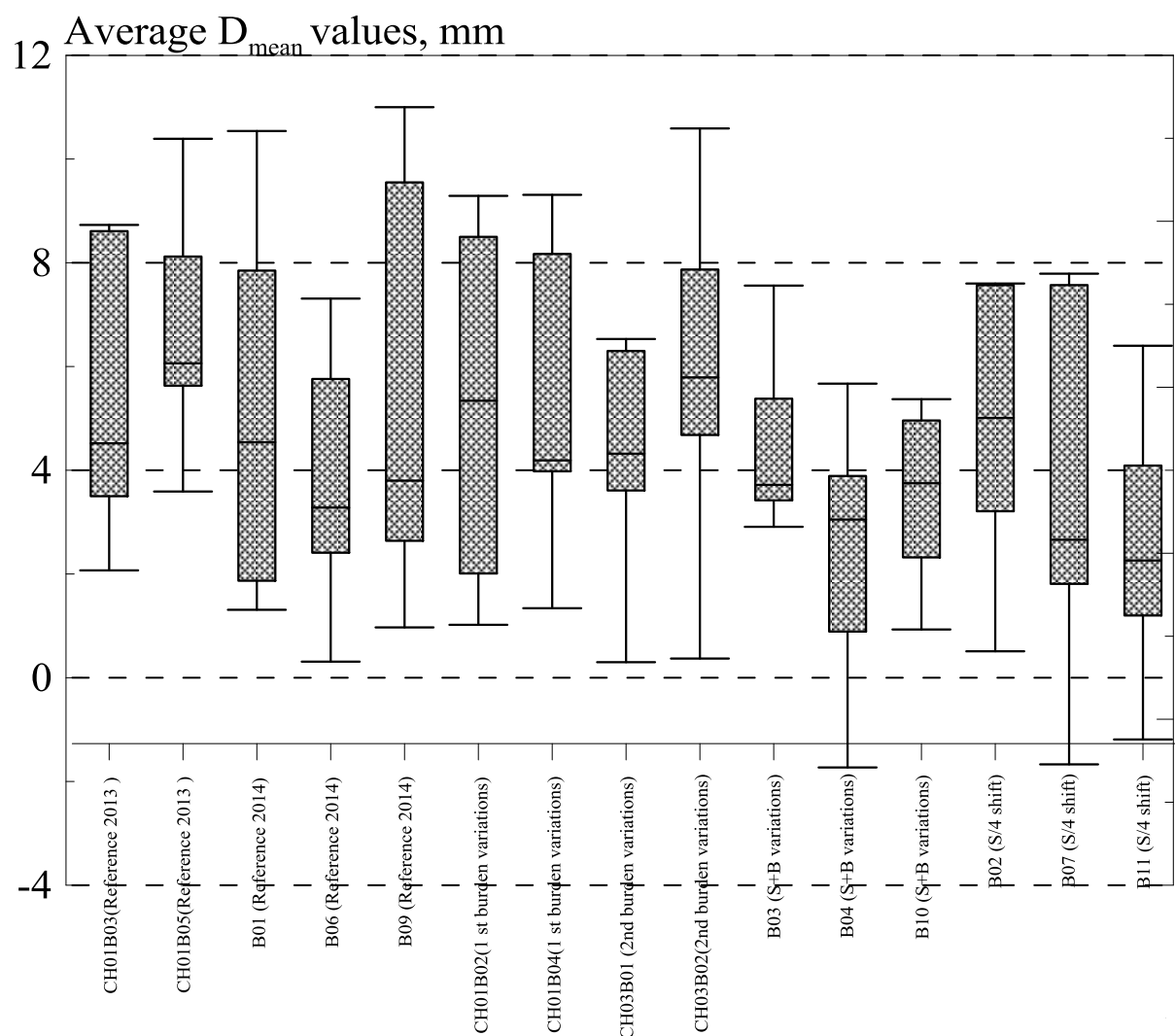


Abbildung 16: Box and Whisker Plot über die Oberflächenrauigkeit  $D_{\text{Mean}}$  für verschiedenen Bohrschema. CH01B03 und CH01B05 (Referenz 2013); B01, B06 und B09 (Referenz 2014); CH01B02 und CH01B04 (Erste Variation der Vorgabe); CH03B01 und CH03B02 (Zweite Variation der Vorgabe); B03, B04 und B10 (B+S Variation); B02, B07, B11 (S/4 Verschiebung)

Als generelle Tendenz (ausgenommen Block B02) zeigen die versetzten Geometrien die geringste Oberflächenrauigkeit. Allerdings zeigt die Oberfläche der restlichen Blöcke keinen klaren Trend hinsichtlich Mehrausbruch (vgl. Abbildung 16)

Bezogen auf die einzelnen Reihen zeigen die beobachteten Abweichungen der geplanten Oberfläche  $D_{\text{Mean}}$  eine steigende Tendenz von der ersten zur zweiten Reihe und eine fallende Tendenz von der zweiten zur dritten Reihe (ausgenommen bei der zweiten Vorgabeabweichung). Das bedeutet dass der meiste Mehrausbruch in der zweiten Reihe auftritt.

Die normierte Steigung der Schnittlinien  $S_{\text{norm}}$  zeigt in der Testreihe 2014 von der ersten zur zweiten Reihe eine steigende und von der zweiten zur dritten Reihe eine fallende Tendenz. In der Testreihe 2013 konnte kein derartiger Trend beobachtet werden.

### Ergebnisse der Rissdetektion

Die Auswertung der Rissentwicklung an den Schnittflächen zeigt dass vier der elf definierten Rissfamilien durch die Sprengungen beeinflusst werden: Radialrisse in den Sektoren  $80^\circ - 30^\circ$  und  $30^\circ - 0^\circ$  in Verbindung mit einem Bohrloch, oberflächennahe Risse zwischen den Bohrlöchern sowie interne Risse parallel zur Oberfläche. Die Anzahl der beobachteten Risse variiert zwischen den einzelnen Scheiben eines Blocks. Anhand der mittleren Rissdichte ist feststellbar dass die Blöcke der Versuchsserie 2013 stärker geschädigt wurden als die der Versuchsserie 2014. (Ivanova et al. 2015)

Innerhalb der Serie 2013 zeigt die erste Vorgabeabweichung die höchsten Rissdichten, die zweite Vorgabeabweichung die niedrigste. Die Blöcke mit versetztem Bohrschema der Serie 2014 zeigen eine geringere Schädigung als die entsprechenden Referenzblöcke.

Die Bilddokumentation der Versuchsblöcke sowie die Rissanalyse der Oberseite unterstützen diese Ergebnisse. Eine detaillierte Rissauswertung ist noch in Arbeit.

### Zusammenfassung der Ergebnisse

Um den Einfluss der Bohrlochabweichungen (Bohrloch-Ansatzpunkt) auf die Zerkleinerungsergebnisse zu untersuchen wurden mehrere Kleinmaßstäbliche Sprengversuche durchgeführt. Der Versuchsaufbau simuliert eine Tagebau-Etagensprengung unter Minimierung der geologischen Einflussfaktoren und der Wellenreflexion.

Aufgrund von Änderungen in der Mörtelrezeptur wurden unterschiedliche Materialeigenschaften in den Serien 2013 und 2014 dargestellt und deshalb die Ergebnisse der Serien getrennt ausgewertet und diskutiert.

Hinsichtlich Zerkleinerung zeigen sich folgende Erfahrungen:

- Die Sprengung von intaktem Material (Reihe 1) resultiert in grobem Sprenggut mit großer Streuung und „Staub und Brocken“ Charakteristik
- In der zweiten und dritten Reihe werden die Streuung geringer, das Material feiner und die Sieblinien folgen der Swebrec-Funktion. Das bedeutet, dass durch die

erste Sprengung induzierte Schaden verbessert die Zerkleinerung in den darauffolgenden Reihen.

- Die statistische Auswertung der Testserie 2013 zeigt mit einem Konfidenzintervall von 95 % eine ähnliche Zerkleinerung der neun Blöcke. Weder  $x_{50}$  noch  $n$  werden von den Vorgabeabweichungen signifikant beeinflusst.
- Die statistische Auswertung der Testserie 2014 zeigt mit 95 %-Konfidenz keinen signifikanten Unterschied zwischen den neun Blöcken hinsichtlich  $x_{50}$ . Für die äquivalenten  $n$ -Werte konnte ein signifikanter Unterschied und eine Steigerung von 10 % für die S/4 Verschiebung und die S+B Variation identifiziert werden. Diese Ergebnisse korrespondieren mit vorhandener Literatur (Cunningham 1987)
- Die Ergebnisse zeigen dass Bohrlöcher mit Abweichungen von Vorgabe und Seitenabstand zu keiner signifikanten Änderung der Korngrößen-Perzentile  $x_{30}$ ,  $x_{50}$  und  $x_{80}$  gegenüber den Referenzblöcken ohne Abweichung führen. Allerdings zeigt sich eine statistisch signifikante Reduktion der näquiv-Werte von 7%. Dies entspricht etwa der Hälfte der mittels Kuz-Ram-Modell prognostizierten Reduktion von 15 %.
- Die Untersuchung der Oberflächenrauigkeit zeigt die regelmäßigsten Oberflächen beim Bohrschema „S/4 Verschiebung“. Die anderen Bohrschema zeigen keinen klaren Trend.
- Für alle Bohrschema (ausgenommen zweite Vorgabeabweichung) wurden die höchsten Werte für  $D_{\text{Mean}}$  in der zweiten Reihe beobachtet, das bedeutet der Mehrausbruch ist in der zweiten Reihe größer als in der ersten und dritten Reihe.
- Sprengungen mit unregelmäßigem Bohrraster führen zu reduziertem Mehrausbruch (kleinere Werte von  $D_{\text{Mean}}$ ), allerdings ist diese Reduktion statistisch nicht signifikant.
- Das Bohrschema S/4 Verschiebung erreicht den geringsten Mehrausbruch und die geringste Rissentwicklung. Tendenziell wird eine gröbere Zerkleinerungswirkung erzielt, allerdings ist dieser Unterschied statistisch nicht signifikant.
- Die interne Schädigung wurde im verbleibenden Teil des Versuchsblocks untersucht. Dabei wurden vier der elf Rissfamilien identifiziert welche stark von den Sprengungen beeinflusst werden. Der Vergleich zwischen den Bohrschema zeigt eine geringere Rissentwicklung und damit einhergehende Schädigung bei den unregelmäßigen Geometrien im Vergleich zu den Referenzblöcken.

## Literatur

- Box, G and Muller, M, 1958. A Note on the Generation of Random Normal Deviates, *The Annals of Mathematical Statistics*, 29, (2), pp 610–611.
- Cunningham, C V B, 1983. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting, in *Proceeding 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, (eds: R Holmberg and A Rustan), Luleå University of Technology, Sweden, pp 439-453.
- Cunningham, C V B, 1987. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model – four years on, in *Proceeding 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, (eds: W L Fournery and R D Dick), pp 475-487.
- Cunningham, C V B, 2005. The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on, in *Proceeding 3rd EFEE World Conference on Explosives and Blasting*, (ed: R Holmberg), EFEE, UK, pp 201-210.
- Dal Farra, E, 2012. Initiation delay effects on fragmentation and face geometry in small-scale blasting tests. Master Thesis, Politecnico di Torino.
- Giltner S and Koski A, 2010. The application of a blast audit for production improvement, in *Proceeding of 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting* (ed: J A Sanchidrián), pp 723-730, (Taylor and Francis Group, London).
- Grasedieck, A, 2006. Die natürliche Bruchcharakteristik (NBC) von Gesteinen in der Sprengtechnik (in English: The natural breakage characteristics (NBC) of rocks in blast techniques), Doctoral Thesis, Montanuniversitaet Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics.
- Johansson, D, Ouchterlony, F, Edin, J, Martinsson, L and Nyberg, U, 2008. Blasting against confinement, fragmentation and compaction in model scale, in *Proceeding of 5th International. Conference and Exhibition on Mass Mining* (eds: H Schunnesson and E Nordlund), pp 681–690.
- Johansson, D and Ouchterlony, F, 2013. Shock wave interactions in rock blasting: the use of short delays to improve fragmentation in model-scale, in *International Journal of Rock Mechanics and Rock Engineering*, 46 (1):1-18.
- Ivanova, R., Ouchterlony, F. & Moser, P. 2015. Influence of distorted blast hole patterns on fragmentation as well as roughness of and blast damage behind remaining bench face in model scale blasting. *Fragblast 11 " 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*. Spathis, A. T. (ed.). Carlton, VIC, Vol. 7/2015, p. 693-705 13 p.
- Konya, C and Walter, E, 1991. *Rock Blasting and Overbreak Control*, McClean, VA: United States Department of Transportation Federal Highway Administration, pp 190-192.
- Lownds, C, 1983. Computer modelling of fragmentation from an array of shotholes, in *Proceeding of 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, (eds: R Holmberg and A Rustan) pp 455-468.
- Maierhofer, E, 2011. Development of a blasting area and blasting tests with concrete blocks in half scale to research different fragmentation phenomena, Master thesis, Montanuniversitaet Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics.
- Moser, P, Gaich, A, Zechmann, E, and Grasedieck, A, 2006. The SMX Blast Metrix – A new tool to determine the geometrical parameters of a blast based on 3D imaging, in *Proceeding of 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, (ed: J A Sanchidrián), pp 80-84.
- Navarro, J, 2015. Quantification of blast-induced cracks, Master thesis, Montanuniversitaet Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics.



- Nielsen K and Kristiansen J, 1996. Blasting- Crushing-Grinding: Optimisation of an Internationalegrated Comminution System, in Proceeding of 5th International Symposium of Fragmentation by Blasting, (ed: B Mohanty), pp 269-277.
- Olofsson, S, 1988. Applied explosives technology for construction and mining, published by APPLEX S-64043, ÄRLA, Sweden.
- Olsen V, 2009. Rock quarrying: Prediction Models and Blasting Safety, Doctoral Thesis, Norwegian University of Science and Technology.
- Ouchterlony, F, 2005. The Swebrec function: linking fragmentation by blasting and crushing, in Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A) 114: A29-A44.
- Ouchterlony, F, 2009. Fragmentation characterization; The Swebrec function and its use in blast engineering, in Proceeding of 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, (ed: J A Sanchidrián), pp 3–22, (Taylor and Francis Group: London).
- Ouchterlony, F and Moser, P, 2013. On the branching-merging mechanism during dynamic crack growth as a major source of fines in rock blasting, in Proceeding of 10th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, (eds: K Singh and A Sinha), Fla CRC Press/Balkema, pp. 65-75.
- Ouchterlony, F, 2015. The median versus the mean fragment size and other issues with the Kuz-Ram model, Rock Fragmentation by Blasting, in Proceeding of 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Sydney (Manuscript submitted to Fragblast 11 conference, Sydney).
- Rosin, P and E Rammler, 1933. The laws governing fineness of powdered coal, in Journal of the Institute of Fuel, vol 7, pp 29-36.
- Sanchidrián, J A, Segarra, P, López, L M and Ouchterlony, F, 2009. Evaluation of some distribution functions for describing rock fragmentation data, in Proceeding of 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting (ed: J A Sanchidrián), pp 239-248 (Taylor and Francis Group: London).
- Sanchidrián, J A, Ouchterlony, F, Moser, P, Segarra, P and Lopéz, L, 2012. Performance of some distributions to describe rock fragmentation data, in Journal of Rock Mechanics and Mining Science, 53:18-31.
- Schimek, P, Ouchterlony, F and Moser, P, 2013. Experimental blast fragmentation research in model-scale bench blasts, in Workshop hosted by Fragblast 10 – Measurement and Analysis of Blast Fragmentation (eds: J A Sanchidrián and A K Singh), pp 51-60 (CRC Press, Taylor and Francis Group: London).
- Sellers E, Kotze M and Mthlale, 2013. Quantification of the effect of inaccurate drilling on the risk of poor fragmentation and increased blast hazard, in Proceeding of 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, (eds: P K Singh and A Sinha), pp 153-161.

## Liste der Fragmentierungssymbole und Abkürzungen

$x_{50}$	Mittlere Korngrößenverteilung [mm]
$x_c$	Charakteristische Korngrößenverteilung [mm]
$x_{max}$	Maximale Korngrößenverteilung [mm]
$n$	„Uniformity coefficient“ der Rosin-Rammler Funktion
$a$	Gleich als $b$ Undulationsparameter in Swebrefunktion
$b$	$x_{max}/x_{50}$ Verhältnis in Swebrefunktion (Kurvencharakteristikfaktor)
$c$	$x_{max}$ in Swebrefunktion
$d$	Skalingsparameter (Swebrefunktion) von 0 bis 100%
SD	Standardabweichung /bzw.Bohrabweichung [m];
B	Vorgabe (burden) [m];
S	Seitenabstand (spacing) [m]

### **Dr. mont. Radoslava Ivanova**

radoslava.ivanova@austinpowder.de

Austin Powder Germany GmbH  
Zum Elberskamp 24  
57413 Finnentrop/ Heggen

### **Prof. Dr.mont.h.c. Dr. tekn. Finn Ouchterlony**

### **Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont. Peter Moser**

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

# **Increase of Mining Effectiveness with Drill & Blast Method in Room & Pillar Systems as a Result of Implementation Computer Aided Drilling Process in Accordance with Desire Blasting Pattern. Case study**

Andrzej Czajkowski  
Witold Hnat  
Mine Master Sp. Z o.o.

## **Summary**

This paper outlines the system of monitoring and automation process of drilling which consists in drill feeder positioning supporting in relation to the desired blasting pattern. The system allows on-line monitoring of the length of the hole being drilled, the number of drilled holed and drill operation parameters.

## **Introduction**

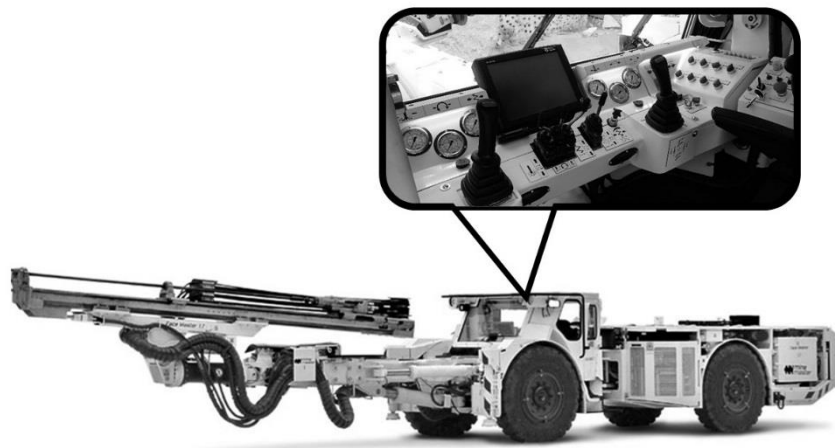
Mechanized drilling rigs made by Mine Master are occupied in the heaviest mining conditions featuring ambient temperatures exceeding 35° C and air humidity up to 98%. The rigs that are used in areas with high salt content watercourses must be fitted with subassemblies featuring a high IP(67). In such extreme conditions the so called human factor becomes more and more unreliable. A chance in improving the work effectiveness is expected in automation and monitoring of production processes. The computer aided drilling may resulted in obtaining a better geometry of excavations, in improving the quantity of mined material with a reduction of explosives needs and supportive works (like for example ripping of loosened rocks in the excavation).

The monitoring systems of drilling rigs made by Mine Master which have been implemented in underground conditions of the KGHM Polska Miedź Group proved successful in the fixed fields and they refer to the following assumptions:

- ✓ Mapping of the blasting pattern on the working face – visualization on the operator's panel,
- ✓ Repeatability of the drilling process – maintenance of the working face proper geometry,
- ✓ Monitoring and control of drilling parameters,
- ✓ Fast diagnosis of the system,
- ✓ Increase of operation effectiveness,
- ✓ Recording of performed work,
- ✓ Transfer of data by USB or WiFi,

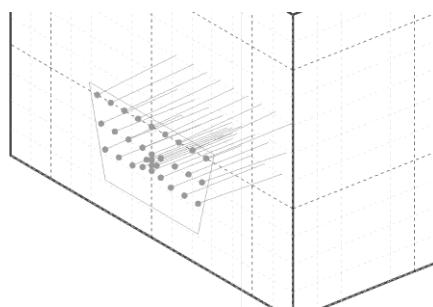
- ✓ Generating of reports of performed work.
- ✓ Operation “on the background” of the systems – their failures do not influence the rigs by reducing their basic functions.
- ✓ Increase of availability of rigs by means of more precise and fast diagnosis of failures.

The basic element of the system is the operator’s panel with a drilling process visualization software installed. The operator’s panel features a resistance to environmental conditions (IP67) being fitted with a display with high contrast allowing proper readings. Control is made by means of a touch screen. Additionally, the operator’s panel is equipped with an embedded UBS port allowing data transferring.



**Figure 1: FGS system – located in the cab – operator’s panel**

A proper operation of the FGS system is supported by sensors based on which signals a respective algorithm is able to determine a location of the pin rotation angle. Therefore it is possible to mAP the location of the drill feeder in the system and the control panel. For a purpose of supporting the operator’s work by the system it should be uploaded with a blasting pattern design. A blasting pattern designing consists in uploading of grid references of holes angle values, and it allows a 3D visualization of the blasting pattern under designing.



**Figure 2: FGS system – designing a blasting pattern**

## Drilling results with the FGS system

### Drilling production report

Face Master 1.7 263 (11424 BCA 24.51)

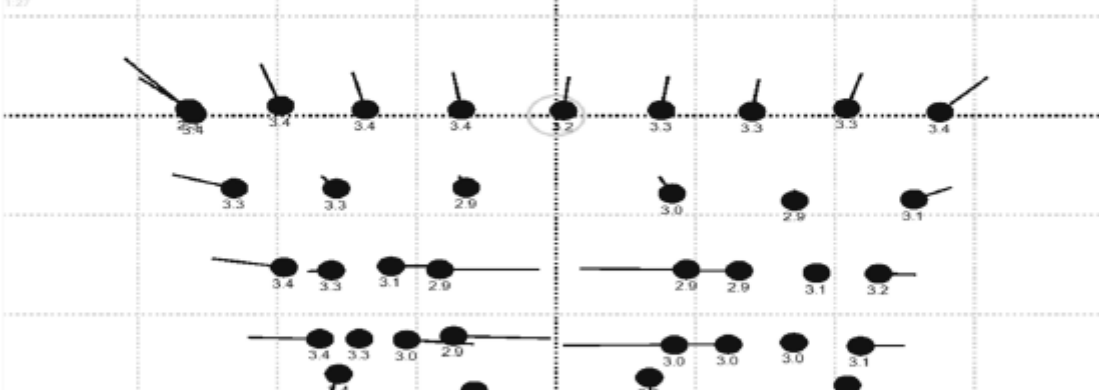
### Details of the project

Company POLKOWICE  
 Location POLKOWICE  
 Tunnel  
 Remarks

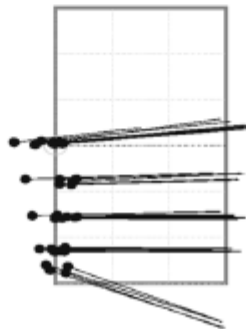
### Cicle

Work commencement time	27.11.2014 11:31	Number of drilled holes	36
Work finish time	27.11.2014 12:16	Number of holes in the pattern	29
Operator	305	Average speed of drilling (m/mi)	3,655
Room number	36	Length of holes (m)	113,148
Zone number	7		
Blasting pattern	2/PZ/14 (3.2m)		

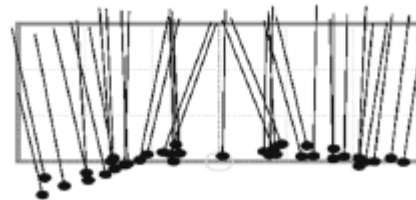
### Front view



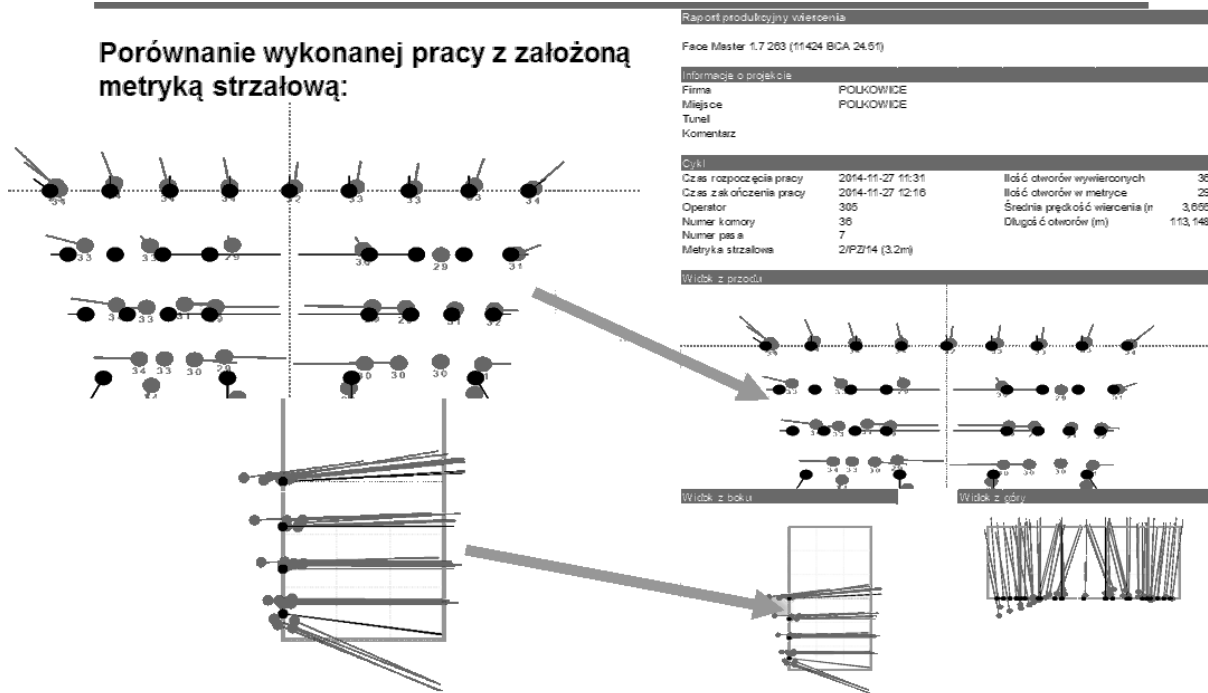
### Side view



### Top view



## Comparison of the performed drilling with the planned pattern



The FGS system allows obtaining one plane of the working face regardless of the initial conditions therefore the length of particular holes is calculated by the system in such a manner that they finish in one plane. Additionally, the software applied to create blasting patterns allows setting of the inclination angles of faces under designing which results in selection of respective lengths of holes by the software

### Results of implementation of the FGS system

Based on the reports generated by the system and real measurements carried out by the user, there were summed up results of work of rigs without the FGS system (2012-2013) and rigs equipped with the FGS system (since September through December 2014). Below, there are specified the average blast values, the quantity of the mined material and the web.

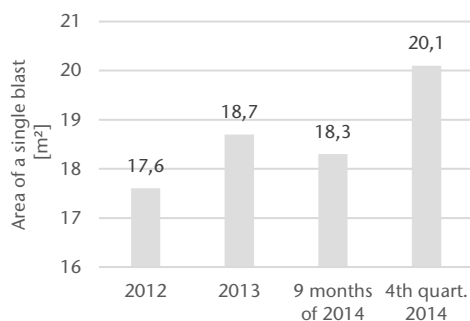


Figure 3: Specification of results in relation to a single blast\*

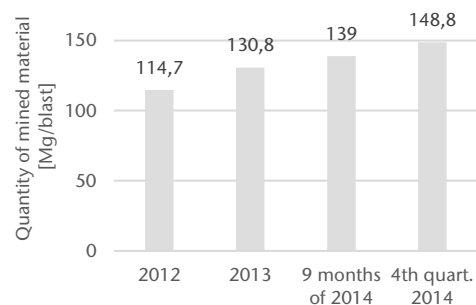
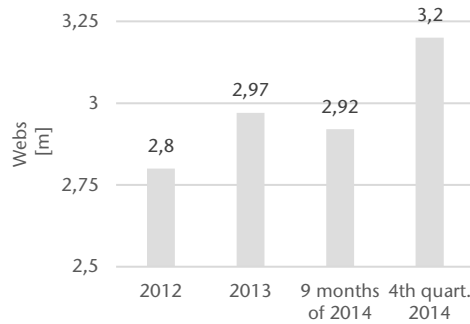


Figure 4: 13 Specification of results in relation to the quantity of mined material\*



**Figure 5: Specification of results of an average web\***

\*4th quarter of 2014 – the entire division equipped with drilling rigs with the computer aided system

## Conclusion

Implementation of the FGS system to the drilling rigs made by Mine Master contributed to the increase of effectiveness of drilling rigs in the area where the tests were carried out in the ZG Polkowice-Sieroszowice mine. Apart from the most desired effect of the implementation of the system which is the production effectiveness, the other valuable strengths are as follows:

- ✓ Easy and effective introduction of new blasting patterns,
- ✓ Operator's work supporting,
- ✓ Recording of operation parameters of the working system,
- ✓ Provision of training courses for less experienced operators,
- ✓ Repeatability in the drilling process,
- ✓ Carrying out analysis and keeping statistical data in relation to the operator, the face division, etc.

Implementation of the FGS system contributed also to increasing the safety of persons working in the mining faces. It is due to the repeatability during the drilling process which influences the proper geometry of the face free from rock overhangs in the roofs and side walls.



**During the 3rd International Copper Ore Mining Congress (16-18 Sept. 2015) The Face Master 1.7L with FGS system was awarded Gold Medal for the most Innovative Product of 2015**

**Andrzej Czajkowski**

aczajkowski@minemaster.eu

**Witold Hnat**

whnat@minemaster.eu

Mine Master Sp. Z o.o.

Wilków, ul. Dworcowa 27

59-500 Złotoryja

Poland



## **Aktuelle bohr- und sprengtechnische Entwicklungen in den Bergwerken der K+S Gruppe**

**Dr.-Ing. Rüdiger Triebel**  
K+S Aktiengesellschaft

### **Zusammenfassung**

Die Bohr- und Sprengtechnik stellt nach wie vor einen der Kernprozesse in der bergbaulichen Gewinnung von Kali- und Steinsalzen in den Betrieben der K+S Gruppe dar. Der Vortrag geht auf aktuelle technische Entwicklungen ein.

Im ersten Teil des Vortrages werden aktuelle Projekte und Erfahrungen aus dem Bereich Bohrtechnik vorgestellt, dabei wird insbesondere die Optimierung der Sprenglochbohrwagen und des Sprenglochbohrens behandelt. Weiterhin wird über den Stand der Einführung der Bohr- und Sprengtechnik mit 7 m Abschlaglänge in den nordamerikanischen Bergwerken berichtet.

Im zweiten Teil des Vortrages werden Maßnahmen und Projekte zur Einhaltung der zukünftig stark abgesenkten Arbeitsplatzgrenzwerte für Stickoxide und Kohlenstoffmonoxid beleuchtet. Hier spielt die erwartete Verminderung der Emissionen durch Einsatz neuer mobiler Maschinenteknik und neuer Sprengstoffe sowie die angestrebte Reduzierung der Expositionen durch Maßnahmen in der Wetterführung und durch organisatorische Änderungen eine bedeutende Rolle.

Kurze Einblicke in Versuchsergebnisse zur Detonationsübertragung mit ANFO-Sprengstoffen und zur Anordnung von Zündmitteln in Sprengstoff-Ladesäulen schließen den Vortrag ab.

**Dr.-Ing. Rüdiger Triebel**  
Ruediger.Triebel@k-plus-s.com

Referatsleiter Bergbau  
K+S Aktiengesellschaft  
Bertha-von-Suttner-Straße 7  
34131 Kassel

Geschäftsführer  
MSW-Chemie GmbH  
Seesener Straße 19  
38685 Langelsheim



## **Doppelnutzung einer mit Bohr- und Sprengarbeiten aufgefahrenen Abbaubegleitstecke im Flöz Zollverein 1/2 auf dem Bergwerk Prosper Haniel**

Dipl.-Ing. Frank Lüttig  
RAG Aktiengesellschaft

Vielleicht werden sich einige von Ihnen fragen, warum ein Vortrag zur Doppelnutzung einer Abbaubegleitstrecke? Das ist doch schon x-fach im deutschen Steinkohlenbergbau praktiziert worden und quasi ein „alter Hut“. Ja, die Verfahrensweise ist überhaupt nicht neu.

Aber, der Unterschied zu den Betrieben aus der Vergangenheit begründet sich in den vorliegenden, sehr anspruchsvollen Rahmenbedingungen. Hier sind zu nennen: die große Flözmächtigkeit mit weicher Kohle, die sehr milden Nebengesteinsverhältnisse bei großer Teufe und einem hohem Durchbauungsgrad. Dabei alle notwendigen Projektschritte abzuarbeiten mit Blickrichtung auf das Ende 2018, dem Einstellen der Steinkohlenförderung, sind Voraussetzungen vorgegeben, die es vorher nicht gab. Große Zeitpuffer oder alternative Ausweichprozesse sind nicht vorhanden. All diese Aspekte machen dieses Projekt besonders. Da die Doppelnutzung der Strecke erst im Jahre 2018 geplant ist, ist die Projektarbeit noch nicht abgeschlossen.

Zunächst wird ein Überblick über das Bergwerk Prosper-Haniel und den Zuschnitt der der Zollvereinbauhöhen gegeben. Dabei wird auf die Rahmenbedingungen und Besonderheiten des Flözes Zollverein 1/2 eingegangen.

Aus der RAG-Standardplanung wird das Planungsergebnis der Prognose zum Streckenverhalten der Kopfstrecke 1231/1241 auf Basis der empirischen Formelwerke erläutert. Die beiden Betriebspunktnummern rühren daher, da die Strecke in ihrer Erstnutzung die Bezeichnung 1231 und in ihrer Doppelnutzung die 1241 trägt. Ergänzend zur Standardplanung wurde zusätzlich das Werkzeug der numerischen Modelltechnik hinzugezogen, um detaillierte Kenntnisse über die zu erwartenden Streckenverformungen zu erhalten.

Auf Basis der vorgenannten Planungen erfolgte die Festlegung des Streckenausbausystems. Anhand des Ausbauquerschnittes der Kopfstrecke wird der im Flöz Zollverein 1/2 eingesetzten Kombinationsausbau Typ A erklärt.

Von großer Bedeutung für das Streckenverhalten in der Erstnutzung ist das Funktionieren des Streckenbegleitdammes. Ich werde Ihnen das gewählte Streckenbegleitdammsystem und die Verfahrensweise in der abbautechnischen Erstnutzung darstellen.

Da die erste abbautechnische Nutzung schon beendet ist, kann über das Verhalten der Kopfstrecke nach der Erstnutzung berichtet werden.

Auf Basis des bisherigen Streckenverhaltens und zur Besicherung der geplanten Doppelnutzung wurden Maßnahmen zu Ertüchtigung der Strecke notwendig, die abschließend gezeigt werden. Es folgen Zusammenfassung und das vorläufige Fazit

### **Rissliche Übersicht und Rahmenbedingungen.**

Die Länge des offenen Grubengebäudes des Bergwerk Prosper-Haniel beträgt rund 123 km. Der Zugang zum Grubengebäude erfolgt über fünf Tagesschächte und einen ca. 3 800 m langen Förderberg, über den die gesamte Förderung zu Tage gehoben wird.

Die Kohlenproduktion findet in drei Baufeldern statt, dem Baufeld Haniel West , dem Baufeld Haniel Ost und dem Baufeld Prosper Nord. Die betrachtete Strecke befindet sich im Baufeld Prosper Nord.

Der Zugschnitt im Flöz Zollverein 1/2 beinhaltet drei Bauhöhen, die Bauhöhe 121, 123 und 124. Die Bauhöhe 123 wurde bereits von November 2014 bis Dezember 2015 erfolgreich abgebaut. Die Bauhöhe 121 lief im Mai 2016 an und steht derzeit noch in Produktion. Der geplant Anlauf der letzten Bauhöhe 124 ist für Januar 2018 vorgesehen. Das Flöz Zollverein 1/2 ist nunmehr die 10. Flözebene, die in diesem Baufeld abgebaut wird. Der vorliegende Durchbaugrad beinhaltet eine Vielzahl von Zonen mit erhöhten Gebirgsdrücken aus Abbaukanten vorheriger Abbaubetriebe. Die Teufe der Bauhöhen bis zur Tagesoberfläche variiert zwischen ca. 1 200 bis 1 250 m. Die streichenden Baulängen liegen zwischen 835 m und 1 020 m. Die Streblängen betragen 380 m und 400 m.

Alle Strebbetriebe bewegen sich in Mächtigkeitbereichen von rund 3,2 m bis 4,3 m. Die unmittelbaren Hangendschichten bestehen aus dünnplattig bis plattig ausgebildeten schwach sandigen bis sandigen Schiefertonschichten. Das Liegende besteht aus sandfreien bis schwach sandigen Schiefertonen und ist mehrere Meter tief durchwurzelt. Das Nebengestein ist wasserempfindlich.

Der desorbierbare Methangasinhalt liegt bei bis zu 11 m<sup>3</sup>/t. Aus diesem Grund konnten gemäß Gasausbruchsrichtlinie keine Teilschnittmaschinen eingesetzt werden. Alle Vortriebe in der Zollvereinebene erfolgten mit Bohr- und Sprengarbeit. Während der Vortriebsarbeiten waren erschwerend regelmäßig wiederkehrende großkalibrige Gaserkundungsbohrungen notwendig.

Des weitern war vor Aufnahme der Abbauaktivitäten eine flächendeckende Gasvorabsaugung zur Besicherung der Produktion von erheblichem Vorteil. Hierfür wurden von den Abbaubegleitstrecken aus tiefreichende, bis zu rund 200 m lange Bohrungen in die Baufläche gestoßen und zentral besaugt.

Die andernfalls notwendigen Gaserkundungsbohrungen aus dem Strebraum, auf dem Walzenlader montierbare Bohrgeräte wurden extra dafür vorgehalten, würden zusätzliche förderfreie Zeitfenster erfordern und könnten dadurch den Abbaufortschritt erheblich beeinträchtigen. Bislang war es nicht notwendig, diese Bohrgeräte einzusetzen.

Die zur Doppelnutzung wurde im Zeitraum von April 2013 bis Mai 2014 im Gegenortbetrieb aufgefahren und wie eingangsgenannt im Zeitraum vom November 2014 bis Dezember 2015 durch den ersten Abbau beansprucht. Die Strecke wurde nach Abbaudurchgang aufrecht erhalten. Alle Vorleistungs- und Abbauaktivitäten, und das war sehr wichtig, wurden durch intensive qualitätssichernde Maßnahmen begleitet.

### **Planungsergebnisse Empirik/ Numerik**

Die Streckenausbauplanung wurde mittels der RAG-Standardplanung und nach den allgemein bekannten, empirischen Formelwerken durchgeführt.

Wie im Ergebnis der empirischen Prognosewerte ersichtlich ist, war unter Einbeziehung der Grenzwerte für den Streckenausbau die Auffahrung und die Nutzung bis zum 1. Streb ausbautechnisch machbar.

300 m nach Strebdurchgang des 1. Stebes, d.h. nach 1. Nutzung wird der Ausbau schon rein planerisch mehr als grenzwertig belastet. Hier waren mit hoher Wahrscheinlichkeit Ausbauverformungen und lokale Ausbauschäden zu erwarten. Eine 2. Nutzung durch den benachbarten Strebbetrieb wurde aufgrund der hohen Erwartungen von Konvergenz und Stoßwanderung zu diesem Planungszeitpunkt als unrealistisch beurteilt. Als eine der ersten Reaktionen darauf wurde sogar das alternative Auffahren einer zweiten Strecke am Kohlenbein betrachtet. Dies wurde jedoch nicht umgesetzt. Ferner hatten uns diese Ergebnisse dazu veranlasst, die Standardplanung um einen weiteren Planungsbaustein zu ergänzen: die numerische Modelltechnik.

Entlang der Auffahrtrasse wurden insgesamt fünf Modelle in den einzelnen Streckenabschnitten mit unterschiedlichen Ausbauplanvarianten gerechnet, von denen hier ein Beispiel gezeigt wird.

Numerische Simulationen arbeiten nach dem Prinzip der rechengestützten, finiten Elementmethode mit iterativen Rechenschritten. Hiermit lassen sich nicht nur Größenordnungen ableiten, sondern auch Streckenverformungen und Ausbauverhalten bildhaft darstellen. Die Rechnungen erfolgten mit Hilfe des Programms FLAC auf den Rechnern der DMT/Essen nach unseren Parametervorgaben.

Auf der Basis einer langjährigen Erfahrung mit den Rechenergebnissen derartiger Simulationen ist bekannt, dass folgende Aspekte erforderlich sind, um brauchbare Ergebnisse zu erzielen:

1. genaue Kenntnisse hinsichtlich Geologie und Geotechnik, hier u.a. aus Kernbohraufschlüssen entnommen,
2. genaue Kenntnisse über die Tragfähigkeit und Wirkungsweise der bei RAG eingesetzten Ausbausysteme im eingebauten Zustand und
3. die Kalibrierung der Modelle auf der Basis von umfangreichen Untertagebeobachtungen und Messungen in unterschiedlichen Betriebssituationen und Flözhorizonten; dazu zählen auch genaue gebirgsmechanische Kenntnisse über das Bruchverhalten des Karbongebirges.

Generell werden in den Modellrechnungen Bruch- und Ausbauverformungen aufgezeigt. Dabei gilt vom Farbspektrum her, ausgehend vom dunklen Blau zum intensiven Rot nimmt die Größe und Intensität der Bruchstrukturen und Verformungen zu. Die Folie zeigt die Rechenschritte Streckenauffahrung, 25 m und 5 m vor dem 1. Streb.

Trotz des massiven Ausbausystems zeigt der Schritt 1 schon in der Auffahrung unvermeidbare Bruchstrukturen in den Kohlenstößen und den unmittelbaren Liegendschichten. Sie reichen bis zu einer Entfernung von mehr als einer halben Streckenausbruchbreite um die Strecke. Dies sind, aus der Erfahrung heraus bekannt, angelegte Bruchstrukturen, an denen alle weiteren Gebirgsbewegungen auf Basis der anschließenden Druckumlagerungen während der Nutzungsphasen ablaufen.

Zur Stabilisierung der streckennahen Bruchstrukturen wurden Kohlenstoßinjektionen nach Abklingen der Auffahrkonvergenz simuliert, hier im Schritt 2 daran erkennbar, dass in beiden Kohlenstößen keine Bruchstrukturen durch „Verschließen“ der selbigen mehr vorliegen. Den Kohlenstößen wurde hier ihre „ursprüngliche Tragfähigkeit zurückgegeben“.

Mit zunehmendem Abbaudruck, hier im Schritt 3 treten die Bruchstrukturen wieder auf und reichen mit einer Tiefe von annähernd Streckenausbruchbreite in die Stöße und unmittelbaren Liegendschichten hinein.

Die ermittelten Größen für Konvergenz und Stoßwanderung sind in diesen Betriebsphasen durch den installierten Streckenausbau „gut beherrscht“, die Belastung der Ankerung in der Firste führt in den ersten drei Rechenschritten nur zu vereinzelt Ankerschäden.

Während vor dem Strebdurchgang die Bruchstrukturen um die Strecke annähernd in einem Umkreis auf die Länge einer Streckenausbruchbreite begrenzt sind, stellt sich nach Strebdurchgang ein „tiefer reicherndes Bild“ bei den Brüchen dar.

Im Schritt 4, d.h. 30 m hinter dem 1. Streb, ist ein deutlicher Anstieg bei der Konvergenz und Stoßwanderung zu sehen, einhergehend mit einer großen Ausdehnung der Bruchstrukturen in den noch abzubauenen Stoß von rund „dreimal Streckenausbruchbreite“. Die Konvergenz steigt von 18 % vor dem Streb auf 76 %, d.h. mehr als

Faktor 4! Die Stoßwanderung steigt von 6 % auf 11 %. Die Ankerung in der Firste weist vereinzelte Schäden durch Ankerscherungen auf .

Der Schritt 5 stellt die Situation 300 m hinter dem 1. Streb dar, d.h. nach dem Abklingen der abbaubedingten Konvergenz und Stoßwanderung. Hier werden Beträge von 94 % Konvergenz und 15 % Stoßwanderung berechnet. Der Restquerschnitt ist gemäß der „12 m<sup>2</sup> - Wetterquerschnittsforderung“ nach Abbaudurchgang mit 14 m<sup>2</sup> nach Senken im Schritt 4 ausreichend. In Summe wurden allein schon nur die abbaubedingten Senktiefen mit insgesamt 2,9 m ermittelt .

Der Streckenausbau weist in dieser Betriebsphase zwar sichtbare Verformungen auf, der allgemeine Streckenzustand ist aber als ausreichend beherrscht einzustufen. Eine signifikante Zunahme der Ankerschäden in den Firstschichten ist nicht zu beobachten.

Der Schritt 6, „25 m vor dem 2. Streb“, weist eine weitere Zunahme bei der Konvergenz und Stoßwanderung aus. Die Bruchstrukturen reichen „mehr als dreimal Streckenausbruchsbreite “ in den zweiten Abbaustoß hinein. Weitere Senkarbeit für den zweiten Strebdurchgang ist hier erforderlich .

Im Schritt 7, d.h. unmittelbar vor dem 2. Streb, erleidet der Streckenausbau weitere Verformungen, mit lokalen Schäden an den Verbindungen des nachgiebigen Streckenausbaus ist zu rechnen. Die Intensität der Brüche in der Firste nimmt zu, ohne „weitere bedeutsame “ Ankerschäden zu generieren.

Das gewählte Ausbausystem wird in diesem Modell hoch beansprucht, kann aber trotz der ermittelten Werte von 118 % Konvergenz und 24 % Stoßwanderung abbautechnisch genutzt werden .

In einigen der anderen Modelle zeigte das Streckenverhalten allerdings schon im Planungsergebnis die Notwendigkeit auf, Sanierungsmaßnahmen zur Besicherung der Doppelnutzung durchzuführen.

Für den Streckenausbau wurde der Kombinationsausbau Typ A gewählt. Nach dem Sprengen und Laden werden die geotechnisch ermittelten Belastungskörper, hier als Magenta farbene Linien um den Ausbruchquerschnitt in Firste und Stößen erkennbar, durch eine Systemankerung gesichert. Etwa 30 m hinter der Ortsbrust erfolgt die Montage des nachgiebigen Streckenausbaus und das Einbringen der Baustoffhinterfüllung.

Das Ankerschema beinhaltet rund 2,2 A/m<sup>2</sup> Ausbruchfläche. Im Gestein wurden selbstbohrende Anker mit integriertem Klebesystem vom Typ Hilti OneStep verwenden. In beiden Kohlenstößen sind Glasfaseranker im Füllmörtelverfahren eingebracht worden. Beide Ankersysteme bieten ein hohes Maß an Ausbauqualität.

Beim Gleitbogenausbau wurde der vierteilige RAG-Bogen N3 mit einem lichten Querschnitt von rund  $27 \text{ m}^2$  eingesetzt. Der Bauabstand beträgt 0,6 m. Das Profilgewicht beträgt 40 kg in hochvergüteter Stahlqualität +QT630. Die hydromechanisch eingebrachte Baustoffhinterfüllung wurde erstmalig abweichend vom RAG-Standard mit einer doppelten Hinterfüllstärke von 60 cm festgelegt. Gegenüber dem Standard vergrößert sich der Ausbruchquerschnitt um rund  $4,5 \text{ m}^2$  und erhöht damit den Ausbaufwand pro Streckenmeter deutlich.

Nach dem Abklingen der Auffahrkonvergenz werden beide Kohlenstöße durch Injektionsmaßnahmen vergütet. Beide vorgenannten Punkte, 60 cm Hinterfüllstärke und Injektionsmaßnahmen, zeigten in allen Rechenvarianten ein positiveres Streckenverhalten. Der betriebliche Mehraufwand war somit gerecht fertigt.

### **Abbautechnische Nutzung**

Die Wirksamkeit des Streckenbegleitdammes hat maßgeblichen Einfluss auf das Streckenverhalten nach Strebdurchgang. Im vorliegenden Fall haben wir alle uns bekannten Dimensionierungswege und Ausbausysteme für den Streb-/Streckenübergang untersucht. Die Ziele waren neben den früh- und hochtragfähigen Eigenschaften des Begleitdammes auch auf die Wettertechnik und den vorbeugenden Brandschutz gerichtet, da das Flöz zur Selbstentzündung neigt. Zudem sollte er modular nach Art eines Baukastensystems betrieblich machbar zu erstellen sein.

Da die Dimensionierung gemäß Bruchbaurichtlinie keine ausbautechnisch sinnvolle Bauausführung zuließ, wurde analog zur Streckenausbauplanung der Weg der Belastungsannahme auf geotechnischer Basis beschritten. Die benötigten Ausbaumittel gegenüber der Lastannahme bilden eine Kombination aus den schon vorhandenen Ankern aus der Kombi A-Auffahrung, hier in rot hervorgehoben, den Abfangankern und 4 m langen Ankern im Streckensaum, in grün gekennzeichnet, sowie den aktiv gesetzten TH-Stabreihen im Strebeingang, hier in dunkelblau zu sehen. Die Dammbreite beträgt 2,4 m.

Zwischen den äußeren TH-Reihen wurden Betonstützpfiler, sogenannte Bullflexpfiler eingebracht, in hellerem blau kenntlich gemacht. Hierbei handelt es sich um nahtlos gewebte dehnbare Stützschräuche mit einem Durchmesser von 800 mm und Befüllstutzen für den Plempenbaustoff. Der innere Zwischenraum sowie der Raum zum Streckenausbau, hier in blassem blau, wird in herkömmlicher Art und Weise verschalt und mit Baustoff verfüllt. Diese Vorgehensweise beinhaltet die mehrfache Option u.a. die notwendige Wetterabdichtung zu realisieren. Vor der Umsetzung dieser Verfahrensweise wurden Arbeitsgruppen gebildet, die das Verfahren in untertägigen Versuchsaufbauten sowie in einem Abbaubetrieb im Flöz G2/F trainieren konnten.



Die an das Dammsystem gesteckten Ziele konnten mit dieser Verfahrensweise erreicht werden. Die Strecke wurde mit diesem System betrieblich nutzbar aufrecht erhalten.

Aufgrund des sehr großen Platzbedarfs bei der Strebherrichtung war eine Strebstartstrecke von rund 50 m<sup>2</sup> lichtem Querschnitt notwendig, ein Grund hierfür ist die Größe des Schildausbaus der Gruppe C.

Die Anwendung des üblichen Regelwerks zur Besicherung des Strebanlaufs hätte bedeutet, jeweils einen 12 bis 15 m dicken Anlaufdamm zu den Abbaubegleitstrecken zu erstellen. Um es kurz zu sagen, betrieblich kaum umsetzbar.

Die Lösung konnte mit Hilfe des Ing.-Büros Zerna gefunden werden. Mit den Parametern des Streckenbegleitdammsystems konnte bei einer Dammbreite von nur 4,2 m die Standsicherheit gegenüber der Forderung von 5 bar Explosionsfestigkeit nachgewiesen werden. Der Anlaufdamm wurde so erfolgreich in der Bauausführung umgesetzt.

Die in der Numerik ermittelten Streckenverformungen sind mit einer guten Genauigkeit eingetreten. Die Abweichungen lagen hier max. im dm-Bereich. Im Rahmen der betrieblichen Streckenbeobachtung wurden Konvergenzen von rund 60 % im Strebanlaufbereich und bis zu etwa 120 % bei voll entwickeltem Abbaudruck gemessen. Die Stoßwanderungen lag zwischen 25 bis 45 %, in einem kurzen Abschnitt sogar bei knapp 60 %.

Die sehr hohe Beanspruchung des Streckenausbaus hatte auch in einigen Streckenabschnitten Ausbauschäden zur Folge, wie aus der Numerik abgeleitet.

Beispielhaft ist sind Verbindungsschäden am nachgiebigen Streckenausbau. Nach dem Versagen der Verbindungen klafften die TH-Segmente auseinander. Aus Prüfstandsversuchen ist bekannt, dass bis zu 60 t Auflast notwendig sind, um einen derartigen Schaden hervor zu rufen. Diese Schäden wurden durch nachträgliche eingebrachte Reparaturschellen besichert.

Ebenfalls können Schäden an TH-Profilen beobachtet werden, das Profil ist an den Flanken bis zum Profilboden eingerissen. Ober- und unterhalb der Schadensstelle wurden Halteankerpaare zu Sicherung eingebracht. Dieser Schaden trat günstigerweise nur über einen kurzen Streckenabschnitt auf.

Trotz der vorgenannten Streckenverformungen und Schäden war es betrieblich möglich, den großen Gruppe C Schildausbau nach Beendigung der Bauhöhe 123 ohne Demontage als komplette Einheit sicher durch den abgebauten Streckenabschnitt zur Nachbarbauhöhe 121 zu transportieren. Diese Option beinhaltete eine erhebliche betriebliche Erleichterung gegenüber alternativen Transportwegen, wo ein aufwendiges Erstellen der notwendigen Transportfreiräume erforderlich wäre.

## **Maßnahmen für die geplante Doppelnutzung**

Aufgrund der aufgetretenen Streckenverformungen wurden Maßnahmen zur Besicherung der geplanten Doppelnutzung notwendig. Von den rund 835 m Strecke, die zur Doppelnutzung anstehen, wurden etwa 530 m saniert. Für die Sanierung wurden einige Varianten erarbeitet. Die umgesetzte Variante werden im folgenden vorgestellt.

Ein Beispiel ist der Querschnitt an Station 600 m. Von dem ursprünglich eingebrachten RAG-Bogen N3 mit rund 27 m<sup>2</sup> lichtem Querschnitt sind nach mehrfachem Senken etwa 17 m<sup>2</sup> Restquerschnitt erhalten geblieben. Gegenüber der Ursprungsbreite von 7,0 m sind noch rund 3,7 m Restbreite vorhanden. Der nachgiebige Streckenausbau ist insbesondere im südlichen Schulterbereich stark angebogen und neigt damit bei weiteren Auflasten zur Gelenkbildung ohne weiteren Einschub an den Segmentverbindungen. Das bedeutet, in der Doppelnutzung wären weitere Ausbauschäden sehr wahrscheinlich.

Für die Sanierung wurden im Westen und Osten der Strecke jeweils eine Baustelle eingerichtet. Hier wurde so verfahren, dass der alte Ausbau in der Streckenfirste abgelascht und geraubt wurde. Der südliche Stoß wurde erweitert und der Querschnitt wieder bogenförmig mit neuen Segmenten und einer Baustoffhinterfüllung hergestellt. Auf dem rechten Bild sehen Sie in blauer und roter Farbe zwei Erweiterungsvarianten mit unterschiedlichen Segmenttypen. Hinter den Baustellen wurde der anstehende Kohlenstoß nochmal mit 4,0 m tiefen Harzinjektionen verfestigt.

Vor der Aufnahme der Sanierungsarbeiten wurde diese Art der Vorgehensweise numerisch untersucht. Die Bruchverformung und –intensität nimmt deutlich zu. Der Streckenausbau wird stark belastet, zeigt allerdings nicht den Grad an Verformung, wie er in den vorherigen Modellen zu erkennen war. Diese Vorgehensweise wurde für die zweite abbautechnische Nutzung als machbar bewertet und die betrieblich Umsetzung eingeleitet.

## **Zusammenfassung und vorläufiges Fazit**

Es könne nicht alle Aspekte und Details vorgestellte werden, jedoch sollte deutlich sein, dass die schwierigen Rahmenbedingungen eine intensive und detaillierte Planungsarbeit erforderten. Der Schlüssel zum bisherigen Erfolg lag dabei in der guten Zusammenarbeit aller Beteiligten: dem BW PH, BT und den externen Dienstleistern, sowohl in der Planungsphase als auch in der Begleitung der Auffahrung und der Erstinutzung der Kopfstrecke. Dafür nochmal meinen herzlichen Dank.

Wie eingangs berichtet zeigten zu Projektbeginn die ersten Planungsergebnisse keine Chancen einer Doppelnutzung auf. Zu diesem Zeitpunkt wurde sogar das alternative Auffahren einer Kohlenbeinstrecke betrachtet. Das tatsächliche Streckenverhalten, prognostiziert durch Numerik, zeigte jedoch Chancen für eine Doppelnutzung auf.

Das Streckenverhalten in der Erstnutzung machte abschnittsweise eine Sanierung zur Besicherung der geplanten Doppelnutzung notwendig. Die Planung und Bauausführung dafür wurde erfolgreich abgeschlossen.

Da der geplante Anlauf der letzten Zollvereinbauhöhe im Januar 2018 vorgesehen ist, kann kein Erfahrungsbericht zu Doppelnutzung erfolgen. Jedoch ist es bei weiterer Projektarbeit in gewohnter Form zu erwarten, dass das Projekt erfolgreich zu Ende gebracht wird.

**Dipl.-Ing. Frank Lüttig**

Frank.Luettig@rag.de

Servicebereich BT Technik und Logistikdienste

RAG Aktiengesellschaft

Shamrockring 1

44623 Herne



## **Transponderlokalisierung statt Gitter: Innovative Lösungen zur neuen DIN EN 16228 “Schutz vor Bewegenden Teilen”**

Dr.-Ing. Reik Winkel  
indurad GmbH

### **Zusammenfassung**

Die indurad GmbH hat mit dem indurad RadioTransponderTag - kurz iRTT - eine robuste und mehrkanalige Ortungstechnologie für den industriellen Einsatz mit Schwerpunkt Bergbau entwickelt.

Der Haupteinsatzbereich liegt im Bereich der Personenortung, des Kollisionsschutzes und der Zugangsüberwachung, aber auch der eleganten Betriebsdatenerfassung und -übertragung (z.B. Betriebsstunden mobiler Geräte). Die technologische Entwicklung basiert auf mehreren umfangreichen Forschungsprojekten, u.a. dem EU-Projekt „FeatureFACE“, das nach 3 Jahren Mitte 2015 abgeschlossen wurde<sup>1</sup>. Die indurad iRTT Technologie wurde im September 2016 erstmals auf der ElectraMining in Johannesburg der Öffentlichkeit vorgeführt, parallel zu den laufenden Inbetriebnahmen in einem untertägigen Großprojekt auf Fahrzeugen und einem überirdigen Großprojekt im Containerterminal.

### **iRTT Schutzkonzept Bohrgeräte**

Die indurad RadioTransponderTag-Lösung ist von den Hardware-Komponenten modular aufgebaut und kann weitgehend an die Anforderungen des Kunden angepasst werden. Die iRTT™-Lösung basiert auf „Client“- und „Base“-Einheiten: iRTT™-Clients stellen mobile und kompakte batteriebetriebene iRTT™-Komponenten mit einer einzelnen Sende/Empfangsantenne dar. Im Gegensatz dazu sind die iRTT™-Base-Einheiten mit einem Display, Konfigurationsfunktionen und mehreren Antennen ausgestattet.

Die iRTT Technologie zeichnet sich durch folgende besondere Eigenschaften aus:

- Hohe Reichweite
  - 150 m üblich untertage
- Ohne Sichtverbindung
  - Blick bis zu 50 m „um die Ecke“
- Sehr lange Batterielebensdauer
  - Geräte 5 Jahre, Personen 1 Jahr

---

<sup>1</sup> Siehe auch: <http://www.imr.rwth-aachen.de/index.php/featureface.html>

- Dreifache physikalische Messung
  - Robustheit + Genauigkeit + Zuverlässigkeit + Sicherheit
- Vierfache Auswertung für Redundanz
  - RSS + TOF + TDOA + PMU
- Sichere, sehr niedrige elektromagnetische Belastung
  - Kein VLF, 0.7 GHz bis 7 GHz
- Betriebsdaten-Übertragung
  - Übertragung von Batteriestatus und weiteren Daten (Betriebsstunden, Tankfüllstand, etc.) per Funk-Broadcast / Boten-Prinzip
- Skalierbarkeit & Optionen
  - Externes Display, Externe Sektorantennen, Übertage Datenserver, Betriebsdatenerfassung

Die folgende Abbildung 1 zeigt die Komponenten der iRTT™-Technologie mit iRTT-CP ClientPerson (links oben), iRTT-AU AntennaUnit (rechts oben), iRTT-BV BaseVehicle links unten) und iRTT-DU DisplayUnit (rechts unten).



Abbildung 1: Komponenten der indurad iRTT™- Technologie

Tabelle 1 zeigt einen Vergleich der verschiedenen Integrationsvarianten der Transponder. Bei der Variante „Helm INNEN“ – wie in der Abbildung 1 oben links gezeigt – findet sich beispielhaft ein Personentransponder iRTT-CP ClientPerson mit Helmin-Integration, welche nach EN 397 zertifiziert wurde. Diese vollintegrierte Variante wird bevorzugt, wenn die iRTT™-Technologie in der gesamten Grube eingesetzt wird, da

so ein verlässlicher Schutz gegen Verlieren, Vertauschen oder Beschädigungen sowie ein optimaler Empfang gewährleistet werden. Die eingebaute Batterie verfügt über eine Lebensdauer von ca. 12 Monaten. Sollen lediglich einzelne Bohrgeräte ausgerüstet werden, bietet indurad dafür mobile Varianten an (Gürtelschlaufe, Anhänger), die dann auf dem Bohrwagen bevorratet werden.

**Tabelle 1: Beurteilungsmatrix Integration Personentransponder**

	Vorteile	Nachteile
Helm INNEN	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Hohe Haltbarkeit und damit Verfügbarkeit der Sicherheitseinrichtung</li> <li>- Schutz gegen Vergessen</li> <li>- Klare Personenzuordnung</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Höherer Zulassungsaufwand</li> <li>- Reduktion des Innenraums</li> </ul>
HELM AUSSEN	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Intergration auf verschiedene Helmmodelle einfacher</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Exzentrisches Gewicht mit Hebelwirkung</li> <li>- Sichtbarkeit</li> <li>- Hängenbleiben</li> <li>- Konflikt mit Lederschlaufe</li> <li>- Bruchempfindlicher</li> </ul>
Grubenlampe	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Hohe Haltbarkeit und damit Verfügbarkeit der Sicherheitseinrichtung</li> <li>- Schutz gegen Vergessen</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Bei defekter Lampe / Wartung Maßnahmen zur Identitätsübertragung</li> <li>- Einschränkung im Bauraum / redundante Technologien</li> <li>- Kompromisse in Antenne</li> </ul>
Gürtel/ Anhänger	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Einfacher Austausch</li> <li>- Einfach für Besucher</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Höhere Gefahr der Identitätsverwechslung</li> <li>- Leichteres Vergessen (Kaue, Fahrzeug,...)</li> <li>- Schlechte Funklage (Abschattung Körper)</li> </ul>

Die Abbildung 2 zeigt die beispielhafte Ausrüstung eines Nordmeyer-SMAG Sprenglochbohrwagens für den Salzbergbau. Hierbei werden etwa vier iRTT-AU-Einheiten (hellbau) entlang der Lafette verteilt. Weitere zwei iRTT-AU-Einheiten werden vorne auf der Fahrzeugplattform montiert, um den statischen Schwenkbereich zu überwachen.



Abbildung 2: Installation der iRTT-AntennaUnits entlang der Bohrlafette

Die Auswertung der Zonen findet dabei im Koordinatensystem der Bohrstange statt, da sich die Norm auf die rotierenden Teile bezieht. Auf Basis von vor-Ort-Befahrungen und Gesprächen mit Bedienern, sowie der Beurteilung des Abbremsverhaltens der Bohrstange und des Fallbereiches von Personen, erscheint ein roter Sicherheitsbereich (Abschaltzone) von etwa 2 m als geeignet. Der Bereich von 2 – 3 m würde fortan als Warnbereich definiert werden, der Bereich über 4 m als „positiver Detektionsbereich“ (Abbildung 3). Unter einem positiven Detektionsbereich verstehen wir eine Zone, in der angemeldete Personentransponder iRTT-CP immer erkannt werden müssen. Durch diese Maßnahme wird sichergestellt, dass ein Ausfall des iRTT-CP oder das Verlassen des Bedieners bzw. seiner Helfer erkannt wird und dadurch entsprechende Maschinenreaktionen ausgelöst werden.

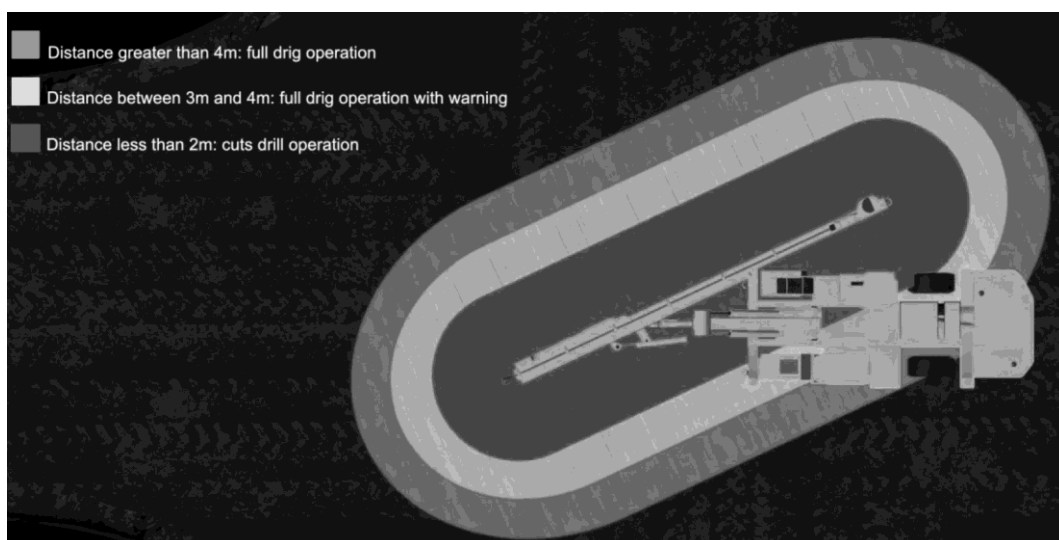


Abbildung 3: Beispielhafte Schutzzonen, welche anforderungsbezogen per Software konfiguriert werden können.



## Anforderungen aus der DIN EN 16228 und aktuelle Entwicklungen

Die letzte Fassung der DIN EN 16228 wurde im Jahr 2014 herausgebracht. In dem allgemeinen Teil der Norm EN 16228-1:2014 im Abschnitt 5.15.2 wird der generelle Performance Level vorgegeben, der bei Sicherheitsfunktionen erreicht werden muss, wobei hier bei fast allen Anwendungen PLc (=SIL1) gefordert wird. Abschnitt 5.23.2 regelt den „Zugang zu am Arbeitsprozess beteiligten beweglichen Teilen“. Im Folgenden dazu der Auszug „Allgemeines:

*Wo der Zugang zu beweglichen Teilen, die direkt am Arbeitsprozess beteiligt sind, während des normalen Betriebs der Maschine absehbar ist, sind folgende Schutz- einrichtungen zu wählen:*

- *feststehende trennende Schutzeinrichtung; oder*
- *bewegliche trennende Schutzeinrichtung mit Verriegelung und mit oder ohne Zuhaltung; oder*
- *sensitive (berührungslos wirkende) Schutzeinrichtungen, z. B. elektrosensitive Schutz- ausrüstung oder druckempfindliche Schutzeinrichtungen; oder*
- *eine Kombination der vorstehend genannten Schutzeinrichtungen.*

*ANMERKUNG 1 Das Positionieren von Mäklern und Auslegern und Drehen des Turms usw. gilt nicht als Bewegen von Teilen, die am Bohr- und Rammprozess be- teilt sind.*

*ANMERKUNG 2 Es wird vorweggenommen, dass während der Gültigkeitsdauer die- ser Norm andere Technologien für Schutzeinrichtungen entstehen werden.*

*Die Maschine muss so ausgeführt sein, dass der Bediener an der Steuerposition außer bei eingeschränkter Betriebsart keine beweglichen Teile erreichen kann, die am Bohrverfahren beteiligt sind.*

Damit gibt es zwei Lösungsbereiche:

Zum einen die „trennenden Schutzeinrichtungen“, die häufig als Schutzgitter ausge- führt werden und bei übertägigen Bohranlagen verbreitet sind. Schutzgitter haben den Nachteil, dass sie durch eine große sperrige Bauweise den Arbeitsbereich ein- schränken, den Zugang erschweren und damit die Produktivität und Handhabbarkeit senken.

Zum anderen die „sensitiven Schutzeinrichtungen“, zu denen die indurad iRTT-Trans- ponderlösung zu zählen ist. In der englischen Originalfassung ist sie mit „Sensitive protective devices“ beschrieben, in der deutschen Übersetzung mit „Sensitive (berüh- rungslos wirkende) Schutzeinrichtungen“, wobei die nach herrschender Meinung un- beabsichtigte Einschränkung in den Klammern die Nutzung der iRTT-Technologie nicht behindert. So darf es auch eine Schutzeinrichtung sein, die auf sanfte Berührung reagiert oder eine Ansammlung von eng gestellten Seilzugschaltern darstellt. Man könnte sich auch einen Vorhang aus Seilen oder Drahtstäben vorstellen, der den Schutzbereich nicht physisch abtrennt, sondern bei Berührung durch den Bediener nur die Bewegung stoppt. Der Bewegungssensor ist nur eine mögliche Art der sensi- tiven Schutzeinrichtung.

Der Abschnitt 5.6.3 der EN 16228-2:2014 befasst sich mit den Sonderregelungen und Ausnahmen für die Bohrwagen (engl.: Drill Jumbos). Gerade im Bereich der untertägigen Bohrwagen (Drill Jumbos) würde der Einsatz von mechanischen Absperreinrichtungen aufgrund des Bauraumes den Betrieb erheblich behindern, einige Bohrpositionen wären auch geometrisch nicht mehr anfahrbar.

So sind in dem derzeit gültigen Teil 2 der Norm, die „Mobile Bohrgeräte für Tiefbau, Geotechnik und Gewinnung“ regelt, die zuvor beschriebenen Anforderungen nach einer Schutzeinrichtung für bewegliche Teile nicht gefordert:

*„EN 16228-1:2014, 5.23.2, gilt nicht, mit Ausnahme von 5.23.2.2.4.  
Der Bohrwagen muss so ausgelegt, gebaut und ausgestattet sein, dass Handbetrieb im Gefahrenbereich minimiert ist.“*

Die Ausnahme 5.23.2.2.4 bezieht sich dabei auf die Eingeschränkte Betriebsart (ROM), welche nach wie vor verfügbar sein muss. Damit sind für den operativen Betrieb keine Anforderungen in dieser Hinsicht gegeben.

Unterkapitel 5.6.3.2 „Eingeschränkter Zugang zu einem Gefahrenbereich mit drehenden Teilen“ bezieht sich auf Bewegungsmelder, wobei hier vorausschauenderweise folgende Anmerkung in der Norm fixiert wurde:

*ANMERKUNG Es kann andere technische Lösungen als Bewegungsmelder geben, mit denen das gleiche oder ein besseres Schutzniveau erreicht werden kann. Dieses in Kombination mit den Felswänden begrenzt den Zugang zum Gefahrenbereich.*

Unterkapitel 5.6.3.5 der EN 16228-2 befasst sich mit den fernbedienten Bohrwagen und der Möglichkeit einer Transponder-basierten Überwachungslösung – jedoch ohne die Anforderung nach Funktionaler Sicherheit aus der ISO 61508 (SIL).

*Bei fernbedienten Bohrwagen, bei denen das Bohren in direkter Blickrichtung des Bedieners erfolgt, gilt 5.6.3.2 nicht. Aus den folgenden Schutzeinrichtungen ist eine auszuwählen:*

*- ein System, das erkennt, wenn der Bediener den Gefahrenbereich bei drehendem Bohrstrang betritt, z. B. Bewegungsmelder auf dem stationären Fernbedienpult. Wenn das System den Bediener meldet, muss die eingeschränkte Betriebsart (siehe EN 16228-1:2014, 5.23.2.2.4) aktiviert werden oder;*

*- Ausstattung mit einem System, das den Bediener, der die Fernbedienung trägt und sich rotierenden Prozessteilen nähert, erkennen kann. Wenn das System den Bediener/die Fernbedienung erkennt, müssen alle Bewegungen angehalten werden.*

*ANMERKUNG Das im zweiten Spiegelstrich beschriebene System kann auch RFID-Tag-basiert (Radiofrequenz-Identifikation) und in der Fernbedienung eingebaut sein.*

Die DIN EN 16228 befindet sich derzeit in intensiver Überarbeitung durch ein Normungskomitee, in dem mehr als 50 Personen aus verschiedenen europäischen Ländern mit Schwerpunkt Skandinavien, Frankreich, England, Deutschland und Italien

mitwirken. Die derzeitige Tendenz ist die Regelung in Teil 2 zu verschärfen durch die Streichung der Ausnahmen. Trotz intensiver Recherche und Dialog mit der Industrie konnten auf dem Markt bisher keine sicherheitszertifizierten Lokalisierungstransponder RTLS (RealTimeLocationSystems) gefunden werden.

In der Konsequenz würde der Mangel an Plc/SIL1 zertifizierten Transponderlösungen andere Zugangsbeschränkungen erfordern, die den operativen Prozess behindern und auch Produktivität reduzieren. Aus diesem Grunde haben zahlreiche Maschinenhersteller und Bergbaubetreiber die Initiative ergriffen, um zumindest im Teilbereich der untertägigen Bohrwagen (Normteil 2 von insgesamt 5 Normteilen mit Gerätegruppen) den Einsatz von berührungslosen Schutzeinrichtungen nicht an einer formellen Zertifizierung der Transponder festzumachen, sondern an einem Katalog von Mindestkriterien, der vom Stand der Technik und einer grundlegenden Gefährdungsbeurteilung ausgeht und diesen auf Basis spezifischer Anforderungen und um Fortschritte in der Technologie erweitert. Als geeignet erscheinen Anforderungen durch Mindestreichweite, Mehrkanalfähigkeit und Mehrfrequenzfähigkeit.

Trotz dieser möglichen Entwicklungen arbeitet indurad daran, die indurad RadioTransponderTag iRTT Technologie an die Normen anzupassen im Hinblick auf eine Zertifizierung gemäß DIN EN 16228-1:2014 Performance Level C - PLc (Funktionale Sicherheit ISO 61508 SIL1). Eine Zulassung ist jedoch mit hohem Aufwand für Hard- und Softwareentwicklung, Dokumentation und Tests verbunden, wodurch der Prozess einige Jahre dauern kann. Mit der grundlegenden Auslegung der iRTT Technologie als fehlertolerantes Regelsystem (SIF Safety Integrated Function) mit dreifacher redundanter Verarbeitung und Verwendung des Mehrheitsergebnisses: 2oo3 (2 out of 3 Voting / 2 von 3'-Wähler), orientiert es sich damit an sehr hohen Anforderungen aus der chemischen Industrie (AK6), wobei fahrerlose Transportsysteme mit einem 1oo2 (AK4) auskommen. Dabei sei bemerkt, dass durch die diversitäre Redundanz nicht alle verwendeten Messverfahren zu einer gleichen Ortungsgenauigkeit kommen, jedoch alle Verfahren mindestens eine berührungslose Detektion auf Distanzen > 10 m ermöglichen.

### **Weitere iRTT™-Anwendungen**

In einigen bedeutenden Bergbauländern gibt es daher bereits eine gesetzliche Pflicht für ein Kollisionswarnsystem, wie beispielsweise Südafrika. So hat die südafrikanische Bergbaubehörde DMR die Pflicht in dem „Regulations for Trackless Mobile Machines“ (Kapitel 8.10.1.1) geregelt:

*"All electrically or battery powered trackless mobile machines, excluding shovels, bucket wheel excavators and overburden drills, must be provided with means to automatically detect the presence of any pedestrian within its vicinity. Upon detecting the presence of a pedestrian, the operator of the trackless mobile machine and the pedestrian must be warned of each other's presence by means of an effective warning."*

Die Notwendigkeit von Kollisionsschutz wird auch in Deutschland erkannt. So hat die Deutsche Gesellschaft zum Bau und Betrieb von Endlagern für Abfallstoffe mbH (DBE) [seit 01.01.2017 Bundesgesellschaft für Endlagerung (BGE)] ein Kollisionswarnsystem für das Endlagerbergwerk Konrad auf Basis der iRTT™-Technologie beauftragt, welches im vergangenen Jahr installiert wurde und sich derzeit in der Inbetriebnahme befindet. Das System basiert auf 500 Personentranspondern und 150 Fahrzeug- und Gerätetranspondern.

Weiterhin liefert indurad eine iRTT-Lösung für den größten Containerterminalbetreiber Global Terminals Crane GCT in Canada für den Deltaport Vancouver. Das System basiert auf über 300 Infrastrukturantennen, über 100 Fahrzeugen inkl. High Precision RTK DGPS und 400 Personentranspondern.

### **Hinweis / Disclaimer**

Aufgrund der Komplexität des Themas, gerade im Zusammenhang mit umfangreichen Normenwerken, sind Fehler in diesem Beitrag nicht ausgeschlossen, wobei der Beitrag nach bestem Wissen des Autors verfasst wurde. Daher sollte der Beitrag nur als Ideenpapier gewertet werden und nicht als wissenschaftlicher Beitrag.

### **Zur indurad GmbH**

Die indurad GmbH wurde 2008 als Ableger des IMR (Institut Maschinentechnik der Rohstoffindustrie) an der RWTH Aachen gegründet. Mit innovativer 2D-Radar-Technologie für Kollisionsschutz, Bedienerassistenz und Automatisierung von Maschinen in der Rohstoffindustrie gilt das Angebot der indurad heute als Antwort auf aktuelle Anforderungen von Bergbau-Unternehmen und OEMs hinsichtlich Produktentwicklung, Kommerzialisierung und Langzeit-Service moderner und robuster Sensorik. Im Jahr 2010 wurde indurad der bauma Innovation Award verliehen, im Jahr 2014 folgte der AC<sup>2</sup> Innovation Award.

Hier der AC2 indurad Profilmovie: <https://youtu.be/b4xwixb6XD8>

indurad's technische Entwicklung begann im Jahr 2003 in Zusammenarbeit mit deutschen Herstellern von Bergbaumaschinen und Bergbaugesellschaften. Kern dieser Entwicklungen ist ein neuartiger 2D Radar Sensor, der seit 2007 in der Bergbauindustrie zum Einsatz kommt. Im Gegensatz zu Laser Sensoren ist diese robuste Technologie auch in industriellen Umgebungen mit schwierigen Bedingungen (Staub, Nebel, Regen, Schnee, Verschmutzungen) einsetzbar. indurad ist bereits seit 2009 durch den TÜV Rheinland nach ISO9001 wie auch ATEX/IECEx zertifiziert. Die Projektreferenzen, das Know How sowie das Sensor Portfolio machen indurad zum Taktgeber in der industriellen Radar-Technik, die in speziellen Solution-Packages angeboten werden:

Keywords: RFID , RTLS, Radar, Sensors, Automation, Drill Jumbo, Localization, Kollisionsschutz, Ortung, Sicherheit, Bohrwagen

**Dr.-Ing. Reik Winkel**

reik.winkel@indurad.com

indurad GmbH  
Belvedereallee 5  
52070 Aachen



## **Der Beitrag von IBExU zum Explosionsschutz im Bergbau**

Dipl.-Ing. Ulf Liebscher

Prof. Dr. rer. nat. Tammo Redeker

IBExU Institut für Sicherheitstechnik GmbH

### **Abstract**

Bohr- und Sprengarbeiten im Bergbau unter Tage erfordern in den meisten Fällen die Anwendung von Explosionsschutzmaßnahmen. Für die Bestimmung der erforderlichen Maßnahmen und Geräte bedarf es nicht nur eines umfangreichen Spezialwissens, sondern oft auch einer Zertifizierung von Maschinen oder Komponenten.

Die IBExU GmbH ist heute ein privatwirtschaftliches Institut, dessen Wurzeln und Kenntnisse auf dem Gebiet des Explosionsschutzes bis in das Jahr 1928 zurückreichen. Unweit des jetzigen Institutsgeländes wurde am 31.10.1928 die „Sächsische Versuchsstrecke an der Bergakademie Freiberg i.Sa.“ gegründet.

Seit 1996 ist IBExU für Industrie und Bergbau uneingeschränkt als „Notified Body“ akkreditiert für die explosions-schutztechnische Prüfung und Zertifizierung von Geräten und Schutzsystemen zur bestimmungsgemäßen Verwendung in explosionsgefährdeten Bereichen, aktuell entsprechend der ATEX „Richtlinie 2014/34/EU“.

Außerdem ist IBExU seit 2007 gemäß dem IECEx Scheme als IEXEx Testing Laboratory und IECEx Certification Body akkreditiert.

Auf Grund teilweise verheerender Explosionsunfälle im untertägigen Kohlebergbau wurden Explosionsschutzmaßnahmen zuerst für den Bergbau eingeführt. Nach einer sicher nicht vollständigen Statistik starben jedoch selbst im Zeitraum von 2002 – 2016 noch über 2000 Bergleute in Folge von Schlagwetterexplosionen.

Die physikalischen Grundlagen wie die Prinzipien des Explosionsschutzes sollen im Vortrag kurz erläutert werden.

Die rechtlichen Grundlagen für den Explosionsschutz in Europa bilden heute die europäischen Richtlinien 2014/34/EU (Explosionsschutz), 1999/92/EG (Betriebssicherheitsverordnung) und die Richtlinie 98/24/EG (Gefahrstoffverordnung).

Die für die Umsetzung des Explosionsschutzes anzuwendenden Schlagwörter wie z.B. Gerätegruppen / Gasgruppen / Zündschutzarten werden vorgestellt und kurz beschrieben.

Die Besonderheiten und Unterschiede für den „Explosionsschutz im Bergbau unter Tage“ im Vergleich zur „übrigen“ Industrie werden erläutert.

An Hand von ausgewählten Explosionsschutz Beispielen sollen Besonderheiten und Beachtenswertes aus der Prüfpraxis und aus dem Bereich Gutachtenerstellung dargestellt werden.

**Dipl.-Ing. Ulf Liebscher**

u.liebscher@ibexu.de

**Prof. Dr. rer. nat. Tammo Redeker**

IBExU Institut für Sicherheitstechnik GmbH  
Fuchsmühlenweg 7  
09599 Freiberg



## RockStraight, neue Strebtechnologie für flözartige Erzlagerstätten

Dipl.-Ing. Roland Redlich  
Zeppelin Baumaschinen GmbH

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS



ROCKSTRAIGHT, NEUE STREBTECHNOLOGIE FÜR FLÖZARTIGE ERZLAGERSTÄTTEN

Bohr- und Sprengtechnisches Kolloquium  
Clausthal, 19. Januar 2017

**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS



2

BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

1943



3

BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten



4

BuS 2017

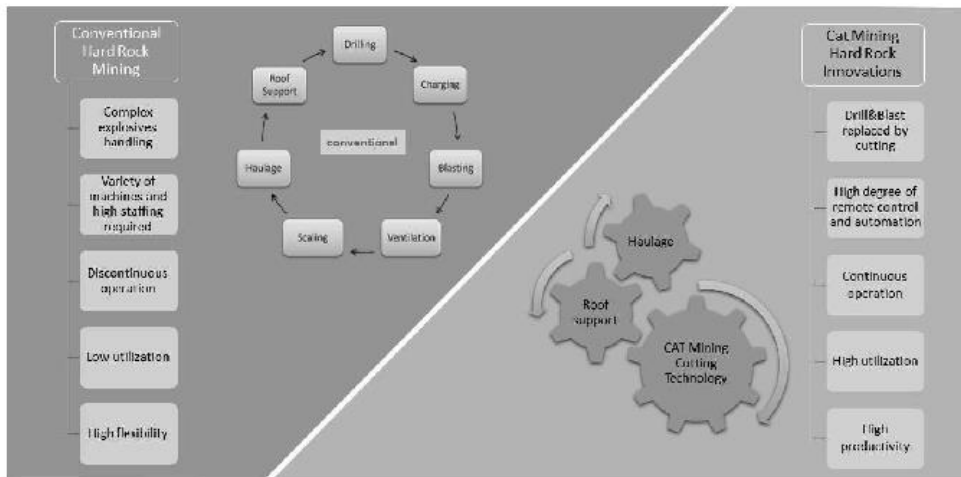
**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

#### Bohren und Sprengen vs. CAT Rock Straight



5

BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

#### CAT Rock Straight

##### Kontinuierlicher Abbau und Förderung im Hartgestein

Abbau von flözartigen Lagerstätten auf Kupfer, Schiefer, Gold oder Platin mit Mächtigkeiten um die 1,3 meter

##### System für gleichzeitiges Schneiden und Abfördern

System aus Walzenlader, Schildausbau und Kettenkratzförderer

##### Automatisiert und mit Fernbedienung

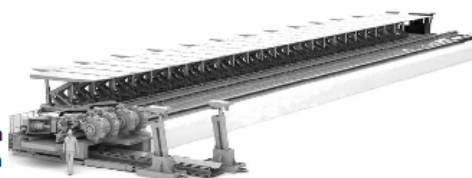
Nur ein Maschinenfahrer für sichere und kosteneffiziente Produktion

##### Höchste Leistungsfähigkeit bei niedrig mächtigen Lagerstätten

Selektiver Abbau des hochkonzentrierten Erzes gegenüber dem Abraum

##### Höchste Wertschätzung der Gesundheit, Sicherheit und Nachhaltigkeit

Kontinuierlicher Arbeitsprozess, weniger Einwirkung auf das umgebende Gestein und reduzierter Energieaufwand



**Konzept:** Voll automatisiertes System, basierend auf dem Wissen über Strebtechnologie, adaptiert für Hartgestein

##### Hard Rock Miner HRM220

- Geschütztes Patent: Activated hard rock undercutting technology
- Zwei unabhängig steuerbare Schneidköpfe



##### Hard Rock Roof Support HRS1220

- Selbst fortschreitend
- Mit oder ohne rückseitiger Kappe
- Entwickelt um hereinbrechenden Fels zu widerstehen
- Bewährtes CAT control system



##### Hard Rock Conveyor HRC 30

- Patentierter Schürzenförderer besonders für Hartgesteinsätze
- Extrem flach gebaut für Einsätze in niedrigsten Mächtigkeiten
- Kraftvolle Getriebeeinheit



6

BuS 2017

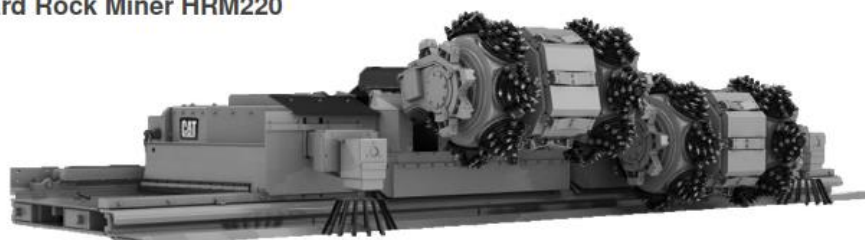
**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

#### Hard Rock Miner HRM220



**...ausgerüstet mit  
CAT Activated  
Undercutting  
Technology**

Range of cutting height	1.3 – 2.0 m
Installed Power per Cutting Unit	132 kW
Installed Power Electrical System	319 kW
Cutting Depth per Unit	100 mm
Maximum Advance Rate	6 m/minute
Instantaneous Cutting Rate	Up to 175 tonnes/hour
Operating Voltage	1,000 V

7

BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**



## ROCKSTRAIGHT

Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

Hard Rock Conveyor HRC30



***“Der niedrig bauende Schürzenförderer,  
der CAT Hard Rock Conveyor HRC30  
fördert das Erz auf Platten mit  
niedrigstem Verschleiß “...***

8

BuS 2017

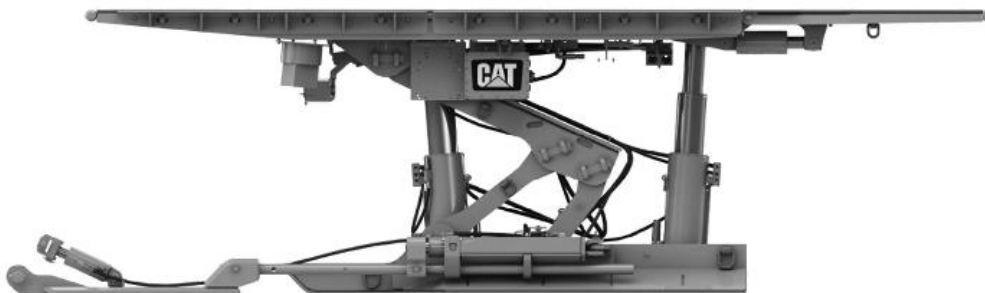
**ZEPPELIN** 

## ROCKSTRAIGHT

Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

Hard Rock Roof Support HRS1220



***“Bietet vollen Schutz für Personal und Maschine  
gegen Steinfall über die gesamte Streblänge”***

9

BuS 2017

**ZEPPELIN** 

## ROCKSTRAIGHT

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

#### Automation System

Automatisierter Arbeitsablauf  
mit Fernbedienung für das  
gesamte System



Ein sicherer und  
komfortabler Arbeitsplatz  
für den Walzenfahrer,  
eine ROPS/FOPS  
zertifizierte Kabine mit AC

10

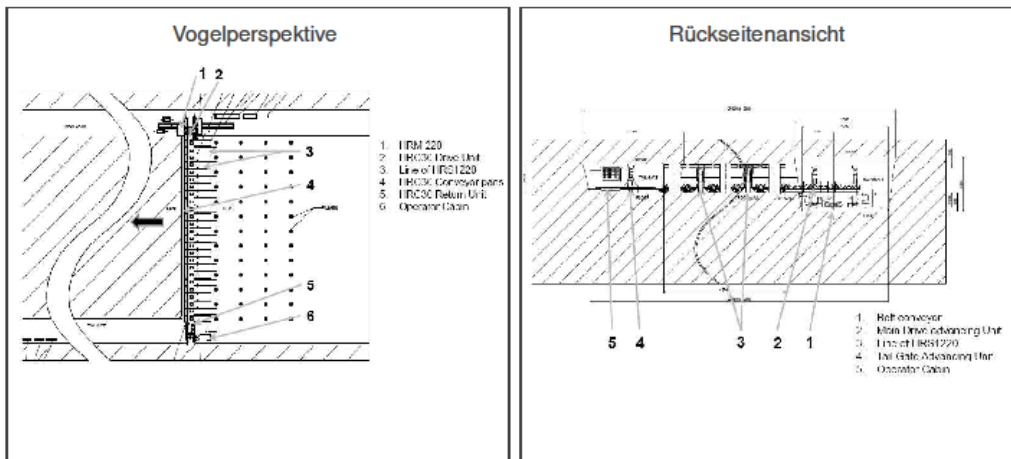
BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS



11

BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

Haupteinsätze: Untertage, flözartige Erzlagerstätten

Gold, Chromit, Kupfer

Reef Mining

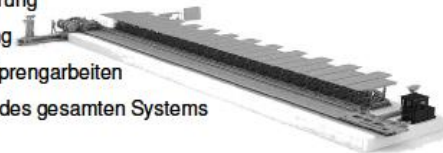


Room & Pillar



#### Vorteile:

- Höhere Produktion durch kontinuierlichen Abbau und Förderung
- Signifikant niedrigere Produktionskosten und Durchmischung
- Ersatz der gefährlichen und diskontinuierlichen Bohr- und Sprengarbeiten
- Automatisiertes schneiden, transportieren und fortschreiten des gesamten Systems
- Fernbedienung aus der Kabine oder von Übertage
- Weniger Personal im aktiven, untertägigen Arbeitsbereich



Das Rock Straight System erhöht die Arbeitssicherheit beim Abbau von flözartigen Erzlagerstätten signifikant.

12


BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**

## ROCKSTRAIGHT

**ZEPPELIN**  
WE CREATE SOLUTIONS

### Neue Strebtechnologie für flözartige Lagerstätten

Rock Straight System:	Strebbausystem für Hartgestein	
Markt:	Flözartige Hartgesteinslagerstätten mit Mächtigkeiten unter 2m	
Vorteile:	Machanisierete, kontinuierliche, automatisierte und selektierende Abbaumethode niedrig mächtiger Flöze im Hartgestein	
Markteinführung:	Juni 2016	
Status:	Verkaufsfertig	



13

BuS 2017

**ZEPPELIN** **CAT**



**Dipl.-Ing. Roland Redlich**  
Roland.Redlich@zeppelin.com  
Zeppelin Baumaschinen GmbH  
Graf-Zeppelin-Platz 1  
85748 Garching bei München



## Optimierung des Gewinnungsprozesses in Steinbrüchen durch „Smarter Quarrying“

Martin Vaeßen, M.Sc.

Dipl.-Ing. Attila Baki

Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH

Jeden Tag produzieren Steinbrüche auf der Welt Millionen Tonnen Aggregate für eine Vielzahl von industriellen Anwendungen, allerdings gibt es bei der Herstellung noch viele Verbesserungsmöglichkeiten. Die Prozesskette aus Bohren, Sprengen, Laden, Transportieren und Zerkleinern muss optimal aufeinander abgestimmt werden, um rentables Wirtschaften zu ermöglichen. Zum Beispiel führen schlecht positionierte Sprenglöcher zu einer unvorhersehbaren Fragmentierung des gesprengten Gesteins. Durch schwankende Größen der Gesteinsfragmente entstehen ungleichmäßige Lkw-Ladungen, höherer Motorverschleiß und Kraftstoffverbrauch. Darüber hinaus verringern zu große Fragmente den Brecher Durchsatz und verlangsamen die Produktion.

Deswegen muss es das Ziel sein einen synchronisierten und effizienten Gewinnungsprozess vom Sprengen bis zum Zerkleinern zu implementieren. Das Erfolgsgeheimnis dazu liegt in der Bohrloch Qualität, da ein optimales Sprengergebnis alle weiteren Arbeitsschritte entscheidend vereinfacht. Atlas Copco erreicht dieses durch seine „Smarter Quarrying“ Paketlösung. Diese besteht aus einem Bohrgerät der SmartROC Serie mit AutoPos Funktion, einem Bohrlochnavigationssystem (HNS - Hole Navigation System) und dem ROC Manager, der Bohrpläne und Berichte erstellt. AutoPos und das HNS sind dabei die Schlüsselfunktionen, die es dem Bediener ermöglichen jedes Bohrloch optimal zu erstellen.

Einen übertägigen Rohstoffgewinnungsbetrieb rentabel zu führen ist eine sehr anspruchsvolle Herausforderung. Der Grund dafür ist, dass es eine Vielzahl wichtiger Parameter gibt, die aufeinander abgestimmt werden müssen. Zur Prozessoptimierung der Steinbruch- oder Tagebauproduktion wird deswegen eine umfassende Strategie benötigt, die jeden der folgenden Schritte der Operation berücksichtigen muss:

- Planen
- Bohren
- Analysieren
- Sprengen
- Laden und Transportieren
- Zerkleinern

Abbildung 1 zeigt eine beispielhafte Kostenverteilung in einem Steinbruch (Korngröße 0 - 20 mm). Die Arbeitsschritte Bohren, Sprengen, Laden und Fördern sind für 66 % der Gesamtkosten verantwortlich. Diese Kosten werden maßgeblich vom Bohr- und Sprengergebnis beeinflusst.

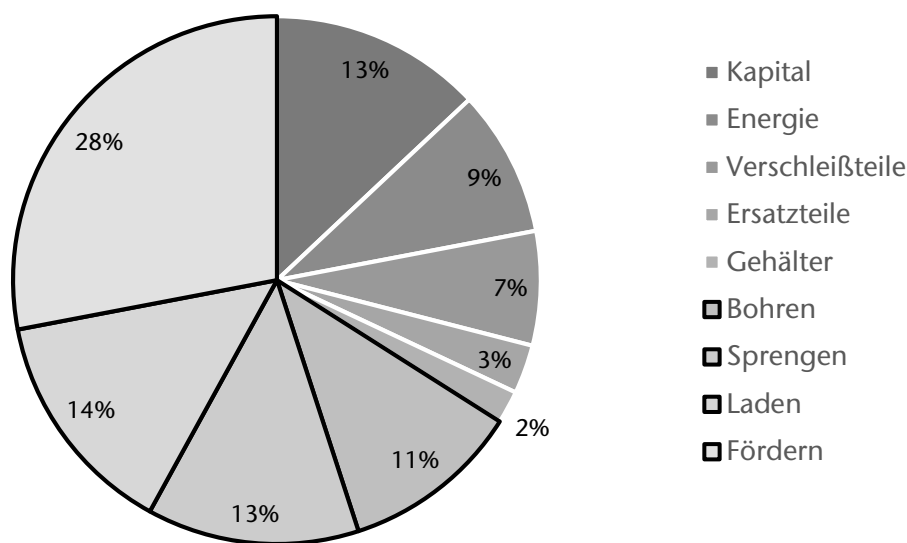


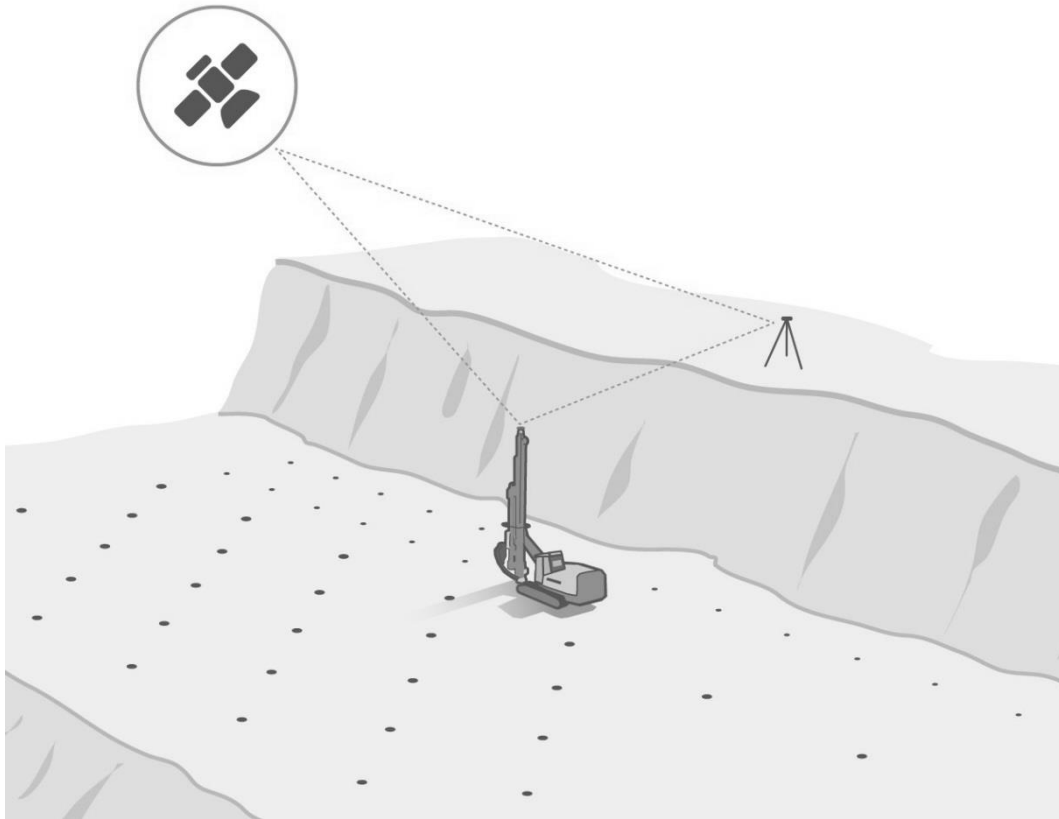
Abbildung 1: Kostenverteilung im Steinbruch, Korngröße 0 – 20 mm, Quelle: Atlas Copco

Im Allgemeinen werden Felssprengungen unternommen, um den Aushub von Gestein zu erleichtern. Kritische Faktoren sind dabei:

- Kosteneffektive Fragmentierung und Gewinnung des Gesteins
- Minimierte Beschädigung der umgebenden Gesteinsmasse zur Sicherung der Stabilität
- Minimierte Umweltauswirkungen zum Schutz von in der Nähe gelegenen Infrastrukturen

Unter Berücksichtigung dieser Punkte ist es wichtig den Mechanismus des Gesteinsbruchs durch Sprengungen zu verstehen, da die Produktion und der Verkauf von Rohstoffen immer stärker reglementiert und konkurrenzbetonter werden. Insbesondere die Entwicklungen in der Computertechnik ermöglichen es das Verhalten des gesprengten Gesteins genau zu simulieren. Diese Daten werden genutzt, um das Sprengbild für die optimale Fragmentierung zu entwerfen. Wenn Sprengstoffe in der Produktion von Steinbrüchen verwendet werden, besteht die übliche Technik darin, Löcher in den Fels zu bohren und anschließend mit Sprengstoff zu besetzen. Bei der Detonation wird eine relativ kleine chemikalische Masse in ein sehr großes Gasvolumen umgewandelt. Druck und Temperatur erhöhen sich stark, was eine Druckbeaufschlagung des Bohrlochs und eine sehr starke Stoßwelle erzeugt. Die Voraussetzung, um während der anschließenden Explosion des Gesteins das richtige Sprengergebnis zu errichten ist es, dass die Vorgaben des Bohrplanes exakt eingehalten wurden. Deswegen müssen alle Bohrungen exakt nach Plan ausgeführt werden, um die für den Steinbruch erforderliche Fragmentierung zu erzielen. Die richtige Fragmentierung des Gesteines ist wichtig, sowohl für die Optimierung der Beladung des Haufwerkes durch

Radlader, als auch für einen konstanten Durchsatz an der Brecherstation. Mit den richtigen Abmessungen des Gesteins läuft der Brecher gleichmäßig und der Energieverbrauch, um das Gestein zu zertrümmern, ist so gering wie möglich.



**Abbildung 2: Schema eines Bohrlochnavigationssystem mit Basisstation, Quelle: Atlas Copco**

Um die Sprengergebnisse zu optimieren und planmäßig durchzuführen, hat Atlas Copco das „Smarter Quarrying“ Konzept entwickelt, welches aus der Planungssoftware ROC Manager, dem HNS System und der AutoPos Funktion besteht. Im ROC Manager werden dabei Vorgabe, Reihenabstand und Lochtiefe eingegeben. Winkel und die Sprengrichtung werden ebenfalls in den Bohrplan eingetragen und nach Fertigstellung auf das Bohrloch-Navigationssystem übertragen.

Heutzutage sind Navigationssysteme durch satellitengestützte Positionierung die vorherrschenden Lösung für die Ausrichtung von Bohrlöchern in Steinbrüchen, Tagebauen und Baustellen. Dies ist auf die Genauigkeit und den Komfort der Systeme zurückzuführen, was zu einer verbesserten Sprengqualität und damit zu geringeren Kosten und einer verbesserten Produktivität führt. Bohrlochnavigationssysteme arbeiten auf Basis des Triangulationsprinzips. Es werden drei Satelliten benötigt um eine Position zu lokalisieren und ein vierter Satellit, um die Höhe zu berechnen. Die Position wird errechnet, indem die Zeit gemessen wird, die das Signal benötigt, um vom Satelliten zur Antenne zu gelangen. Ein Millisekunden Verzögerungsfehler kann die Positionierung um bis zu 20 Metern verfälschen, deswegen setzt das Atlas Copco HNS System eine lokale Basisstation ein, die eine bekannte Koordinatenposition aufweist.

Abbildung 2 zeigt wie mit Hilfe der Basisstation die Position des Auslegers korrigiert wird, dabei wird eine Genauigkeit von  $\pm 5$  cm erreicht. Zurzeit gibt es folgende vier verschiedene GNSS (Global Navigation Satellite System) die zur Positionierung eingesetzt werden können:

- GPS: Entwickelt durch die US-Luftwaffe
- GLONASS: Russisches System
- Galileo: Europäisches System
- BeiDuo: Chinesisches System

Das Atlas Copco HNS System ist in der Lage mit allen oben genannten Systemen zu kommunizieren. Bei einem herkömmlichen Bohrlochnavigationssystem wird der Bediener durch Präzisionssensoren und einem Satellitenpositionierungsempfänger unterstützt, welcher Position und Höhe des Auslegers mit den vordefinierten Daten des Bohrplanes vergleicht. Der Ausleger muss hingegen manuell positioniert werden.

Die moderne Technologie der heutigen Bohrgeräte wie z.B. die der SmartROC T45 von Atlas Copco sind zusätzlich zu der Bohrlochnavigation serienmäßig mit dem automatisierten Positionierungs- und Ausrichtsystem AutoPos ausgestattet. Beim Anbohren erzeugt eine Fehleinstellung von  $1^\circ$  eine Abweichung von ca. 1.5 cm/Meter. Bei einem 25 Meter tiefen Bohrloch bedeutet das eine Gesamtabweichung von ca. 37.5 cm. Abbildung 3 und Abbildung 4 veranschaulichen die Auswirkungen, die verlaufende Bohrlöcher auf die Fragmentierung des Haufwerkes haben. Die Gesteinsfragmente weisen stark schwankende Größen auf. Zu große Gesteinsfragmente müssen vor der Aufgabe auf den Brecher noch zusätzlich geknäppert werden, wodurch die Produktion verlangsamt wird.

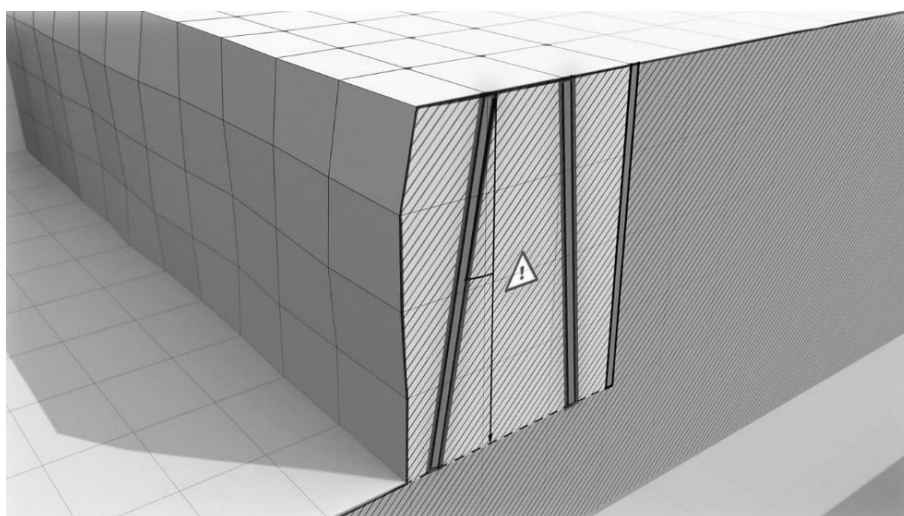
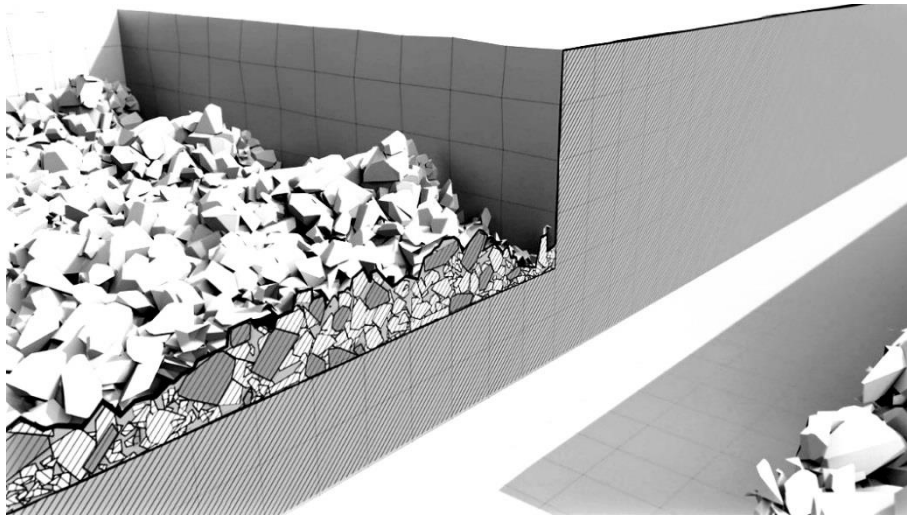


Abbildung 3: Verlaufende Bohrlöcher, Quelle: Atlas Copco

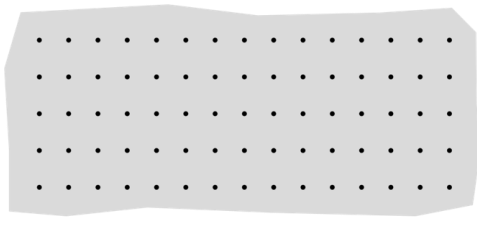
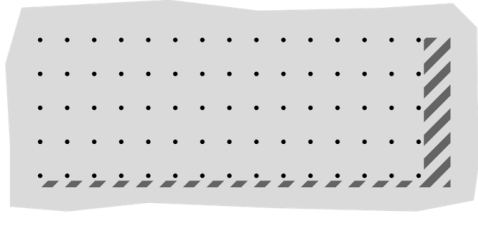


**Abbildung 4: Auswirkungen verlaufender Bohrlöcher auf Fragmentierung, Quelle: Atlas Copco**

Atlas Copco setzt deswegen auf automatische Positionierung, um die Bohrgenauigkeit zu verbessern und die Ausrichzeit stark zu reduzieren. Dies liegt daran, dass das automatische System die Haupteinschränkungen des manuellen Betriebes überwindet, nämlich die Zeit und die Aufmerksamkeit, die erforderlich sind, um den Ausleger aufgrund seiner Dynamik und sensiblen Steuerung zu positionieren. Darüber hinaus erfolgt das automatische Ausrichten der Lafette schnell und ohne großen Aufwand. Diese Entwicklungen führen zu weiteren Verbesserungen der Bohrqualität, wodurch sich wiederum bessere Sprengergebnisse und höhere Produktivität bei der Gewinnung ergeben.

Ein typisches Arbeitsszenario (siehe Tabelle 1) besteht aus 75 Löchern in fünf Reihen, die bis zu einer Tiefe von 15 m gebohrt werden sollen. Um diesen Bereich abzudecken und die geschätzte Gesteinsmasse (etwa 31 000 Tonnen) effektiv zu lösen, schätzt Atlas Copco, dass ein herkömmliches Bohrgerät acht Löcher mehr bohren müsste als die SmartROC T45. Der Grund dafür ist, dass bei einem herkömmlichen Bohrgerät die Vorgabe und der Reihenabstand zwischen den Löchern verringert werden müssen, um mögliche Fehler bei der Positionierung und falschen Winkeln auszugleichen, da alle Löcher, die zu weit auseinander liegen, die Wirksamkeit der Explosion gefährden. Die mit Auto Pos und HNS ausgerüstete SmartROC T45 lokalisiert automatisch die richtige Position der einzelnen Bohrungen und bohrt sie automatisch auf die gewünschte Neigung und Tiefe. Infolgedessen benötigt das Sprengmuster keine Anpassung und kann planmäßig gebohrt werden.

**Tabelle 1: Vergleich Bohren mit und ohne HNS System**

Bohren mit HNS und AutoPOS	Bohren ohne HNS
	
Vorgabe 3,04 m x Abstand 3,8 m = 11,55 m <sup>2</sup> 5 Reihen x 15 Löcher = 75 Loch 75 Loch x 15 m = 1125 Bohrmeter (Bm) 11,55 m <sup>2</sup> x 1125 Bm = 12993,75 m <sup>3</sup> 12993,75 m <sup>3</sup> x 2,65 t/m <sup>3</sup> = 34433,4 Tonnen	Vorgabe 2,89m x Abstand 3,65m = 10,55 m <sup>2</sup> 5 Reihen x 15 Löcher = 75 Löcher 75 Loch x 15 m = 1125 Bohrmeter (Bm) 10,55 m <sup>2</sup> x 1125 Bm = 11868,75 m <sup>3</sup> 11868,75 m <sup>3</sup> x 2,65 t/m <sup>3</sup> = 31452,2 Tonnen

Die wirtschaftliche Bedeutung dieser gesteigerten Effizienz ist bemerkenswert. Die Kosten für das Bohren von acht weiteren Löchern oder 120 Bohrmeter betragen rund 600 USD, basierend auf einem durchschnittlichen Bohraufwand von 5 USD pro Meter. Mit 40 Sprengungen pro Jahr würden diese zusätzlichen Kosten rund 24 000 USD pro Jahr betragen, ohne dabei die zusätzlichen Kosten für Sprengstoffe und die Folgen von schlechter Fragmentierung zu berücksichtigen.

Atlas Copco's „Smarter Quarrying“ Konzept hat es sich zum Ziel gesetzt, den Gewinnungsprozess von Steinbrüchen zu verbessern, indem jeder einzelne Prozessschritt des Bohrens und Sprengens berücksichtigt wird. Mit Hilfe des ROC Managers können Bohrpläne mit allen nötigen Informationen erstellt werden, die anschließend auf das Bohrgerät übertragen werden. Diese Daten werden von dem Bohrlochnavigationssystem HNS ausgelesen und der Bediener kann über ein Display die einzelnen Bohrlöcher ansteuern. Durch die AutoPos Funktion und das HNS wird jedes Bohrloch automatisch mit der geplanten Neigung und Tiefe gebohrt. Dadurch kann die bestmögliche Gesteinsfragmentierung gewährleistet werden, was der Schlüssel zur Gesamteffizienz eines Steinbruches ist.

**Martin Vaeßen, M.Sc.**  
Martin.Vaessen@de.atlascopco.com

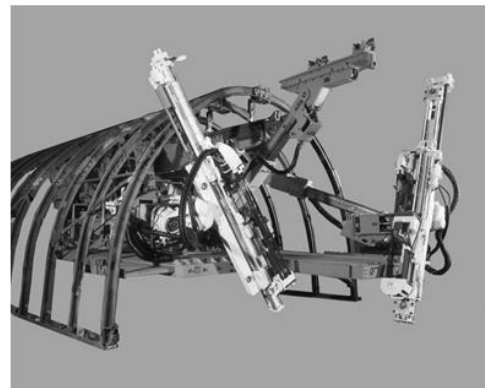
**Dipl.-Ing. Attila Baki**  
Attila.Baki@de.atlascopco.com  
Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH  
Langemarckstraße 35  
45141 Essen

## Einsatz von EHB-basierten Arbeitsmaschinen im konventionellen Tunnelvortrieb

Dipl.-Ing. Günther Saelhoff  
GTA Maschinensysteme GmbH

Bereits Ende der 70er Jahre wurden im Steinkohlenbergbau in Deutschland Hilfsmittel und Arbeitsmaschinen an den bis dahin ausschließlich dem Transport vorbehaltenen EHB-Schienen eingesetzt. Aus den ersten, einfachen Arbeitsbühnen mit mechanischen Höhenverstellungen entwickelten sich schnell hydraulische Plattformen und Ausbausetzteinrichtungen sowie Ausbaumanipulatoren.

Später kamen EHB-basierte Bohrwagen mit einer aber auch mit zwei Bohrlafetten hinzu. An EHB-Schienen verfahrbare Ausbaubühnen, Setzeinrichtungen und Manipulatoren wurden zu Standardgeräten im konventionellen und maschinellen Streckenvortrieb im deutschen Steinkohlenbergbau. Auch in Steinkohlenbergwerken außerhalb Deutschlands werden EHB-basierte Arbeitsmaschinen dort eingesetzt wo in nennenswertem Umfang Unterstützungsausbau eingesetzt wird.



**Abbildung 1: Maschinen für den Steinkohlenbergbau**

Es liegt nahe, die im Steinkohlenbergbau angewandte Technik auch im Tunnelbau anzuwenden, wenn Unterstützungsausbau erforderlich ist. Allerdings ist die Anwendung aufgrund der unterschiedlichen Vortriebsmethoden und wegen der befristeten Nutzung der Maschinen, auf Tunnelbaustellen bisher nur in Ausnahmefällen angewandt worden. Außerdem sind auch die Geschäftsmodelle bei der Beschaffung von Maschinen sehr unterschiedlich, weil die Investition meist über ein einziges Bauvorhaben abgeschrieben werden muss. Eine Adaption der EHB-gebundenen Maschinen aus

dem Kohlebergbau auf den Tunnelbau erfordert daher die Erschließung neuer Anwendungen und erheblichen Konstruktionsaufwand.

Im Folgenden werden die Tunnelprojekte Gotthard Tunnel/Los Sedrun, Toulon und CrossRail, Whitechapel und Liverpool Station näher beschrieben.

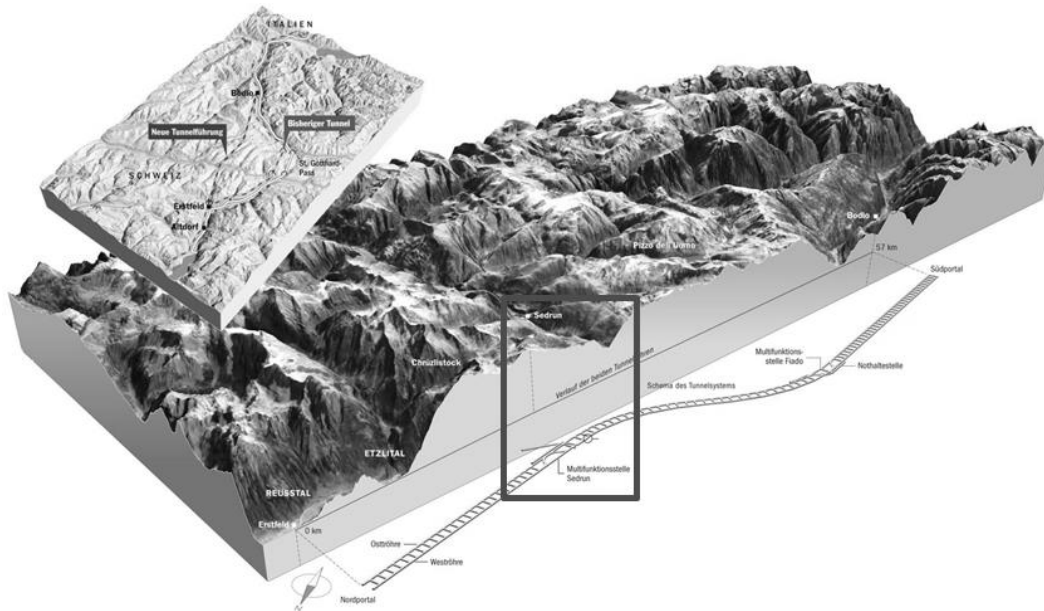


Abbildung 2: Projekt Gotthard-Basistunnel/ Schweiz

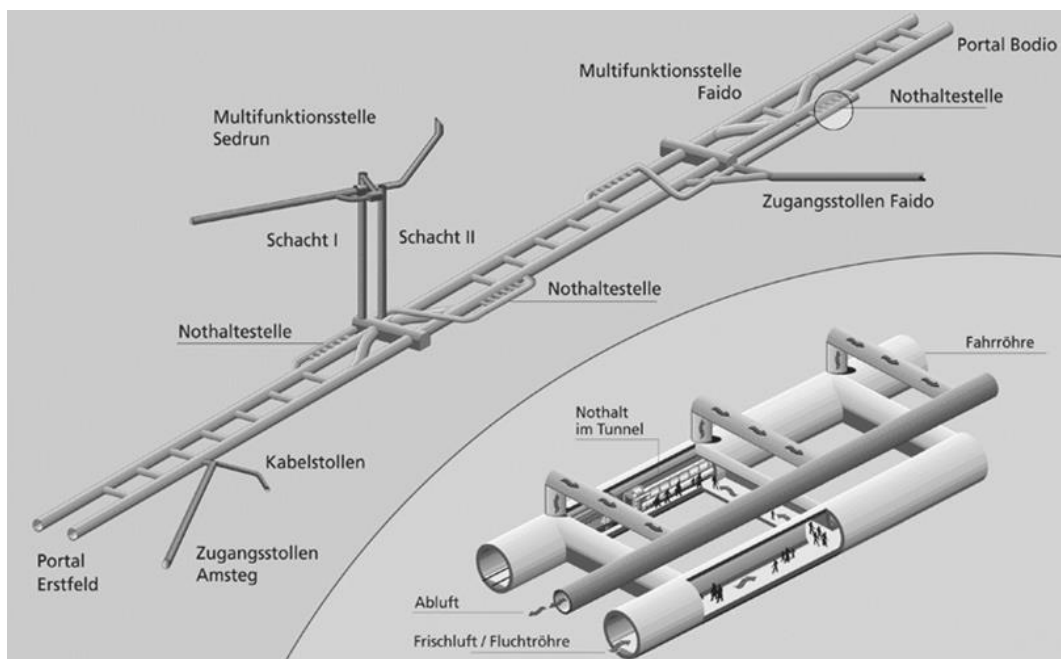


Abbildung 3: Zwischenangriff Sedrun

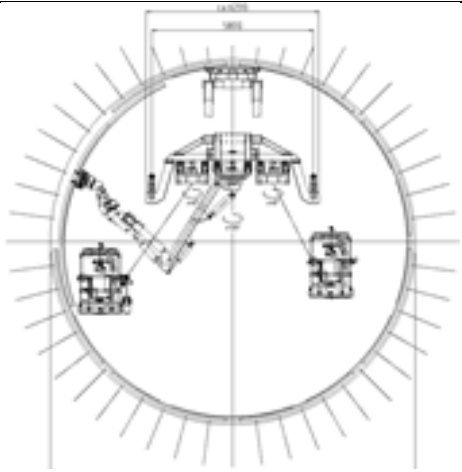
Bei dem Bau des Sedrun des Gotthard-Basistunnels handelte es sich um ein Teilstück, das nur über zwei ca. 800 m tiefe Schächte erschlossen werden konnte. Wegen der Druckhaftigkeit des Gebirges und der begrenzten Transportabmessungen für Maschinenbauteile, konnten Vollschnittmaschinen nicht eingesetzt werden. Um dennoch



hohe Vortriebsleistungen zu erzielen, wählte man für alle vier Ortsvortriebe eine Gerätekombination mit Ausbaumaschinen auf der oberen Ebene (EHB-basierte Maschinen) und Standardgeräten für die Ausbruch- und Transportarbeit.

Die Basisdaten des Streckenabschnitts Sedrun sind in der Tabelle 1 zusammengestellt.

**Tabelle 1: Gotthard Basistunnel / Zwischenangriff Sedrun**

Tunnelart	Eisenbahntunnel	
Anzahl der Spuren	1-spurig	
Spurweite	1435 mm (Normalspur)	
Stromsystem	15 kV, 16,7 Hz~	
Tunnellänge	57 km (je Röhre)	
Anzahl der Röhre	3	
Durchmesser	ca. 13 m	
Querschnitt	ca. 135 m <sup>2</sup>	
Teilabschnitt Sedrun	8,6 km (je Röhre)	
Vortrieb im Teilabschnitt	Sprengvortrieb, konventionell	
Ausbau	TH Glockenprofil, Matten, Spritzbeton	
Vortriebe	4 (Nord/Süd)	

Bei einem Querschnitt von 135 m<sup>2</sup> mussten die Ausbausetzvorrichtungen alle Punkte des Tunnelumfangs erreichen können, zusätzlich waren zwei Arbeitskörbe je Maschine erforderlich, um die Ausbauteile schnell und sicher zu verbinden. Der vorläufige Ausbau bestand aus TH-Glockenprofil, das mit der Glockenöffnung nach innen eingebaut werden musste, und aus Verzugsmatten sowie aus mehreren Spritzbetonlagen. Alle Ausbaukomponenten konnten mit nur einer Multifunktionsmaschine (je Vortriebsort) platziert und mittels der Arbeitskörbe eingebaut werden.

Die fertigen Maschinen haben ein Gewicht von je 55.000 kg und sind an zwei EHB-Schienen aufgehängt. Durch die Aufteilung und die Anordnung der Aufhängeketten wurde die Belastung je Aufhängepunkt auf ca. 450 kN begrenzt.

Im Betrieb zeigte sich, dass die Maschine alle Arbeitsgänge vom Vorpfänden mit der Ausbausetzeinrichtung über das Positionieren und die Montage der Seitenteile bis zum Aufbringen des Spritzbetons problemlos bewältigte. Das Doppelfahrtriebssystem ermöglicht eine Geschwindigkeit von bis zu 6 m/min und ist damit ausreichend schnell, um die Maschine für den Sprengvorgang ca. 30 m zurückzufahren.



**Abbildung 4: Streckenausbaumaschine beim Ausbau setzen**

Abbildung 4 und Abbildung 5 zeigen die Maschine im Betrieb vor Ort.



**Abbildung 5: Streckenausbaumaschine beim Ausbau setzen**

**Tabelle 2: Technische Daten der Streckenausbaumaschine 7500**

Gesamtsystem		Funkfernsteuerung	
Baulänge Fahrrahmen	ca. 18 000 mm	SPS	Siemens S7-300
Maschinenbreite	ca. 6 200 mm	Funksteuerpunkt	2 Stück
Eigengewicht	ca. 55 000 kg		
Schienabstand der beiden		Arbeitskorb (2.Stck.)	
Tragschienen	5800 mm	Verfahrweg	ca. 4500 mm
Elektrohydraulische Doppelpumpenstation		Abmaße Arbeitskorb	1500 x 2200 mm
Betriebsdruck	max. 200 bar	Differenz Hubhöhe	ca. 8800 mm
Volumenstrom	max. 4 x 120 l/min	Schwenkwinkel	± 40° (80°)
Antriebsleistung	110 kW	Zuladung	max. 500 kg
Druckflüssigkeit	Mineralöl HLP 46		
Doppelfahrtriebssystem		Hebevorrichtung mit Kappenaufnahmetraverse	
Zug- und Druckkraft		Zuladung	max. 2400 kg
(je Antrieb)	max. 60 kN	Teleskophub	1800 mm
Betriebsbremskraft		Neigungswinkel	-8° / +71°
(je Antrieb)	180 kN	Längsverschiebung	600 mm
Fahrgeschwindigkeit	0 – 6 m/min	Quersverschiebung	± 175 mm
Ausbaumanipulator		Spritzbetonmanipulator	
Verfahrweg	ca. 6200 mm	Teleskophub	1200 mm
Schwenkwinkel komplett	240°	Frontrotation	360°
Aufnahmelast	2400 kg	Spritzkopf	240°
Aufnahmelast der Greifzange	800 kg	Düse	endlos

Für die Arbeit an den Ulmen und an der Firste brauchte die Maschine nicht an der EHB verfahren werden. Zur Positionierung der Arbeitskörbe, der Ausbausetzeinrichtung und der Betonspritzeinrichtung werden diese Geräte an Verschiebebahnen vor- oder zurückgeschoben. Es zeigte sich, dass sämtliche Ausbauarbeiten mit den in den jeweiligen Ortsvortrieben eingesetzten Maschinen schnell und sicher durchgeführt werden konnten. In der Zeit von 2005 bis 2008 wurden ca. 17.200 m Tunnel aufgefahren, dabei wurden ca. 11.500 Ringe eingebaut.

Der in dieser Dimension erstmals durchgeführte Einsatz von EHB-basierten Arbeitsmaschinen verursachte keinerlei Störungen, die Maschinen arbeiteten zuverlässig und wurden von den Mineuren sehr schnell angenommen. Die Verlegung der Sicherungs- und Ausbauarbeiten auf die obere Ebene gestattete den Einsatz großer und leistungsfähiger Vortriebs- und Lademaschinen, wodurch die geplanten Vortriebsleistungen übertroffen wurden.

Abbildung 6 zeigt die fertiggestellte Multifunktionsstelle Sedrun, die als Nothaltestelle und als Rettungsstelle dient. Der Gotthardtbasistunnel wurde im Dezember 2016 regulär in Betrieb gestellt.



Abbildung 6: Multifunktionsstelle Sedrun

Ein weiteres Projekt, bei dem Arbeiten in großem Maßstab in die obere Ebene verlegt wurden, ist das Projekt Traversée Souterraine De Toulon / Frankreich.

Tabelle 3: Projekt Traversée Sonterraine De Toulon / Frankreich

Tunnelart	Autotunnel	
Anzahl der Spuren	2-spurig	
Tunnellänge	ca. 1800 m	
Höhe	max. 11,5 m	
Breite	max. 12,5 m	
Tunnelsicherung	18m Rohrschirm	
Ausbau	HEB180 / HEB 220, Matten, Spritzbeton	
Vortriebe	4 (West/Ost)	

Bei diesem Projekt bestand die Herausforderung darin, dass die Firste vor den Ausbrucharbeiten durch Rohrschirme verfestigt werden musste, und dass nach dem Ausbruch Stahlbögen mit der gleichen Maschine eingebaut werden mussten.

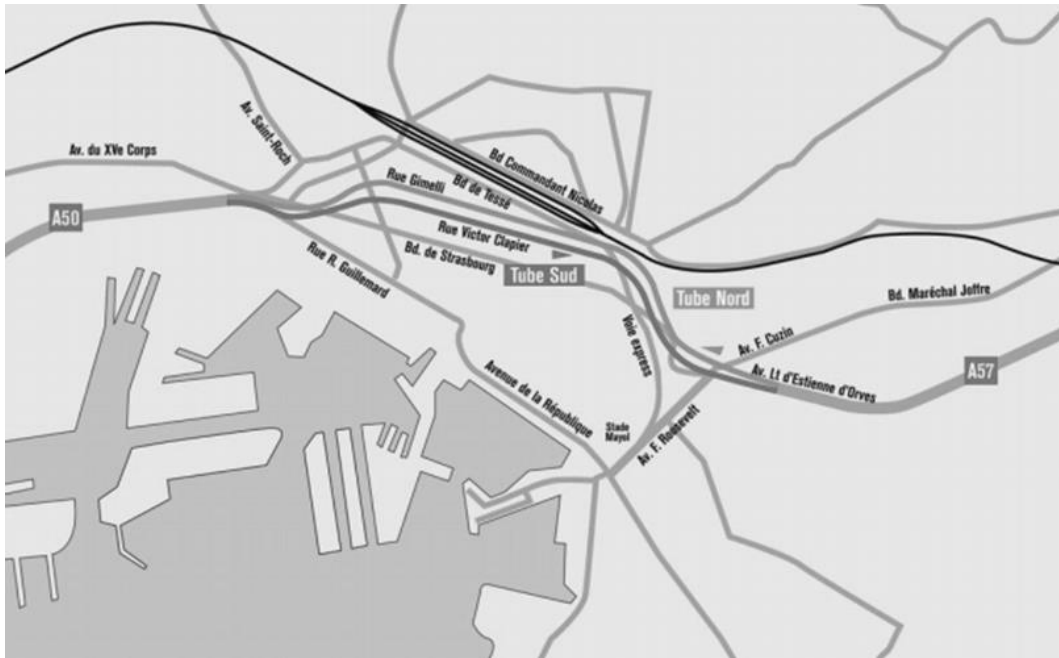
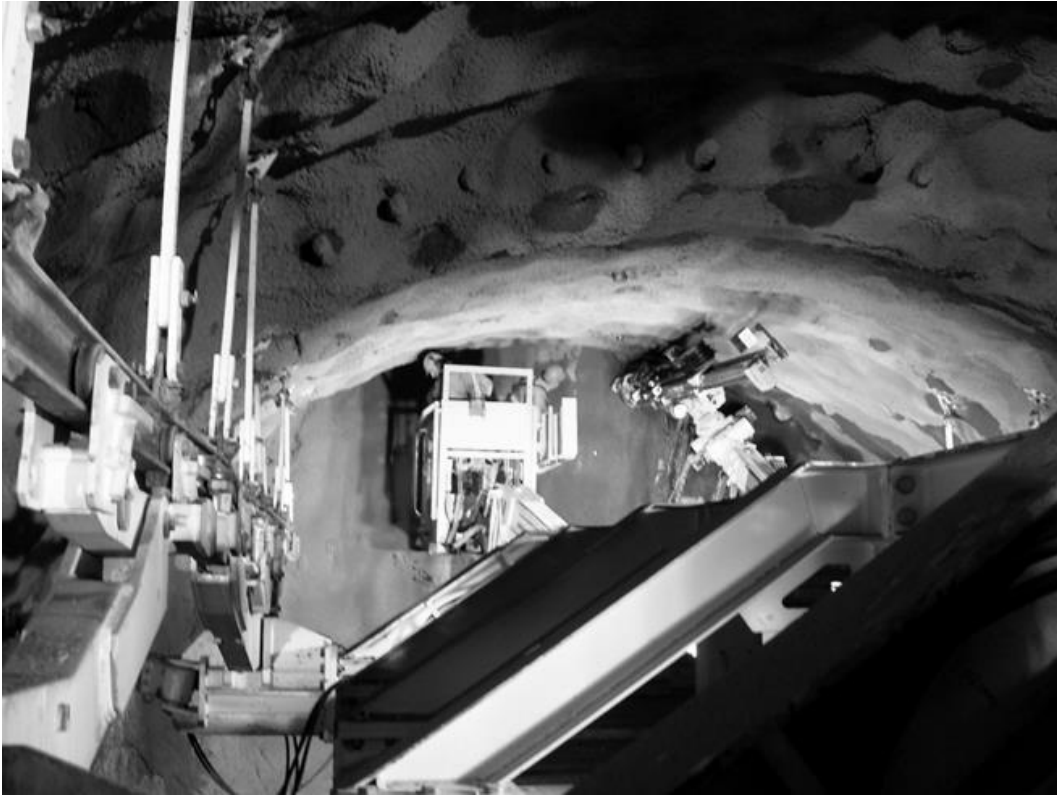


Abbildung 7: Projekt Traversée Souterraine De Toulon

Für die Rohrschirme wurden zwei je 6 m lange Lafetten eingesetzt, die mit Dreh-Schlag-Bohrhämmern bestückt waren. Die Bohrstangen wurden bis zu der Endlänge der Bohrlöcher von 18 m verlängert. Auf diese Weise wurden fächerartige Schirme über der Firse hergestellt, die anschließend mit Beton verpresst wurden. Sämtliche Bohrarbeiten für die Rohrschirme wurden von der oberen Ebene aus durchgeführt. Abbildung 9 zeigt die Bohrlafette und einen Arbeitskorb vor der Ortsbrust. Am linken Bildrand sind die EHB- Schienen und die Aufhängungen erkennbar.



Abbildung 8: Ausbau (HEB 220) setzen



**Abbildung 9: Rohrschirm bohren**

Für den Ausbau wurden vormontierte Segmente verwendet, die jeweils auf 10 Uhr und auf 2 Uhr mit Gelenken versehen waren. Diese vormontierten Bögen wurden mit der Ausbausetzvorrichtung angehoben und in Position gebracht. Danach wurden die Seitenteile ausgeklappt, so dass bis auf das Sohlensegment der vollständige Bogen mit einem Arbeitsgang eingebracht werden konnte.



**Abbildung 10: Südröhre**

Auch diese Maschine lief störungsfrei und erlaubte den parallelen Einsatz von leistungsfähigen Vortriebs- und Lademaschinen. Abbildung 10 zeigt ein fertiges Teilstück des Toulon-Tunnels.

**Tabelle 4: Technische Daten der Streckenausbaumaschine 7500**

Gesamtsystem		Elektrohydraulische Doppelpumpstation	
Gesamtbaulänge	ca. 14 500 mm	Betriebsdruck	max. 250 bar
Maschinenbreite	ca. 7 950 mm	Volumenstrom	max. 4 x 140 l/min
Eigengewicht	ca. 75 500 kg	Antriebsleistung	2 x 75 kW
Schienabstand		Druckflüssigkeit	Mineralöl HLP 46
der beiden Tragschienen	6 300 mm	Tankinhalt	ca. 600 l
Arbeitskorb 1		Antriebskatzensystem	
Verfahrweg	ca. 3 760 mm	Zug- und Druckkraft	
Abmaße Arbeitskorb	1000 x 1850 mm	(je Antriebskatze)	max. 20 kN
Differenz Hubhöhe	ca. 8 800 mm	Statische Haltekraft	25 kN
Schwenkwinkel	± 40° (80°)	Fahrgeschwindigkeit	0 – 20 m/min
Hubwinkel Teleskoparm	+ 30° / -60°		
Zuladung Arbeitskorb I		Bohreinrichtung	
Manipulator unbelastet /		Nutzbohrtiefe	4 300 mm
Rohrmagazin leer		Hubwinkel Teleskopausleger	90°
(inkl. max. 3 Personen)	max. 720 kg	Teleskophub	2 000 mm
Manipulator unbelastet /		Schwenkwinkel	± 40° (80°)
Rohrmagazin gefüllt		Lafettenrotation 1	± 75° (150°)
(inkl. max. 3 Personen)	max. 320 kg	Lafettenrotation 2	360°
Manipulator in senkrechter		Lafettenanstellung	1200 mm
Position belastet / Rohrmagazin			
leer / (inkl. max. 1 Personen)	max. 180 kg	Funkfernsteuerung	
		Steuerung	
Arbeitskorb II		SPS	
Verfahrweg	ca. 4 600 mm	Spannung	Standard
Abmaße Arbeitskorb	1000 x 1950 mm	Funksteuerpult	24 V
Differenz Hubhöhe	ca. 8800 mm	Funk 1-4	Hetronic
Schwenkwinkel	± 40° (80°)	Frequenz	434 MHz
Hubwinkel Ausleger 1	71°	Verstärkerbaustein	
Hubwinkel Ausleger 2	101°	Eingang	CANBUS
Zuladung		Ausgang	PWM prop./SW
Rohrmagazin leer			
(inkl. max. 3 Personen)	max. 720 kg		
Rohrmagazin gefüllt			
(inkl. max. 3 Personen)	max. 320 kg		

Eine weitere Sonderkonstruktion für den multifunktionellen Einsatz von Arbeitsmaschinen auf der oberen Ebene ist der im folgenden vorgestellte Uphill Excavator, der bei dem CrossRail-Projekt in London eingesetzt wird.

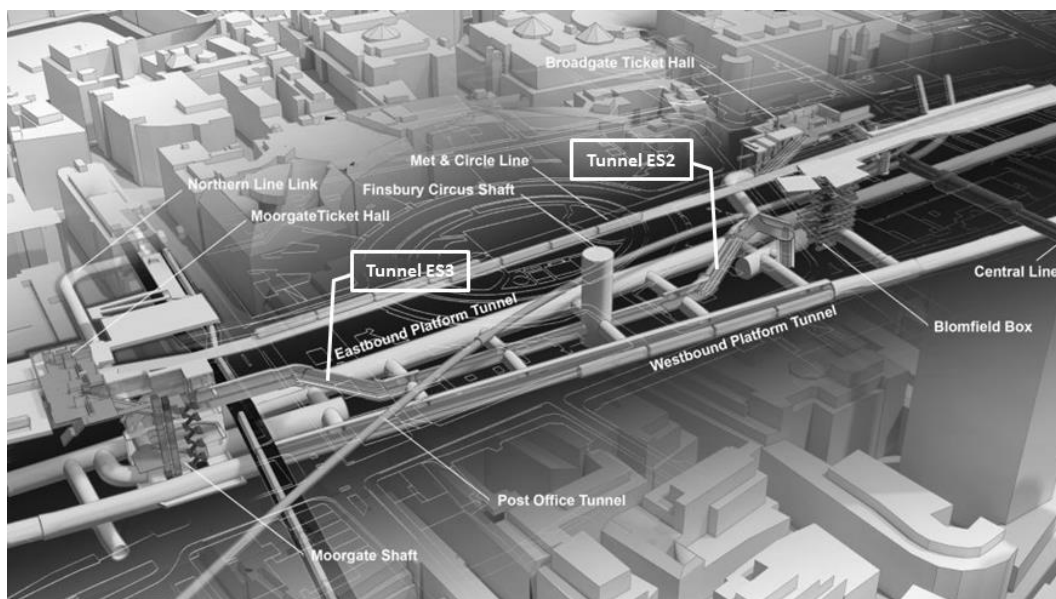


Abbildung 11: Escalator Shaft ES2/ES3 - Finsbury Circus

Rolltreppenschächte an den Bahnhöfen von U-Bahnen werden im Allgemeinen von oben nach unten vorgetrieben. Bei den Bahnhöfen Whitechapel und Liverpool Station, aber auch bei vielen anderen Projekten, lässt sich diese Arbeitsweise aufgrund des laufenden Betriebs nicht durchführen. Wenn, wie bei CrossRail, der Bahntunnel bereits aufgefahren ist, wäre es sinnvoll, die Rolltreppenschächte von unten nach oben aufzufahren. Aufgrund der Unfallgefahr durch das ausgebrochene Gestein, das in den ca. 30° geneigten Schächten der Vortriebsmannschaft entgegen fällt, können beim Vortrieb von unten nach oben keine Standardgeräte eingesetzt werden.

Tabelle 5: Projekt Escalator Shaft ES2/ES3 - Finsbury Circus

Crossrail Projekt – Line 1		
Streckelänge	ca. 118 km	
Tunnel	ca. 42 km	
Spurweite	1 435 mm (Normalspur)	
Stromsystem	25 kV, 50 Hz	
Zweigleisig	ja	
ES2 / ES3		
Länge	ca. 45 m	
Breite	ca. 5,7 m	
Höhe	ca. 5,5 m	
Anstiegswinkel	30°	
Querschnitt	ca. 24 m <sup>2</sup>	
Gebirge / Gestein	London Clay	
Festigkeit	ca. 30 MPa	
Ausbau	Matten, Spritzbeton	
Vortriebsgeschwindigkeit	1 – 1,5 Meter pro Tag	



Für das CrossRail-Projekt wurde daher eine EHB-basierte Maschine entwickelt, mit der praktisch alle Arbeitsvorgänge durchgeführt werden können:

- Ausbruch mit einer Reißschaufel im Lockergestein
- Lösen mit Hydraulikhammer in Festgestein
- Sprenglochbohren (falls erforderlich)
- Verlängern der EHB-Schiene aus dem Arbeitskorb
- Spritzbeton einbringen

Für die ersten vier beschriebenen Vorgänge wird der Multifunktionsarm mit einer hydraulischen Schnellwechseinrichtung eingesetzt. Das Betonspritzen erfolgt mit einem eigenen Arm.

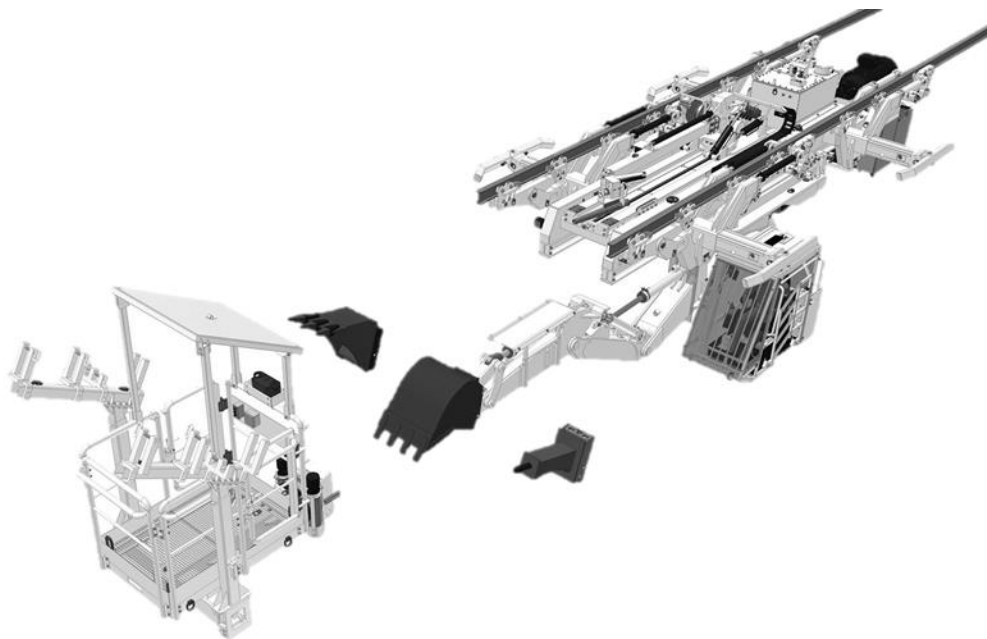
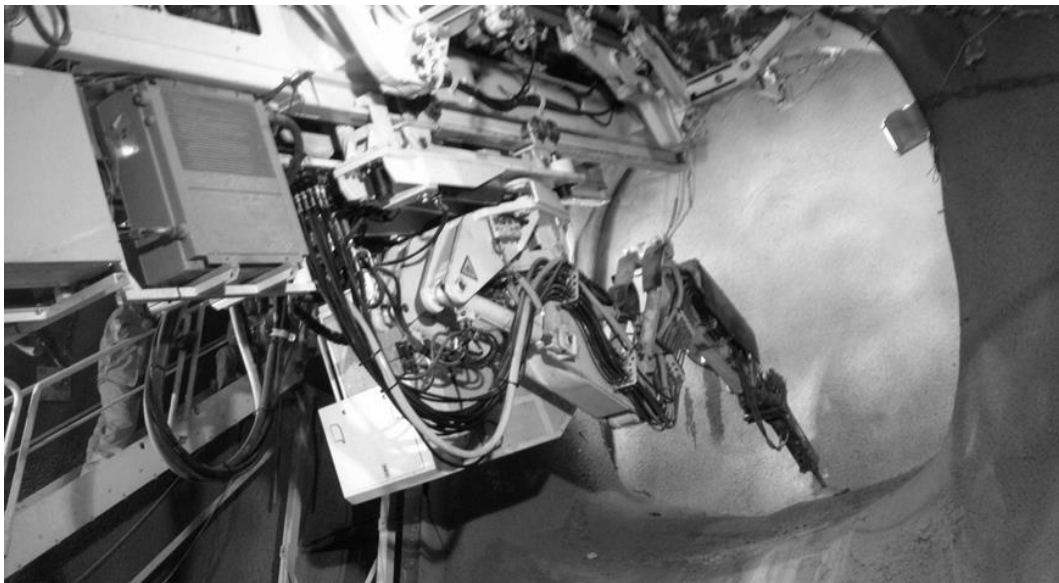


Abbildung 12: Maschine mit Wechselwerkzeugen



Abbildung 13: Baggervortrieb

Das Gerät ist an zwei EHB-Schienen aufgehängt und wird mittels zweier, synchronisierter Schreitwerke verfahren. Die Bremsrichtungen der Schreitwerke sorgen für eine sichere und standfeste Positionierung während der Arbeitsvorgänge. Zusätzlich wird es durch hydraulische Stabilisatoren an dem Übergang zwischen Firste und Ulmen fixiert. Während der Arbeitsvorgänge eines Abschlags wird das Gerät nicht verfahren. Der Hauptrahmen mit dem Multifunktionsarm und der Fahrerkabine einerseits und der Betonspritzarm andererseits wird jeweils über separate Verschbiebebahnen verfahren. Bei Abschlägen bis zu 2 m Länge braucht das Gerät daher nicht verfahren zu werden.



**Abbildung 14: Hammervortrieb**



**Abbildung 15: Spritzbeton einbringen**

Mit dem Multifunktionsarm und den Werkzeugen wird der gesamte Querschnitt von 24 m<sup>2</sup> erreicht und der Rolltreppenschacht ausgebrochen, profiliert und mit Spritzbeton gesichert. Im sogenannten London Clay, einem Mergelgestein, konnte die Lösearbeit problemlos bewältigt werden. Das Ausbruchmaterial wurde mit der Reißschaufel gelöst und, soweit es nicht von selbst die Neigung herabrutschte, weiter in den Haupttunnel geschoben, wo es mit einem Kleinladegerät abtransportiert wurde. Das Sichern mit dem Spritzbetonarm erfolgte im Anschluss. Auch diese Arbeit wurde aus der Fahrerkabine gesteuert. Bei Verwendung der Arbeitsbühne wurde diese per Fernsteuerung aus der Bühne heraus bedient (was den Vorschriften für Arbeitsbühnen nach EG-Maschinenrichtlinie 2006/42/EG entspricht).

Im Regelfall reichte die Reißschaufel für die Lösearbeit aus. Ein Sonderfall war das Durchhören eines alten, mit Beton verfüllten Tunnels beim Vortrieb Whitechapel. Hier wurde der Hydraulikhammer eingesetzt und der Tunnel in kleinen Abschnitten vorgerieben.

Bis auf kleinere Nachbesserungen an dem Multifunktionsarm wurde auch diese Aufgabe ohne weitere Unterstützung durchgeführt, so dass auf den Einsatz der Bohrlafette für Hilfssprengungen verzichtet werden konnte.

Eine Herausforderung war das sichere Aufhängen der 1 m langen EHB-Schienen (I-140 E) in dem wenig tragfesten Lockergestein. Hierzu wurden spezielle Aufhängungen entwickelt, die an, in dem Spritzbeton eingearbeiteten, Profilen befestigt wurden. In den Vertikalkurven wurden feste, mit Schraubverbindungen verstellbare Aufhängungen eingesetzt, während in den geraden Teilstücken Klauen und Ketten zum Einsatz kamen.

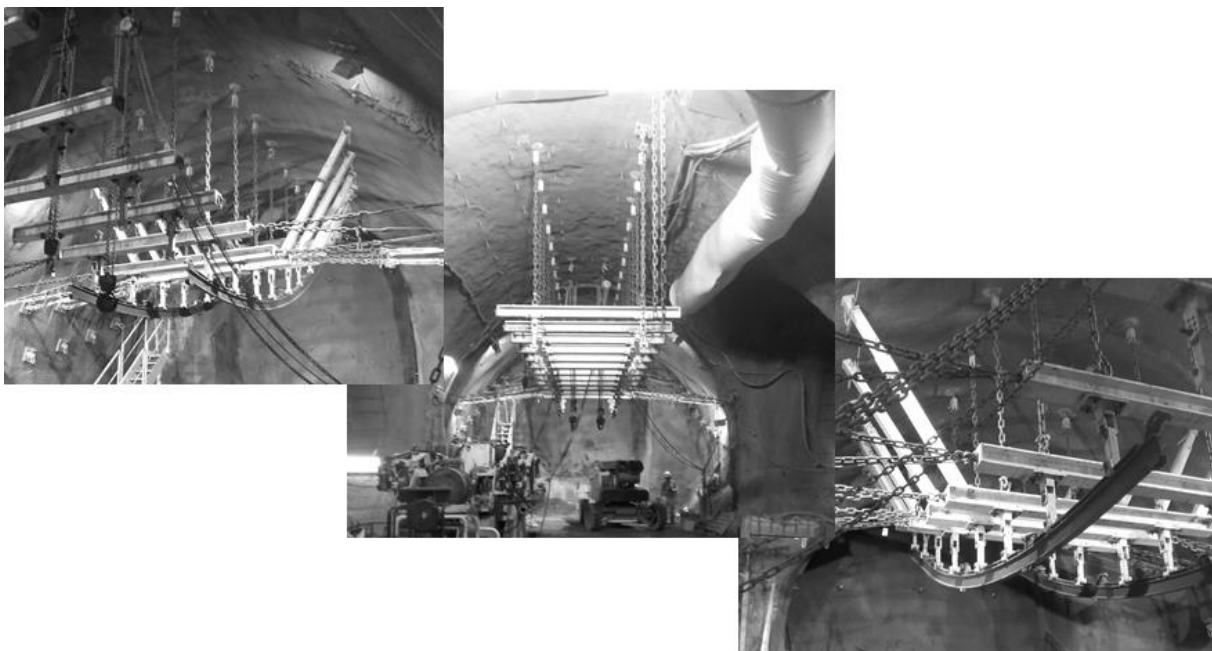


Abbildung 16: Aufhängesystem ES3

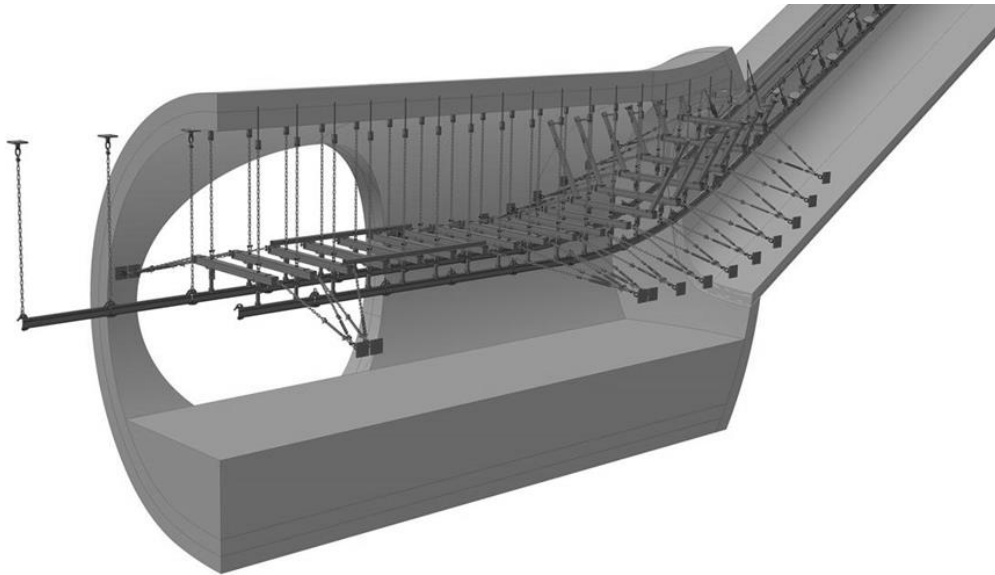


Abbildung 17: Aufhängesystem ES3

Die beiden Schienenstränge wurden durch seitliche Abspannungen fixiert, so dass sämtliche Horizontalkräfte aufgenommen und der Schienenabstand stets gleich groß gehalten wurde. Die Energiezuführung erfolgt mittels Kabel, welches in Schlaufen an einer EHB-Schiene nachgeführt wurde.

Tabelle 6: Technische Daten Uphill Excavator 10700

Dimensionen		Elektronik	
Länge	ca. 10 000 mm	E-Motor (Pumpen)	75 kW
Breite	ca. 2 900 mm	E-Motor (Kühlen)	3 kW
Höhe	ca. 2800 mm	E-Motor (Notpumpe)	2 kW
Anstiegswinkel	30°		
Gewicht	ca. 18 000 kg	Hydraulik	
		Tankinhalt	350 l
Baggerarm		Volumenstrom	230 l/min
Zuladung		Betriebsdruck	230 bar
(Korb incl. 2 Personen)	500 kg		
Baggerarm (schwenken)	± 30°	Auswechselbare Werkzeuge	
Arbeitskorb (neigen)	± 10°	Arbeitskorb	
Arbeitskorb (schwenken)	± 35°	Tunnellöffel	
Arbeitskorb (drehen)	± 10°	Tieflöffel	
		Hydraulischer Hammer	
Betonspritzmanipulator		Bohrlafette	
Teleskop (boom)	2 200 mm	...andere Werkzeuge möglich	
Schwenkwinkel	± 35°		

Zusammenfassend kann festgehalten werden, dass der Uphill Excavator die ihm zugedachten Aufgaben problemlos erfüllt hat:

- Herstellung der Rolltreppenschächte ohne Störung des laufenden Betriebs.
- Unabhängiges Arbeiten von anderen Maschineneinrichtungen.
- Schnellerer und signifikant günstigerer Vortrieb, verglichen mit herkömmlichen Methoden.
- Vollelektrischer Betrieb und wesentliche Einsparungen bei der Bewetterung.
- Sicheres Arbeiten bei der Auffahrung von unten nach oben.

Der Einsatz von Arbeitsmaschinen auf der oberen Ebene konnte in den drei geschilderten Fällen wesentlich zur Wirtschaftlichkeit und zur Sicherheit der Vortriebsarbeiten beitragen und kann als ein bewährtes alternatives Vortriebskonzept in vielen ähnlich gelagerten Fällen angewandt werden.

**Dipl.-Ing. Günther Saelhoff**

G.Saelhoff@gta.eu

GTA Maschinensysteme GmbH

Loikumer Rott 23

D-46499 Hamminkeln



# Verfahrenstechnische Integration der Multifunktionsmaschine HRE 300 in hochleistungsfähige Tunnel-Vortriebssysteme in kleinsten lichten Streckenquerschnitten von 9 bis 16 m<sup>2</sup>

Dr.-Ing. Frank Bauer

Dipl.-Ing. Christoph Kuchinke

HAZEMAG & EPR - Mining Division

## Einleitung

Der leistungsfähige Vortrieb von kleinen Strecken- und Tunnelquerschnitten im Bohr- und Sprengverfahren erfordert eine besondere Abstimmung des Maschinenparks, der Mannschaft und der Organisation vor Ort aufeinander. Da ein einfaches Rangieren der Maschinen nicht möglich ist, sind die eingesetzte Maschinenteknik und die Logistik auf das „just-in-sequence“-Prinzip anzupassen. Herkömmliches Equipment kann aufgrund der geringen Streckenabmessungen in Breite und Höhe nicht wie gewohnt verwendet werden. Sind die Streckenlogistik und die Streckenausrüstung nicht optimal abgestimmt, reduziert das Manövrieren des Equipments die Vortriebsleistung unmittelbar. Durch die dann erforderliche zusätzliche Auffahrung von Passiernischen kommt es zu einem erheblichen Mehraufwand durch den Mehrausbruch außerhalb des Regelprofils, der insbesondere im Tunnelbau meist nach der erfolgten Auffahrung wieder zu verfüllen ist. Häufig erfolgt die Auffahrung der Strecken und Tunnel mit einem größeren Regelprofil, als für die anschließende Nutzung erforderlich. In Summe kommt es zu Mehraufwendungen für die Auffahrung, die bei ersten mit Betreiberdaten analysierten Fallbeispielen im Bereich von 20 – 30 % der Gesamtkosten lagen.

## Notwendige Anpassungen für eine erfolgreiche Integration

Eine Steigerung der Vortriebsgeschwindigkeit wird durch den Einsatz multifunktionaler Maschinen, wie z.B. von einfachen Bohrladern oder von komplexen hochleistungsfähigen Multifunktionsvortriebsmaschinen erreicht, Abbildung 1.



Abbildung 1: HRE - Beladesituation mit Dumper

Die Aufgaben im Vortriebszyklus werden dazu mit einem Grundgerät ausgeführt, welches mit verschiedenen Anbauwerkzeugen ausgerüstet wird. Für die Spreng- und An-

kerlochbohrungen wird eine robuste Bohrlafette angekoppelt, die für das Laden gegen eine Schaufel ausgetauscht wird, Abbildung 2. Je nach den Verhältnissen vor Ort wird entweder eine Seitenkippschaufel bzw. eine Schiebekasten-Schaufel angebracht. Baustellenabhängig benötigte Anbaugeräte sind zusätzlich Hydraulikhämmer und Spezialwerkzeuge für die Durchführung von Sicherungsarbeiten. Die Maschine arbeitet dabei als Mehrzweck-Kombi-Gerät allein vor Ort. Das Wechseln der vollständigen Maschine entfällt. Lediglich die Anbaugeräte sind zu wechseln, welche jedoch vom HRE 300 auf der Maschine mitgeführt und mit Hilfe von integrierten Verschiebebahnen in den Arbeitsbereich bewegt werden bzw. im Falle der einfachen Bohrlader vor Ort-Bereich geparkt werden können.

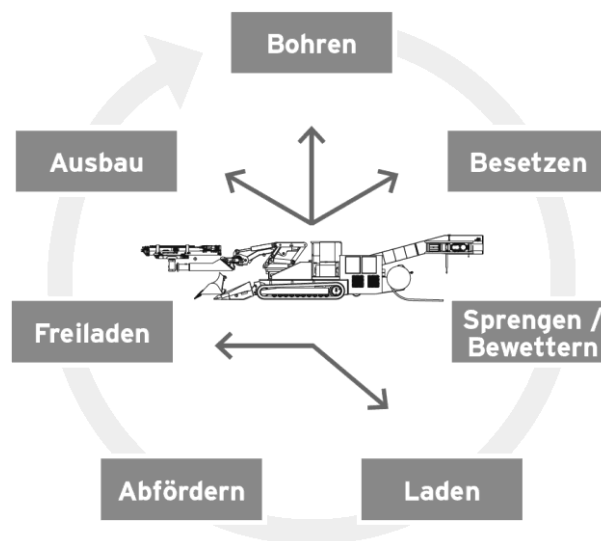


Abbildung 2: HRE-Arbeitszyklus

Wird der Haufwerks- und Materialtransport schienengebunden ausgeführt, sind mobile Weichen sowie weiteres Equipment integrale Bestandteile des Systems.

Der Mechanisierungsgrad des Gesamtsystems ist je nach Anwendung und Umgebung gegenüber der Mehrzweckverwendung abzuwägen. So bietet zwar eine „einfache“ vollhydraulische Steuerung nicht den vollen Sensorumfang und bleibt daher auf die Automatisierung von Einzelvorgängen begrenzt, ist aber gegenüber einer vollautomatisierten Maschine unter den besonderen Bedingungen des Berg- und Tunnelbaus robuster im Einsatz, mit weniger Service-Aufwand verbunden und in der Anschaffung günstiger.

Die hohe Effizienz von leistungsfähigen Vortriebs-Systemen gegenüber einer konventionellen Maschinenausstattung wird nur erreicht, wenn der Arbeitsablauf angepasst und die Mannschaft trainiert ist. Tabelle 1 zeigt einige Vorteile und Optionen des HRE gegenüber konventioneller Maschinenteknik auf. Die Maschinenwartung wird z. B. während des Betriebs durchgeführt und nicht wie bisher in einer separaten Wartungsschicht. An das Vortriebssystem anzupassen ist auch der planmäßige Transport von Haufwerk und Material für den Ein- und Aufbau der Strecken-Infrastruktur. Bei der



Auslegung der Logistik sind ebenfalls die örtlichen Sicherheitsbestimmungen zu berücksichtigen, wie z.B. einzuhaltenen Sicherheitsabstände.

**Tabelle 1: HRE – Vorteile und Optionen**

Vorteile im Überblick
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Ein multifunktionales und leistungsfähiges Vortriebsgerät für alle Hauptarbeitsgänge</li> <li>• Direkte Beladung in Streckenlängsachse</li> <li>• Haufwerksabförderung alternativ gleisgeführt in Verbindung mit einer mobilen Wechselweiche, mit Trucks oder Bandförderer</li> <li>• Einsatz in kleinen Querschnitten ab 3,3 x 3,3m</li> <li>• Elektro-hydraulisch angetrieben mit Kabeltrommel</li> <li>• Hoch- oder Tiefschaufel, Bohrgerät für Spreng- und Ankerlöcher, Spritzmanipulator, hydraulische Ripper oder Fräsen als Anbaugeräte</li> <li>• Hydraulische Schnellwechseinheit für den effizienten Werkzeugwechsel</li> <li>• Ladetisch heb- und senkbar mit aktiver Ladeunterstützung durch hydraulisch angetriebene Ladebalken</li> <li>• Übergabesegment des Förderers unabhängig senkbar zum Verfahren und bei Auffahrung mit Streckenneigung</li> <li>• ein oder zwei Verschiebeeinrichtungen für an Bord mitgeführte Anbaugeräte</li> <li>• Multifunktionaler Ausleger mit horizontaler und vertikaler Parallelhaltung</li> </ul>
Verfügbare Optionen
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Fernsteuerung über Funk- oder Kabel</li> <li>• Klappbare Arbeitsbühne zum Anbau an den Ausleger</li> <li>• Handgeführter Hydraulikhammer im Bereich des Ladetisches</li> <li>• Handgeführter Schlagschrauber mit Einsatzbereich im Front- und Heckbereich</li> </ul>

## Zusammenfassung

Die Systemlösungen werden im Rahmen der Auffahrung und Sanierung von Strecken mit kleinsten Querschnitten von 9 bis 16 m<sup>2</sup> eingesetzt und beinhalten neben geeigneter Maschinenteknik auch Optimierungen des Betriebsablaufs. Dabei berücksichtigte Multifunktionsmaschinen, wie der Bohrlader HBL 800, aber auch innovative Maschinen, wie der Vortriebsbagger HRE 300, arbeiten bei entsprechender Einbindung in die betriebliche Vortriebsplanung des Anwenders effektiv. Insbesondere der Einsatz der hochmechanisierten Multifunktionsmaschine HRE 300 stellt eine sehr leistungsfähige Lösung für den Sprengvortrieb von kleinen Streckenprofilen dar.

Für weitere Informationen wenden Sie sich bitte an die Autoren.

**Dr.-Ing. Frank Bauer**

Bauer@HAZEMAG.de

**Dipl.-Ing. Christoph Kuchinke**

Kuchinke@HAZEMAG.de

HAZEMAG & EPR GmbH

Brokweg 75

48249 Dülmen



# System und Verfahren zur Applizierung von Sprengstoff an Blockaden in Rolllöchern

Dipl.-Ing. Oliver Wilke

Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH

Gastón Pinilla Narváez

Gerencia de Negocios & Innovación /Casa Matriz - CODELCO, Chile

Gabriel González Loguercio

CodelcoTec, Chile

## 1 Einleitung

Weltweit sind Bergleute im untertägigen Bergbau häufig besonderen Gefahren ausgesetzt, die nicht selten zum Tod führen können. Die Gefahren sind abhängig von der gewählten Bergbaumethode. Um einen Gefahrenherd im Bruchbauverfahren zu eliminieren, hat das Unternehmen Paus zusammen mit dem chilenischen Bergbauunternehmen Codelco, insbesondere mit deren Forschungsabteilung IM2, ein Verfahren und eine Maschine zum Setzen von Sprengstoffkörpern bei Blockaden im Bruchbau entwickelt.

Innerhalb des Blockbruchbaus treten häufig Blockaden der Rolllöcher und Abzugspunkte auf. Um zu vermeiden, dass diese weiterhin händisch mit Hilfe von verlängerten Bambus-Stangen zur Sprengstoffplatzierung beseitigt werden (hohe Sicherheitsrisiken für Personal), soll der Paus Hang Up Handler 853 HH8 diese Aufgabe mechanisieren. Dabei wird vorab mit Hilfe eines Scanners die Charakteristik der Blockade analysiert, um den optimalen Setzpunkt für die Sprengladung zu ermitteln. Mit diesem entwickelten Gerät, können diese Arbeiten nicht nur sicherer durchgeführt werden, sondern auch effektiver, da der Sprengmittelbedarf ebenfalls minimiert wird.

## 2 Problemstellung

In den letzten Jahren wurden viele Versuche unternommen, um Blockaden in Erzrolllöchern etc. sicher und effizient zu beseitigen, ohne jedoch eine praktikable Lösung entwickeln zu können.



Abbildung 1: Codelco Standorte in Chile, Quelle: Codelco/Wikipedia

Das Bergbauunternehmen Codelco ist weltweit der größte Kupferproduzent und besteht aus den folgenden Bergwerken El Teniente, Chuquicamata, Salvador, Andina,

Ministro Hales, Gabriela Mistral und Radomiro Tomic. Der Bergwerkskomplex El Teniente ist das größte untertägige Kupfer- und Molybdän-Bergwerk der Welt und förderte 2015 ca. 451.150 Tonnen Feinkupfer im Blockbruchbau.

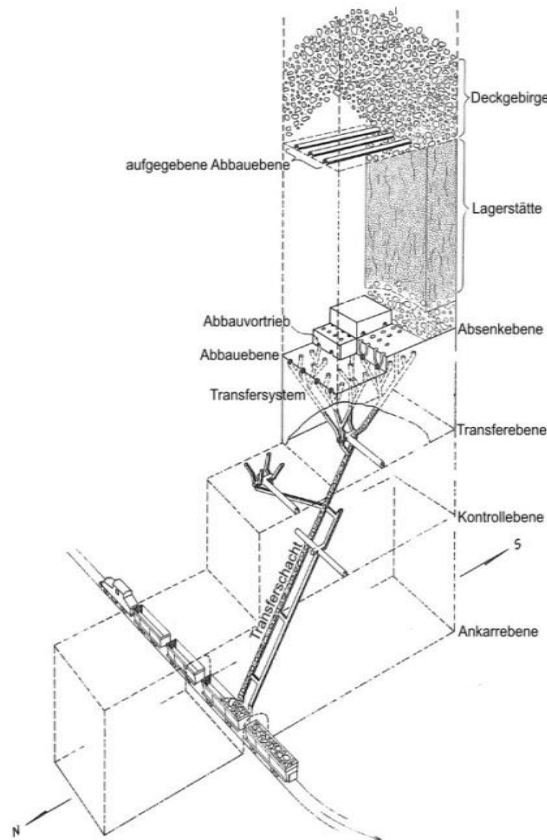


Abbildung 2: Blockbruchbau, Quelle: Wikipedia/ El Teniente

Bei diesem angewandten Bergbauverfahren wird nachdem Schießen, das hereingewonnene Kupfererz über Abzugspunkte per LHDs zu Erzrolllöchern transportiert, um das Mineral zur Transportstrecke zu fördern.



Abbildung 3, Quelle: Codelco

Bei diesem Verfahren kommt es sehr häufig zu Blockaden in den Abzugspunkten, die mittels händisch angebrachtem Sprengstoffkegels beseitigt werden müssen. Alleine auf dem Bergwerkskomplex El Teniente werden pro Jahr ca. 58.000 Blockaden mittels dieser Methode beseitigt. Nicht selten kam es bei dieser Art von Arbeiten zu schweren Unfällen. Um diesen Umstand zu beseitigen und aus Mangel an Anbietern zur Lösung dieses spezifischen Problems, hat das Unternehmen Codelco in 2015,

ihre Forschungsabteilung IM2 beauftragt, eine Lösung für dieses Problem zu entwickeln und nach einem geeigneten Hersteller für ein Trägerfahrzeug zu suchen. Schnell

war klar, dass Codelco und IM2 in erster Linie nur mit der Herrmann Paus Maschinenfabrik zusammenarbeiten kann, bietet doch Paus seit Jahrzehnten erfolgreich untertägige Bergbaumaschinen für spezielle, kundenspezifische Problemlösungen im chilenischen Markt an. Ziel war es, gemeinsam eine Maschine zu entwickeln, zu produzieren, zu testen und bis zum Ende des Jahres 2015 nach Chile auszuliefern.



Abbildung 4: Problemstellung Bruchbau weltweit, Quelle: Infomine

### 3 Das System – Paus Hang Up Handler 853 HH8

Um ein kundenspezifisches Fahrzeug, nach einem gewissen Anforderungsprofil, in einem relativ kurzen Zeitraum (Entwicklung/Produktion/Versand = 6 Monate) entwickeln zu können, ist eine sehr enge Zusammenarbeit zwischen allen teilnehmenden Parteien und eine akkurate Projektplanung notwendig. Durch mehrere Phasen hindurch, begleitet von wöchentlichen Videokonferenzen zur Abstimmung der technischen Ausführungen, bis hin zum Setzen von Meilensteinen in der Entwicklung, wurden in diesem Projekt innovative Ergebnisse erzielt. Zum Abschluss organisierte man einen Funktionstest in den Produktionshallen von Paus unter Berücksichtigung und Nachstellung realistischer Gegebenheiten. Dazu wurde eigens eine Rolllochnachbildung angefertigt, an der ein Dummy eines Sprengstoffkegels mittels des Hang Up Handlers 853 HH8 angebracht werden musste. Es folgte ein Testlauf unter dieser realistischen Nachstellung der Situation und gemäß den spezifischen Vorgaben. Nach erfolgreicher Beendigung wurde die Maschine per Luftfracht nach Chile transportiert.

#### 3.1 Codelco Parameter

Für die Entwicklung des Setzfahrzeuges wurden dem Unternehmen Paus die spezifischen Grubenmerkmale sowie die Setzparameter wie Setzhöhe, Sicherheitsabstand zum Rollloch etc. übermittelt. In Tabelle 1 werden die Vorgaben und Einsatzbedingungen aufgeführt.

**Tabelle 1: Vorgaben und Einsatzbedingungen**

Technische Vorgaben für das Trägerfahrzeug

Max. Fahrzeughöhe:	2,5 m
Streckenabmessung:	3,0 x 3,6 m
Einzuhaltender Wenderadius:	120°
Max. Ausklapphöhe f. Ausleger:	3,0 m
Setzhöhe f. Sprengladung:	3,0 – 8,2 m
Sicherheitsabstand zum Rolloch:	3,0 m
Durchmesser Sprengstoffkegel:	184 mm / 205 mm
Höhe Sprengstoffkegel:	103 mm / 125 mm
Gewicht Sprengstoffkegel:	1 500 g / 2 250 g
Setztoleranz f. Sprengstoffkegel:	± 4 %
Max Spannung f. Sprengschnur:	196 N
Anpressdruck Sprengkegel:	200 – 250 N
Zeitfenster f. Setzen:	max. 8 Minuten

Grubenangaben

Ersteinsatz	Codelco, Division El Teniente
Einsatz allgemein	Codelco Untertagebergbau Divisionen
Einsatzhöhe	≤ 3 500 m ü. NN
Einsatztemperatur:	-5°C – 30°C
Relative Luftfeuchtigkeit:	15 % - 95 %
Staubbelastung:	sehr hohe Feinstaubkonzentration
Max Steigung Strecken:	± 15 %
Wasserzufluss	teilweise sehr starker Zufluss (mineralisch sauer)

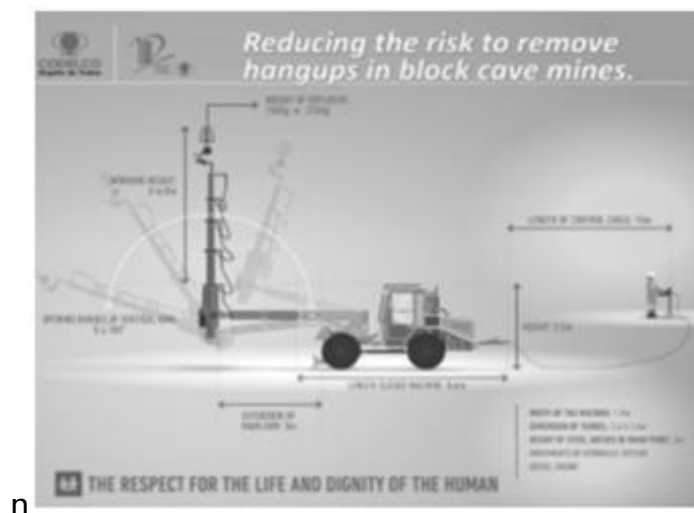
### 3.2 Das Fahrzeug

Auf der Basis des bekannten Paus Scaler 853 S8 wurde ein Trägerfahrzeug zum Setzen von Sprengstoffkegeln bei Blockaden konzipiert. Bei diesem Fahrzeugtyp handelt es sich um ein gummiereiftes, knickgelenktes, selbstfahrendes Beraubefahrzeug, das schon sehr häufig bei El Teniente eingesetzt wurde und von dem die Verantwortlichen von Codelco/IM2 in Puncto Robustheit, Zuverlässigkeit und einfachem Handling überzeugt sind. Das Fahrzeug ist eine sehr kompakte Maschine mit einer maximalen Fahrzeughöhe von 2,5 m und einer Breite von 1,9 m, das in einer Strecke von 3,0 x 3,6 m wenden kann und damit hervorragend zu den Streckenbedingungen von Codelco passt.

Die Basismaschine ist mit einem Deutz Dieselmotor TCD 2012 L04, 93 kW @ 2.400 U/min ausgestattet und erfüllt die Abgasnorm COM IIIA. Dieses Motorsetup wurde aus mehreren Gründen gewählt, so zählt diese Motorvariante nicht nur zu den beliebtesten in Chile, weil er weniger optimale Kraftstoffqualitäten verträgt und verzeiht, sondern auch die extremen Bedingungen in großen Höhen ohne Leistungsabbruch meistert. Ein weiterer Vorteil liegt in der Bekanntheit des Motortyps, die die hohe Verfügbarkeit von Ersatzteilen begünstigt und somit eine einhergehende Wartungsfreundlichkeit bietet.

Die Maschine ist als untertägiges Bergbaufahrzeug mit einem hydrostatischen Sauer Danfoss Fahrtrieb ausgelegt worden und wirkt auf alle vier Räder. Des Weiteren ist das Basisfahrzeug mit Posi Stop Achsen von Dana Spicer ausgestattet. Für größeren Komfort, mehr Fahrsicherheit und höhere Stabilität ist die Hinterachse als selbstverriegelnde Pendelachse ausgelegt. Der Pendelwinkel beträgt  $\pm 10^\circ$ .

Das Fahrzeug verfügt über eine Rops/Fops getestete und geschlossene Kabine. Die geräumige und sehr übersichtliche Kabine wird mittels robusten Gitterrosten an der Front- und Dachscheibe vor möglichem Steinschlag geschützt. Damit der Bediener sich nicht nur in einer sicheren, sondern auch komfortableren Umgebung befindet, ist die Kabine mit Klimaanlage und Heizung ausgestattet. Ein weiteres Sicherheitsfeature ist, dass bei geöffneter Fahrertür sich die Maschine automatisch im neutralen Gang befindet, die Parkbremse eingelegt ist und dass alle Arbeitsfunktionen wie Lenken, Heben und Senken des Auslegers etc. blockiert sind, um Unfallrisiken zu minimieren.



n

Abbildung 5, Quelle: Codelco

Die Kombination aus knickgelenktem Fahrzeug mit Drehturm ermöglicht dem Bediener ein punktgenaues Setzen des Sprengkegels ohne häufiges Manövrieren. Mit diesem Konzept kann die Toleranzvorgabe von maximal  $\pm 4\%$  Abweichung beim Setzen des Sprengkegels zwischen Ist/Soll Wert erreicht werden.

Der Drehturm ist um  $\pm 20^\circ$  schwenkbar und ist mit einem Doppelteleskop und einem klappbaren Vierfachteleskop ausgestattet. Die beiden Teleskope sind über hydraulische Drehtriebe verbunden, mit dem das horizontale und vertikale Positionieren ermöglicht wird. Um Sicherheitsrisiken für den Fahrer auszuschließen wird das Fahrzeug in einem Abstand von drei Metern vor dem Rollloch positioniert. Am horizontalen Doppelteleskopausleger befindet sich der 3D Scanner, der von IM2 entwickelt und für dieses Fahrzeug bereitgestellt wurde. Mit Hilfe des Scanners wird die optimale Position für den Sprengkegel erfasst und an einen Onboard Rechner zur Bildverarbeitung übermittelt.

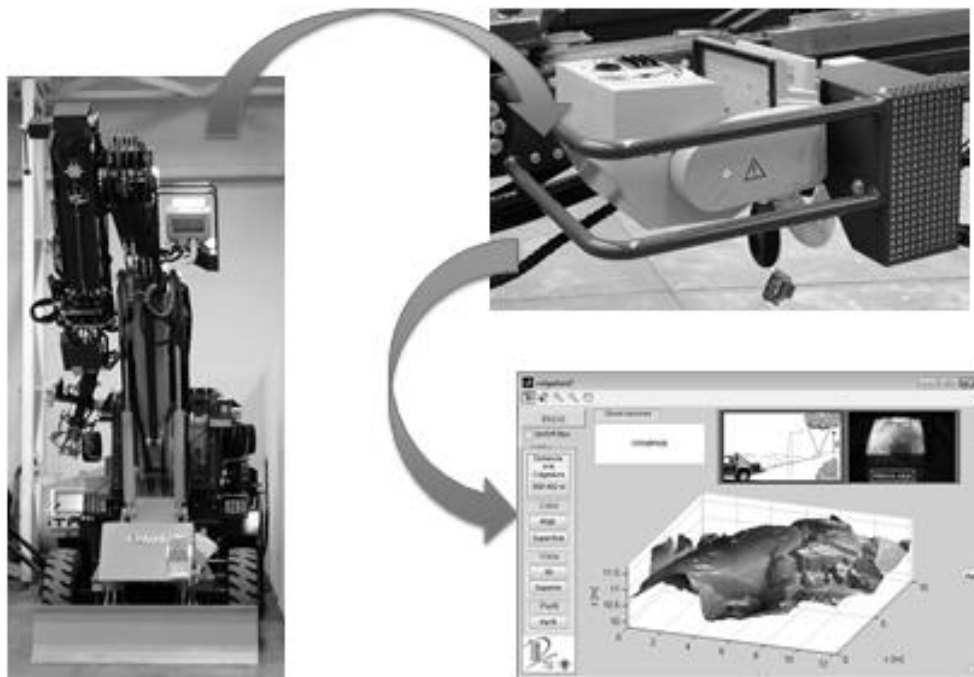


Abbildung 6: 3D Scanner, Quelle: Codelco

Am Ende des klappbaren Vierfachteleskopes befindet sich die Greif- und Setzvorrichtung, die für zwei unterschiedliche Sprengkegelgrößen justiert werden kann. Der vertikale Teleskopausleger hat einen Schwenkbereich von 0 bis 180° und kann innerhalb einer 3 m hohen Strecke aufgeklappt werden. Die maximale Setzhöhe für Sprengkegel ist auf 8 m ausgelegt worden. An der Greif- und Setzvorrichtung befinden sich ein Videoüberwachungssystem und die Sensorik, um den Sprengkegel mit dem definierten Anpressdruck von 200 bis 250 N an die Blockade zu haften. Die Greif- und Setzvorrichtung kann vertikal um 170° und horizontal um 90° zur besseren und schnelleren Positionierung geschwenkt werden. Der Bediener kann den Setzvorgang per Videoüberwachung sowohl aus der Kabine als auch vom Bedienpult, welches am Heck des Fahrzeuges mitgeführt wird, überwachen. Das Bedienpult ist mit einer 15 m Kabelfernbedienung mit dem Fahrzeug verbunden, damit der Bediener aus einem gesicherten Grubenbau das Setzen des Sprengkegels durchführen kann.



Abbildung 7: Paus Hang Up Handler 853 HH8, Quelle: Maschinenfabrik H. Paus GmbH



#### 4 Das Verfahren

Im Mittelpunkt der Aufgabenstellung stand, ein mechanisiertes Verfahren zu entwickeln, das die Blockaden schnell, effizient und vor allem mit extrem hoher Sicherheit für das Personal beseitigen sollte. Für diesen Auftrag entwickelte das IM2 einen Scanner für die Charakterisierung der Blockade, um den günstigsten Anheftungspunkt der Sprengladung lokalisieren zu können. Um schnell zu den einzelnen Gefahrenpunkten zu kommen, wurde ein Hersteller von untertägigen Fahrzeugen gesucht, der ein selbstfahrendes Trägerfahrzeug mit klappbarem, teleskopierbarem Ausleger entwickeln sollte, so dass die Sprengladung schnell und sicher angebracht und mittels Fernzündung ausgelöst werden kann. Dabei war es Codelco wichtig, dass die Auslösung sowohl aus der Kabine des Fahrzeuges, als auch über ein separates Bedienpult durchgeführt werden kann. In diesem Falle würde ein Bedienpult am Trägerfahrzeug mitgeführt werden.

Das Setzen der Sprengkegel kann in die Phasen Analyse, Vorbereitung, Setzen und Fahrzeug zurücksetzen eingeteilt werden. Die einzelnen Phasen weisen noch einzelne Unterschritte auf, die in Abbildung 8 schematischen dargestellt werden.

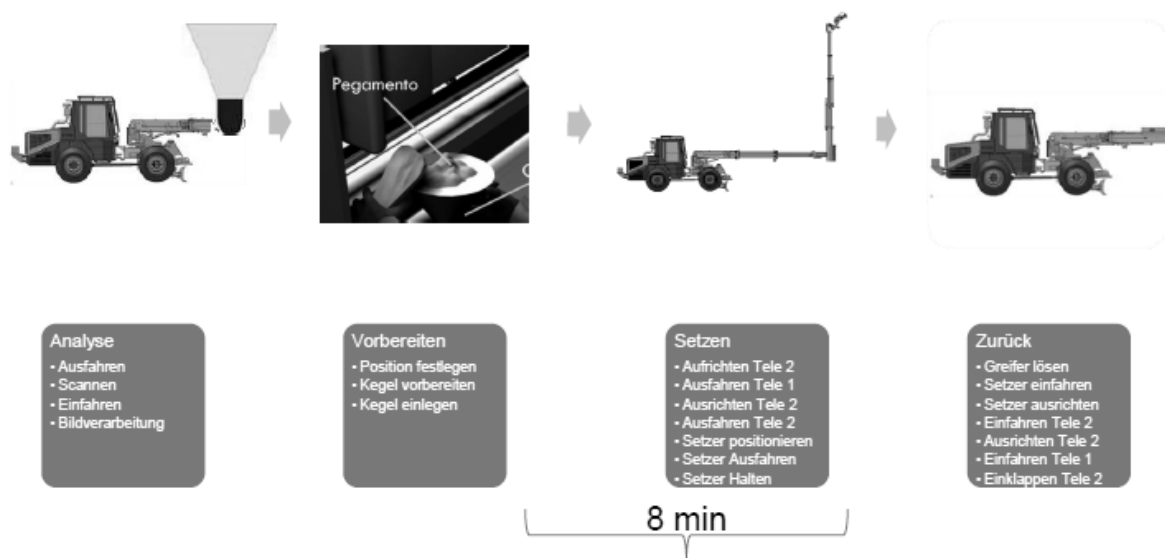


Abbildung 8: Verfahrensdarstellung, Quelle: Maschinenfabrik H. Paus GmbH

Besonders wichtig beim Setzvorgang ist, dass zwischen den Phasen „Vorbereitung“ und „Setzen“ nur maximal 8 Minuten vergehen dürfen, um die Wirksamkeit des aufgetragenen Spezialklebers nicht zu verlieren.

Die Phase „Analyse“ kann in die Unterschritte „Ausleger 1 ausfahren“, „Scannen“, „Ausleger 1 einfahren“ und „Bildverarbeitung“ untergliedert werden. Für diese Phase wird das Trägerfahrzeug bis auf eine Entfernung von 3 m vor dem Rollloch oder Abzugspunkt positioniert. Der Bediener verlässt die Maschine und begibt sich mit dem Bedienpult in einen gesicherten Streckenabschnitt, von wo aus die gesamte Operation vom Setzen bis zum Auslösen durchgeführt wird. Das Bedienpult kann bis zu einer

Entfernung von 15 m vom Ort des Geschehens aufgestellt werden. Als erstes wird der hydraulisch gesteuerte Ausleger 1, an dem der Scanner zur Blockadenanalyse montiert ist, in Position gebracht. Der 3D Scanner ist eine Entwicklung des IM2 und wurde Paus zur Verfügung gestellt. Der Scanner ist am Ende des ersten Auslegers geschützt angebracht. Nachdem der Scan der Blockade durchgeführt wurde, werden die 3D Aufnahmen zur Bildverarbeitung versandt. Nach Abschluss der Analyse wird der Ausleger 1 eingefahren.

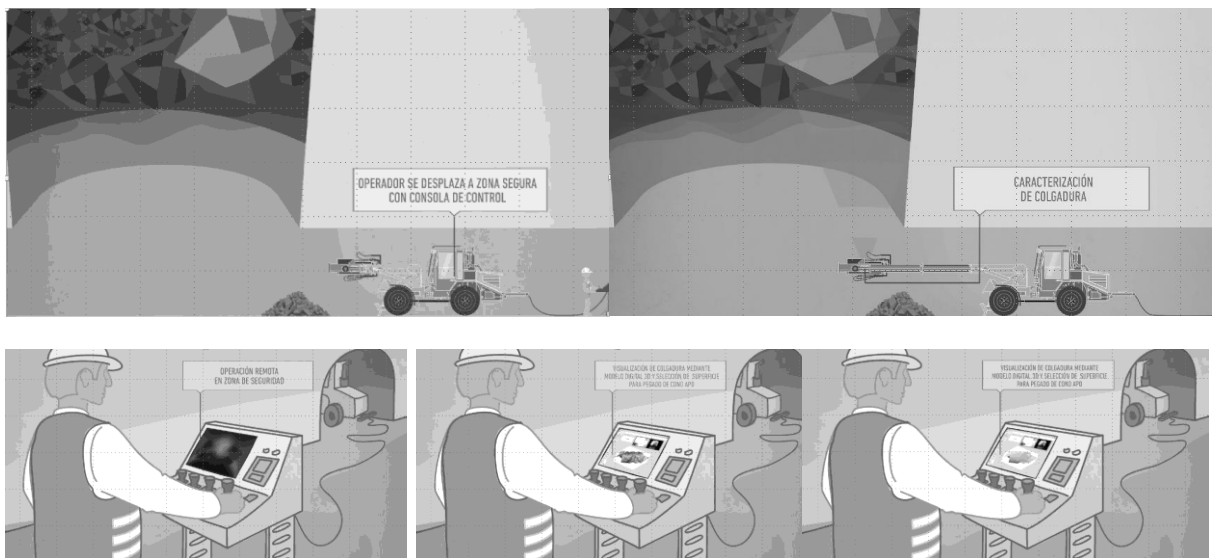


Abbildung 9: Phase Analyse, Quelle: Codelco und IM2

In der zweiten Phase des Setzvorganges „Vorbereitung“ werden die 3D Scans an ein Bildverarbeitungsprogramm verschickt und dem Bediener wird die optimale Lage zum Setzen des Sprengkegels angezeigt. In dieser Phase muss der Bediener den gewählten Sprengkegel in den Greifarm des Auslegers 2 einlegen, die Greiferarme justieren und die Anhaftfläche des Kegels mit dem Spezialkleber behandeln.

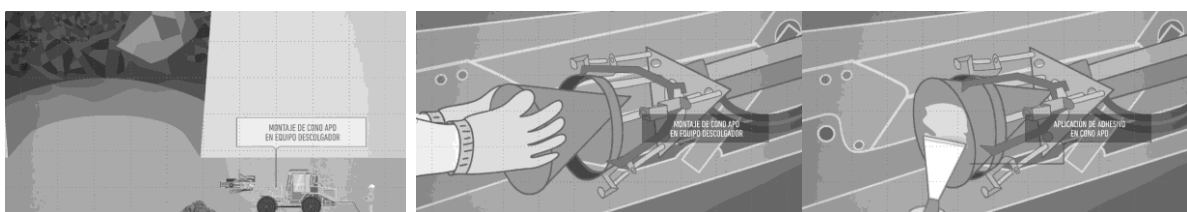


Abbildung 10: Phase Vorbereitung, Quelle: Codelco und IM2

In der dritten Phase „Setzen“ des Sprengkegels wird der Ausleger 1 horizontal ausgefahren. In der Endlage wird dann mittels Drehmotor der Ausleger 2 vertikal aufgerichtet und hydraulisch auf die gewünschte Arbeitshöhe ausgefahren. Dabei darf die Ist-Position des Sprengkegels nicht mehr als 20 cm von der Soll-Position abweichen. Alle Arbeiten werden per Videokameras, 3 Stück wurden am Greifarm installiert, aufgezeichnet und an das Bedienpult übermittelt. Zur optimalen Haftung und Aushärtung muss der Sprengkegel mit einem Anpressdruck von 200 – 250 N an der charakterisierten Stelle der Blockade angeheftet werden.

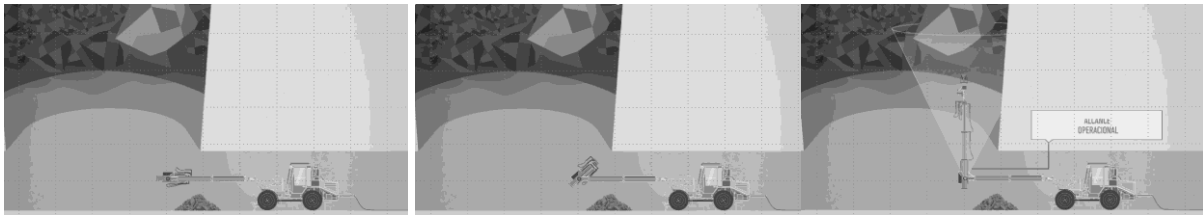


Abbildung 11: Phase Setzen, Quelle: Codelco und IM2

In der anschließend letzten Phase, dem „Zurücksetzen“, wird der Sprengkegel aus dem Greifarm entriegelt und die hydraulischen Ausleger 1 + 2 werden in die Ausgangsposition geführt. Der Bediener befestigt das Bedienpult wieder am Heck des Fahrzeuges und begibt sich mit der Maschine in einen gesicherten Grubenabschnitt, von wo aus die Sprengung ausgelöst wird.

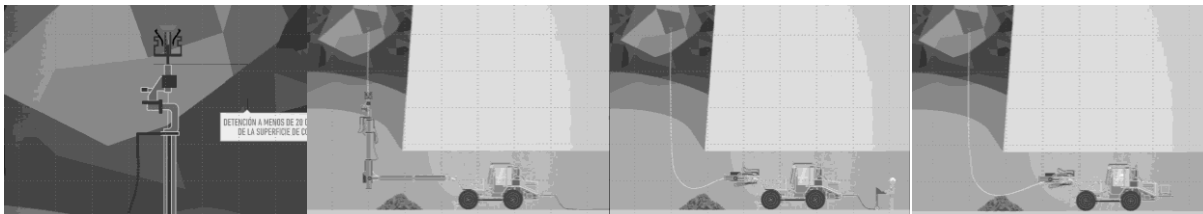


Abbildung 12: Phase Zurücksetzen, Quelle: Codelco und IM2

Durch dieses Verfahren und mittels des wendigen und kompakten Setzfahrzeuges konnten die Zeiten für das Setzen des Sprengkegels auf maximal 8 Minuten begrenzt werden. Des Weiteren verhindern die Charakterisierung der Blockade und die Bestimmung des optimalen Setzpunktes für den Sprengkegel, Wiederholvorgänge und damit eine Reduzierung der Aufenthaltszeit des Arbeitspersonals in einem extrem gefährlichen Bereich. Ebenfalls konnten durch dieses Verfahren die Sprengstoffkosten herabgesetzt werden, da zur Lösung der Blockade nur noch eine Sprengung notwendig ist.

## 5 Fazit

Das Bergbauunternehmen Codelco, deren Forschungsabteilung IM2 und die Maschinenfabrik Hermann Paus haben gemeinsam ein Verfahren und eine Maschine zum Setzen von Sprengstoffkegeln bei Blockaden in Erzrolllöchern im Bruchbau entwickelt, um Sicherheitsrisiken für den Bediener zu reduzieren. Alleine auf dem Bergwerkkomplex El Teniente treten jährlich etwa 58.000 dieser Blockaden auf, die bisher händisch mittels Bambusstangen und Sprengstoff beseitigt werden mussten. Diese extrem gefährliche Arbeit forderte nicht selten Menschenleben.

Mit Hilfe des neuen Hang Up Handlers, einem Telehandler mit Drehturm, zwei Teleskopauslegern und Greifvorrichtung, kann der Setzvorgang schnell und bequem aus einem gesicherten Grubenbau durchgeführt werden, ohne dass der Bediener sich unmittelbar in den Gefahrenbereich begeben muss. Der Hang Up Handler kann zwei unterschiedliche Sprengstoffkegel in einer maximalen Setzhöhe von 8 m an der Blockade anheften. Um den optimalen Setzpunkt für den Sprengstoffkegel zu ermitteln,

ist die Maschine mit einem 3D Scanner und einem leistungsstarken Onboard Rechner ausgestattet, der innerhalb kürzester Zeit, ein 3D Scan von der Blockade im Erzrollloch erstellt und dem Bediener dies am Bedienpult oder in der Fahrzeugkabine abbildet. Das Setzverfahren kann in die Phasen „Analyse“, „Vorbereitung“, „Setzen“ und „Zurücksetzen“ eingeteilt werden. Mit dem Hang Up Handler ist es nun möglich das Setzverfahren auf wenige Minuten zu verkürzen, den Sprengstoffmittelbedarf zu optimieren und ein extremes Sicherheitsrisiko für Bergleute zu reduzieren.

Der Hermann Paus Maschinenfabrik ist somit erneut eine innovative und kundenorientierte Lösung gelungen, die in kürzester Zeit gemeinsam mit dem Kunden entwickelt, produziert und zum Einsatz gebracht werden konnte. Nach einer Entwicklungs- und Produktionszeit von weniger als 6 Monaten war das Fahrzeug in Chile einsatzbereit.

**Dipl.-Ing. Oliver Wilke**

owilke@paus.de

H. Paus Maschinenfabrik GmbH  
Siemensstr. 1-9  
48488 Emsbüren

**Gastón Pinilla Narváez**

Director Especialidad Minería

CODELCO, Chile  
Gerencia de Negocios & Innovación  
Casa Matriz

**Gabriel Gonzalez Loguercio**

Jefe de Proyetos Mineros

Codelco Tec, Chile

## **Elektronisch gelenkte spurtreue Fahrzeuge als Ersatz für Gleistransport**

Dipl.-Ing. Christoph Müller, PhD  
Minetronics GmbH

Der Fachvortrag seitens der Minetronics GmbH befasst sich mit elektronisch gelenkten Fahrzeugen als Ersatz für den Gleistransport. Es handelt sich dabei um Transportzüge zur Versorgung einer Tunnelbohrmaschine, die erstmals ohne mechanische Schienen auskommen: Die Züge sind bis zu 70 m lang und stehen auf Gummirädern, wobei alle Achsen voll elektronisch so gelenkt werden, daß sie genau der Spur der ersten Achse folgen. Damit ist der Zug in der Lage, um 30 m-Radius Kurven herum zu fahren und sich in der Entladebucht der TBM exakt zu positionieren. Ein Lenkautomat lenkt darüber hinaus als Fahrerassistenzsystem den Zug automatisch im Tunnel (er bestimmt quasi die Lage der virtuellen Schiene).

Für weitere Informationen wenden Sie sich an den Autor.

Dipl.-Ing. Christoph Müller, PhD  
cmueller@minetronics.com

Minetronics GmbH  
Goethestraße 52  
49549 Ladbergen



## **Auf dem Weg zu nachhaltigen Abbauprozessen mit UPNS 4D+**

**Dr.-Ing. David Buttgerit**

XGraphic Ingenieurgesellschaft mbH

**Tobias Hartmann, M.Sc.**

**Dipl.-Ing. Dipl.-Ing. Sascha Schade**

**Univ. Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus**

RWTH Aachen, Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie

### **Abstract**

Für einen hochselektiven, effizienten und nachhaltigen Abbau mineralischer Rohstoffe und insbesondere seltener Erden in heimischen Lagerstätten werden im Rahmen des UPNS 4D+ Projekts neue Technologien für die Automatisierung entwickelt. Diese sollen den Automatisierungsgrad von der Erkundung bis zum späteren Produktionsprozess steigern. Dabei liegt die Herausforderung darin, innovative Abbautechniken an kleine Tunnelquerschnitte sowie geologisch komplexe Lagerstätten anzupassen. Letztlich soll ein Gesamtsystem entwickelt werden, welches in der Lage ist, sich dynamisch ändernden Abbauprozessen anzupassen und so eine gesteigerte Planungssicherheit bei geologischer Unsicherheit bietet. Außerdem wird mit Erreichen dieser Ziele der Abbauprozess nachhaltiger gestaltet.

Die praktische Umsetzung dieses Gesamtsystems gliedert sich in vier Teilsysteme: Erkundungsfahrzeug (Daten sammeln), Produktionsfahrzeuge (Automatisierung umsetzen), Leitstand (Visualisierung für Maschinenführer), Expertensystem (Einbindung gesammelter Bergwerksdaten). Diese Umsetzung erfolgt in verschiedenen Arbeitspaketen und den darin beinhalteten Neuerungen. Nach aktuellem Projektstatus steht nach den Vorarbeiten und zahlreichen Implementierungen von Sensoren und Schnittstellen nun eine erste gemeinsame Inbetriebnahme des Erkundungsfahrzeuges an.

### **1 Einleitung**

Der Zugang zu wirtschaftsstrategischen Bodenschätzen ist von essentieller Bedeutung für die Zukunftsfähigkeit der modernen Industriegesellschaft. Die Versorgung Europas mit nichtenergetischen Rohstoffen, wie Stahlveredlern, Metallen der Seltenen Erden und Platingruppenelementen, als kritisch eingeschätzt. [1] So besteht zum Beispiel in Deutschland eine 100 %-ige Importabhängigkeit für Molybdän, Wolfram, Nickel oder Platingruppenelemente, aber auch für das gesamte Eisenerz zur Stahlherstellung; ein Importwert von etwa 40 Mrd. Euro. [2] Die Nutzung noch vorhandener „heimischer“ Lagerstätten birgt unter diesen Umständen ein enormes volkswirtschaftliches Potenzial von mehreren Mrd. Euro. Beispielhaft hierfür stehen die mögliche Nutzung der Seltenen Erden: Niob Lagerstätte um Delitzsch oder Wolframvorkommen im Ehrenfriedersdorfer und Altenberger Raum in Sachsen.

Eine wesentliche Herausforderung für einen nachhaltigen Gewinnungsprozess in Lagerstätten dieser Art ist die erhöhte bergbau-geologische Komplexität, die im Wesentlichen in vier Aspekte zusammengefasst werden kann: (1) große Teufenlagen (>500 m), (2) geringe Ausdehnung (Streblängen < 100 m), (3) hohe lokale strukturelle Komplexität, z.B. in regionaltektonisch gestörten Gangerz Lagerstätten mit Mächtigkeiten <1 m sowie (4) eine hohe geochemische Variabilität der Wertstoffgehalte. Weiterhin ist der Erkundungsgrad dieser Lagerstätten im Vergleich zu heute gewonnenen Lagerstätten wesentlich geringer, was zu einer erhöhten Unsicherheit der Kenntnis über Geometrie und räumlicher Verteilung der Wertstoffgehalte führt.

Eine ressourceneffiziente Gewinnung dieser Lagerstätten unter Einhaltung der Nachhaltigkeitsgrundsätze Sicherheit, Umweltverträglichkeit und öffentliche Akzeptanz erfordert neue innovative Abbautechnologien. Dabei liegt der Fokus auf einer hochselektiven Gewinnung der werthaltigen Partien, der kompletten Ausnutzung der anstehenden mineralischen Ressourcen sowie auf der Minimierung der Förderung von Nebengestein. Die Grundlage für das Erreichen dieser Ziele ist die Entwicklung innovativer Technologien für die autonome und präzise Positionierung von Gewinnungsmaschinen in Bezug auf den erkundeten Lagerstättenkörper. Dies wiederum ermöglicht einen hohen Grad an Automatisierung unter den beengten Platzverhältnissen und rauen Bedingungen im untertägigen Bergbau, sowie Echtzeit-Systeme zur lagerstättenoptimierten Steuerung der Gewinnung.

Das hier vorgeschlagene zu entwickelnde untertägige Lagerstätten-Positionierungs-, Navigations- und Mapping System (UPNS 4D+) soll diesen, im Vergleich zum konventionellen Untertagebergbau, dynamischeren Veränderungsprozessen und der damit erhöhten Planungsunsicherheit Rechnung tragen.

Der Fokus des Artikels und dem Kapitel 2 zum Stand der Technik liegen in der Lokalisierung, Positionierung und Navigation sowie der Leitwarten-Visualisierung, da die Konsortialpartner Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie, RWTH Aachen University und XGraphic Ingenieurgesellschaft mbH im Zuge des Projektes schwerpunktmäßig an diesen Arbeitspaketen beteiligt sind.

## **2 Stand der Technik**

Die Positionierung und Navigation im untertägigen Bergbau wird seit der Verfügbarkeit von Inertialsensoren und Lokalisierungssensoren untersucht. 1997 wurde erstmalig die Tauglichkeit und Zuverlässigkeit eines Inertialsensors und Scanners für den Einsatz in autonomer Maschinensteuerung untertage getestet. [3] Die nachfolgende Forschung konzentrierte sich schwerpunktmäßig auf Techniken der absoluten [4] und reaktiven Navigation. [5] Absolute Navigation untertage, d.h. bezogen auf das Bergwerkskoordinatensystem, erfordert a-priori eine präzise Karte, sowie zur Positionierung die Installation einer Infrastruktur (bspw. RFID-Tags oder Wireless Ethernet) zur Lokalisierung von Fahrzeugen mit elektromagnetischen Wellen. [6] Beide Vorausset-



zungen sind nachteilig für hochselektive Gewinnung. Aufgrund der beengten Platzverhältnisse ist jede zusätzliche Infrastruktur zu vermeiden. Ebenfalls erlaubt eine Navigation basierend auf einer a-priori Karte nicht, auf unvorhergesehene Hindernisse oder eine Veränderung in der Umgebung zu reagieren.

Letzteres kann durch die SLAM-Technologie (Simultaneous Localization and Mapping) gelöst werden. Diese gehört zur Gruppe der reaktiven Navigation. [7] Diese Technologie ist jedoch für untertägige Bedingungen wenig getestet und validiert. Bisherige Anwendungen beziehen sich lediglich auf lokale Navigation, um z.B. einen Lader autonom mittig im Grubengebäude zu steuern, allerdings noch nicht auf die komplexe Herausforderung der selbständigen Positionierung, Navigation und Erkundung (unter Berücksichtigung von geologischen Unsicherheiten).

3D-basierte Visualisierungen werden heute in vielfältigen Bereichen eingesetzt, wie beispielsweise in Spezialapplikationen für die Architektur [8] oder Automobilindustrie [9], aber auch in web-basierten Massenslösungen für den Endverbrauch wie etwa in virtuellen Raum- oder Küchenplanern [10] [11]. Aufgrund der immer leistungsstärkeren Hardware sind komplexere 3D-Darstellungen heutzutage aber auch schon „in der Westentasche“ verfügbar, denn sogar moderne Smartphones und Tablets sind leistungsstark genug für die Darstellungen größerer Datenmengen [12].

Im Bergbau wird seit mehreren Jahren auf sehr einfache, mehr oder weniger lediglich schematische 3D-Visualisierungen zurückgegriffen. Hier dient das 3D-Modell vor allem als Navigationshilfe durch die großen Datenbestände [13]. Dies liegt nicht zuletzt daran, dass auch in der Praxis nicht immer digitale Daten des Grubengebäudes vorliegen bzw. diese nicht geeignet aktualisiert werden (können).

Die Realisierung von Virtual Reality (VR) Applikationen ist heutzutage schon mit handelsüblicher PC Hardware möglich. Dazu werden lediglich geeignete Bildschirme, eine leistungsfähige Grafikkarte und eine sogenannte Shutter-Brille benötigt [14]. Neben der VR Darstellung an Bildschirmen, ist die Visualisierung über VR Headsets eine weitere Möglichkeit. Ein solches Headset wird von einem Anwender aufgesetzt und bietet durch eine Abschottung von der Umgebung ein noch immersiveres Erlebnis als herkömmliche VR Applikationen [15] [16]. Hierzu besteht ein VR Headset aus einer integrierten Lösung zum Anzeigen eines für das jeweilige Auge angepassten 3D-Bildes und Positions- und Ausrichtungsverfolgung des VR Headsets.

### **3 Ziele und Konzepte von UPNS 4D+**

Das Ziel des Projekts UPNS 4D+ ist die Entwicklung eines integrierten Positionierungs-, Navigations- und Mapping Systems für die hochselektive Gewinnung wirtschaftsstrategischer Rohstoffe untertage. Im Ergebnis stände erstmals ein modulares Multi-sensor-System für Gewinnungsmaschinen, Kleinfahrzeuge oder Erkundungsroboter zur Verfügung. Dieses erlaubt eine absolute Positionierung innerhalb der Lagerstätte, eine autonome Navigation (3D) sowie die kontinuierliche Echtzeit-Erfassung (4D)

raumbezogener geometrischer und geologischer Merkmale (4D+). Effektiv kann dieses System die Basis zur autonomen und rohstoffeffizienten hochselektiven Gewinnung in bergbau-geologisch komplexen Lagerstätten darstellen.

Bei den zukünftigen Entwicklungen in der Rohstoffindustrie bilden innovative Sensor-konzepte die Basis zur erfolgreichen Prozessoptimierung und Automatisierung entlang der gesamten Produktionskette von der Gewinnung über den Transport bis hin zur Aufbereitung. Folgende Tabelle 1 enthält eine Zusammenfassung der Neuheiten des Verbundprojektes:

**Tabelle 1: Neuheiten im Rahmen der geplanten Entwicklungen**

	Neuheit	Beschreibung
1	Absolute Navigation innerhalb des Grubengebäudes und Lagerstättenmodells	Zur Steuerung der hochselektiven Gewinnung und Verfolgung des Erzganges erfolgt erstmalig eine Navigation in einem Echtzeit-aktualisierten Lagerstättenmodell
2	6D-Untertage-Kartographie	Erzeugung einer hochdimensionalen Karte basierend auf der Kombination von unterschiedlichen Sensortechnologien (LIDAR, Radar, Laufbildfotographie, Infrarot), die fortlaufend aktualisiert wird
3	Integrierte Lokalisation, Positionierung und Navigation	Integrierte Systeme und Algorithmen zur präzisen Bestimmung der Untertage-Lage und Orientierung basierend auf bekannten Passpunkten, Umgebungsdaten sowie Erkennung markanter Punkte und Hindernisse unter Bergbaubedingungen
4	Datenverarbeitung	Effiziente Datenstrukturen zur Speicherung und Datenextraktion der 6D-Karte und parallele Algorithmen
5	Effizienzsteigerung	Teilautomatisierte Kluft - Haufwerksanalyse zur Optimierung des Downstream-Prozesses (Zerkleinerung) zur automatisierten Ableitung der Korngrößenverteilung sowie der räumlichen Orientierung repräsentativer Kluftflächen eines Gebirgskörpers
6	Aktualisierung Lagerstättenmodell	Verknüpfung von Sensordaten mit Erkundungsdaten zur Echtzeitaktualisierung und Genauigkeitssteigerung des Lagerstättenmodells
7	Kleinfahrzeugentwicklung	Entwicklung eines bergbautaughlichen Kleinfahrzeugs, das in der Lage ist, sich bei schlechten Umgebungsbedingungen autonom zu bewegen, um ein komplettes 3D-Mapping der Umgebung durchzuführen; 3D-Mapping Robot
8	Visualisierung & Monitoring	Effiziente 2D- und 3D-Visualisierung der Umgebungsdaten im Bergmännischen Risswerk zur Navigation

#### 4 Projektentwicklung und Arbeitspakete

Die Projektstruktur und Einteilung der Arbeitspakete ist in einer Übersicht (Abbildung 1) dargestellt und wird nachfolgend an der konkreten Umsetzung des Projektes beschrieben. Den Kern des Forschungsprojektes stellt dabei das untertägige Lagerstätten-Positionierungs-, Navigations- und Mapping System (UPNS 4D+) dar.

Grundlage für die Automatisierung nach der markscheiderischen Initialisierung ist zunächst die präzise, automatisierte Kartierung der Bergwerksumgebung, welche die Grundlage für die Navigation von selektiv arbeitenden, autonomen Gewinnungsgeräten bietet. Damit einhergehend muss für die Erkundung eine Lokalisierung, mit einem Höchstmaß an Präzision, durchgeführt werden. Für diese beiden Aufgaben werden verschiedene Sensoren wie beispielsweise Inertialnavigationseinheiten gestützt durch 3D Kameras und Laserscanner eingesetzt. Die Daten werden entlang der Fahrstrecke zu einer 6D-Karte fusioniert. Wie spätere Produktionsfahrzeuge, wird auch das Erkundungsfahrzeug mit Radaren ausgestattet, welche der Sammlung von der 6D Karte zuordenbaren Signaturen dienen.

Aufbauend auf den Daten des Erkundungssystems werden reale Produktionssysteme mithilfe von produktionstauglicher Sensorik wie beispielsweise inertialer Messtechnik, Doppler- und 2D/3D Radare automatisiert. Die Erfahrung im Bergbau zeigt, dass optische Systeme im Bergwerksbetrieb aufgrund der entstehenden Stäube nicht zuverlässig verwendet werden können.

Parallel dazu, wie ebenfalls in Abbildung 1 erkennbar ist, wird die Bergwerksumgebung global durch Visualisierung dargestellt und lokal durch Sicherheit/Kollisionsschutz. Analysen zur Ressourceneffizienz die gesammelten Bergwerksdaten aus überwacht.

Die gewonnenen Informationen der Systeme sollen Maschinenoperatoren im Leitstand in der finalen Ausbaustufe der Implementierung mittels Virtual/Augmented Reality dargestellt und Vermessungsingenieuren zur Beobachtung der Bergwerkskontur zur Verfügung gestellt werden. Der Einsatz von diesen Technologien insbesondere auch für eine Tele-Remote Steuerung von Bergbaumaschinen von über Tage bietet großes Potential für einen effizienten und vor allem sicheren Abbaubetrieb.

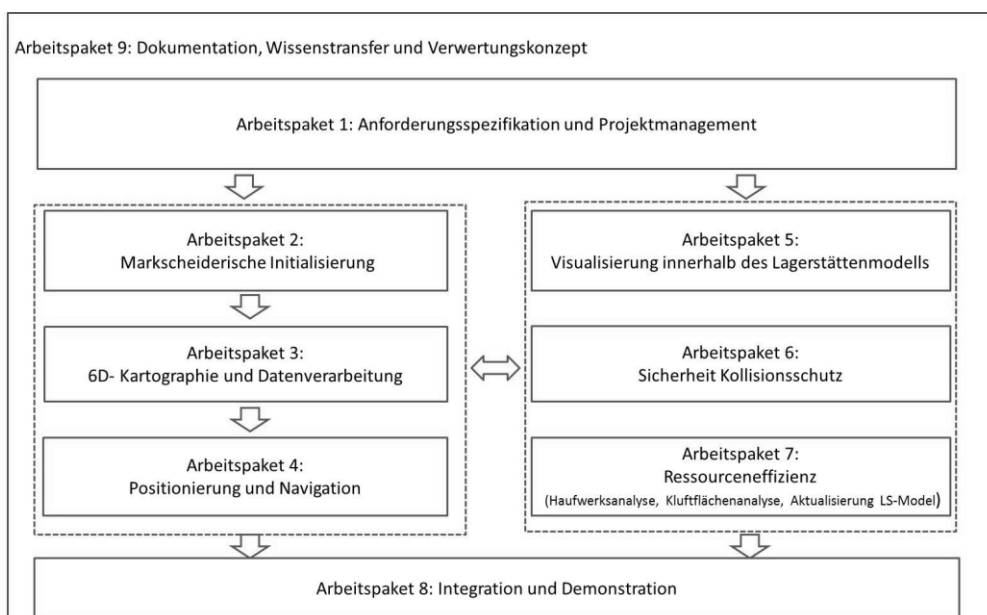


Abbildung 1: Projektstruktur und Einteilung in Arbeitspakete

Das zu entwickelnde Gesamtsystem besteht im Wesentlichen aus vier in der Demonstration vorgesehenen Teilsystemen: Zum einen soll ein Erkundungssystem, bestehend aus einem kettengetriebenen und schienengeführten Kleinfahrzeug, auf dem die Sensoren aller Partner angebracht werden können, zum Einsatz kommen. Weiter soll ein Produktionssystem bestehend aus einem Fahrlader der Fa. Paus und einem Niederflurfahrlader der Fa. GHH automatisiert werden. Für die Prozessführung soll ein Leitstand mit einer Karte des Bergwerks und einem Benutzerinterface, über welches die Fahrzeuge gesteuert werden können, sowie deren momentaner Zustand gezeigt werden. Komplettiert werden soll diese Entwicklungen durch ein Expertensystem, welches alle Messdaten der Bergwerkskontur, markscheiderische Daten sowie durch das Produktionssystem neu detektierte Objekte beinhaltet.

Die Umsetzung der verschiedenen Teilsysteme entspringt, entsprechend der Zielstellung, aus den separaten Arbeitspaketen (AP). Diese beinhalten die verschiedenen zu bearbeitenden Kernaufgaben mit den Neuerungen gemäß Tabelle 1. Die Inhalte der Arbeitspakete sind nachfolgend zusammengefasst. Auf erste Veröffentlichungen aus den jeweiligen APs wird hingewiesen.

Die Aufgabe der „Markscheiderischen Initialisierung“ in AP 2 ist die Konzeption und Implementierung von Verfahren zur Passpunkterkennung und hochgenauen photogrammetrischen Auswertung zur initialen Positionierung und Orientierung unter Berücksichtigung der besonderen Gegebenheiten unter Tage. Grundlage dafür ist die Schaffung der notwendigen Infrastruktur, deren Einrichtung entsprechend den Anforderungen in einem bekannten Abschnitt im Forschungsbergwerk Reiche Zeche der TU Bergakademie Freiberg zur Validierung ebenfalls im Rahmen dieses Arbeitspakets umgesetzt wird.

Das Arbeitspaket „6D-Kartographie und Datenverarbeitung“ (AP 3) umfasst die Entwicklung einer Kartographie-Software zur Erzeugung und dynamischen Erweiterung von hochdimensionalen 6D-Untertage-Karten basierend auf SLAM-Algorithmen. Die Algorithmen zur Registrierung und Fusionierung werden zur Integration der verschiedenen Sensordaten in die 6D-Karte erforscht. Für die Verarbeitung der enormen Datenmengen müssen effiziente hierarchische Datenstrukturen zur Speicherung und Datenabfrage der großen Datenmengen entwickelt werden. Erste Ergebnisse zur schnellen Aufnahme von dichten Punktwolken sind unter [17] nachzulesen.

In AP 4 („Positionierung und Navigation“) erfolgt die Integration der Sensoren zur initialen Positionierung sowie zur Navigation (Inertialsensor) mit der 6D Karte aus AP3 zu einem modularen System. Konkrete Herausforderungen sind hier die Entwicklung eines Verfahrens zur Genauigkeitsanalyse in der Positionierung sowie zur Genauigkeitsoptimierung basierend auf rekursiver geodätischer Ausgleichung. Weiterhin ist die Entwicklung einer Navigationssoftware einschließlich der Möglichkeit der Teleoperation Teil des Arbeitspaketes.

Die Konzeption und Implementierung einer übergeordneten Leitstand-Software ist Aufgabe des AP 5 („Visualisierung innerhalb des Lagerstättenmodells“). Die Entwicklung einer dreidimensionalen Visualisierungskomponente ermöglicht die Integration der Informationen aus der 6D-Karte für das Lagerstättenmodell und der multiplen erfassten Sensordaten. Neben der Positionsverfolgung mobiler Einheiten im 3D-Modell werden außerdem untertägige Infrastruktur und Prozesswerte dargestellt. Weitere Ziele sind die Entwicklung von Augmented- und Virtual Reality-Schnittstellen für die 3D-Visualisierung sowie die Entwicklung einer eingeschränkten Visualisierungsversion auf mobilen Endgeräten.

Das Ziel von Arbeitspaket 6 „Sicherheit Kollisionsschutz“ ist die Entwicklung eines Kollisionsschutz-Systems zur Erkennung drohender Kollisionen von mobilen Plattformen mit sowohl statischen als auch dynamischen Objekten der Umgebungen. Dazu gehören ebenfalls Anzeige der Warnungen und gegebenenfalls Verhinderung von Kollisionen durch Eingriffe in sowohl die manuelle Steuerung als auch die autonome Navigation der jeweiligen Plattform. Besonderes Augenmerk liegt auf der Sicherstellung einer robusten Erkennung dynamischer und statischer Objekte in der unmittelbaren Umgebung anhand der Sensorik und durch Zugriff auf die Kartographieinformationen.

Im Arbeitspaket „Anwendungen zur Ressourceneffizienz“ (AP 7) werden drei Anwendungen aus den gewonnenen Daten zur Optimierung des Abbaus, des geologischen Modells (Lagerstättenmodell) und der Standsicherheit entwickelt. Eine teilautomatisierte Kluft- und Haufwerksanalyse dient dabei zur Erkennung von Korndurchmesser, Volumen und Lage von Partikeln aus Bild- und Punktwolkendaten. Ein Verfahren zur automatisierten Deformationsanalyse ermöglicht die Überwachung der Hohlraumkonvergenzen. Aus den mehrfach erfassten Daten und mittels geostatistischer Verfahren wird eine Aktualisierung des Lagerstättenmodells vorgenommen. An dieser Stelle sei auf die untersuchten Einsatzmöglichkeiten der 3D Geometrieerfassung durch Time-of-Flight Kameras in [18] hingewiesen.

Als Sensorträger dient ein im Rahmen des Arbeitspaketes „Integration und Demonstration“ (AP 8) eigens entwickeltes Kettenfahrzeug. Die Anforderungen für den Einsatz unter Tage werden hier im Besonderen berücksichtigt. Zu diesen gehören der modulartige Aufbau, Austauschbarkeit von Messeinrichtungen von bis zu 150 kg Gesamtgewicht, autonome Bewegung bei schlechten Umgebungsbedingungen mit angemessener Geschwindigkeit, komplettes 3D-Mapping der Umgebung sowie Eignung des Antriebsmoduls sowohl für Ketten- als auch Radantrieb. Die Demonstration und Validierung der Machbarkeit des entwickelten Systems wird im Rahmen von verschiedenen Versuchsreihen an der TU Bergakademie Freiberg im Lehr- und Forschungsbergwerk Reiche Zeche durchgeführt. Erste Fahrversuche der unbestückten Demonstratorplattform sind in Abbildung 2 zu sehen.

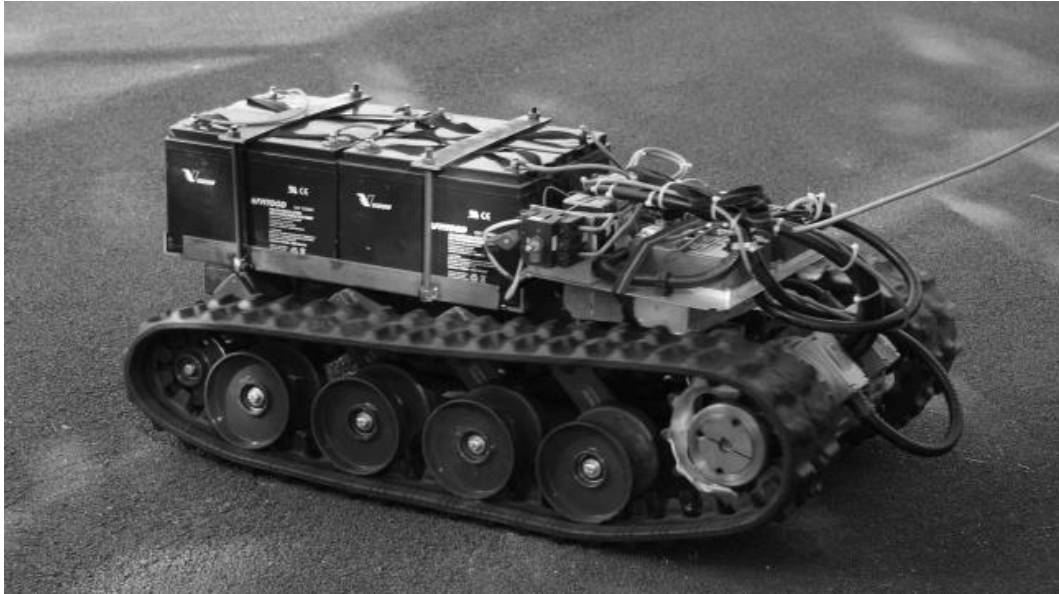


Abbildung 2: Erste Fahrversuche der unbestückten Demonstratorplattform

## 5 Projektkonsortium

Das UPNS 4D+ Konsortium besteht aus insgesamt acht Partnern und wird durch zwei assoziierte Partner unterstützt.

Konsortialführer und Projektkoordinator ist die indurad GmbH aus Aachen. Durch die RWTH Aachen University und die Fachhochschule Aachen sowie die Technische Universität Bergakademie Freiberg sind insgesamt drei Hochschulen im Partnerverbund vertreten. Das Konsortium wird komplettiert durch die Unternehmen Fritz Rensmann, Maschinenfabrik, Diesellokomotiven, Getriebe GmbH & Co. KG aus Dortmund, GHH Fahrzeuge GmbH aus Gelsenkirchen, MILAN Geoservice GmbH aus Kamenz und XGraphic Ingenieurgesellschaft mbH aus Aachen.

Zu den assoziierten Partnern zählen die Hermann Paus Maschinenfabrik aus Emsbüren sowie die Technische Universität Delft.

## 6 Zusammenfassung und Ausblick

Das Vorhaben UPNS 4D+ hat zum Ziel, wesentliche technologische Entwicklungen voranzutreiben, mit deren Hilfe kleinere und schwer zugängliche Bergwerke wirtschaftlich betrieben werden können. Im Rahmen des Projekts liegt der Fokus auf dem ressourcenschonenden Abbau nichtenergetischer Rohstoffe.

Erstmalig arbeiten fachübergreifend Sensorhersteller, Fahrzeughersteller und Leitstandhersteller sowie Hochschulen und Universitäten mit ihren Fachgebieten in Marktscheidewesen, Kartenerzeugung und autonomes Fahren zusammen, mit dem Ziel, einen real funktionierenden Demonstrator am Ende des Projekts zu entwickeln.

Im Projekt sind eine Reihe von Neuerungen auf den Gebieten der Lokalisierung und Kartographie über die Datenverarbeitung bis hin zur Effizienzsteigerung von Gewinnungsprozessen in verschiedenen Arbeitspaketen zu erforschen.

Zur Realisierung des Vorhabens wird ein Erkundungsfahrzeug mit verschiedensten Sensoren umgesetzt und Produktionssysteme mit Sensorik für den robusten Betrieb ausgestattet. Es ist vorgesehen, dass das Erkundungssystem ein hochpräzises inertiales Messsystem und optische Sensoren, wie 3D Kameras und Laserscanner verwendet. Die gemessenen Daten werden entlang der tatsächlichen Fahrstrecke des Erkundungsfahrzeugs hochgenau fusioniert. Hierüber entsteht eine 6D Raumkarte, die in einem Expertensystem mit markscheiderischen Informationen zusammengebracht werden soll. Ferner ist vorgesehen am Erkundungssystem dieselben Radarsensoren anzubringen wie auch am Produktionssystem, so dass charakteristische Radarsignaturen bereits in der 6D Karte annotiert werden können. Für das Produktionssystem ist seinerseits eine Ausstattung mit u.a. inertialer Messtechnik und Radaren geplant. Eine Visualisierung der gesammelten Daten findet im Leitstand für Maschinenführer über Tage u.a. auch mittels Virtual Reality statt.

Aktuell ist gut ein Drittel der Projektlaufzeit verstrichen. Nach der initialen Abstimmung und den grundlegenden Arbeiten in den einzelnen Arbeitspaketen ist der nächste Meilenstein nun die erste gemeinsame Inbetriebnahme des Demonstrators. Nach der Integration aller verschiedenen Komponenten und Sensoren der Projektpartner, stehen erste gemeinsame Tests an. Dazu werden aktuell die Schnittstellen angepasst und erste Kommunikationstest zwischen den verschiedenen Partnern durchgeführt. Die Zusammenführung von Sensorträger und der Sensorplattform ist die Grundvoraussetzung für den Einsatz des Roboters unter quasi Realbedingungen im Testbergwerk. Ziel ist eine erste Kartierung dynamischer Prozesse im Bergwerk und die Evaluierung der Ergebnisse, um die gewonnenen Erkenntnisse dann im nächsten Schritt für die Implementierung des Demonstrators in ein weiteres Bergwerk übertragen zu können.

Das im Rahmen des Projektes als „Proof-of-Concept“ entwickelte, getestete und zertifizierte modulare System soll nach Beendigung des Projektes gemeinsam mit deutschen Herstellern für Bergbautechnik national und international vermarktet werden. Auf UPNS4D+ aufbauende Projekte im Rahmen der Horizon 2020 – Initiative sind vorgesehen.

## **7 Förderhinweis**

UPNS 4D+ wird durch das Förderprogramm „IKT 2020 – Forschung und Innovationen“ vom Bundesministerium für Bildung und Forschung unter dem Kennzeichen 033R126E gefördert.

## Literatur

- [1] European Commission. „Critical raw materials for the EU“ Report of the Ad-hoc Working Group on defining critical raw materials, European Commission, June 2010.
- [2] Deutschland – Rohstoffsituation 2012. Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe, November 2013.
- [3] Scheduling, Steve, et al. "Experiments in autonomous underground guidance." Robotics and Automation, 1997. Proceedings., 1997 IEEE International Conference on. Vol. 3. IEEE, 1997.
- [4] A. Hemami, V. Polotski, Path tracking control problem formulation of an lhd loader, The International Journal of Robotics Research 17 (2) (1998) 193–199.
- [5] E. Duff, J. Roberts, and P. Corke, "Automation of an underground mining vehicle using reactive navigation and opportunistic localization," in IEEE/RSJ International Conference on Intelligent Robots and Systems, vol. 4, 2003, pp. 3775-3780.
- [6] Larsson, Johan, Mathias Broxvall, and Alessandro Saffiotti. "A navigation system for automated loaders in underground mines." Field and Service Robotics. Springer Berlin Heidelberg, 2006.
- [7] A. Nuchter, H. Surmann, K. Lingemann, J. Hertzberg, S. Thrun, 6D-SLAM with an application in autonomous mine mapping, in: Proceedings of the International Conference on Robotics and Automation (ICRA'04), New Orleans, USA, 2004, pp. 1998–2003.
- [8] Internetquelle: <http://www.vistagraph.de/>, Stand: 30.12.2016
- [9] Internetquelle: <http://www.3dexcite.com/de/angebot/industrie/automobil>, Stand: 30.12.2016
- [10] Internetquelle: <http://www.homesolute.com/3d-raumplaner/>, Stand: 30.12.2016
- [11] Internetquelle: <http://www.kuechentreff.de/de/kuechenstudio/kuechenplaner-3d>, Stand: 30.12.2016
- [12] Bitzen, S.; Buttgerreit, D.; Hünefeld, R, Augmented Reality" - Mehrwert oder Spielerei?, Tagungsband AKIDA - Aachener Kolloquium für Instandhaltung, Diagnose und Anlagenüberwachung, S 389ff, Aachen, 2012
- [13] Bitzen, S.; Buttgerreit, D.; Hünefeld, R., MineView - Web Based 3D Infrastructure and Information Management for Mining, Tagungsband Aachen International Mining Symposia - High Performance Mining, S. 123-134, Aachen, 2009
- [14] Internetquelle: <http://www.nvidia.de/object/3d-vision-technology-de.html>, Stand: 30.12.2016
- [15] Internetquelle: <https://www3.oculus.com/en-us/rift/>, Stand: 30.12.2016
- [16] Internetquelle: <https://www.vive.com/de/>, Stand: 30.12.2016
- [17] T. Neumann, E. Dülberg, S. Schiffer, and A. Ferrein (2016). "A Rotating Platform for Swift Acquisition of Dense 3D Point Clouds". In: ICIRA (1). Vol. 9834. Lecture Notes in Computer Science. Springer, pp. 257–268.
- [18] Geier, Andreas. "Time-of-Flight Kameras für die 3D Geometrieerfassung im Kontext markscheiderischer Aufgabenstellungen." in: 17. Geokinematischer Tag, Schriftenreihe des Institutes für Markscheidewesen und Geodäsie der TU Bergakademie Freiberg, Heft 2016(1), Wagner Digitaldruck und Medien GmbH, Nossen, S. 238-249.

### David Buttgerreit

buttgerreit@xgraphic.de

XGraphic Ingenieurgesellschaft mbH  
Aretzstraße 9  
52070 Aachen

### Tobias Hartmann, M.Sc.

thartmann@imr.rwth-aachen.de

### Dipl.-ing. Dipl.-Ing. Sascha Schade

sSchade@imr.rwth-aachen.de

### Univ. Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus

kNienhaus@imr.rwth-aachen

RWTH Aachen  
Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie  
Wüllnerstraße 2  
52062 Aachen



# Positionierung von Bergbaumaschinen mittels Ultra-Wideband Funktechnologie

Christian Niestroj, M.Sc.

Gerhard Möllemann, M.Sc.

Tobias Hartmann, M.Sc.

Univ. Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus

RWTH Aachen, Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie

## Abstract

Die fortschreitende Automatisierung der Bergbautechnologie setzt voraus, dass Positionsinformationen in Echtzeit über die untertägigen Bergbaumaschinen vorliegen. Um diese Informationen bereitzustellen, wird am Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie der RWTH Aachen University an einem untertägigen Lokalisierungssystem auf Basis der Ultra-Wideband Funktechnologie geforscht. Um die Leistung des Systems zu verbessern, wird ebenfalls an der Sensordatenfusion geforscht. Dadurch können Positionsinformationen, die von anderen Sensorsystemen, wie beispielsweise Laserscannern, gewonnen werden, berücksichtigt werden und ein besseres Ergebnis liefern.

Dazu soll in diesem Konferenzbeitrag eine Übersicht über die Ergebnisse der Forschung sowie ein Einblick in die Entwicklung eines Demonstrators im EU geförderten Real-Time Mining Projekt gegeben werden.

## Einleitung

Die omnipräsente Vision der digitalen Mine und damit einhergehend des Bergbau 4.0 in Anlehnung an das Programm Industrie 4.0 verfolgt den Ansatz der Kommunikation vernetzter Maschinen untereinander. Mittels horizontaler und vertikaler Kommunikation soll eine weitestgehend autonome Arbeitsweise der Maschinen eingerichtet werden. Grundlage für eine solche Automatisierung ist die kontinuierliche und vollständige Information über die Position der jeweiligen Maschine. [2] Wie bereits im vergangenen Jahr auf dem Fördertechnischen Kolloquium in Clausthal eingeführt, hat sowohl die Schwerindustrie als auch die Bergbauindustrie den Bedarf nach einem solchen Lokalisierungssystem geäußert. Zahlenmäßig kann man diese Entwicklung auch im Bericht des „Global Indoor Location Market Outlook 2019“ ablesen. Hier wird prognostiziert, dass sich das Marktvolumen für Indoor Lokalisierungssysteme (IPS) von 597 Mio. US-\$ im Jahr 2014 auf knapp 4 Mrd. US-\$ im Jahr 2019 vergrößert. [1]

Heutzutage sind verschiedene Indoor Lokalisierungssysteme auf dem Markt erhältlich. Prominente Beispiele hierfür sind WLAN basierte Lokalisierungssysteme oder Systeme, die den ZigBee Standard nutzen. [3] Unterschiede zwischen den Systemen liegen in Bezug auf Genauigkeit, Kosten, Skalierbarkeit, Robustheit und Sicherheit vor. [4] Ein Hauptausschlusskriterium ist aber oftmals die fehlende Bergbautaughlichkeit dieser

Technologien. Gerade die beengten Raumverhältnisse Untertage stellen eine sehr herausfordernde Umgebung dar. Andere schädliche Umwelteinflüsse, wie Staub, Feuchtigkeit und Vibrationen, machen die Anforderungen noch komplexer.

In dieser Veröffentlichung soll an die Vorstellung des Real-Time Mining Projekt auf dem Fördertechnischen Kolloquium in Clausthal im vergangenen Jahr angeknüpft werden. Dazu werden kurz die Aktivitäten des Instituts für Maschinentechnik (IMR) der RWTH Aachen University hin zu einem untertägigen Lokalisierungssystem auf Basis der Ultra-Breitband (UWB) Funktechnologie vorgestellt. Dazu werden die physikalischen Grundlagen der Technologie inklusive dreier praktischer Anwendungsfälle im Bergbausektor zusammenfassend vorgestellt. Im Anschluss wird das Real-Time Mining Forschungsprojekt im Hinblick auf ein untertägiges Lokalisierungssystem auf Basis der UWB-Technologie präsentiert. Weiterhin werden die Ergebnisse erster Feldversuche aus dem Bergwerk „Reiche Zeche“ in Freiberg aufgeführt.

### **Die Ultra-Breitband Funktechnologie**

Das Charakteristikum der UWB-Funktechnologie im Vergleich zu anderen Funksystemen ist das Senden kurzer Impulse, die ein sehr großes Frequenzspektrum belegen. Diese Signalimpulse können Frequenzbereiche von 500 MHz bis hin zu mehreren GHz umfassen. Die in Europa anerkannte Definition der Federal Communication Commission aus den USA limitiert die Sendeleistung eines UWB-Systems auf 1 mW unter Nutzung eines Frequenzbereichs von 3.1 GHz bis 10.6 GHz. [5] Diese geringe Energiedichte bietet den Vorteil, dass das UWB-System andere Funksysteme, die im gleichen Frequenzspektrum arbeiten, nicht stört und somit keine Interferenzen auftreten. Weitere Vorteile des UWB-Systems gegenüber anderen funkbasierten Lokalisierungssystemen sind die einfache Hardware und die Resistenz gegenüber Multipfad-Effekten. [3, 6, 7]

Mit Multipfad ist in diesem Kontext das physikalische Phänomen der Reflektion von Funkwellen an Wänden gemeint. Insbesondere Beton- und Stahloberflächen verursachen diese Reflektionen. Dabei treffen beim Empfänger mehrere zeitlich versetzte Funkwellen ein. Quelle dieser Funkwellen ist aber gegebenenfalls nur ein einziger Impuls gewesen. Herkömmliche Systeme leiden wegen dieser Interferenzen unter Störungen bei der Datenübertragung. Dies kann zu einer verminderten Datenübertragungsrates bis hin zu einem vollständig unbrauchbaren Signal führen. [8] Durch die engen räumlichen Verhältnisse im untertägigen Bergbau treten auch hier vermehrt diese Effekte auf.

Neben einer effizienten und sicheren Datenkommunikation kann das UWB-System auch für Lokalisierungszwecke eingesetzt werden. [9] Erste Tests in Tagebauanwendung haben gezeigt, dass eine Datenübertragung und vor allem Lokalisierung über Distanzen von 200 m selbst bei ungünstigen Umgebungsverhältnissen erreicht werden kann.

## Lokalisierung mittels UWB

Grundlage der Lokalisierung basierend auf einem Ultra-Wideband Funksystem ist die Laufzeitmessung von Funksignalen zwischen einem Sender - in der Regel das mobile Modul - und einem Empfänger, dem so genannten Anker. Die Position des Ankers ist immer bekannt und unveränderlich; der Abstand zum mobilen Modul hingegen soll bestimmt werden. Mittels der bekannten Lichtgeschwindigkeit kann die Strecke zwischen mobilem Modul und Anker unter Berücksichtigung der gemessenen Laufzeit berechnet werden. Voraussetzung für eine solche Laufzeitmessung ist jedoch, dass die Uhren bei Sender und Empfänger synchronisiert sind.

Mit einem mobilen Modul und einem Anker kann somit eine eindimensionale Entfernungsmessung durchgeführt werden. Für mehrdimensionale Messungen benötigt man hingegen immer einen Anker mehr als Dimensionen, in denen gemessen wird. Das bedeutet, dass für eine zweidimensionale Messung in der Ebene drei Anker und ein mobiles Modul benötigt werden. Für eine räumliche, dreidimensionale Messung hingegen werden vier Anker benötigt. In einigen Fällen ist es aber möglich, die Anzahl der Anker mittels einer Plausibilitätsprüfung zu reduzieren.

Zur Ortsbestimmung durch ein UWB-System kann die Position über einen so genannten Laterationsalgorithmus berechnet werden. Dabei werden die Distanzen zwischen den Ankern und dem mobilen Modul zur Berechnung der Position verwendet. Die am weitesten verbreitete Methode ist die „Time of Arrival“ (TOA) Methode. Bei dieser Methode müssen die Uhren aller Anker und des mobilen Moduls synchronisiert sein. Es erfolgt eine Laufzeitmessung des Signals von mobilem Modul zu jedem Anker. Hierdurch können Kreise mit der Entfernung zwischen Anker (M1-3) und mobilem Modul (T1) als Radius aufgespannt werden (s. Abbildung 1). Der Schnittpunkt der Kreise im Punkt T1 ist die gesuchte Position. Diese kann durch Lösung der folgenden Gleichung berechnet werden:

$$\sum_{i=1}^n (\|x - c_i\| - r_i) \rightarrow \min$$

mit  $x$  als Position des mobilen Moduls T1,  $c_i$  der Position der Anker M1-M3 und  $r_i$  der gemessenen Strecken zwischen den Basisstationen und dem mobilen Modul. Die Berechnung der Lösung mittels der Methode der kleinsten Quadrate liefert die gewünschte Positionsinformation.

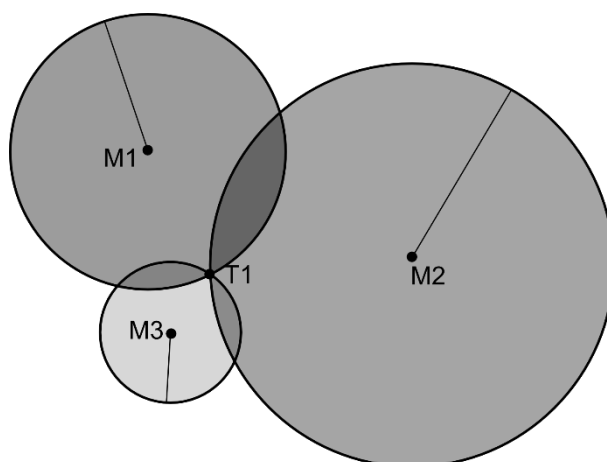


Abbildung 1: Schematische Darstellung des Laterationsverfahrens mit den Ankerpunkten M1-M3 und der gesuchten Position T1; Quelle: IMR

### Abgeschlossene Messreihen

Verschiedene Versuche wurden in der Vergangenheit mit dem UWB-System in bergwerksrelevanter Umgebung absolviert. Einen detaillierten Einblick in die Versuche gewähren [10] und [11]. Zu den drei Kampagnen mit der größten Bedeutung für die Entwicklung eines untertägigen Lokalisierungssystems auf Basis der UWB-Technologie gehören unter anderem die Verfolgung der Bewegung eines Reclaimers am Kohlenmischplatz eines Braunkohletagebaus. In dieser Anwendung wurden zwei UWB Module in einer Entfernung von 400 m zueinander aufgestellt (s. Abbildung 2) Zwischen den Modulen hat sich der Reclaimer entlang des Strossenbands bewegt, weshalb eine eindimensionale Messung ausreichend war. Die Bewegung konnte kontinuierlich trotz widriger Umweltbedingungen mit einer Genauigkeit im einstelligen Zentimeterbereich verfolgt werden.

Eine weitere bergbaunahe Anwendung war die Verfolgung der Bewegung eines Bunkerentladewagens in einem Kohlebunker. Auch dieses Fahrzeug konnte sich nur entlang einer geführten Trajektorie entlang der Schienen bewegen, weshalb eine eindimensionale Messung zur Positionsbestimmung ausreichend war. Hier konnte nachgewiesen werden, dass das UWB-System gerade bei großen Staubeentwicklungen im Gegensatz zum vorhandenen Lasermesssystem kontinuierlich und zuverlässig arbeitet. Ebenfalls hatten die vorhandenen Multipfadstörungen durch die engen Raumverhältnisse fast gar keinen Einfluss auf die Genauigkeit der Messung.

Abschließend wurde ein Test verschiedener UWB-Lokalisierungssysteme und eines schallbasierten Lokalisierungssystems am Flanders Make FMTC durchgeführt. Bei diesem Test wurde die räumliche Lokalisierung in einer Umgebung mit reflektierenden Wänden aus Beton und Stahl durchgeführt, um weitere Erfahrung hinsichtlich untertägiger Umgebungen sammeln zu können. Die Genauigkeit des eingesetzten UWB-Systems war bei diesem Test wieder im einstelligen Zentimeterbereich. Der gesamte Test kann [11] entnommen werden.

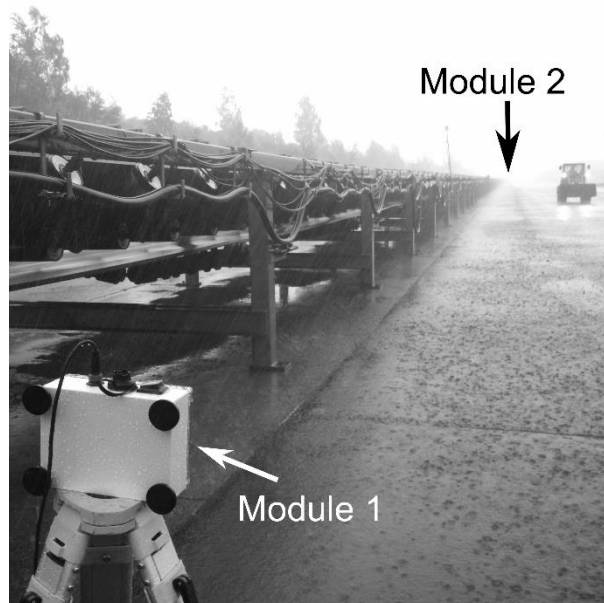


Abbildung 2: Lokalisierungsaufgabe entlang des Förderbands bei Starkregen; Quelle: IMR

### Real-Time Mining Projekt

Die erste konkrete Entwicklung eines Demonstrators für ein untertägliches Lokalisierungssystem am IMR ist ein Arbeitspaket im Real-Time Mining Projekt, welches unter dem Förderkennzeichen 641989 von der Europäischen Union gefördert wird. Dabei wird ein Lokalisierungssystem entwickelt, das nicht nur UWB gestützt ist, sondern sich ebenfalls die Sensorfusion zu Nutze macht. Hierbei werden die Informationen aus dem UWB-System zusammen mit den Informationen aus einer Inertialnavigationseinheit (INS) und einem Laserscanner fusioniert. Das Resultat ist eine verbesserte Ortsinformation, da durch die Vorteile des einen Systems gewisse Defizite der anderen Systeme ausgeglichen werden können. So bieten INS und Laserscanner beispielsweise hohe Messfrequenzen. Das UWB System hingegen statisch, fixe Positionsinformationen, die über die Zeit nicht von Drift belastet werden, wie es bei einer INS der Fall ist.

Um das Lokalisierungssystem am effektivsten einsetzen zu können, wurden zwei Anwendungsfälle vorab definiert. Anwendungsfall 1 ist die präzise Lokalisierung der Bergbaumaschinen am Stoß. Fahrzeuge, die hier im Besonderen in Betracht gezogen werden, sind beispielsweise Bohrfahrzeuge. Anwendungsfall 2 beschreibt die Lokalisierung von sich dynamisch bewegenden Bergbaumaschinen (z. B. Shuttle Cars). Für die Lokalisierung dieser Fahrzeuge ist eine hohe Updaterate der Positionsinformationen nötig, also eine hohe Messfrequenz, um die Dynamik zu kompensieren. In beiden Anwendungsfällen wird das UWB-System als absolutes Lokalisierungssystem mit Bezug zu bekannten Koordinaten im Bergwerk genutzt. Zusätzlich werden die Informationen aus INS und Laserscanner - vorwiegend in Anwendungsfall 2 - zum Erreichen der hohen Updateraten verwendet. Die zu erreichende Positionsgenauigkeit, die für die Systeme festgelegt wurde, beträgt 50 cm in einem 90 % Konfidenzintervall.

Momentan werden im Real-Time Mining Projekt parallel ein UWB-System, eine Drift-Less INS und ein Laserscanner für den Einsatz untertage entwickelt. Das neuartige an der gerade genannten DriftLess INS soll die geringere Drift im Vergleich zu INS-Systemen im gleichen Preissegment sein. Im nächsten Schritt wird ab Mitte des Jahres ein passender Fusionsalgorithmus entwickelt, um die Informationen der drei Systeme bestmöglich zu vereinen. Abschließend wird ein bergbautauglicher Demonstrator im Bergwerk „Reiche Zeche“, Freiberg getestet.

#### Feldtest des UWB-Systems in der Reichen Zeche

2015 im Bergwerk „Reiche Zeche“ in Freiberg durchgeführt (s. Abbildung 3). Hier wurde das UWB-System ausgiebig für seinen Einsatz in beiden Anwendungsfällen erprobt. Das UWB-System alleine hat dabei für den dynamischen Lokalisierungsfall im zweidimensionalen Raum eine Positionsgenauigkeit von 40 cm erreicht. Über eine Messstrecke von 150 m - durch eine Streckenauffahrung gemessen - wurde hingegen für den stationären eindimensionalen Anwendungsfall eine Genauigkeit von 35 cm erreicht.

Aktuelle Entwicklungsarbeiten am UWB-System beziehen sich auf die Erstellung von Filteralgorithmen zur Verbesserung der Positionsgenauigkeit. Idealerweise wird durch diese Filter eine Verbesserung der Genauigkeit im Zentimeterbereich erreicht.

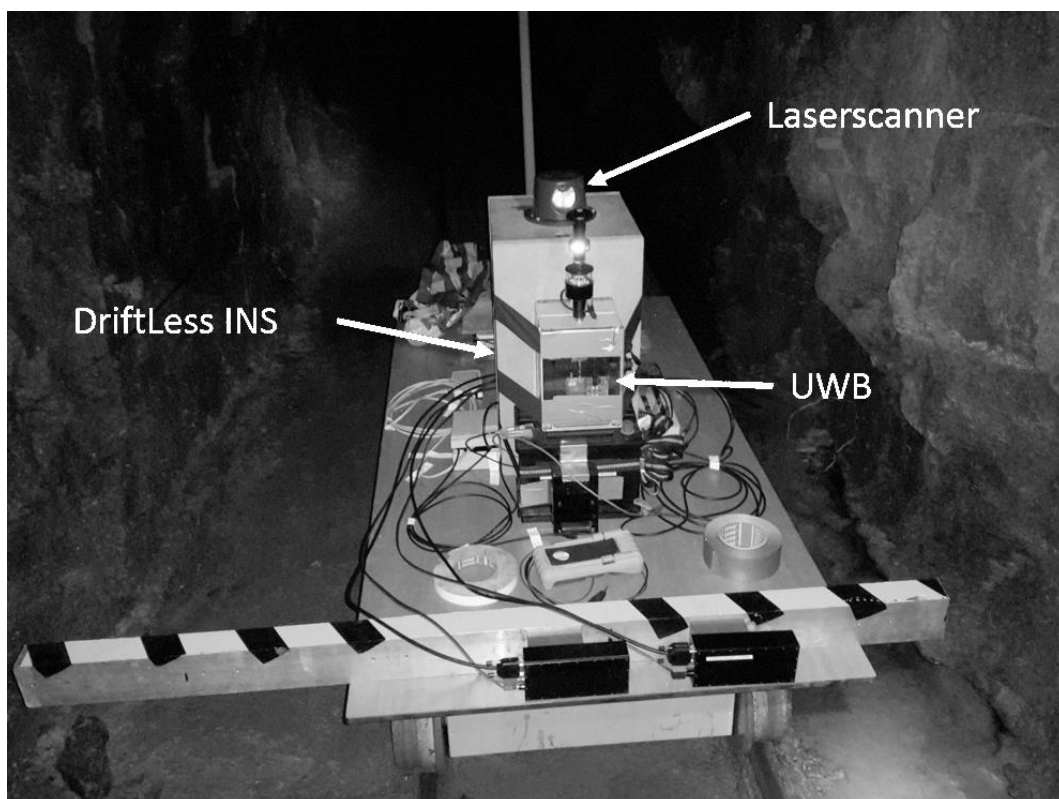


Abbildung 3: Hund mit installierten Sensoren während der Real-Time Mining Testmessung im Bergwerk „Reiche Zeche“, Freiberg; Quelle: IMR

## Laserscanner und Labortests

Die Generierung der Positionsinformation kann neben dem UWB-System auch durch andere Sensortypen erfolgen. Ein derartiger Sensortyp, der im Rahmen des Real-Time Mining Projekts für die Positionierung herangezogen wird, ist der Laserscanner.

Ein Laserscanner misst die Distanz zwischen dem Scanner und einer Reflektionsfläche. Dazu wird ein Laserpuls vom Scanner ausgesendet. Trifft dieser Puls auf eine Oberfläche wird er reflektiert. Der reflektierte Puls wird wiederum vom Scanner detektiert. Durch die Laufzeitmessung des Pulses, also der Zeit zwischen dem Aussenden des Ursprungspulses und dem Empfangen des reflektierten Pulses, kann dann die Distanz ermittelt werden. [12]

Durch eine rotierende Spiegelfläche im Laserscanner kann der Puls abgelenkt werden, so dass der Scanner seine Umgebung fächerförmig abtastet. Durch Überlagerung der Distanzmessungen mit dem Ablenkungswinkel lässt sich für jeden Messpunkt eine eindeutige Position im Raum (bezogen auf den Laserscanner) angeben. Somit kann ein zweidimensionaler Schnitt der Umgebung des Laserscanners dargestellt werden. [12] [13] Mittels dieser zweidimensionalen Aufnahmen der Umgebung des Scanners, so genannter Scans, kann nun eine Positionsänderung des Scanners während der Messdauer detektiert werden.

Aufgrund der hohen Messrate dieser Sensoren ändert sich die aufgenommene Szene während einer Bewegung nur geringfügig und es existieren Überlappungen. Dadurch kann zwischen den beiden Scans eine Transformation ermittelt werden. Diese Transformation ist proportional zur erfolgten Bewegung zwischen der Aufnahme beider Scans. Abbildung 4 zeigt, wie die gleiche Szene sich in der Darstellung des Laserscanners aufgrund von Bewegung verändert. [14] [15]

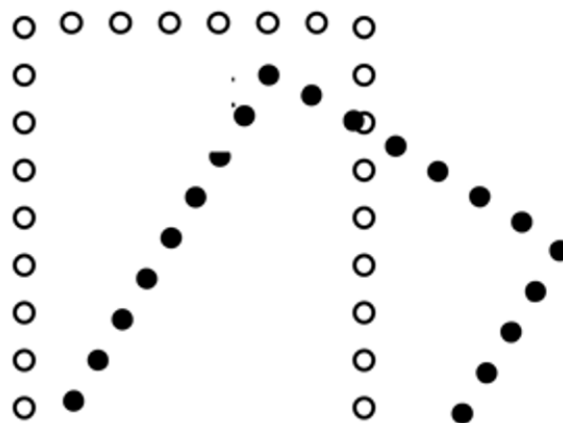
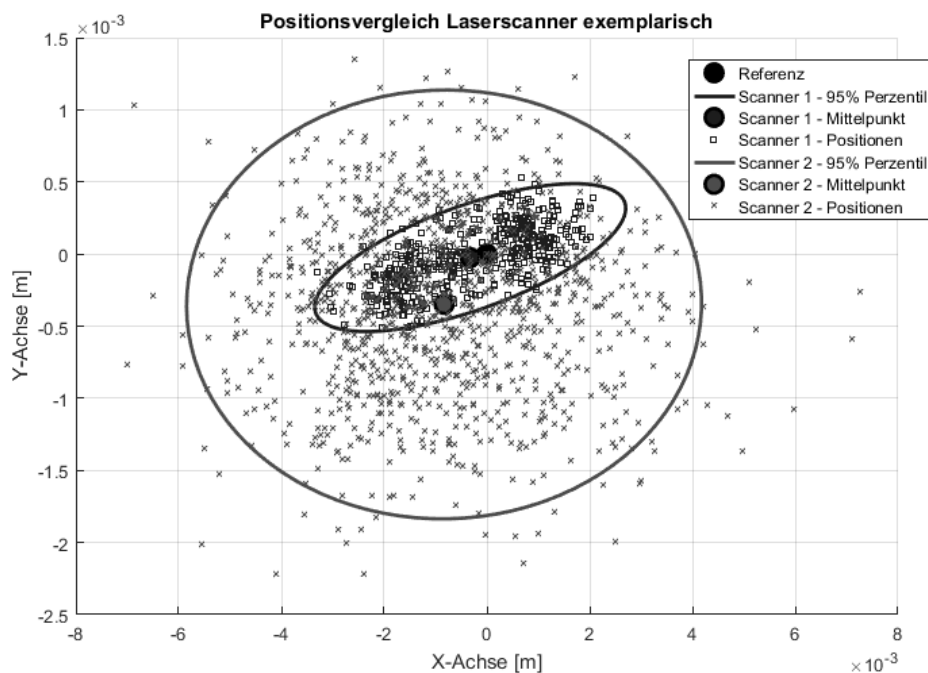


Abbildung 4: Prinzip der Positionierung mittels Laserscanner; Quelle: [15]

Für die Auswahl eines Laserscanners zur Positionierung sind unterschiedliche Größen relevant. Zum einen muss der Sensor möglichst genau und präzise arbeiten. Außerdem müssen die Scans mit einer hohen Frequenz zur Verfügung gestellt werden, um einerseits die gesuchte Transformation klein zu halten, und andererseits eine hohe

Verfügbarkeit der Information über die Positionsänderung zu gewährleisten. Des Weiteren ist eine hohe Winkelauflösung erforderlich, um in den resultierenden Punkten des Scans markante Bereiche wie beispielsweise Kanten gut zu erkennen.

Aus diesem Grund wurden mehrere Scanner verschiedener Hersteller miteinander sowohl hinsichtlich ihrer Messgenauigkeit als auch der Genauigkeit der resultierenden Positionsinformationen verglichen. Ein weiteres ausschlaggebendes Kriterium war die Bergbautaughlichkeit.



**Abbildung 5: Vergleich der 2D Positionsinformationen zweier Laserscanner; Quelle: IMR**

Abbildung 5 zeigt exemplarisch den Vergleich der Messergebnisse der resultierenden Positionen zweier Laserscanner im Stillstand über einen Zeitraum von 5 Minuten. Beide Scanner weisen lediglich eine Streuung der resultierenden Position im Millimeterbereich auf. Scanner 1 (Blau) streut jedoch deutlich weniger als Scanner 2 (Rot). Stattdessen weist Scanner 1 eine Verzerrung der Streuung in X-Richtung auf.

### Modell zur Implementierung eines Fusionsfilters

Die Sensorfusion bezeichnet die Verdichtung der Daten mehrerer Sensoren zu einer einzelnen Information. Dies ist in der Regel notwendig, da reale Sensordaten grundsätzlich Messfehler aufweisen und somit nur eine ungenaue Information generieren können. Abhängig von der Genauigkeit der verwendeten Sensoren und der Art der Algorithmen, die zur Generierung der jeweiligen Information angewendet werden, kann die resultierende Information gewisse Genauigkeitsanforderungen nicht erfüllen. [16]



Das Ziel der Sensorfusion im Real-Time Mining Projekt ist die Erhöhung der Genauigkeit der resultierenden Positionsinformation bei gleichzeitiger Bereitstellung mit ausreichend hoher Frequenz. Darüber hinaus soll der Aufwand für die Infrastruktur des UWB Messsystems reduziert werden.

Für die Sensorfusion existieren mehrere Ansätze. Die bekanntesten unter ihnen sind

- das Kalman Filter
- das Partikel Filter
- das Neuronale Netzwerk

Allen Filtern ist gemein, dass sie einen Schätzwert der gesuchten Information basierend auf realen Messdaten und hinterlegten Systemmodellen für das Verhalten der gesuchten Information liefern. Detaillierte Informationen über die Filter kann [16] entnommen werden.

Das Kalman Filter ist von den aufgelisteten Algorithmen das auf Grund seines geringen Rechenaufwands am weitesten verbreitete. Allerdings lassen sich mit dem Kalman Filter nichtlineare Systemmodelle nicht abbilden. Zwar kann diese Einschränkung durch entsprechende Linearisierung der Modelle umgangen werden. Allerdings führt eine solche Linearisierung immer zu einer Zunahme der Fehler in der resultierenden Information. [16] [17]

Das Partikel Filter benötigt gegenüber dem Kalman Filter deutlich mehr Rechenleistung. Aus diesem Grund wurde es erst in den vergangenen Jahren für Echtzeitanwendungen interessant. Jedoch lassen sich mit einem Partikel Filter jegliche Systemmodelle abbilden, ohne dass eine Linearisierung mit den entsprechenden Konsequenzen für die Genauigkeit in Kauf genommen werden muss. [16] [18]

Die letzte der genannten Methoden zur Sensorfusion ist das Neuronale Netzwerk. Im Gegensatz zum Kalman und Partikel Filter muss bei einem Neuronalen Netzwerk kein Systemmodell hinterlegt werden. Vielmehr „erlernt“ das Netzwerk dieses Modell anhand von Trainingsdaten. Wie auch das Partikel Filter ist das Neuronale Netzwerk sehr rechenaufwendig und erfordert darüber hinaus eine große Menge an Trainingsdaten, bei denen die gesuchte Information bereits bekannt ist. Dafür entfällt bei diesem System die Notwendigkeit, das entsprechende Systemmodell vorher aufzustellen. Dies ist insbesondere bei sehr komplexen Modellen mit teilweise unbekanntem Verhalten vorteilhaft. [16]

Für die Implementierung im Rahmen der Sensorfusion des Real Time Mining Projekts wurde das Partikel Filter ausgewählt. Dies begründet sich wie folgt:

Das Partikel Filter ist im Gegensatz zum Kalman Filter in der Lage, auch nichtlineare Systeme abzubilden. Somit entfällt die Notwendigkeit einer Vorabanalyse des betrachteten Prozesses hinsichtlich seiner Linearität und Linearisierbarkeit. Gleichzeitig ist für

die Implementierung des Partikel Filters keine aufwendige Sammlung von Trainingsdaten, wie sie für das Neuronale Netzwerk benötigt werden, erforderlich. Somit kann ein Fusionsalgorithmus realisiert werden, der gleichzeitig auf verschiedenste Probleme anwendbar ist und keine langwierigen Messkampagnen für seine Parametrisierung erfordert.

## Zusammenfassung

In diesem Beitrag wurden die bisherigen Entwicklungen für ein untertägliches Lokalisierungssystem auf Basis der UWB-Technologie am Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie der RWTH Aachen University dargestellt. Es wurden neben einer kurzen Einführung in die Grundlagen auch eine Übersicht über relevante vergangene Messungen gegeben.

Abschließend wurde das Real-Time Mining Projekt und das Themenfeld der untertägigen Lokalisierung basierend auf der Sensorfusion aus UWB-Technologie, Inertialnavigationseinheit und Laserscanner präsentiert. Es wurden die Ergebnisse erster Testmessungen des UWB-Systems und der Laserscannertechnologie aufgeführt. Hier konnte für das UWB-System gezeigt werden, dass die gewünschten Genauigkeiten erreicht werden können. Weiterhin wurden wichtige Forschungs- und Entwicklungsschwerpunkte der UWB- und Laserscannertechnologie bis hin zur Darstellung eines möglichen Fusionsalgorithmus aufgeführt. Dieser wird im kommenden Jahr implementiert, so dass fusionierte Positionsinformationen, wie im Projekt vorgesehen, verfügbar sind.

## Literatur

- [1] Research and Markets. 2014. "Indoor Location Market by Positioning Systems, Maps and Navigation, Location based analytics, Location based services, Monitoring and emergency services - Worldwide Market Forecasts and Analysis (2014 - 2019)". Accessed October 2016. URL: [http://www.researchandmarkets.com/research/cm9n8/indoor\\_location](http://www.researchandmarkets.com/research/cm9n8/indoor_location)
- [2] Gu, Y., Lo, A., and Niemegeers, I. 2009 "A survey of indoor positioning systems for wireless personal networks". IEEE Commun. Surv. 11: 13–32.
- [3] Alarifi, A., Al-Salman, A., Alsaleh, M., Alnafessah, A., Al-Hadhrami, S., Al-Ammar, M.A., and Al-Khalifa, H.S. 2016. Ultra Wideband Indoor Positioning Technologies: Analysis and Recent Advances. Sensors 2016, 16, 707
- [4] Huang, H. and Gartner, G. 2009. "A Survey of Mobile Indoor Navigation Systems". In Chapter 20 Cartography in Central and Eastern Europe. Heidelberg, Germany: Springer Verlag: pp. 305–319.
- [5] Federal Communications Commission. 2002. First Report and Order: Revision of Part 15 of the Commission's Rules Regarding Ultra-Wideband Transmission Systems. Washington, D.C.
- [6] Basiri, A., Peltola, P., Figueiredo e Silva, P., Lohan, E. S., Moore, and T., Hill, C. 2015. "Indoor Positioning Technology Assessment using Analytic Hierarchy Process for Pedestrian Navigation Services". In the proceedings of 2015 International Conference on Localization and GNSS (ICL-GNSS). 22-24 August 2015
- [7] Fontana, R. J. 2004. "Recent System Applications of Short-Pulse Ultra-Wideband (UWB) Technology". IEEE Transactions on Microwave Theory and Techniques; vol. 52: 2087-2104
- [8] Blankebach, J., Schlemmer, H., Norrdine, A., and Willert, V. 2007. „Indoor-Positioning auf Basis von Ultra Wide Band“. AVN, Edition 5/07
- [9] A. Chehri, P. Fortier, and P. M. Tardif, "Geolocation for UWB Networks in underground mines," in Wireless and Microwave Technology Conference, 2006. WAMICON '06. IEEE Annual, 2006, pp. 1–4.
- [10] Neumann, K., Eichtopf, B., and Niestroj, C. 2015. „Ultra-Wideband Radio Technology for the Heavy Industry“. World of Mining, Surface & Underground 67 (2015) No. 5: pp. 307-313

- [11] Hammer, F., Yudanto, R., Neumann, K., Pichler, M., Cockx, J., Niestroj, C., and Petré, F. 2016. "Performance Evaluation of 3D-Position Estimation Systems". IEEE Sensors Journal vol. 16, Issue: 16, Aug.15, 2016: pp. 6416-6424
- [12] SICK Sicherheits-Laserscanner. SICK. Accessed 29.12.2016. URL: [https://www.sick.com/media/dox/6/86/286/Special\\_information\\_Sicherheits\\_Laserscanner\\_de\\_IM0042286.PDF](https://www.sick.com/media/dox/6/86/286/Special_information_Sicherheits_Laserscanner_de_IM0042286.PDF)
- [13] ROS Laser Geometry Dokumentation. ROS. Accessed 29.12.2016. URL: [http://wiki.ros.org/laser\\_geometry](http://wiki.ros.org/laser_geometry)
- [14] Censi, Andrea. "An ICP variant using a point-to-line metric." Robotics and Automation, 2008. ICRA 2008. IEEE International Conference on. IEEE, 2008.
- [15] Ozaki, M., et al. "Laser-based pedestrian tracking in outdoor environments by multiple mobile robots." Sensors 12.11 (2012): 14489-14507.
- [16] von Rosenberg, H. "Sensorfusion zur Navigation eines Fahrzeugs mit low-cost Inertialsensorik". Diss. Master's thesis, University of Stuttgart, 2006.
- [17] Kalman, R. E. "A new approach to linear filtering and prediction problems." Journal of basic Engineering 82.1 (1960): pp 35-45.
- [18] Fox, D., Burgard, W., Thrun, S. "Probabilistic Robotics. Intelligent Robotics and Autonomous Agents." (2005).

**Christian Niestroj, M.Sc.**

cNiestroj@imr.rwth-aachen.de

**Gerhard Möllemann, M.Sc.**

gMoellemann@imr.rwth-aachen.de

**Tobias Hartmann, M.Sc.**

tHartmann@imr.rwth-aachen.de

**Univ. Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus**

kNienhaus@imr.rwth-aachen.de

RWTH Aachen

Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie

Wüllnerstraße 2

52062 Aachen



## Abstracts der Postersession

---

### **Ferromanganese Crusts from the Louisville Seamount Chain**

David Ernst, TU Clausthal

Ferromanganese crusts cover large areas of the earth's deep ocean floors and constitute a potential resource of metals like Co, Ni and REE's. The samples, used for this thesis, are hydrogenetic ferromanganese crusts originating from the Louisville Seamount Chain in the south-west Pacific. The aim of this work is to examine if there is a geochemical exchange between the growing crusts and the substrate rock during the long term precipitation. Furthermore the collected data should allow a subdivision of the crusts into different growth generations and a correlation between the crusts geographic origin along the Louisville Ridge and their chemistry. The chemical analyses were made with an electron microprobe using qualitative linescans across the contact zone and quantitative point measurements.

Additional XRF analyses of selected crust parts will be done. The linescans show clear intensity jumps at the transition zone for relevant elements like Fe, Mn, Si and Al. Therefore an atomic exchange between the crust and substrate rock can be excluded. A first look at the quantitative point measurements shows very high Co concentrations (up to 3 weight %), positively correlating with the Mn/Fe ratio. The collected data as well as interpretations will be presented on the poster.

**David Ernst**

David.Ernst@tu-clausthal.de

## **Investigations into the load bearing Behavior of a multilevel underground Mine based on numerical Calculation**

Jason Henriquez, B.Sc., TU Clausthal

The study and analysis of the mine static stability helps to eliminate, control and minimize the risk of rock falls and mine collapse, due to pillar and roof failure. This research, is focused in the study of the static stability of two different pillar mine configurations and the influence of the variation of the cohesion rock mass parameter. For that objective, a model was generated using FLAC3D, a numerical calculation program with graphic 3D user interface. The discretize model, uses the material properties of the mine itself, the surrounding area, mine layout, boundary conditions and initial stresses to perform an analysis of the stresses, strains and deformations with respect to a top to bottom excavation of the different mine levels. Therefore, the numerical analysis takes into consideration different scenarios where a plastic material parameter and pillar width-height ratio varied, allowing the analysis of the static stability of the mine.

The poster will show the sequence performed in the research, beginning with the creation of the 3D mine layout and how the excavation of the different levels affects the stress distribution in the pillars and its deformation. It will also show a graphical 3D comparison of the effects that the variation of the pillar width-height ratio and cohesion have in the pillar stability.

**Jason Henriquez, B.Sc.**

jhe15@tu-clausthal.de

## **Development Analysis of South America's Leading Copper Producers – A Mining and Financial Review**

Alexander Romero, B.Sc., Constantin Weigel, B.Sc., TU Clausthal

The study and analysis of the mine static stability helps to eliminate, control and minimize the risk of rock falls and mine collapse, due to pillar and roof failure. This research, is focused in the study of the static stability of two different pillar mine configurations and the influence of the variation of the cohesion rock mass parameter. For that objective, a model was generated using FLAC3D, a numerical calculation program with graphic 3D user interface. The discretize model, uses the material properties of the mine itself, the surrounding area, mine layout, boundary conditions and initial stresses to perform an analysis of the stresses, strains and deformations with respect to a top to bottom excavation of the different mine levels. Therefore, the numerical analysis takes into consideration different scenarios where a plastic material parameter and pillar width-height ratio varied, allowing the analysis of the static stability of the mine.

The poster will show the sequence performed in the research, beginning with the creation of the 3D mine layout and how the excavation of the different levels affects the stress distribution in the pillars and its deformation. It will also show a graphical 3D comparison of the effects that the variation of the pillar width-height ratio and cohesion have in the pillar stability.

**Alexander Romero, B.Sc.**  
jarm@tu-clausthal.de

**Constantin Weigel, B.Sc.**  
cwe13@tu-clausthal.de

## **Rohstoffpotential Togos mit dem Fokus auf Eisenerzlagerstätten**

**Ratei Tchagodomou, B.Sc. TU Clausthal**

Togo ist ein mäßig rohstoffreiches Land. Derzeit werden Phosphat, Kalkstein und Marmor im großen Maßstab gefördert. Im Staatsgebiet befinden sich aber noch weitere Vorkommen von Mangan, Kaolin, Nickel, Chromit, Bauxit, Gold, Diamanten, Uran, Monazit, Zink, Blei, Arsen, Barium, Kupfer, und Eisen. Diese Vorkommen sind häufig schlecht erschlossen oder wurden bisher nur geringfügig exploriert.

Im Rahmen dieser Forschung und des repräsentativen Posters wird ein Überblick über die klimatischen, sozialen und wirtschaftlichen Aspekte des Landes gegeben, die Geologie des Landes erörtert, die allgemeine Rohstoffsituation in Togo behandelt und Togos Rohstoffpotenzial anhand potenzieller Eisenerzlagerstätten in der Region de la Kara und der Region de Sokode erkundet.

Für den letzten Punkt wurden während einer Feldarbeit im November und Dezember 2013 Proben aus eisenhaltigen anstehenden Gesteinen und Lesesteinen genommen. Die geochemische Analyse der Proben, deren Auswertung mit Auflichtmikroskopie und der Vergleich mit vorhandener Literatur deuten auf ein mäßiges Rohstoffpotenzial für die Region de la Kara hin. Gleichzeitig deuten die Daten stark darauf hin, dass sich potenzielle Eisenerzlagerstätten in der Region de Sokode befinden könnten. Weitere Erkundungsarbeiten in dieser Region scheinen daher angebracht zu sein.

**Ratei Tchagodomou, B.Sc.**

rt@tu-clausthal.de



## **New method for the determination of particle size distributions**

Constantin Weigel, B.Sc. TU Clausthal

The determination of particle size distributions is an important process for quality control of raw materials, especially concerning sand and gravel. Sand and gravel are important raw materials used for construction purposes.

Nowadays, one of the most common method of determining particle size distributions, is sieving. Although, sieving is disadvantageous, due to the necessity of dry samples, which makes it complicated to integrate sieving in many processes.

At the Technical University of Clausthal, a new method of determining particle size distributions is being developed. This method, which uses piezoelectric acceleration sensors, enables to indirectly determine particle size distributions and allows for an integration into different mining related processes.

This research deals with a new application of that method for processes that imply rotation like e.g. for screwers, where the gathered data enables a process optimization.

For this research a prototype, consisting out of a modified mixer, was used, to determine in which way the method delivers reproducible results and how accurate these results are. The poster will illustrate the prototype and include different results of the conducted measurements.

**Constantin Weigel, B.Sc.**  
cwe13@tu-clausthal.de

## Chronik der Fachtagung



- |                     |                                          |
|---------------------|------------------------------------------|
| 03. - 04.12.1976    | 1. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 30.11. – 01.12.1979 | 2. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 15. – 16.01.1982    | 3. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 20. – 21.01.1984    | 4. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 24. – 25.01.1986    | 5. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 29. – 30.01.1988    | 6. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 26. – 27.01.1990    | 7. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 24. – 25.01.1992    | 8. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 28. – 29.01.1994    | 9. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“  |
| 26. – 27.01.1996    | 10. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ |
| 30. – 31.01.1998    | 11. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ |
| 26. – 27.01.2001    | 12. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ |
| 24. – 25.01.2003    | 13. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“ |

28. – 29.01.2005	14. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
02. – 03.02.2007	15. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
30. – 31.01.2009	16. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
21. – 22.01.2011	17. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
18. – 19.01.2013	18. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
23. – 24.01.2015	19. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“
18. – 19.01.2017	20. Kolloquium „Bohr- und Sprengtechnik“