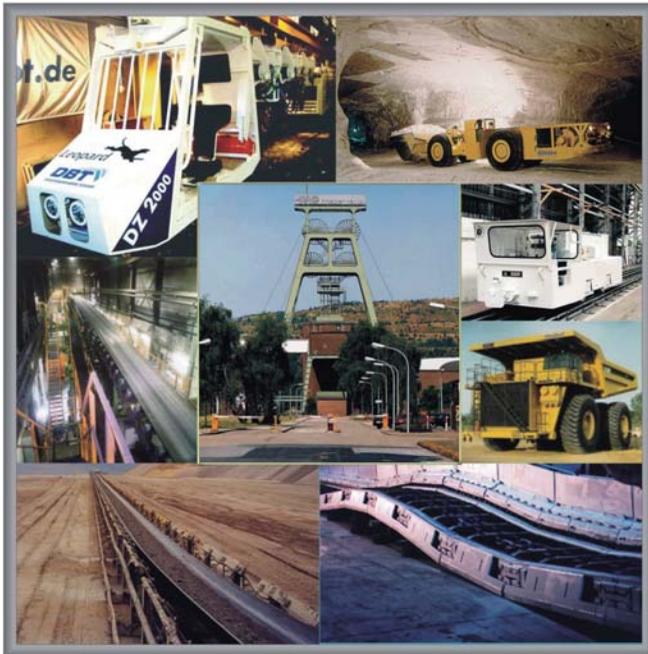


# 7. Kolloquium

## Fördertechnik im Bergbau



Institut für Bergbau  
Technische Universität Clausthal  
20. und 21. Januar 2016

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 Fördertechnik im Bergbau 2016**

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

Organisation: Dipl.-Ing. Alexander Hutwalker

Redaktion: B.Sc. Angela Binder

Langefeld, O. (Hrsg.):

Fördertechnik im Bergbau

7. Kolloquium, TU Clausthal,

20. und 21. Januar 2016

© Papierflieger Verlag GmbH, Clausthal-Zellerfeld, 2016

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, 2016

**ISBN 978-3-86948-481-5**

© 2016 bei den Autoren der Beiträge. Für den Inhalt der Beiträge sind die Autoren verantwortlich. Der Herausgeber übernimmt keine Verantwortung für die Richtigkeit und Vollständigkeit der Angaben.



---

## Inhaltsverzeichnis

<b>Vorwort</b> .....	<b>vi</b>
Univ.-Prof. Dr. Oliver Langefeld	
<b>Verzeichnis der Aussteller</b> .....	<b>ix</b>
<b>Das Forschungszentrum Nachbergbau der TFH Bochum</b> .....	<b>1</b>
Prof. Dr. Ulrich Paschedag, Prof. Dr. Peter Goerke-Mallet, Prof. Dr. Christian Melchers, TFH Bochum	
<b>Logistical Challenges During the Development of an Underground Coal Mine in Turkey</b> .....	<b>11</b>
David Niggemann, M.Sc., Dr.-Ing. Thomas Hollenberg, Fichtner Water & Transportation	
<b>Herausforderungen an die untertägige Lade- und Transporttechnik durch die geplanten Produktionsgrößen in den zukünftigen Erzbirgwerken weltweit</b> .....	<b>35</b>
Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs, M&R Consulting	
<b>Alternative Ladetechnik für den Berg- und Tunnelbau – „Häggloader“</b> .....	<b>47</b>
Dipl.-Ing. Attila Baki, Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH	
<b>Innovative Ansätze in der Fahrzeugbeschickung von Projekten im Berg- und Tunnelbau</b> .....	<b>53</b>
Dipl.-Ing. Lars Göhler, GHH Fahrzeuge GmbH	
<b>Sandvik Fahrlader LH514 - erprobt im globalen Erzbirgbergbau, im Einsatz im deutschen Endlagerbergbau</b> .....	<b>59</b>
Dipl.-Ing. André Jakobs, Sandvik Mining and Construction CEU	
<b>PAUS PMKM 10.010 – Hohe Verfügbarkeit von Muldenkippern in El Teniente, Sicherheit in mehrfacher Hinsicht</b> .....	<b>69</b>
Dipl.-Ing. Olaf Patz, H. Paus Maschinenfabrik GmbH Lateinamerika, Dipl.-Ing. Franz-Josef Paus, Dipl.-Ing. Dieter Plagemann, H. Paus Maschinenfabrik GmbH	
<b>Fernförderung von Injektionsharzen</b> .....	<b>83</b>
Torsten Niklaus, Dipl.-Ing. Ralf Schmidt, RAG Deutsche Steinkohle AG	
<b>Errichtung und Betrieb von zwei Steilbunkern zur Vergleichmäßigung der Rohsalzqualität im Grubenbetrieb Unterbreizbach der K+S KALI GmbH</b> .....	<b>85</b>
Dipl.-Ing. Christian Kunze, Dipl.-Ing. Martin Wohlfarth, K+S KALI GmbH	
<b>The application of toothed drive in the underground railway transport systems as regards the improvement of safety and effectiveness of operations</b> .....	<b>91</b>
Leszek Żyrek, Tomasz Budniok, Prof. Dr. Franz Becker, Becker Mining Systems AG	
<b>Martin CleanScrape</b> .....	<b>121</b>
Thomas Olf, Cleanscrape GmbH	
<b>Förderbandinspektion Walk The Belt</b> .....	<b>131</b>
Michael Brecht, Martin Engineering GmbH	

---

<b>Die Digitale Mine – Transparenz in der Betriebsführung für mehr Effizienz und Effektivität .....</b>	<b>139</b>
Dipl.-Ing. Holger Boxnick, Actemium Fördertechnik Rheinland GmbH	
<b>Akustische Optimierung von Maschinen und Anlagen des Bergbaus.....</b>	<b>147</b>
Prof. Dr.-Ing. Jan Scholten, Dr.-Ing. Filip Baranski, Dr.-Ing. Lutz Hohaus, IBAF – Institut für Baumaschinen, Antriebs- und Fördertechnik GmbH	
<b>Einsatz der Ultra-Wideband-Technologie in der Fördertechnik.....</b>	<b>159</b>
Christian Niestroj, M.Sc., Britta Eichentopf, M.Sc., Dipl.-Ing. Kai Neumann, Prof. Dr. Karl Nienhaus, RWTH Aachen University, Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie	
<b>Gekoppelte FEM-DEM-Simulation zur Analyse der Lastannahmen von Kratzerförderern.....</b>	<b>171</b>
Dipl.-Ing. Mathias Dratt, IBAF - Institut für Baumaschinen, Antriebs- und Fördertechnik GmbH, Prof. Dr.-Ing. Andre Katterfeld, Otto-von-Guericke-Universität Magdeburg, Institut für Logistik und Materialflusstechnik (ILM), Dipl.-Ing. Andreas Kretzschmar, TAKRAF GmbH	
<b>Untersuchung von Übergabestationen von Gurtförderanlagen mithilfe der Diskrete-Elemente-Methode (DEM) in der Bergbauindustrie.....</b>	<b>189</b>
Dr.-Ing. Andrey Minkin, ContiTech Conveyor Belt Group, Mining Europe, Northeim, Deutschland	
<b>Die weltweit höchste Einzelschachtförderleistungen durch SIEMAG TECBERG Fördermaschinen mit integriertem Antrieb .....</b>	<b>197</b>
Matthias Bohn, Detlef Scheppe, Klaus Hofmann, SIEMAG TECBERG GmbH	
<b>Erneuerung der Förderanlage am Standort Fürstenhall des Reservebergwerkes Siegfried-Giesen.....</b>	<b>201</b>
Dipl.-Ing. Stefan Gierenz, K+S Aktiengesellschaft, Dipl.-Ing. Johannes Zapp , Dipl.-Ing. Joachim Lodzig, K+S KALI GmbH	
<b>Fallschächte für Spritzbeton - Lebensdauererlängerung von Förderleitungen durch Polyurethan-Beschichtungen als Abrasionsschutz im Bergbau .....</b>	<b>223</b>
Dipl.- Ing. Rainer Altmeppen, B.Eng, MA, ROSEN - Intelligent Plastic Solutions	
<b>Entwicklung von Hybrid-Förderseilen für den Untertagebergbau .....</b>	<b>235</b>
Dipl.-Ing. Andreas Heinrich, Jagan Mohanraj Ph.D., BRIDON International GmbH	
<b>Auswirkungen von Faserseilen auf die Bewicklung der Seiltrommel.....</b>	<b>249</b>
Martin Schulze, M.Sc., Prof. Dr.-Ing. Armin Lohrengel, Fritz-Süchting-Institut für Maschinenwesen, TU Clausthal, Dipl.-Ing. Konrad Stahr, Gustav Wolf Seil- und Drahtwerke GmbH & Co. KG	
<b>Chronik der Fachtagung.....</b>	<b>265</b>

---

## Vorwort

Sehr geehrte Damen und Herren, liebe Gäste in Clausthal,

Das Kolloquium Fördertechnik im Bergbau findet in diesem Winter zum siebten Mal statt und das Interesse bei unserem bergmännischen und fördertechnischen Fachpublikum scheint wieder recht groß zu sein. Wir sind froh erneut hervorragende und interessante Vorträge präsentieren zu können. Es werden unter anderem Fachvorträge zu den Themenkomplexen

- Ladefahrzeuge
- Transportfahrzeuge
- Automatisierung
- Optimierung und Simulation
- Schachtfördertechnik
- Strömungsförderung sowie
- Herausforderungen in der Zukunft



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

gehalten. Wie gewohnt, erwarten wir zu den Vorträgen ein fachkundiges Publikum, so dass auch dieses Kolloquium eine gute Plattform bilden wird, auf der Zulieferer, Bergbauindustrie, Consultants, Behörden und Universitäten zusammenfinden.

Gerade in der Krise muss der Bergbau weiter voran schreiten, auch wenn einige Bergbauzweige stärker betroffen sind. Die Talsohle wird irgendwann durchschritten sein und dann muss man mit guten Konzepten wieder am Markt sein. Hierfür braucht man gute Mitarbeiter. Vor allem gut ausgebildete Ingenieure. Hier wollen die Hochschulen weiterhin gerne ihren Beitrag leisten.

Dazu hat die TU Clausthal im Wintersemester 2014/15 ein englischsprachiges Masterstudium Mining Engineering eingeführt. Hierin sind nach einem Jahr schon über 40 Studierende eingeschrieben, die zu fast 90% aus dem Ausland kommen. Mit diesem Studiengang will die TU Clausthal ihre Internationalität verbessern und dem deutschen Arbeitsmarkt gute, internationale Bergbauingenieure zur Verfügung stellen.

Ein solches Kolloquium trägt nicht zuletzt auch dazu bei, den Studierenden die Aufgabenstellungen und Probleme der Bergbauindustrie näher zu bringen. Es kann eine Basis sein, um sich zu treffen, Abschlussarbeiten anzubahnen und abzusprechen und letztlich neue Mitarbeiter, bzw. Arbeitgeber näher kennen zu lernen. Das ist sicher sowohl für die Industrie als auch für die Studierenden von besonderem Interesse.

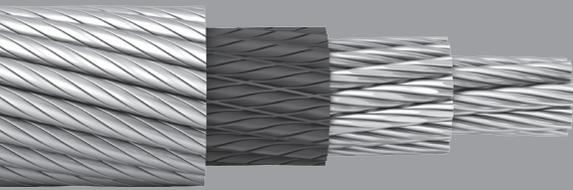
An dieser Stelle möchte ich schon einmal allen danken, die an der Vorbereitung und Durchführung dieses Kolloquiums mitgewirkt haben: den Verfassern, den Vortragenden, den Moderatoren und nicht zuletzt den Mitarbeitern des Instituts für Bergbau der TU – Clausthal, insbesondere Herrn Dipl.-Ing. Alexander Hutwalker, der die Organisation federführend übernommen hat.

Den Teilnehmern an dieser Veranstaltung danke ich für ihr Interesse und wünsche allen fruchtbare Anregungen und Gespräche.

Mit Clausthaler Glückauf

A handwritten signature in black ink, reading "Oliver Langefeld". The signature is written in a cursive style with a large, prominent initial "O".

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



**PYTHON®**  
HIGH PERFORMANCE WIRE ROPE



Lloyd's  
Register



## PYTHON®. Building worlds.

PYTHON® liefert Seillösungen für folgende Anwendungsgebiete:

- Berg- und Tagebau
- Bauindustrie
- Industriekräne
- Öl- und Gasindustrie
- Hafenerbetrieb und Schiffskräne
- Forstindustrie

### Westfälische Drahtindustrie GmbH

Drahtseilwerk Dortmund

Weidenstraße 60

D-44147 Dortmund

T +49 (0) 231 8 59 82 0

F +49 (0) 231 8 59 82 18

Mail: [dortmund@wdi-python.de](mailto:dortmund@wdi-python.de)



## **Verzeichnis der Aussteller**

Bergbauwerkzeuge Schmalkalden GmbH

Brandenburgische Technische Universität Cottbus-Senftenberg

CADFEM GmbH

ContiTech AG Belt Conveyor Group

GDMB Gesellschaft der Metallurgen und Bergleute e.V.

GDMB Verlag GmbH World of Mining - Surface and Underground / Markscheidewesen

IBAF Engineering GmbH

Martin Engineering GmbH

MineTronics GmbH

ROPLAST GmbH

Sandvik Holding GmbH

Vermeer Deutschland GmbH

Vossloh Kiepe GmbH

Westfälische Drahtindustrie GmbH



# Das Forschungszentrum Nachbergbau der TFH Bochum

Prof. Dr. Ulrich Paschedag

Prof. Dr. Peter Goerke-Mallet

Prof. Dr. Christian Melchers

Technische Fachhochschule Georg Agricola für Rohstoff, Energie und Umwelt zu Bochum

## Kurzfassung

Im Jahr 2018 endet der Steinkohlenbergbau in der Bundesrepublik Deutschland. Mit der Einstellung des Steinkohlenbergbaus erfolgt in den ehemaligen Bergbaurevieren ein grundlegender Strukturwandel. Diesen gilt es aktiv zu gestalten. Um den Herausforderungen, Risiken und Chancen des Nachbergbaues umfänglich gerecht zu werden, wurde daher an der Technischen Fachhochschule Georg Agricola zu Bochum ein weltweit einzigartiger Masterstudiengang für Nachbergbau eingerichtet. Ebenso wurde ein Forschungszentrum für Nachbergbau etabliert. Hier werden für die zentralen Fragestellungen zur Bewältigung der Ewigkeitsaufgaben des Bergbaues Lösungsansätze erforscht. Zentrale Aufgabe des Forschungszentrums stellen aber auch die Bewahrung und Weitergabe des bergbaulichen Knowhows da. Die Errichtung des Studienganges und Forschungszentrums wird hierbei von der RAG-Stiftung in besonderer Weise gefördert. Dies beinhaltet die Einrichtung einer Stiftungs-Professur.

## Abstract

In the Federal Republic of Germany the hard coal production will be phased out by the end of 2018. The abandonment of the coal mining industry triggers a crucial structural change in the former mining regions which has to be planned and shaped actively. In order to come up with the challenges, risks and chances of post-mining, the University of Applied Sciences Georg Agricola Bochum established a new master program for post-mining which is unique in the world. In addition, the Research Institute for Post-Mining was founded. It investigates possible solutions for central issues in coping with the perpetual obligations. A major task of the Research Institute is to maintain and pass on the mining-based Know-How. The establishment of the Master course and the Research Institute is specifically promoted by the RAG- Foundation. This includes the foundation of an endowed chair.

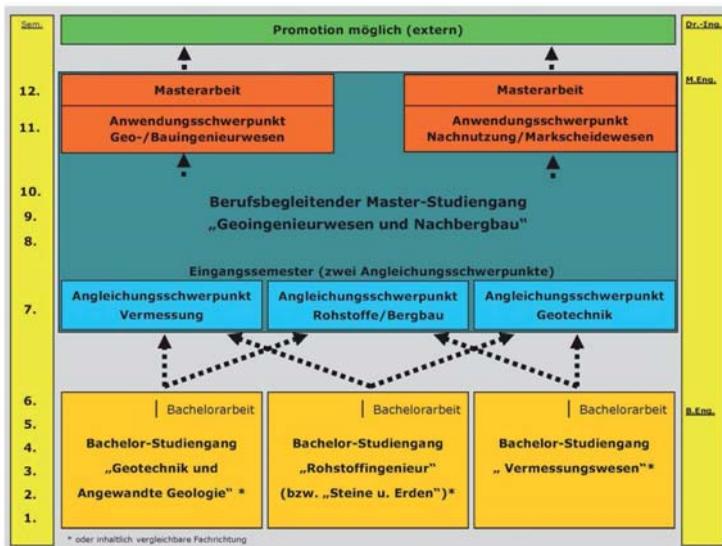
## 1 Einleitung

Der Bergbau hat neben Planung, Inbetriebnahme und Schließung auch die Bewältigung von möglichen Folgeerscheinungen zu berücksichtigen. Dies gilt für Tagebaue, wo spätestens nach dem Ende des aktiven Abbaus eine großflächige Rekultivierung folgt; aber natürlich auch für untertägige Bergwerke. Nach dem Ende des subventionierten Steinkohlenbergbaus in der Bundesrepublik Deutschland Ende des

Jahres 2018 hinterlässt dieser vielfältige Aufgaben. Im besonderen Fokus stehen hier die so genannten Ewigkeitsaufgaben, für deren Finanzierung in den Revieren an der Ruhr, der Saar und in Ibbenbüren nach dem Jahr 2018 die RAG-Stiftung eintritt. Der Technischen Fachhochschule Georg Agricola zu Bochum (im Folgenden TFH) kommt hierbei eine besondere Rolle zu, gilt es doch jetzt die zukünftigen Fachleute für die Aufgaben des Nachbergbaues auszubilden. Hierzu wurde bereits im Jahr 2012 der Masterstudiengang „Geotechnik und Nachbergbau“ akkreditiert. Zum Sommersemester 2013 erfolgte der Regelbetrieb des Studienganges. Am 22. Oktober 2015 wurde an der TFH das „Forschungszentrum Nachbergbau“ offiziell eröffnet. Im Folgenden werden der Masterstudiengang „Geotechnik und Nachbergbau“, die so genannten Ewigkeitsaufgaben sowie vor allem das Forschungszentrum Nachbergbau im Einzelnen vorgestellt.

## 2 Masterstudiengang „Geotechnik und Nachbergbau“

Der deutschlandweit einzigartige Masterstudiengang Geotechnik und Nachbergbau bildet Ingenieurinnen und Ingenieure dafür aus, in verantwortlicher Position die komplexen Vorgänge der Bergwerksschließung und der Nachsorge zu planen und durchzuführen. Das Studium kombiniert naturwissenschaftliche und technische Qualifikationen an der Schnittstelle Bergbau-Markscheidewesen/Vermessung-Geotechnik.



**Abbildung 1: Masterstudiengang „Geotechnik und Nachbergbau“ (OTTO & MELCHERS 2014).**

Der Masterstudiengang „Geotechnik und Nachbergbau“ wird berufsbegleitend in Teilzeit durchgeführt, die Studiendauer beträgt dabei sechs Semester. Der

konsekutiv konzipierte Masterstudiengang basiert auf den Bachelor-Studiengängen „Geotechnik und Angewandte Geologie“, „Rohstoffingenieurwesen“ und „Vermessung“ der TFH (Abbildung 1). Außerdem können Absolventen mit inhaltlich vergleichbaren Fachrichtungen zugelassen werden. Das Studium endet mit dem Abschluss Master (M.Eng.). Hierdurch erhalten die Absolventen die grundsätzliche Qualifikation zur Promotion.

Der Masterstudiengang enthält die folgenden Module:

- Module 1-4
  - Angleichungsschwerpunkte (Vermessung, Rohstoffe/Bergbau, Geotechnik)
- Modul 5
  - Gebirgsmechanik und Lagerstättenkunde
- Modul 6
  - Bergbauliche Verfahrenstechnik
- Modul 7
  - Geotechnische Sicherungstechnik
- Modul 8
  - Recht
- Modul 9
  - Hydrogeologie
- Modul 10
  - Oberflächenbelastungen
- Modul 11
  - Betriebswirtschaftliche Aspekte
- Modul 12–13
  - Anwendungsschwerpunkt
- Modul 14
  - Masterarbeit und Kolloquium.

Der Bedarf an Fachkräften ist bereits heute groß und wird in den nächsten Jahren deutlich zunehmen. Absolventinnen und Absolventen haben daher ausgezeichnete Perspektiven in Behörden (Bergämter, Bauordnungsämter, Umweltämter), Bergbauunternehmen und deren nachsorgenden Einheiten, Firmen des Erd-, Grund- und Spezialtiefbaus, einschlägigen Ingenieurbüros sowie in Bohr- und Tunnelbaufirmen. Das breit gefächerte, praxisbezogene Berufsfeld beschränkt sich aber nicht nur auf den Nachbergbau. Der Studiengang vermittelt auch die Kompetenzen, die zur Bearbeitung von Projekten in der Geotechnischen Kategorie GK3 gemäß Eurocode 7 berechtigen. Der Master-Studiengang wird unterstützt durch die RAG-Stiftung, die eine Stiftungsprofessur finanziert.

### 3 Ewigkeitsaufgaben des deutschen Bergbaus

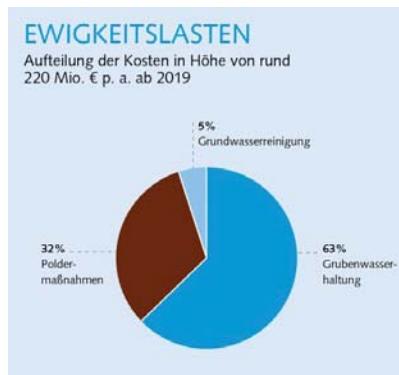
Die Ewigkeitsaufgaben, mitunter auch als Ewigkeitslasten bezeichnet, umfassen sämtliche Aufgaben, die zur lebenswerten Erhaltung der ehemaligen Bergbauregionen dauerhaft und somit „Ewig“ erforderlich sind. Hierzu zählen die folgenden Aufgaben:

- Grubenwasserhaltung
- Poldermaßnahmen
- Grundwassersanierung

Die langfristige Grubenwasserhaltung in stillgelegten Bergwerken dient dem Schutz vor dem Eindringen von Grubenwasser in trinkwasserführende Schichten. Hierzu werden derzeit langfristige Wasserhaltungskonzepte für die einzelnen Reviere durch die RAG AG erarbeitet.

Durch die bergbaubedingte Geländeabsenkung von Flächen liegen heute zudem große Gebiete unter dem Wasserspiegel von Rhein, Ruhr, Lippe und Emscher. Daher müssen auch über Tage die Pumpen dauerhaft betrieben werden, um in den so genannten Polderflächen den Wasserhaushalt zu regulieren. Außerdem gilt es, im Umfeld ehemaliger Kokereien das Grundwasser zu reinigen.

Die Kosten für die Ewigkeitsaufgaben belaufen sich ab 2019 auf insgesamt rd. 220 Mill. € jährlich (Abbildung 2); für die Finanzierung zeichnet die RAG-Stiftung Verantwortung.



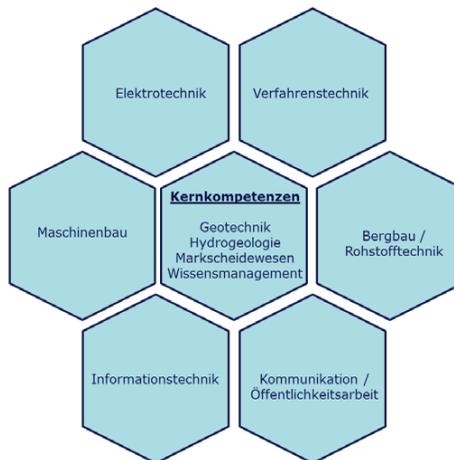
**Abbildung 2: Ewigkeitsaufgaben des deutschen Steinkohlenbergbaues (RAG Stiftung 2014)**

Die dauerhafte Verwahrung von Grubengebäuden oder auch die Regulierung von Bergschäden sind endlich und zählen daher nicht zu den Ewigkeitsaufgaben. Die RAG AG bildet für diese Sachverhalte entsprechende Rückstellungen.

#### 4 Forschungszentrum Nachbergbau

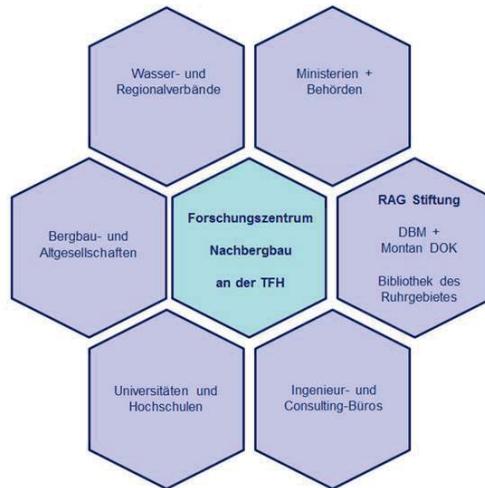
Die Zeit nach dem Bergbau ist vorzubereiten und zu gestalten. Hierzu ist der Bergbau geordnet zu beenden und die nachlaufenden Auswirkungen des getätigten Bergbaus nachhaltig beherrschbar zu machen. Ebenso sind die ehemaligen Bergbauflächen und Infrastrukturen einer sinnvollen zukünftigen Nutzung zur Verfügung zu stellen. Das Forschungszentrum Nachbergbau, offiziell eröffnet am 22. Oktober 2015, versteht sich dabei als zentrale Einrichtung für die komplexen Fragestellungen im Nachbergbau, die das vorhandene Wissen bündelt, Forschungsnotwendigkeiten identifiziert sowie eigene Forschung betreibt. Hiermit erhalten die vom Nachbergbau betroffenen Regionen, Unternehmen, Behörden und Institutionen einen kompetenten und unabhängigen Ansprechpartner.

Das Forschungszentrum Nachbergbau stellt einen integralen Bestandteil der TFH dar. Hierbei verfügt das Forschungszentrum einerseits über fachspezifische Kernkompetenzen; andererseits wirken die vielfältigen Fachdisziplinen der TFH, die sich traditionell durch einen hohen Bergbaubezug auszeichnen, als interdisziplinäres Netzwerk (Abbildung 3). Hierdurch können die komplexen Themen des Nachbergbaues fach- und disziplinübergreifend bearbeitet werden, was die zentrale Basis des Forschungszentrums darstellt.



**Abbildung 3: Interdisziplinäres Netzwerk des Forschungszentrums Nachbergbau**

Neben dem TFH eigenen, interdisziplinären Netzwerk, verfügt das Forschungszentrum zudem über ein TFH-übergreifendes Netzwerk aus Bergwerks- und Altgesellschaften, Behörden, Wasser- und Regionalverbänden, Institutionen aus der Industrie, Consulting, Verwaltung und Hochschulen (Abbildung 4).



**Abbildung 4: Übergreifendes Netzwerk des Forschungszentrums Nachbergbau**

Die Aufgaben des Forschungszentrums sind vielfältig und beinhalten im Wesentlichen die Komponenten:

- Forschung
- Wissensmanagement und -transfer
- Lehre
- Informations- und Öffentlichkeitsarbeit
- konkrete Projektarbeit.

Zentraler Bestandteil des Forschungszentrums ist natürlich die Forschung. Hierbei stehen gegenwärtig die Ewigkeitsaufgaben im besonderen Fokus. Insbesondere das Grubenwasser bildet mit seinen vielfältigen Fragestellungen zum Grubenwasseranstieg den Schwerpunkt der Forschungsaktivitäten. Studien zur „Erfahrungen des Grubenwasseranstieges in stillgelegten Steinkohlenrevieren Deutschlands und Europas“ (MELCHERS & DOGAN 2014) erfolgen derzeit ebenso wie die Evaluierung des Flutungsprozesses an ausgewählten Revieren. Außerdem erfolgt eine Bestandsaufnahme der Erb- und wasserführenden Stollen im Ruhrrevier sowie gesonderte Untersuchungen zum zeitlichen und räumlichen Verständnis der Dichteschichtungen in gefluteten Schächten (MELCHERS et al.2014). Ferner werden innovative Monitoringkonzepte für den Grubenwasseranstieg erforscht sowie Studien zur Grubenwasseraufbereitung und -reinigung durchgeführt. Zudem wird die Gasmigration im Zuge des Grubenwasseranstieges untersucht sowie grundlegende Durchlässigkeitsuntersuchungen für hydraulische Barrieren durchgeführt (COLDEWEY et al. 2014). Die Forschungsergebnisse sollen einen zentralen Beitrag zur Erfassung sowie zum vertieften Verständnis des Grubenwasseranstieges liefern.

In das übergreifende Netzwerk sind auch internationale Kontakte eingebunden. Die Herausforderungen des Nachbergbaus sind global relevant. Dem weltweiten Dialog über die besten Verfahrensweisen zur Stilllegung von Bergwerken und der Schaffung von Transparenz kommen erhebliche Bedeutung zu (MELCHERS et. al. 2015)

Die Bewahrung des intellektuellen Erbes ist im Eigentlichen auch eine Ewigkeitsaufgabe. Hierbei versteht sich das Forschungszentrum Nachbergbau als zentrale Wissensmanagement- und -transferinstitution. Bergbauliches Know-how soll gesammelt und verfügbar gehalten, aber auch weitergegeben werden. Dieses erfolgt maßgeblich durch den Masterstudiengang „Geoingenieurwesen und Nachbergbau“, aber auch durch Fachtagungen, Vorträgen und Öffentlichkeitsarbeit. Gemeinsam mit der Bezirksregierung Arnsberg wurde im Jahr 2014 bereits die dritte Tagung „NACHBergbauzeit in NRW“ mit über 200 Teilnehmern durchgeführt. Die Tagung steht jeweils unter anderen Themenschwerpunkten (Abbildung 5) und bildet somit eine wichtige regionale Plattform der Information, des Austausches und der Kommunikation.



**Abbildung 5: Tagung „NACHBergbauzeit in NRW“**

Außerdem wird großen Wert auf eine intensive Öffentlichkeitsarbeit gelegt, die maßgeblich zu einem breiten Verständnis beiträgt und damit die oftmals aufgeregte Diskussionen um den Nachbergbau sowie im Besonderen um den Grubenwasseranstieg versachlicht.

## 6 Fazit und Ausblick

Nachbergbau ist eine der zentralen Herausforderungen weltweit. Dies gilt im Besonderen für die auslaufenden Steinkohlenreviere der Bundesrepublik Deutschland. Wissenstransfer aus Forschung und Wissenschaft bietet die Basis kompetenter Antworten auf bestehende Fragen, zeigt Zukunftsperspektiven auf und gibt Hilfestellungen bei deren Umsetzung. Das Forschungszentrum Nachbergbau wird von der RAG Stiftung, dem Land Nordrhein-Westfalen und der Europäischen Union gefördert.

Die Tätigkeiten des Forschungszentrums Nachbergbau der TFH sichern somit einen nachhaltigen und verantwortungsvollen Umgang mit den Hinterlassenschaften des Bergbaues, stellen die Bewahrung des intellektuellen Erbes sicher und eröffnen zugleich Zukunftsperspektiven.

## Literatur

- Coldewey, W.G., Wesche, D., Rudolph, T., Melchers, C. (2014): "Methods for evaluating the hydraulic barrier effects of the Emscher Marl following cessation of German Hard-coal Mine, An Interdisciplinary Response to Mine Water Challenges"; Proceedings of the 12th Congress of International Mine Water Association, pp. 693 – 698.
- Melchers, C. & Dogan, T. (2014): „Studie zu erfolgten Grubenflutungen in Steinkohlenrevieren Deutschlands und Europas“; 14. Altbergbaukolloquium, Essen: VGE Verlag GmbH, pp. 300 – 305.
- Melchers, C., Goerke-Mallet, P., Henkel, L., Hegemann, m. (2015): "Experiences with mine closure in the European coal mining industry: An overview of the situation in Germany, and adjacent regions"; Mine Closure 2015 - Conference, Vancouver, Canada.
- Melchers, C., Wesche, D., Coldewey, W.G. (2014): „Ausbildung von Dichteschichtungen in Schächten des Steinkohlenbergbaus im Ruhrrevier“; 14. Altbergbaukolloquium, Essen: VGE Verlag GmbH, pp. 156- 162.
- Otto, F. & Melchers, C. (2014): „Neuer Masterstudiengang „Geoingenieurwesen und Nachbergbau“ an der Technischen Fachhochschule Georg Agricola, Bochum“; 14. Altbergbaukolloquium, Essen: VGE Verlag GmbH, pp. 320 – 325.
- RAG Stiftung (2014): „Ewigkeit ist eine Menge Zukunft“; Geschäftsbericht der RAG Stiftung 2013.
- Melchers, C. & Goerke-Mallet, P. (2015): „Kompetenzzentrum Nachbergbau an der TFH Georg Agricola zu Bochum – Strategien, Maßnahmen und Forschungsschwerpunkte“; Vortrag auf dem Internationalen Bergbausymposium WISSYM, 31. August bis 3. September 2015 in Bad Schlema.

**Prof. Dr. Ulrich Paschedag**  
Paschedag@tfh-bochum.de

**Prof. Dr. Peter Goerke-Mallet**  
Goerke-Mallet@tfh-bochum.de

**Prof. Dr. Christian Melchers**  
Melchers@tfh-bochum.de

Technische Fachhochschule Georg Agricola für Rohstoff, Energie und Umwelt zu Bochum  
Herner Straße 45  
44787 Bochum



## Logistical Challenges During the Development of an Underground Coal Mine in Turkey

David Niggemann, M.Sc.

Dr.-Ing. Thomas Hollenberg

Fichtner Water & Transportation

### Zusammenfassung

Ein türkisches Energieunternehmen plant die Errichtung eines Thermalkraftwerks mit einer installierten Leistung von 330 MW im Landkreis Çan in der Provinz Çanakkale im Nordwesten der Türkei. Das Unternehmen besitzt die Betriebserlaubnis für die benachbarte Yayaköy Braunkohlenlagerstätte, aus der die Braunkohle gefördert und zum Kraftwerk geliefert werden soll. Fichtner Mining & Environment (FME) hat dazu zunächst eine geologische 3D-Modellierung und eine Ressourcenberechnung und –klassifizierung gemäß dem international anerkannten Australischem JORC-Code durchgeführt. Anschließend wurde die technische und wirtschaftliche Machbarkeit mehrerer Abbaukonzepte überprüft und schließlich ein Konzept für ein Gewinnungsverfahren im Strebbau erarbeitet. Besondere Herausforderungen stellten dabei der relativ steile Einfallwinkel des Kohleflözes und das gebräuche Deckgebirge dar.

### Abstract

A private Turkish energy company plans to construct a thermal power plant (TPP) with a capacity of 330 MW in the Çan District, Çanakkale Province in NW Turkey. The company has acquired the operation license of the nearby Yayaköy Lignite Deposit, from which the lignite shall be mined and provided to the TPP. The scope of work of Fichtner Mining & Environment GmbH (FME) included the setup of a 3D geological model of the deposit, a resource calculation and classification according to the international accepted Australasian reporting standard JORC and a subsequent evaluation of a feasible mining concept. Therefore several mining concepts have been assessed. Finally a longwall mining concept was elaborated. The main challenges for a mining operation are the relative steep dip angle of the coal seam and the unstable overlying strata.

## Abbreviations

3D	Three dimensional	kg	Kilogram
a	Year	km	Kilometre
AFC	Armoured Face Conveyor	kW	Kilowatt
asl	above sea level	LCV	Lower Calorific Value
°C	Centigrade	LTCC	Longwall Top Coal Caving
cm	Centimetre	m	Meter
CFPP	Coal Fired Power Plant	m <sup>2</sup>	Square meter
CH <sub>4</sub>	Methane	m <sup>3</sup>	Cubic meter
CO	Carbon Monoxide	mm	millimeter
CO <sub>2</sub>	Carbon Dioxide	MW	Megawatt
CV	Calorific Value	p	Pressure
d	Day	Q	Airflow [m <sup>3</sup> /s]
EIA	Environmental Impact Assessment	R <sub>t</sub>	Rational Resistance [1/m <sup>4</sup> ]
FME	Fichtner Mining & Environment GmbH	RMR	Rock Mass Rating
GSI	Geological Strength Index	RQD	Rock Quality Designation
h	Hour	S	Sulphur
H <sub>2</sub> S	Hydrogen Sulfide	SO <sub>x</sub>	Sulfur Oxide
JORC	Joint Ore Reserves Committee	t	Metric ton (1,000 kg)
kcal	Kilo Calorie		

## 1 Introduction

### 1.1 Location

The Yayaköy Lignite Deposit is located in the Çan District of the Çanakkale Province in NW Turkey (see Figure 1). The mining license area of the Yayaköy Lignite Deposit has an elevation of approx. 150 to 250 m asl. The morphology is characterised by hills and gently valleys. Within the license area, land is mainly used as farmland. Only the northernmost and westernmost corners of the license area are covered by residential housings.



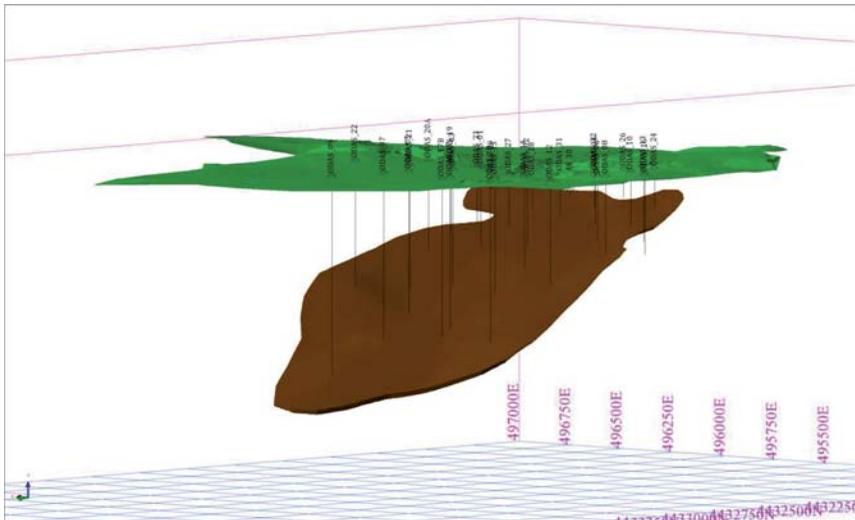
**Figure 1: Location Map of the Yayaköy Lignite Deposit (© Basarsoft, Google, ORION-ME).**

## 2 Investigations

### 2.1 3D Modeling / Lignite Resource Calculation

The lateral extension of the deposit as considered in the study is approx. 1.0 km in East – West direction and 1.5 km in North – South direction. A lateral continuation of the lignite seam beyond the currently known limits is considered as possible, especially in the Northern and Western area. So far no limitation of the seam is indicated by drill hole data in these parts.

The Yayaköy Lignite Deposit can be described as a stratiform deposit, dipping with approx. 25° northwards (see Figure 2). The thickness of the lignite seam ranges between 0.3 m and approx 18 m. At site, no lignite outcrop is currently visible at surface, as the former openpit mining operation is nowadays covered by land slides.



**Figure 2: 3D-model of the lignite seam, based on the drilling results**

In the northern part of the deposit, the lignite is characterized by higher net calorific values compared to the southern part. In general, the deposit is characterized through low net calorific values, high moisture and high sulphur contents in the southern and south-western part. The higher net calorific values recorded in the northern part of the deposit are likely related to lower moisture contents respectively enhanced mechanical compaction.

The Sulphur contents in the south-western part of the deposit are relative high. This has to be considered during the development of the mine. In areas with high sulphur grades the lignite seam has to be sealed against the contact with moisture and air using additional shotcrete. An average lignite density of 1.66 kg/t has been evaluated for the entire deposit. Average lignite parameters are compiled in Table 1.

**Table 1: Average quality parameters of the lignite resources of the Yayaköy Lignite Deposit**

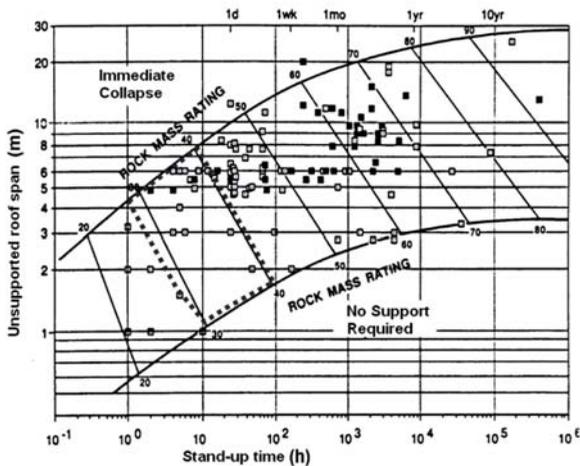
	<i>Resources</i>
Net CV (kcal/kg)	3,390
Ash (%)	24.9
Moisture (%)	20.9
Total Sulphur (%)	3.0
Volume (1,000 m <sup>3</sup> )	11,0
Lignite Resources (million t)	<b>18,9</b>

## 2.2 Geotechnical Site Investigations

In addition to the resource calculation, geotechnical investigations were performed in 2014 (R 05). In connection with these investigations four core drillings were executed to examine the rock mass and the groundwater conditions and to gain test specimens for an evaluation of the most important rock mechanical parameters like Uniaxial Compressive Strength, Triaxial Compressive Strength, Elasticity Modulus, Permeability etc. as well as to determine the Mine Gas Content.

## 2.3 Rock Mechanics

In order to appraise the required support pattern, the rock mass had to be investigated and classified. Three different rock classification systems were applied for determination. The Geological Strength Index (GSI) considers the visual appearance of the rock surface structure and as well as the grade of transections. The Rock Mass Rating (RMR) and the Q-System both incorporate the Rock Quality Designation index (RQD), the number and formation of fissures as well as the in situ groundwater conditions. Additionally the RMR considers the compressive strength to qualify the rock.

**Figure 3: Standup times derived using the RMR methodology (R 12)**

The RMR provides a range of stand-up times without support for different roof spans. The determined RMR values for the Yayaköy Lignite Deposit therefore lead to a maximum gallery width of 5 to 8 m (Figure 3). The maximum stand-up time without support is between 2 to 10 hours. During that time the drivages have to be supported, otherwise they might collapse.

Results of the RMR provide an overview about the potential need of support and recommendations for the excavation progress, e.g. the rock bolt density, the shotcrete thickness and the implementation of reinforcement and steel support arches. The specific amount of support required at site may differ from these recommendations and has to be verified by field inspection and detailed calculations.

The poor rock quality requires a systematic rock bolting with a rockbolt spacing of 1 to 1.5 m, a rock bolt length of 4 to 5 m and a shotcrete thickness of 100 to 150 mm. The shotcrete has to be reinforced with 1 to 2 layers of steel reinforcement. In addition, light to medium steel support arches might be required which have to be spaced by 1.5 m (according to R 12).

#### **2.4 Mine Gas (Methane)**

According to laboratory analysis, the in-situ methane content of the deposit varies between 0.6-1.2 m<sup>3</sup>/t lignite. In general, the methane content increases towards depth due to the higher hydrostatic (pore-) pressures. The amount of methane discharge can be roughly estimated according to the lignite production rate. However, additional discharge of methane from the neighbouring rock fractured by caving should also be considered. Other harmful gases may also occur, such as toxic carbon monoxide (CO) which could cause death at a concentration of 0.1%. Therefore the content of these gases in the air volume has to be constantly monitored as well.

#### **2.5 Hydrogeology**

For planning and dimensioning the mine drainage, the evaluation of hydrogeological and groundwater conditions as well as the hydraulic parameters (permeability) of the host rock is required.

The determined values for rock permeability are in the range of 10<sup>-8</sup> to 10<sup>-9</sup> m/s. According to DIN 18130 (Soil, investigation and testing - Determination of the coefficient of water permeability - Part 1: Field tests), the rock masses are classified as slightly to very slightly permeable. Groundwater has been recorded between 12 m and 41 m below surface.

Nevertheless water inflow cannot be excluded due to the high grade of rock intersections/joints in the rock mass (see also R 01). Therefore surface water may also migrate into the mine and has to be considered. The total amount of water inflow would have to be determined by more detailed investigations.

### 3 Mining Concept

#### 3.1 Determination of Mining Method

During the initial project phase, three different mining methods have been examined with regard to their technical feasibility:

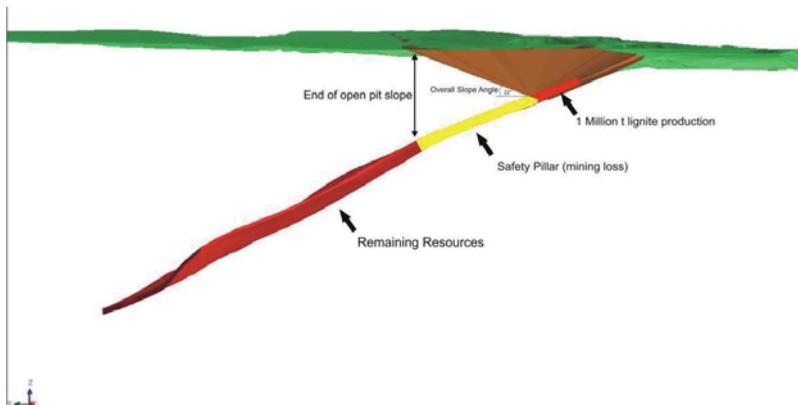
- Open-pit mining
- Step room and pillar mining
- Longwall mining

After reception of the results of the geotechnical investigations, evaluation of the Rock Mass Rating of the overlying rock material and preliminary economic assessments, finally Longwall Mining has been recommended as the most feasible mining method and consequently a mining concept has been evaluated.

##### 3.1.1 Open-pit Mining

The feasibility of Open-pit mining has been evaluated but this option has been determined as being not economically feasible because of an unfavourable stripping ratio of  $>20 \text{ m}^3: 1 \text{ t}$  and has been withdrawn accordingly. The seam inclination in combination with the poor rock conditions of the overburden would lead to necessary slope angles between  $13^\circ$  to  $22^\circ$  (see also R 02 and R 04).

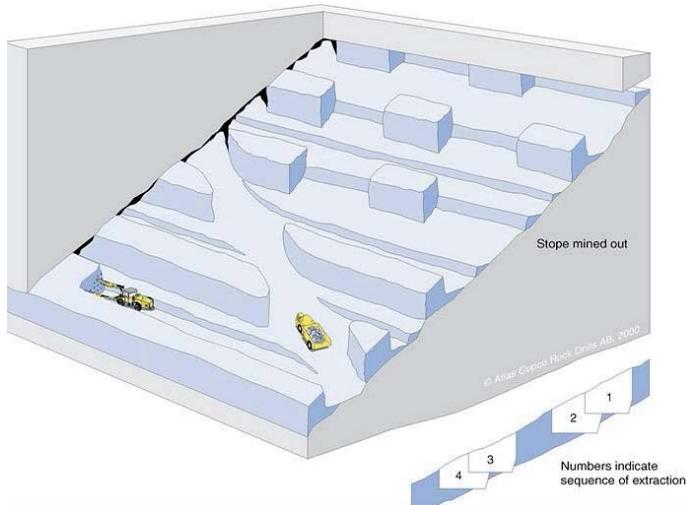
Also a scenario including open-pit mining operation followed by underground mining has been disregarded because of an unfavourable stripping ratio as well as estimated mining losses of approx. 4.5 Million t of lignite, due to the required covering of at least 80 m to 100 m between surface and the longwall mining panels. Furthermore, there is a safety concern in starting underground mining underneath the slopes of an open pit related to the danger of land slides resulting from excavation works beneath (see Figure 4).



**Figure 4: Safety pillar mining loss cross section**

### 3.1.2 Step Room and Pillar Mining

Step room and pillar mining has been discarded as technically not feasible due to the poor rock conditions of the overlying strata. According to results of the geotechnical investigations, stand-up-times are very short and would require enormous supporting work. These conditions would require an increase of coal production (therefore production faces) which is technically not feasible (see Figure 5).



**Figure 5: Step room and pillar mining (R 11)**

### 3.1.3 Longwall Mining

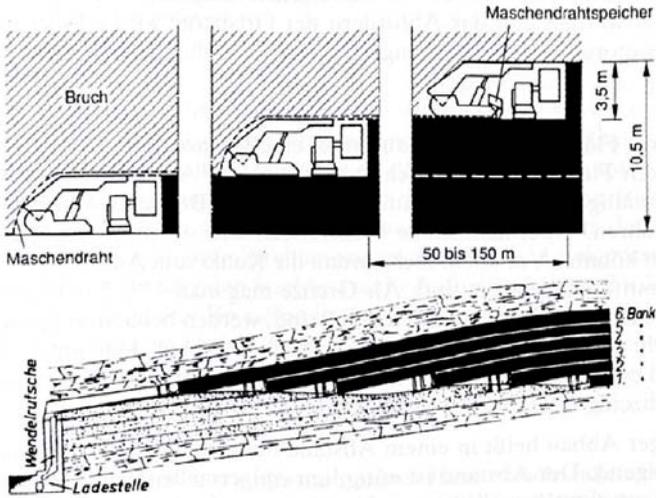
Under consideration of the specific geotechnical conditions, finally longwall mining remained as most practical and viable mining method.

Typical longwall mining equipment with rising extraction is limited by the inclination angle (maximum of  $20^\circ$ ) and the lateral inclination is limited to approx.  $12^\circ$ . In this case, driving the rising extraction directly against the lignite seam (dipping of  $25^\circ$ ) is technically not feasible. In the direction of advance, only minor irregularities in the lignite seam bottom floor may be compensated by the longwall equipment.

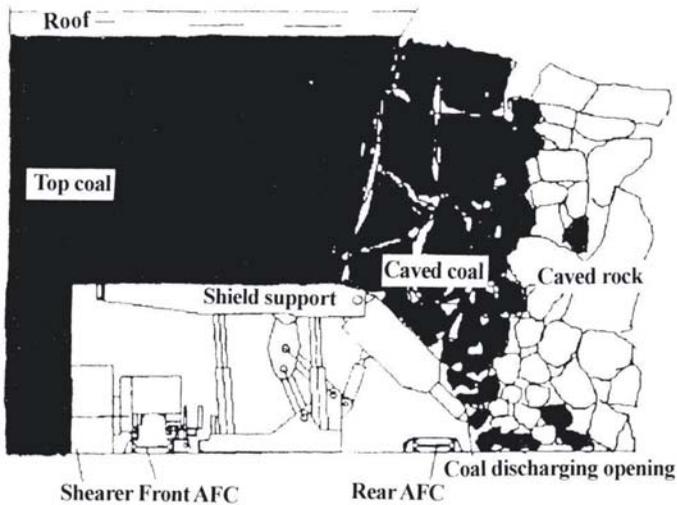
Regular longwall mining equipment is limited to a maximum seam thickness of approx. 5 m. If the seam thickness exceeds this value, lignite would be left in the overlying rock. In general, two options are possible to avoid these mine losses:

- A. seam exploitation is accomplished in separate slices (see Figure 6). In this case additional longwall equipments or additional longwall movements are required. However, this alternative would be more complicated due to the necessity of driving the branch headings for the additional slices below the goaf of the prior slices.

- B. Longwall mining with top coal caving (LTCC). The execution of LTCC requires an additional Armoured Face Conveyor (AFC) and additional shield support at the backside of the shield assembly. In this case the longwall would start at the bottom floor of the seam. The overlying lignite caves in and passes to the backside AFC when the backside shields will be opened. The principle of LTCC is shown in Figure 7.



**Figure 6: Longwall Mining in separate slices (R 06)**



**Figure 7: Principle of longwall mining with top coal caving**

Both options are associated with a significant increase of investment respectively operation costs. However, LTCC is assumed to be the technical and economical more feasible option. This technology was successfully applied in China and Australia to mine coal seams with a thickness of 15 m. Recovery rates of nearly 90% could be achieved. The dilution of the produced coal increases according to the seam thickness which has to be extracted.

## 3.2 Evaluation of Longwall Mining Concept

### 3.2.1 Phase 1 – Surface Facilities

Due to the short distance to the CFPP a conveyor belt system for lignite transportation from the mine to the CFPP seems to be suitable. Therefore it is assumed that the blending will take place at the CFPP stockpile. The underground mine has to be supplied by road transport. So the lignite transport to CFPP could alternatively be carried out by road transport.

Under consideration of the local conditions, a possible arrangement of surface facilities necessary for an underground mine has been proposed (see Figure 8). These facilities include among other things office buildings, wash and change houses, social rooms, the repair shop, warehouse, first aid centre, fire fighting, transformer, power distribution, pumps, ventilation fan and air cooler, a stockpile and a conveyor belt to deliver the lignite to the TPP. For stockpiling of 5 days production and blending, an area of approx. 10,000 m<sup>2</sup> is considered as sufficient. Furthermore it might be useful to prepare an additional stockyard for rockbolts, reinforcement, wire mesh, shotcrete etc. in the same way.



**Figure 8: Surface facilities: detail view**

### 3.2.2 Phase 2 – Mine Layout

After finalisation of works related to site facilities and the installation of equipment for the underground construction work, the preparation work for the eastern and western portal could commence.

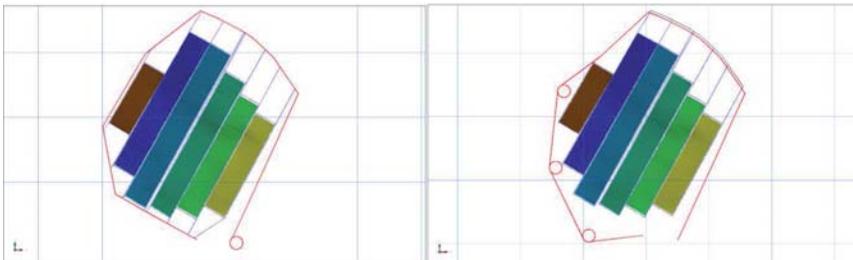
Regarding to the different types of feasible mine ventilation systems, two different mine layouts were considered, named as U-Layout and Z-Layout in the following. This nomenclature is based on the type of mine ventilation and leads to the major difference between both layouts.

The advantages and disadvantages of the two different layouts will be discussed in the following chapters. Due to major advantages in ventilation and conveying, the Z-Layout results as the preferred option.

**Table 2: Comparison U- and Z-Layout**

	<i>U-Layout</i>	<i>Z-Layout</i>
Mine Development	-	+
Mine Ventilation	-	+
Support Pattern	○	○
Conveying System	-	+
Mine Drainage	○	○
Lignite Processing	○	○
Lignite Transportation to CFPP	○	○

Figure 9 shows schematic plans for U- and Z-Layout. The access galleries and main crosscut are displayed in red and the longwall drifts in blue.



**Figure 9 : Schema Z-Layout (left) and U-Layout (right)**

#### U-Layout

Regarding the U-Layout the western access gallery would be the designated access for the machinery used in the mine. Therefore the maximum incline of the galleries is limited to a maximum of 12°. Otherwise especially the heavy load equipment will not be capable to climb up or down the steepness of the gallery. The ventilation fan would be installed beside the portal of the western access gallery as well.

The western gallery will be separated in straight parts with varying inclinations and three spirals to reach the required depth of approx. 800 m below ground with a minimum length of the gallery. Due to this type of development work the western main gallery will remain near to the seam. Therefore it is feasible to drive directly into the seam if required. The total length of the western access gallery will be approx. 4,300 m.

The eastern access gallery conduces to the installation of the conveyor belt for normal lignite production. During the production phase the eastern gallery is required for lignite transportation and will only be entered for maintenance of the conveyor belt system. The inclination of the gallery could be increased to 22°. The required depths of approx. 600 m can be achieved with a significantly shorter length. This gallery would be approx. 1,400 m long.

Both access galleries will be connected by a third gallery in East-West direction. This crosscut follows the inclination of the lignite seam and conduces to main haulage. The total length of this crosscut will be of approx. 900 m. Parallel to the main crosscut another crosscut has to be driven for ventilation purposes, as the waste air has to be separated from the fresh air (see Chapter 3.2.5).

The complete mine development respectively all drifts will start at the main crosscut. The lignite production will be transported by conveyor belt back to the crosscut and through the eastern access gallery to the surface. The crosscut incline is related to the incline of the lignite seam between the maximum of 14° at the eastern side and 2° in the western area.

### **Z-Layout**

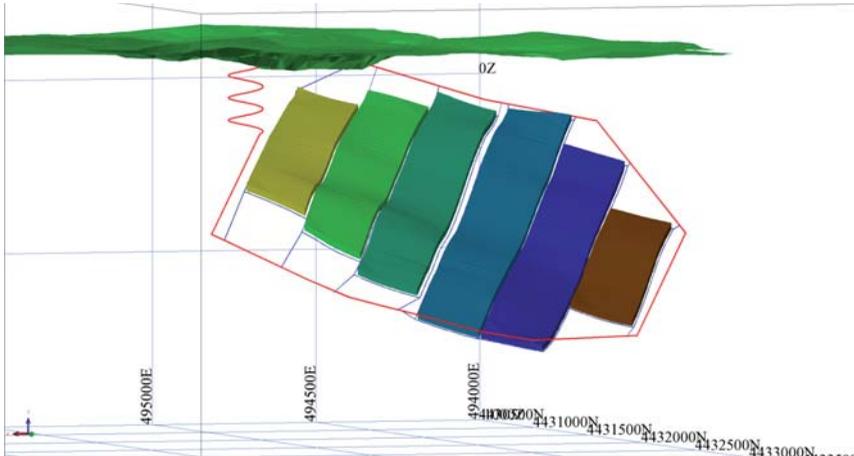
In case the Z-Layout will be applied the first part of the western access gallery would conduce to the installation of the conveyor belt for lignite production. This first part will be 1,000 m long. The second part is required for continuous ventilation with a length of 1,600 m.

For this preferred option the eastern access gallery would be the access for the machinery. Therefore it would have to be driven with a less steep angle as compared to the U-Layout. The eastern access gallery would begin with a spiral followed up by an inclined part with an overall length of 2,300 m.

Again, both main galleries will be connected by the main crosscut similar to the U-Layout. One advantage of this layout is that no additional gallery for ventilation purposes is required. Figure 10 shows a 3D-model of Z-Layout.

All galleries should be driven in the underlying strata, to avoid influence of caving on the stability of the galleries. The dimensions of the main galleries should be 6 m width and 5 m height.

The waste rock transportation to the waste dump could be executed by wheel loader in load and carry mode during the first development phase, until the distance between heading and waste dump is not larger than 200 to 250 m. Beyond this distance dumper transportation should be applied because of the better efficiency. Loading of the dumper could either be executed directly by roadheader or by wheel loader. The advantage of loading by wheel loader is the decoupling of driving and loading.



**Figure 10: 3D-model Z-Layout**

It might be suitable to use a conveyor belt system for transportation purposes into the eastern access gallery instead of dumper due to the steeper inclination of this access gallery. At the western gallery no conveyor belt can be installed due to the radius of the spirals.

The advantage of the conveyor belt system is the low operational costs, the disadvantage is that the investment costs are relative high. On the other hand the conveyor belt is less flexible than the dumpers especially due to the required lengthening as a subject of the advance rate of the drivage development. However, at the end of the drivage the complete conveyor belt has to be installed to be used for lignite production purposes. The continuous lengthening of the conveyor belt leads to joints which might form weak spots and might reduce the lifetime of the belt. Therefore this belt would have to be replaced completely before the coal production starts. The replaced belt then could be used for the production drifts, because these belts have to be lengthened and shortened several times anyway.

The supporting system results from the rock classification mentioned earlier. The system consists of a combination of reinforced shotcrete with one or two layers of steel reinforcement and rockbolts. Additionally steel support arches might be re-

quired. After the support is set the supply lines for water, electricity, illumination and the air ducts for auxiliary ventilation have to be installed respectively extended.

### 3.2.3 Phase 3 – Regular lignite production

The regular lignite production via longwall mining can be commissioned after the access galleries and the main crosscut are completed and continuous ventilation is installed. Additionally two parallel drifts have to be driven from the main crosscut into the lignite seam. Between these parallel drivages a branch heading has to be driven where the longwall equipment will be installed. This upraise drift should be approximately 5 m high and 10 m wide for having enough space to install the longwall equipment.

The parallel drifts should have the same shape as the galleries. Both, branch heading and drifts, have to be supported to prevent caving. In difference to the access galleries and the main crosscut fibreglass bolts and steel reinforcement without shotcrete should be used, because the shearer loader cannot cut steel but fibreglass.

After the branch heading is completed the longwall equipment can be installed. At first the individual support shields will be brought in position by a roof support carrier. Afterwards shearer loader and both AFCs will be installed. The lignite production can start its operation directly after the steel reinforcement is removed.

The shield support would have to withstand the total rock pressure induced by the caved rock mass in the goaf if a downward production direction would be chosen. Additionally retreat longwall mining requires the completion of the parallel drifts across the total length of the panel beforehand regular lignite production could be started. The advance of lignite production would be directed to the main crosscut. The retreat longwall mining method is technically not feasible due to the inclination of the seam. Therefore, in this case the direction of mining should be rising to the dip line (see Figure 11).



**Figure 11: Direction of face advance (R 015)**

The development of the advanced headings is comparable to the above described gallery drivage. The headings could be developed by roadheaders whereas the herewith excavated lignite would be transported by a conveyor belt to the main crosscut.

The major difference between galleries, crosscut, drifts and branch heading is related to the supporting system. The drifts should be supported by steel arches support or

German respectively Polish gallows. In that case the props could be removed directly before the shearer loader is excavating the transition of longwall face to drift and could be set up again afterwards. If a drift is supposed to be used twice this type of support has additional advantages and could be refurbished by fibreglass bolts if required.

Behind the longwall face and alongside the goaf, a roadside pack has to be installed to prevent caving into the roadway and to enable a second utilization of the roadway. Air leakages should be avoided to reduce the required ventilation.

In the production phase in total six longwall panels are assumed. The mine layout and production sequence are shown in Figure 12. The seam thickness exceeds the LTCC maximum of 15 m (see above) only in a few negligible parts of the area. Therefore it is possible to excavate nearly the entire seam in one slice by applying the LTCC technology with just minor mine losses. The longwall equipment will be moved to the adjacent branch heading after one panel has been extracted.

It is recommended to use the drifts next to the adjacent panel a second time if the rock stability respectively the drift support is sufficient. As a consequence the construction of additional five roadway drivages would not be necessary any more. However, costs for support and drift reconstruction workings would have to be considered and compared to new roadway drivages.

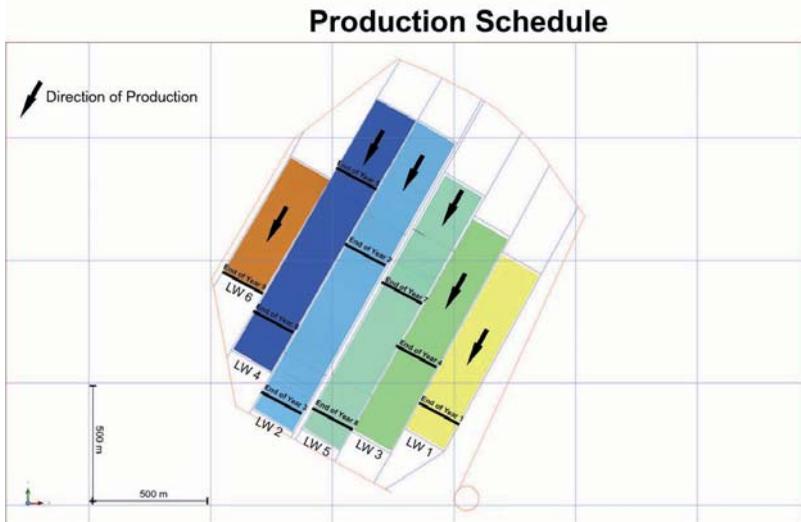
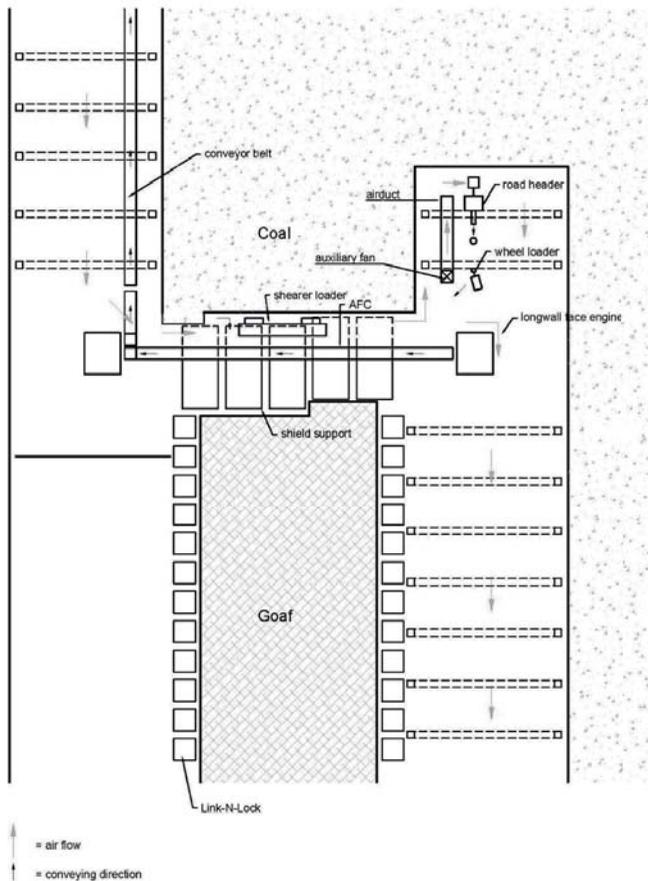


Figure 12: Longwall Panels Sequence

For lignite transportation three conveyor belt systems are required in case of U-Layout. The Z-Layout would require only two conveyor belt systems. A first one would be located in one of the parallel drifts and would be supplied by the AFCs of the longwall face and by the roadheader systems which are driving the headings. The conveyor belt would have to be extended according to the advance of the longwall face (U-Layout) and shortened according to the advance of the longwall face if using the preferred Z-Layout.

Top view longwall face: Z-Layout



**Figure 13: Schematic plan of longwall face for Z-Layout**

For the U-Layout, a second conveyor belt system would have to be installed at the main crosscut, where the lignite would be discharged. This conveyor belt system would transport the lignite to the ramp. There are two options for the installation of this second conveyor belt system: Either it could be entirely installed prior to the start of lignite production or it would have to be extended from panel to panel. It is recommended to implement the second option due to lower operational costs and a potential increase of the lifetime of the machineries.

The U-Layout requires a third conveyor belt system. This would have to be located at the eastern access gallery and conducted to lignite transport to the surface. This conveyor belt system has to be installed prior to lignite production.

In case of the Z-Layout, a second conveyor belt would be required and located in the western access gallery to ensure the lignite transportation directly to the surface.

During the initial development work a wheel loader could transport and dump the excavated material to the main crosscut but it is strongly recommended to implement a conveyor belt system with increasing drift length at this stage instead because load and carry will become inefficient depending on the distance.

It is recommended to work in three-shift operation with two production shifts and one maintenance shift. For shift changeover additional pickup-cars are required. These could be used as service cars.

The arrangement of the longwall equipment, etc. is shown essentially in Figure 13.

### **3.2.4 Production Rate**

The lignite production at the mine (the Run-Of-Mine) will be 1,568,000 t per year with a calorific value of 2,606 kcal/kg. This produced lignite quantity and quality can be blended by lignite supplied from other sources on a stock pile regarding the requirements of the CFPP. The production of one week should be stockpiled.

Based on the assumptions listed below, 5 cuts per day are required to meet the consumption of the CFPP:

- Longwall face length = 186 m
- Cutting height = 3 m
- Cutting depth = 1 m

Based on the movement speed of 6 m/min and an average disposability of 45% for longwall equipment, it will take approx. one hour working time to perform one cut. The amount of lignite produced from top coal caving is assumed to decrease the required cuts from 5 down to 2.3 per day.

Another issue to be considered is the movement of the longwall equipment. Due to the subdivision into 6 panels and bearing in mind the possibility to exploit the entire

seam thickness in one slice using the LTCC technology, a minimum of 5 movements of the longwall equipment is required. As a consequence, there would be no lignite production during the moving the equipment (production downtime) except the lignite extraction related to drift development and the branch heading development. For a continuous fuel delivery to the CFPP an adequate lignite stockpile is required with a capacity of approx. 440,000 m<sup>3</sup>.

However, it is recommended to procure two longwall equipments and to pursue them timeshifted, so that one longwall equipment would be under operation at any time and the above mentioned shortage of lignite production would be avoided.

In addition, this solution would lead to a significant reduction of the required stockpile and the required advance rates. In case the required area rates of face advance could be reduced, an increase in efficiency of LTCC as well as a reduction of mining losses may be achieved.

### **3.2.5 Mine Ventilation**

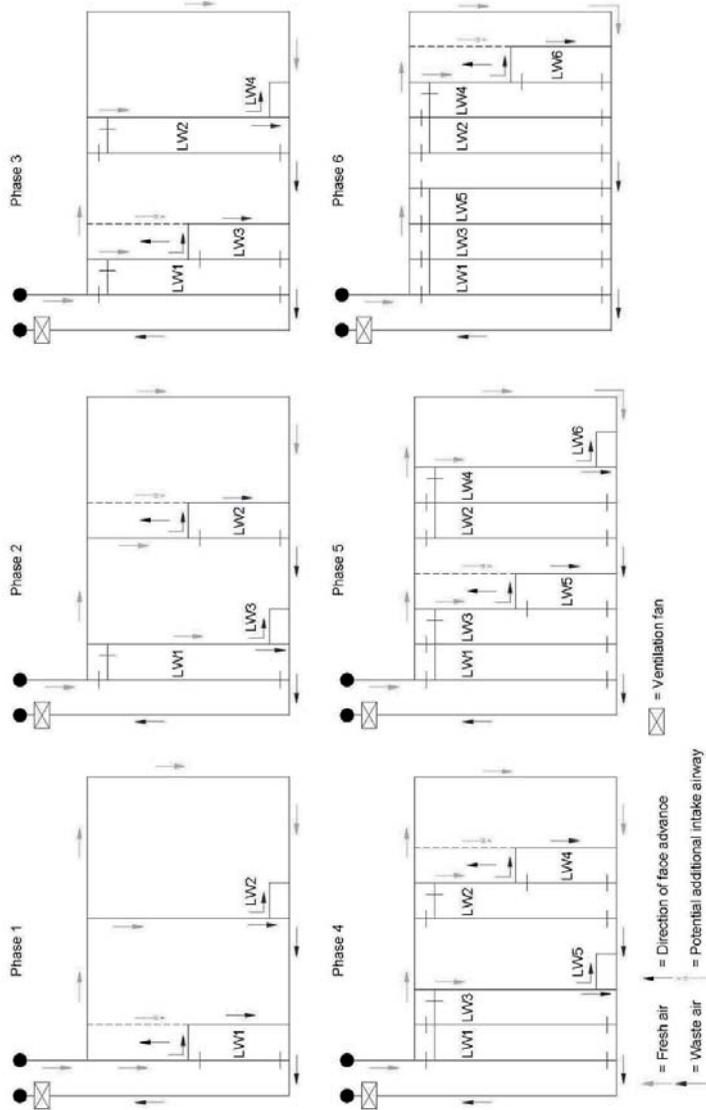
The objectives of mine ventilation are

- to supply fresh air to the miners,
- to dilute harmful gases (methane, carbonic oxide gas, etc.) and
- to remove heat from mechanical equipment and virgin rock temperature.

For safety reasons, any mixing of exhausted air coming out of a longwall face with fresh air for another longwall face is not advisable. In case more than one longwall is operated the separation of upcast airways of single longwall faces against the downcast airways is required. Therefore different ventilation systems (district systems) are feasible.. The most suitable systems would be an advancing U-system or a Y-system respectively a Z-system. The difference between Y- and Z-system consists of two intake airways for Y-system and one for Z-system (see also R 08).

The advantage of the U-system is that the return airway will be adjacent to the intake airway. So there is very little of preparatory work required. In contrast the Y-system requires an additional drift parallel to the longwall face at the end of the panel as return airway for exhausted air. Additionally the Z-system requires the drivage of one drift over the full length of the panel, because intake and return airway are located on different sides of the longwall face. Therefore the overall length required for a Z-system might be longer. The U-system requires a longer lifetime for longer drifts compared to the Z-system. Therefore the Y-system might be more favourable due to lower maintenance cost for the drifts. It still has to be verified whether the costs for additional drivages or maintenance will be higher.

The distance the fresh air has to cover before reaching the longwall face would be significantly shorter in case of Z-system. Thus the air will absorb less heat and mine gas. Additionally it is possible to provide a higher amount of fresh air by applying a



**Figure 14: Schematic plan of Z-Layout (optional Y-Layout) Ventilation**

Y-system. This requires both adjacent drifts to be driven over the full length before longwall mining starts. So one drift will supply the longwall face with fresh air and the other drift is used to refresh the waste air from the longwall face.

During the mine development phase auxiliary ventilation of the galleries is required because no continuous ventilation is established. For this purpose several fans would have to be installed.

### **3.2.6 Support Pattern**

Regarding the geotechnical conditions the support pattern should include roof bolting and reinforced shotcrete with one or two layers of steel reinforcement. Alternative steel arch support could be used. Those would have to be used, if the rock mass is intensively jointed and the operational mode of the rock bolts could not be executed. If the rockbolts can be used the steel arch support might be omitted. Nevertheless it is recommended to install steel arch support in any case in long-term used drifts like the two access galleries and the main crosscut. The parallel drifts of the panels should be supported by steel arches for different reasons (see above).

### **3.2.7 Conveying System**

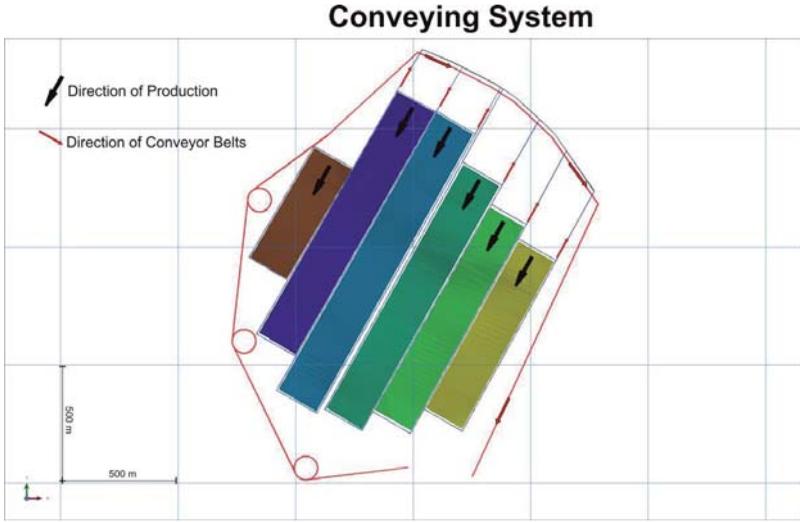
In order to achieve the desired production rate of 5,025 t lignite per day, the required transportation rate of a conveyor belt is assumed to be 500 t/h. In general, the transportation rate has to be considerably higher than the average production rate in order to facilitate the compensation of production peaks.

The final transportation rate results from the product of filling degree and belt speed. The layout of the driving engines has to consider any likely slippage, if the friction force of the drive pulley decreases compared to the driving force. It might therefore become necessary to install several engines with lower output instead of one with high output. The implementation of a crusher system at the transfer station between AFC and conveyor belt might become necessary, depending of the actual realized grain size.

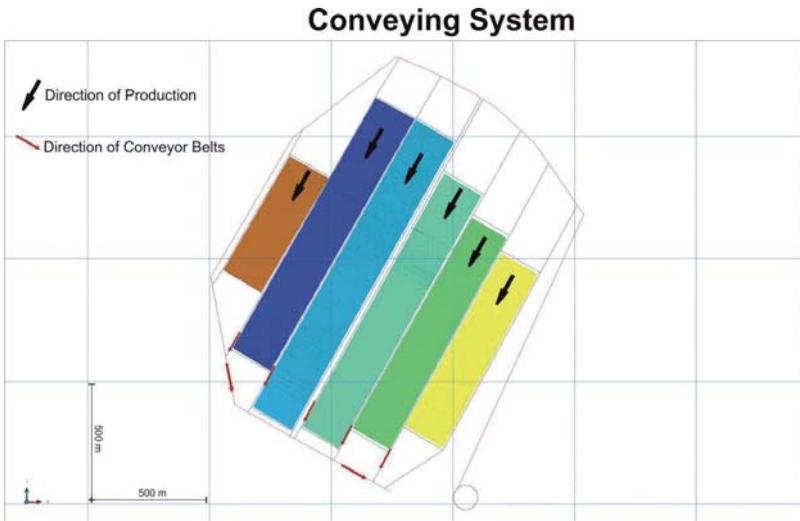
The U-Layout leads to steep incline of the ramp of 22°. Therefore lignite might start to roll back downwards the conveyor belt. It is recommended to drive the end of the ramp with a maximum inclination of 15° so that the lignite would be accelerated before entering the steeper part of the ramp. Another option could be to use belts with flight bars. The number of conveyor belt systems depends on the number of longwall faces under production.

Compared to U-Layout the lignite transportation using the Z-Layout can be realised with only two conveyor belt systems instead of three. The installation of an acceleration belt in the drifts is not feasible. The alternative use of higher belt speed therefore is not considered for Z-Layout.

In conclusion from the operational point of view the Z-Layout is the preferred option due to the fact that fewer conveyor belt systems would be necessary. The location and conveying direction of the individual conveyor belts for U- and Z-Layout are shown in Figure 15 and Figure 16.



**Figure 15: Conveying direction U-Layout**



**Figure 16: Conveying direction Z-Layout**

### **3.2.8 Lignite Transportation to CFPP**

The lignite transportation from the mine to the CFPP should be carried out by conveyor belt or truck. Due to the short distance to the CFPP it is recommended to use a conveyor belt system for lignite transportation from the mine to the CFPP. It is assumed that the blending will take place at the CFPP stockpile.

In case of road transport the daily lignite production rate of approx. 5,025 t/d requires a capacity of approx. 90 trucks per day each with a payload of 50 t. It is assumed to have two production shifts and one maintenance shift per day. If it is further assumed that with 16 hours operation time (per day), 5 trucks per hour would be sufficient to transfer the lignite production to the CFPP. Therefore a bituminization of the road seems to be suitable. The loading of the trucks at the mine site will be carried out by wheel loader. Blending will be achieved by selective loading from the stockpiles with different qualities.

### **3.2.9 Mine Drainage**

Dewatering of the underground mine requires the installation of a mine drainage system positioned in the deepest part of the mine. Storm water feed can be drained by another drainage system above ground.

### **3.2.10 Lignite Processing**

As described earlier, in the northern part of the deposit the lignite is characterized by higher net calorific values compared to the southern part. In general, the deposit is characterized through low net calorific values, high moisture and high sulphur contents in the southern and south-western part. To ensure a constant lignite quality regarding to the requirements of the CFPP it might be necessary to blend the lignite. Therefore several stockpiles for lignite with different calorific values should be foreseen on site. Further processing of the lignite will not be required.

## References

- R 01 Effects of mining activities on water around the Canakkale plain, Turkey (Ba-ba, Deniz, Gülen; 2007)
- R 02 Coal Mining under difficult geological conditions: The Can lignite open pit (Kayabasi, Cokceoglu; 2012)
- R 03 Properties of the Canakkale Can lignite deposit (Inaner, Nakoman; 2004)
- R 04 Coal Mining under difficult geological conditions: The Can lignite open pit (Canakkale, Turkey) (Kayabasi, Gokceoglu, 2012)
- R 05 Geotechnical Investigation of the Yayaköy Lignite Deposit, Gedik Tek Insaat, August 2014
- R 06 Lehrbuch der Bergbaukunde (Reuther, 1989)
- R 07 Ingenieurhandbuch Bergbautechnik (Buja, 2013)
- R 08 Subsurface Ventilation Engineering (McPherson, 1993)
- R 09 Bundesberggesetz
- R 10 Caterpillar Global Mining Europe GmbH
- R 11 Atlas Copco – Mining Methods in Underground Mining
- R 12 Engineering rock mass classifications: A complete manual for engi-neers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. (Bieniawski, 1989)

**David Niggemann, M.Sc.**

David.Niggemann@fwt.fichtner.de

Fichtner Water & Transportation GmbH  
Sarweystraße 3  
70191 Stuttgart

**Dr.-Ing. Thomas Hollenberg**

Thomas.Hollenberg@fwt.fichtner.de



# Energie nach Maß

**Effizient, flexibel und sicher – so muss Energieerzeugung heute sein.** Mit erneuerbaren Energien wird sie künftig noch umweltverträglicher, wenn diese bedarfsgerecht verfügbar sind. Moderne Braunkohlekraftwerke produzieren Strom auch wenn der Wind nicht weht und die Sonne nicht scheint. Und zwar soviel wie gerade gebraucht wird. **Energie nach Maß eben.**

[www.vattenfall.de/flexgen](http://www.vattenfall.de/flexgen)

## Herausforderungen an die untertägige Lade- und Transporttechnik durch die geplanten Produktionsgrößen in den zukünftigen Erzbergwerken weltweit

Dipl.-Ing. Karl-Heinz Wennmohs  
M&R Consulting

Die Entwicklungen der Produktionsgrößen der Erzbergwerke durch den Übergang vom Tagebau in den Tiefbau führen bei den Betreibern der Bergwerke und bei den Herstellern, zu Modernisierungen, besonders der Techniken und Verfahren in der Lade- und Transporttechnik.

Die bisher in Tagebauen zum Standard gewordenen Gerätedimensionen von Lade- und Transportfahrzeugen können aus Gründen der Abmessungen nicht in den Tiefbau übernommen werden. Da jedoch mit nahezu identischen Planungen bei den Fördermengen die Wirtschaftlichkeit der untertägigen Produktionsstätten auch unter Berücksichtigung der sinkenden Metallgehalte berechnet wurde, werden zum Bewältigen dieser Produktionsvolumen neue Lade- und Transportsysteme erforderlich, insbesondere auf Grund der stetig wachsenden Sicherheitsanforderungen und der Qualität der Arbeitsbedingungen.



**Abbildung 1 : Bingham Canyon Mine, Bild: Rio Tinto**

### **Lade- und Transporttechniken in Tagebauen**

Die heutigen Fördermengen in den Tagebauen weltweit wären ohne die technischen Entwicklungen bei den Lade- und Transportsystemen nicht möglich geworden. Gleichzeitig sind hohe Produktionszahlen bei sinkenden Metallgehalten die notwendigen Voraussetzungen für eine wirtschaftliche Rohförderung, die wiederum nur umgesetzt werden kann in Verbindung mit leistungsstarken Lösungen in der Lade- und Transporttechnik.

Eine besondere Position in der Tagebautechnik nehmen dabei die Schaufelradbagger in den Braunkohletagebauen dar. Die mögliche Baugröße dieser Technik mit einem Produktionsvolumen von bis zu 240.000 m<sup>3</sup> pro Tag hat eine gewisse Ausnahmestellung. Dies liegt in der Tatsache begründet, dass mit dieser Technik Braunkohle und Deckgebirge gelöst, geladen und gefördert wird. Da diese Technik für Weichgesteinsformation bestimmt ist, werde ich in meinem Beitrag nicht näher darauf eingehen.

Die Lade- und Transporttechnik in den mit Bohr- und Sprengtechnik gelösten Gesteinen wird in zahlreichen Tagebauen von großen Seilbaggern, den sogenannten „Draglines“, für das Räumen des Deckgebirges und zum Verfüllen eingesetzt. Dabei sind in den Jahren Maschinen mit Schaufelgrößen bis zu 170 m<sup>3</sup> und Auslegerlängen von mehr als 100 m entwickelt worden. Mit dieser Technik können kostengünstig große Mengen an Haufwerk bewegt werden. Dieses über außergewöhnlich lange Betriebszeiten, die einige Jahrzehnte betragen können.



**Abbildung 2: Dragline, Bild: Joy Global**

Für den Ladevorgang des gesprengten Gesteins (Erz) werden für das Beladen der Mulden Bagger mit Schaufelgrößen bis zu 70 m<sup>3</sup> eingesetzt.

Neben den verschiedenen Baggerbauarten sind in den letzten Jahren die Entwicklungen bei den Radladern systematisch vorangetrieben worden. Radlader mit Schaufelgrößen von bis zu 40 m<sup>3</sup> sind in der Lage die von der Baugröße optimierten zu beladenen Mulden wirtschaftlich zu bedienen.

Die mit diesen leistungsstarken Ladegeräten einsetzbaren Mulden haben Transportgrößen von 300 bis 400 Ton. Eine spezielle Entwicklung stellt in dieser Gerätekategorie der Muldenkipper der Firma Belaz aus Weißrussland dar. Bei dieser Entwicklung wurden alle bekannten Dimensionen übertroffen. Das Gerät ist in der Lage 450 Ton zu transportieren. Angetrieben wird das Fahrzeug von zwei Dieselmotoren

von je 2.300 PS. Vollbeladen kann in der Ebene eine Geschwindigkeit von 65 km/h erreicht werden.



**Abbildung 3: Minetruck 450 Ton, Bild: Belaz**

Mit diesen Großgeräten für das Laden und Transportieren sind Tagebaue mit Förderaten von 20 – 60 Mio. und größer wirtschaftlich zu betreiben. Diese Technologie erlaubt Abbausohlen bis zu 1.000 m Teufe. Dadurch entstehen Fahrwege dieser Mulden von einigen Kilometern.

Bandförderanlagen konnten bei dem Zuschnitt der Tagebaue bisher nur in Ausnahmen eingesetzt werden. Bandanlagen erlauben nur begrenzt in der Standardausführung ein Ansteigen und setzen vor der Beladung Brecher Stationen aus Gründen der Fragmentierung des Hauswerkes voraus.

Derzeit werden Tagebaue in den Tiefbau überführt und zukünftig sollen diese Fördermengen aus den entwickelten Tiefbauen gewonnen werden: dies aber nicht mit Großgeräten wie Bagger und Mulden dieser Größenordnung, da die Abmessungen der Grubenbaue für diese Dimensionen nicht ausreichen.

Es wird für die Lade – und Transporttechnik im Untertagebetrieb eine Technik benötigt, die diese Massen sicher und kostengünstig von den Betriebspunkten in der Gewinnung zur untertägigen zentralen Bunker/Brecher Station transportieren kann.

### **Lade- und Transportsysteme im Berg- und Tunnelbau**

Die Ladetechnik im Berg- und Tunnelbau wird geprägt von untergriffigen Lademaschinen in

Form von Rad – und Fahrladern, die hauptsächlich mit Dieselmotoren ausgerüstet sind. Während der Tunnelbau mit standardisierten Radladern aus dem Baumaschinenprogramm sehr gute Resultate erzielte, wurden im Bergbau insbesondere im Hartgesteinsbergbau die LHD Lader kontinuierlich weiterentwickelt. Die heutigen Baugrößen können Lasten bis zu 25 Ton aufnehmen und transportieren. Gleichzeitig wurden mit den LHD – Ladern leistungsfähige Antriebssysteme für den Elektroan-

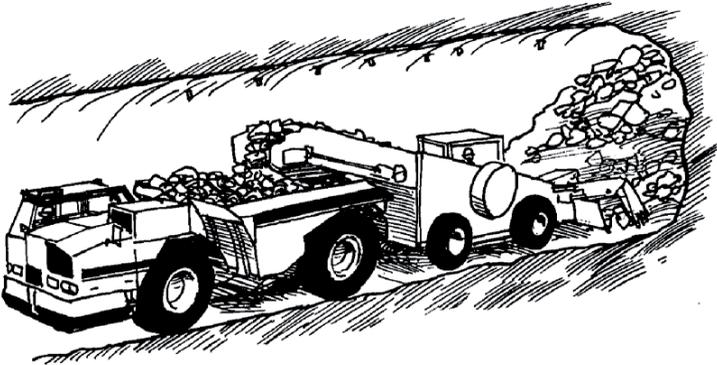
trieb dieser Geräte entwickelt. Es wurden betriebsgerechte Lösungen für das Kabel entwickelt, welches bei dieser Antriebslösung notwendig ist, und zwar in Form von hochentwickelten Kabeltrommeln und deren Steuerung. Der technische Stand von batteriebetriebenen Fahrladern für den Untertagebetrieb steht noch am Anfang der Entwicklungen. Hier wird sich die Technik von neuen Speichersystemen für die elektrische Energie entscheidend für eine breite Einsatzfähigkeit dieser Antriebstechnik beweisen müssen.



**Abbildung 4: Fahrlader und Dumper, Bild: Volvo Construction**

Die eingesetzten Radlader in den Tunnelvortrieben zeichnen sich durch Geschwindigkeit beim Manövrieren und großer Wendigkeit bei den beengten Verhältnissen aus. Der Einsatz von Bagger als Ladegerät in Tunnelvortrieben hat eine lange Tradition. Besonders wendige Geräte haben sich durch hohe Ladeleistungen ein Marktsegment geschaffen. Diese Technik wird auch in Bergwerken mit den entsprechenden Abmessungen der Grubenbaue eingesetzt.

Der Einsatz von obergriffigen Ladern hat sich in Tunnelvortrieben bei besonders beengten Verhältnissen bewährt. Der Einsatz in Hartgesteinsvortrieben und im Bergbau wurde bisher nur für sehr spezielle Rahmenbedingungen durchgeführt. Bei diesem Ladesystem entfällt das sonst übliche Verfahren und Rangieren der Lademaschine. Es wird bei dieser Technik von einem mehr oder weniger kontinuierlichen Ladevorgang gesprochen.



**Abbildung 5: Kontinuierliche Ladetechnik, Bild: Atlas Copco**

Zu dieser Maschinenbauart zählen auch die Seitengriffloader, auch unter dem Namen „Hummerscherenlader“ bekannt. Diese Technik wird in erster Linie noch in den sogenannten „Weichgesteinsformationen“ und der Steinkohle eingesetzt. Auch diese Technik kann in auf Hartgesteinsverhältnissen abgestimmten Standzeiten hinsichtlich Verschleiß interessant werden.

Alle genannten Lademaschinen für den Berg- und Tunnelbau haben eine Abhängigkeit von der Fahrstrecke, die sie bis zur Aufgabe auf ein Transportsystem zurücklegen müssen. Die Ladeleistung fällt mit der Fahrstrecke. Daher werden im Tunnelbau die Fahrstrecken der Radlader minimiert, um im Bergbau sollte die Fahrstrecke oder Transportstrecke immer optimiert werden.

Für den Transport des Haufwerkes in Tunnelvortrieben werden Dumper aus dem Baumaschinenprogramm in Baugrößen bis zu 40 Ton eingesetzt. Auch modifizierte Straßen-LKWs werden zunehmend für den Abtransport verwendet. Dies ermöglicht gleichzeitig den Transport von Ausbruchsmaterial über öffentliche Straßen. Entscheidend bei der Wahl der Transportfahrzeuge im Tunnelbau ist immer die mögliche Fahrgeschwindigkeit besonders bei langen Transportstrecken.

Der Einsatz von Gurtförderern in Tunnelvortrieben mit großen Loslängen wird zunehmen. Die Erfahrungen mit Gurtförderern in konventionellen Vortrieben waren äußerst positiv.

Bei mechanischen Vortrieben mit Vollschnittmaschinen werden fast ausschließlich Förderer verwendet.

Der Einsatz von Minetrucks oder Dumper in Bergwerken hat in den letzten Jahren deutlich zugenommen. Besonders bei „Greenfield“ Projekten folgt der Abbau der Lagerstätte in die Teufe und die Förderung kann mit geeigneten Fahrzeugen dieser Entwicklung folgen.

Darüber hinaus werden Minetrucks auch bei untertägigen Vor- und Herrichtungsarbeiten benötigt, wenn die Infrastruktur für den folgenden Abbau noch zu erstellen ist und die Fahrstrecken für die LHD-Lader zu lang werden.

Die heute eingesetzten Trucks sind zumeist dieselbetrieben und haben Baugrößen bis zu 85 Ton. Dies erscheint nach den Erfahrungen der vergangenen Jahre noch die maximale Baugröße zu sein.



**Abbildung 6: Minetruck 35 Ton, Bild: GHF Fahrzeuge**

Andere Antriebssysteme wie Elektromotoren sind mittlerweile bis zur Marktreife entwickelt worden. Die Zukunft wird zeigen, wie sich diese Technologie im Markt durchsetzen kann.

### **Schnittmengen bei Tunnel- und Bergbauprojekten**

Es vergingen viele Jahre, in deren Verlauf der Bergbau sein Wissen in den Tunnelbau transferierte. Das waren Bohr – und Sprengtechnik, Laden – und Transportieren und die Dimensionierung und Wahl des Ausbaues. Dies kehrte sich vor etwa 30 – 40 Jahren durch den zunehmenden Tunnelbau um. Der Bergbau kann nun neu entwickelte, bewährte Techniken aus dem Tunnelbau in den untertägigen Betrieb übernehmen. Stichworte wie “Neue Österreichische Tunnelbauweise” mit Anker und Spritzbeton sind nur ein typisches Beispiel.

Darüber hinaus bot es sich geradezu an, Tunnelbautechniken in die Auffahrung neuer Bergwerke zu transferieren, da die nun notwendigen Querschnitte der Grubenbaue sich den Querschnitten der Tunnelprojekte (Straßen- und Eisenbahntunnel) näherten.

Dies veranlasste Bergwerksgesellschaften bei der Planung und Ausführung dieser neuen Bergwerksdimensionen international bekannte Tunnelbaufirmen heranzuziehen.

Mit dem Verschmelzen von Tunnelbau - und Bergbautechnik können nun die neuen Großbergwerke leistungsstark aufgeföhren werden. Besonders wird dabei die Lade –

und Transporttechnik des Tunnelbaues genutzt und natürlich die Anker und Spritzbetontechnologie.

Da die Auffahrlängen dieser Grubenbaue mehrere Kilometer betragen können, werden für die Abförderung des Gesteins, nach einer Startlänge der Auffahrung, Gurtförderer eingesetzt. Bei dem Einsatz von Bandförderanlagen muss das gesprengte Haufwerk von dem Ladegerät vor Ort zunächst auf einen Vorortbrecher gegeben werden um dann anschließend mit der richtigen (sicheren) Fragmentierung über den Endlosförderer nach Übertage transportiert zu werden.

### **Laden und Fördern, eine Herausforderung bei der Bergwerksplanung**

Bei der Auslegung eines Bergwerkes für eine Jahresförderung von 50 Mio. Ton ist eine Tagesförderung zwischen 140.000 Ton und 200.000 Ton unter Berücksichtigung der möglichen Arbeitstage pro Jahr zu planen. Derartige Fördermengen sind nicht oder nur in Ausnahmefällen, über Schachtförderungen möglich. Ausnahmen stellen Bergwerke mit mehreren leistungsstarken Schachtfördersystemen dar. Dazu zählt z.B. das Bergwerk Kiruna der LKAB. Hier werden von der neuen Hauptförder-  
sohle in 1.345 m Teufe über fünf Blindschächte und sieben Tagesschächte über 30 Mio. Ton pro Jahr gefördert. Der Transport aus den Abbaubereichen erfolgt über LHD-Lader und einem vollautomatischen Zugbetrieb mit Zugeinheiten von 500 Ton.

Das Laden des gesprengten Erzes erfolgt mit LHD-Lader in den Baugrößen von 17 - 25 Ton, die teilweise elektrisch angetrieben sind. Entscheidend bei dieser Technik ist die Länge der Fahrwege und die Qualität der Fahrbahn.



**Abbildung 7: LHD Lader elektrisch betrieben, Bild: GHH Fahrzeuge**

Auch in den Bergwerken die mit Blockbruchbau gewinnen ist die Länge der Transportwege immer eine Frage der Wirtschaftlichkeit. Erfahrungen haben gezeigt, dass eine Distanz von bis zu 200 m vom Ladepunkt bis zur Aufgabe auf einen Brecher oder Bunker als günstig angesehen werden kann. Längere Fahrwege drosseln entscheidend die Lade- und Transportleistung der eingesetzten LHD-Lader. Kürzere Fahrwege sollten immer als Planungsziel gelten.

Die Förderung nach Übertage erfolgt dann mit Gurtförderanlagen mit den entsprechenden Dimensionierungen. Derzeit werden die Fördertunnel mit einem Ansteigen von 10 – 15% aufgefahren, und reine Transportstrecken mit 8–10%.

Wichtige Planungskriterien sind natürlich die Wettermodelle damit bei Dieselmotorbetrieb der Ladegeräte keine sogenannte „Überdieselung“ der Wetter stattfindet.

Nach den Erfahrungen mit Blockbruchgewinnung in einem Kupferbergwerk werden bei einer

Transportstrecke bis zu 200 m für einen 14 Ton LHD-Lader im Durchlaufbetrieb (7 Tage, 3 Schichten) im Mittel pro Gerät 2.500 Ton am Tag geladen und transportiert. Für eine Tagesförderung von 50.000 Ton werden 20 Lader benötigt und für 150.000 Ton 60 Lader.

Jeder Lader wird von einem 250 kw Dieselmotor angetrieben. Bei 60 eingesetzten Ladern in einem von den Abmessungen „überschaubaren“ Abbaubereich, sind ca. 15.000 kw Dieselleistung im Einsatz.

Ein weiterer wichtiger Faktor bei der Planung ist die zu erwartende Fragmentierung des Haufwerkes. Diese hat einen entscheidenden Einfluss auf die Ladefähigkeit und auf die Wahl der richtigen Ladergröße mit der geeigneten Schaufel.

Bei der Gewinnung mit Bohr- und Sprengtechnik kann mit genauem Bohren und der Auslegung des Sprengstoffes die Fragmentierung mit einer hohen Genauigkeit gesteuert werden.

In der Gewinnung mit Blockbruchbau ist immer eine gewisse Grauzone hinsichtlich der geologischen Abweichungen im Gebirge zu kalkulieren. Daher sollte schon bei der Planung von Blockbruchbaubetrieben das mögliche Aufkommen von übergroßen Erzbrocken berücksichtigt werden. Derartige Stücke behindern die Ladearbeit zum Teil erheblich. Zudem sind übergroße Fragmente nur eingeschränkt lade – und transportfähig.

### **Techniken und Anforderungen an die Maschinenteknik in der Zukunft**

Die heutige Maschinenteknik für die Lade- und Transportarbeit wurde entwicklungs-technisch über einen Zeitraum von Jahrzehnten auf den heutigen Stand gebracht. Mit den Herausforderungen durch die entstehenden und entstandenen Bergwerke einer ganz neuen Größenordnung sind diese bewährten Techniken nur noch eingeschränkt anzuwenden. Dies liegt in der möglichen Ladeleistung der heute marktüblichen Geräte, welche nicht durch noch größere Gewichtsklassen in der Ladeleistung gesteigert werden können. Zudem sollte die Möglichkeit bestehen, aus wettertechnischen Gründen auf einen Elektroantrieb zu wechseln. Diese Antriebsart kann durchaus bei Fahrwegen bis zu 250 m realistisch als Option betrachtet werden.

Gleichzeitig muss das Potential an technischen Möglichkeiten für den teilweisen Automatikbetrieb der Lader betrachtet werden. Der Fahrbetrieb ist technisch für die Automatisierung unproblematisch. Das Aufnehmen von Haufwerk für einen LHD-Lader wird derzeit von zahlreichen Instituten und Herstellern untersucht. Es wird mittelfristig eine Lösung präsentiert werden.

Eine weitere Steigerung ohne Erhöhung der Laderanzahl ist mit der LHD-Technik nicht möglich.

Höhere Lade- und Transportleistungen können in Verbindung mit Minitrucks in Baugrößen von 40 – 100 Ton interessant werden. Diese Trucks können mit angepassten Motoren ausgerüstet sein, da sie nur in söhligem Strecken mit optimaler Fahrbahn eingesetzt werden.

Dazu muss das Beladen eines Trucks im Vorortbereich durch andere Techniken erfolgen. Für das Beladen mit einem LHD-Lader steht nicht genügend Raum zur Verfügung. Zudem würde durch das Rangieren unnötig Zeit verloren gehen.



**Abbildung 8: Minetruck 60 Ton, Bild: Atlas Copco**

Für diese Betriebssituation könnten z.B. obergriffige Ladesysteme mit hoher Leistung, ohne Rangieren einen Truck über einen eingebauten Förderer beladen. Diese Ladeeinrichtungen können elektrisch betrieben werden und einen wesentlichen Beitrag zur Verbesserung der Grubenwetter liefern.

Für diese Fördermengen werden auch von Herstellern Bandsysteme für den Abbaubereich entwickelt und können durchaus einen wichtigen Beitrag zur Lösung dieser Aufgabenstellung liefern.

Derartige neue Fördersysteme befinden sich in der Erprobung.

Ein entscheidender Faktor bleibt bei allen Überlegungen die mögliche Fragmentierung des Haufwerkes an den Ladepunkten. Unabhängig von der Gewinnungsmethode werden immer wieder sogenannte "Knäpper" an den Abzugspunkten Störungen verursachen. Diese müssen mit geeigneter Technik ausgerüstet sein: das können Ausleger mit einem hydraulischen Felsmeißel sein, aber auch das klassische

Knäppern mit Bohren und Sprengen ist in den häufigsten Fällen eine sichere Lösung dieser Aufgabenstellung. Für diese Anwendungen müssen Zugangsmöglichkeiten für die Geräte zur Verfügung stehen. Da auch aus Sicherheitsgründen für die Belegschaft keine manuellen Tätigkeiten in diesem Bereich zu verantworten wären.



**Abbildung 9: Minetruck 80 Ton, Bild: Henderson Mine/Sandvik**

Bei der Entwicklung von neuen Lade- und Transportgeräten für diese von der Produktionsgröße außerordentliche Bergwerkwerke sind natürlich auch die Universitäten und Fachinstitute gefragt. Es wäre denkbar, eine umfassende Arbeit über die Auslegung der installierten Leistungen von Motoren (Diesel oder Elektrisch) bei LHD Ladern, und Trucks zu starten. Denn wie allgemein bekannt, werden die Leistungsdaten bei diesen Bergwerksmaschinen auf besondere Anwendungen hinsichtlich von Fahrgeschwindigkeiten bei großen Steigungen unter Volllast berechnet. Da bei der Planung dieser neuen Bergwerke gezielt auf nahezu söhliche Betriebsbedingungen bei optimalen Fahrbahnverhältnissen hingearbeitet wird, können durchaus andere Leistungsansätze bei der Motorisierung gewählt werden.

Diese Entwicklungen werden in den nächsten Jahren Stand der Technik werden und einen wichtigen Beitrag bei der Lade und Transporttechnik in den sogenannten Großbergwerken leisten. Dabei stehen die gesetzten Ziele vor allem im Zeichen maximaler Sicherheit immer an erster Stelle.

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

khw-wit@t-online.de

M&R Consulting  
Wilhelmshöhe 34c  
58454 Witten



## Alternative Ladetechnik für den Berg- und Tunnelbau – „Hägglöader“

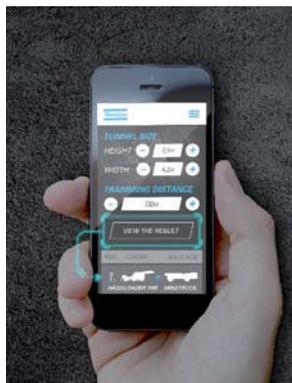
Dipl.-Ing. Attila Baki

Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH

Die Logistik in der Fördertechnik ist heute wohl die größte Herausforderung in der Abbau- und Gewinnungsplanung. Hier gilt es, viele Parameter zu berücksichtigen, wodurch die Wahl geeigneter Verfahren und Geräte für spezielle Bedingungen beim Materialtransport nie eine leichte Aufgabe war.

Heute ist diese Herausforderung aber größer denn je – die Bergwerke gehen in immer tiefere Teufen und die Auffahrung der Tunnel/Strecken wird immer komplexer. Eine präzise Planung in einem möglichst frühen Stadium jedoch erhöht die Chancen, selbst ehrgeizige Produktivitätsziele zu erreichen, knappe Budgets einzuhalten und bei jedem Schritt den Sicherheitsvorschriften zu entsprechen.

Aufgrund dessen werden heute bei der Entwicklung von Engineering-Lösungen Daten auf eine ganz neue Art und Weise verwendet, welches natürlich auch für den Berg- und Tunnelbau gilt. Wir bieten jetzt eine ganz einfache Möglichkeit an, für eine Vielzahl von Haufwerksbewegungen die entsprechende Anwendung zu finden. Das Tool, welches wir dazu verwenden, ist der sogenannte Loading Optimizer. Diese Planungssoftware ermöglicht es, Schlüsselfaktoren der Fördertechnik wie Ladeanwendungen, Gerätschaften und Belüftung, extrem fein zu justieren. Und nicht nur das: Man kann damit auch ein ideales Setup simulieren.



**Abbildung 1: Loading Optimizer app**

Auf Grundlage unserer langjährigen Kenntnisse und gesammelten Datenmaterials wurde der Loading Optimizer eigens dazu entwickelt, Planern dazu zu verhelfen, die jeweils geeignetste Lösung zu finden. Er beseitigt jegliche Unsicherheit bei der Pla-

nung, wenn es darum geht, gesprengtes Material so schnell und effizient wie möglich aus dem Ort zu verladen.

### Optimale Möglichkeiten: Drei Methoden

Durch die Eingabe von für ein spezifisches Bergbau- oder Tunnelprojekt relevanten Parametern in das Tool (Länge des Tunnels, Querschnitte, Erzgewinnung, Volumen, Dichte, Größe der Bewetterungslutten u. v. a. m.) gewinnt man ein umfassendes Bild von dem, was für den jeweils gewünschten Verlade- und Transportvorgang benötigt wird.

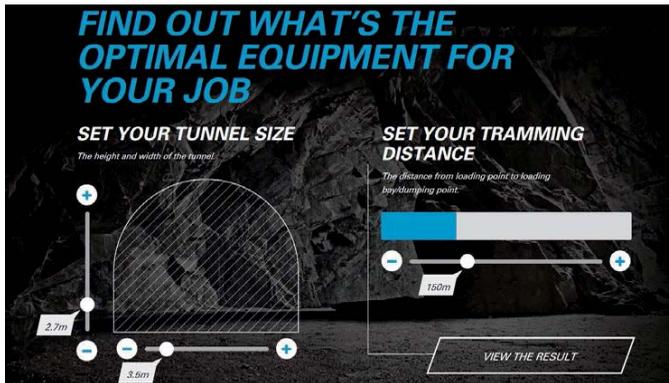


Abbildung 2: Eingabe der Parameter

Im ersten Schritt können Gerätespezifikationen automatisch oder manuell aus dem Atlas-Copco-Portfolio oder mithilfe von Daten aus anderen Quellen importiert werden. Im nächsten Schritt unterbreitet der Loading Optimizer drei Vorschläge für Verlademethoden, die durchführbar sind und eine hohe Leistung aufweisen.

Anschließend kann das Tool auf verschiedene Weise genutzt werden, um unterschiedliche Szenarien zu simulieren und durchzurechnen. Der Benutzer kann Anpassungen vornehmen und Vergleiche zwischen den vorgeschlagenen Verfahren und zwischen Variationen innerhalb dieser Methoden anstellen.

Welche möglichen Konsequenzen kann es geben, wenn man kontinuierliches Beladen anstelle von Fahrladern wählt? Wie wirkt es sich auf das Produktivitätsniveau aus, wenn Lader mit Seitenkippschaufeln anstelle von herkömmlichen Frontladern verwendet werden? Was kostet die Verwendung von schienengebundenen Konzepten gegenüber dem Dumper?

Diese und andere wichtige Fragen werden sofort beantwortet und die Antworten detailliert angezeigt. Durch den Import aller denkbaren Parameter in den Loading Optimizer, u. a. der lokalen Sicherheitsbestimmungen, bietet das Tool auf ganz einfache Art und Weise höchst individuelle Optionen an. Es zeigt, wie schon eine kleins-

te Veränderung in der Wahl der Gerätschaften tiefgreifende Auswirkungen auf die Ladekapazität und die Gesamtkosten haben kann.

YOUR OPTIMAL LOADING RESULTS							
POS.	LOADER	HAULAGE					
1.	 HAGGLOADER 10HR	+  MT5020	<table border="1"> <tr> <td>CAPACITY</td> <td>150m<sup>3</sup>/h</td> </tr> <tr> <td>VENTILATION €</td> <td>29 434 €</td> </tr> </table>	CAPACITY	150m <sup>3</sup> /h	VENTILATION €	29 434 €
CAPACITY	150m <sup>3</sup> /h						
VENTILATION €	29 434 €						
2.	 HAGGLOADER 8HR	+  HAGGCON 140	<table border="1"> <tr> <td>CAPACITY</td> <td>111m<sup>3</sup>/h</td> </tr> <tr> <td>VENTILATION €</td> <td>746 €</td> </tr> </table>	CAPACITY	111m <sup>3</sup> /h	VENTILATION €	746 €
CAPACITY	111m <sup>3</sup> /h						
VENTILATION €	746 €						

**Abbildung 3: Kalkulationsergebnis**

### Abstand für den Ladebereich

Ladebereiche für Fahrlader sind ein ganz typischer Bestandteil der Planung, bei dem man erhebliche Einsparungen erzielen kann. Häufig wird hierbei nach dem idealen Abstand gefragt, da es keine verlässlichen Regelungen für die Gestaltung von Ladebereiche gibt.

Mit dem Loading Optimizer kann das erzielte Produktivitätsniveau für den Abstand zwischen den Ladebereichen berechnet werden. Denn bei der Simulation des Setups ist es nun möglich, den Abstand zwischen den Laderampen bei gleichbleibender Ladekapazität von beispielsweise 100 m auf 150 m zu erhöhen, indem man von einem Verfahren zu einem anderen wechselt.

Die Verringerung der Zahl der Ladebereiche und Wendenischen in einem Tunnel oder Stollen bedeutet, dass dort weniger überschüssiger Fels gesprengt werden muss. Und weniger Ausbruchsmaterial bedeutet reduzierte Gesamtvolumina und geringere Kosten.

### Lüftungssysteme: Integration von Serpent

Die Größe der für die Bewetterung erforderlichen Luttendurchmesser bestimmt, wie viel Platz für Gerätschaften zur Verfügung steht – und umgekehrt. Gerade bei kleinen und langen Tunneln ist die Belüftung daher nach wie vor eine bergmännische Herausforderung. Die kleinen Tunnel jedoch stellen heute die energieintensivste Bauform dar, was bedeutet, dass es hier ein großes Potenzial für Kosteneinsparungen gibt.

Auch hier kann der Loading Optimizer eine unterstützende Rolle spielen. Durch Eingabe aller Parameter sowie dem Zusammenspiel zwischen Geräteauswahl, Tunnelgröße und Luttendimension in den Loading Optimizer können feine Abstimmungen und Anpassungen vorgenommen werden.

Falls beispielsweise eine lange Förderstrecke am Streckenmund 25 m<sup>3</sup> Luft benötigt, verdreifacht sich der Energieverbrauch, wenn der Luttendurchmesser von 1,40 m auf 1 m verringert und damit der Luftdruck erhöht wird. Dies stellt Planer vor eine schwierige Entscheidung.



**Abbildung 4: Haggloader**

Der Loading Optimizer macht es einfach, auf Basis von Vergleichen bei der richtigen Entscheidungsfindung zu unterstützen. Wenn alle Geräte ausgewählt worden sind und an der Tunnelfirste nicht mehr als 1,20 m Freiraum für die Lutten bleibt, passt das System diese Vorgaben für die Bewetterung an. Dies geschieht durch die Synchronisation mit der Software für die Serpent-Lüftungssysteme von Atlas Copco.

### **Individuelles Setup**

Das Loading Optimizer-Tool ermöglicht es, jede Methode zusammen mit den passenden Gerätschaften in Bezug zur jeweiligen Anwendung zu bewerten; indem es für die Entscheidungsfindung Produktspezifikationen und Ladekapazitäten berücksichtigt.

Durch individuelle Anpassung des Lade-Setups erhält man zudem eine vollständige Kostenübersicht. Die Flexibilität des Tools ermöglicht die zusammengefassten Ergebnisse so darzustellen, wie es gewünscht wird, d.h. mit den bevorzugten Einheiten.

Beispielsweise können Leistungen für das Verladen des Haufwerks aus dem Sprengvortrieb in Kubikmetern oder Tonnen angezeigt werden. Auf ähnliche Weise können alle Kosten (auch Arbeitskosten) pro Stunde, pro Tonne oder pro Kubikmeter dargestellt werden.

Unsere Erfahrung zeigt, dass sich die Verwendung eines analytischen Ansatzes, der durch das Loading Optimizer-Tool unterstützt wird, äußerst positiv auf die Kostenersparung bei Ladevorgängen auswirkt.

**Dipl.-Ing. Attila Baki**

Attila.Baki@de.atlascopco.com

Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH  
Langemarckstrasse 35  
45141 Essen



## Innovative Ansätze in der Fahrzeugbeschickung von Projekten im Berg- und Tunnelbau

Dipl.-Ing. Lars Göhler  
GHH Fahrzeuge GmbH

Neben der Optimierung der eingesetzten Maschinenteknik im bergmännischen Strecken- und Tunnelvortrieb – insbesondere bei kleinen Querschnitten (z.B. eingleisigen Eisenbahnrohren, Querschlägen oder Druckstollen bzw. Strecken für Rohrleitungen), steht die Optimierung prozessspezifischer Parameter im Vordergrund. Das Zusammenspiel der Fahrzeuge hinsichtlich Lade- und Transportkapazitäten, Einbau von Passiermöglichkeiten, sowie das Arbeiten in abrasiven, sauren Wässern oder unter explosionsgefährdeten Umgebungen stellt dabei eine Herausforderung dar, die es zu bewältigen gilt.



**Abbildung 1: Betriebssituation unter Tage**

Darüber hinaus müssen sich Hersteller von Maschinen für den Berg- und Tunnelbau an die sich verändernden Marktbedingungen und Anforderungsprofile mit neuen Konzepten der flexiblen Bereitstellung von geeigneten Fahrzeugen anpassen – neben dem Verkauf gewinnt hier die Vermietung stetig an Bedeutung. In diesem Zusammenhang erwarten Kunden umfangreiche Servicedienstleistungen von der reinen Ersatzteilerstellung über Wartungs- bis hin zu Full-Service-Verträgen.

Weiterhin stellt gerade in engen Querschnitten die Bündelung von Arbeitsschritten eine interessante Alternative dar, da Fahrzeugwechsel wie z.B. beim Bohren und Laden auf ein Mindestmaß reduziert werden können. In diesem Zusammenhang arbeitet die GHH Fahrzeuge gemeinsam mit den Schwesterunternehmen aus der Schmidt

Kranz Gruppe neben der Optimierung bestehender Produkte an innovativen Neuentwicklungen zur Steigerung von Vortriebsleistung und Produktivität.

### **Ausgangssituation**

Das an der Ortsbrust durch Bohren und Sprengen (hierauf wird sich im Folgenden konzentriert) gewonnene Material muss geladen und abtransportiert werden. Hierzu steht eine Vielzahl an Fahrzeugen mit unterschiedlichen Konzepten zur Verfügung. Für den Beladevorgang im Tunnel werden häufig Fahrlader/LHDs eingesetzt, teilweise auch sogenannte kontinuierliche Lader wie z.B. den Häggloader oder ITCs. Im klassischen Bergbau kommen noch Roadheader oder Continuous Miner hinzu. Mit diesen Fahrzeugen werden dann Muldenkipper/Dump Trucks, Förderer oder Shuttle Cars beladen, die für den Abtransport des Materials sorgen.



**Abbildung 2: Beladesituation**

### **Herausforderung**

Unterschiedliche Geometrien (Größe der Querschnitte, Kurvenradien), Materialbeschaffenheit wie Dichte, abrasiver Verschleiß, Beschaffenheit und Streckenführung – hier speziell zu durchzufahrende Steigungen und Streckenlänge – stellen den Betreiber vor die Frage der optimalen Fahrzeugauswahl und -kombination. Optimierung von Passiersituationen, Reduktion von Nischen, sowie die für den jeweiligen Bedarfsfall angepasste Anzahl an Fahrzeugen sind wichtige Parameter die über den zeitlichen Verlauf des Vortriebes entscheiden und letztendlich die Kosten beeinflussen.



**Abbildung 3: Fahrzeugkombination**

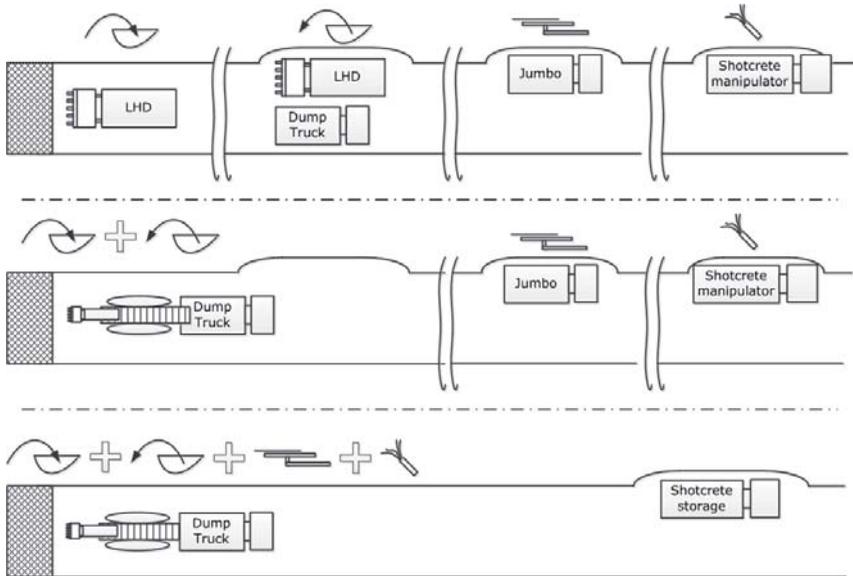
Hier ist der Fuhrpark des Auftragnehmers gefragt, um mit auf den jeweiligen Einsatzfall detaillierten Zykluszeitenbetrachtungen eine bestmögliche Fahrzeugkombination und –anzahl vorzuschlagen.

### **Anforderungen an den Fuhrpark**

Unter den o.g. Voraussetzungen und gerade im projektbezogenem Tunnelbau muss sich der Fuhrpark des Auftragnehmers effizient und kostengünstig an die sich ändernden Verhältnisse anpassen. Hier kommt die Miete als Option zur Überbrückung von Spitzen oder bei der zeitlich begrenzten Bereitstellung von Spezialfahrzeugen ins Spiel. Während die Fahrzeugmiete im Tunnelbau weit verbreitet ist, gewinnt sie auch im klassischen Untertagebau bei Betreibern von Minen immer mehr an Bedeutung. Insbesondere bei Erweiterungsprojekten wie Streckenauffahrung, Hilfs- oder Sicherheitstunnel bei denen der Einsatz der Fahrzeuge zeitlich begrenzt und ein weiterer Einsatz nicht absehbar ist, stellt die Miete eine interessante Alternative zur Aufrüstung des Fuhrparks dar.

### **Anpassung der Fahrzeuge**

Problematisch bei Tunneln oder Querschlägen mit kleinen Querschnitten bis 16 m<sup>2</sup> sind das Beladen der Transportmittel sowie das Passieren der verschiedenen für die jeweiligen Arbeiten notwendigen Fahrzeuge. Gerade beim Letztgenannten ist das Erstellen und oftmals geforderte Befüllen der Nischen nach Fertigstellung des Tunnels sehr Zeit- und Kostenaufwendig. Im Bergbau werden hierfür i.d.R. Streckenkreuze verwendet, woraus für die LHD je nach Fortschritt der Auffahrung sehr lange Fahrwege resultieren.



**Abbildung 4: Passiersituation**

Gelingt es dem Fahrzeughersteller, verschiedenen Arbeitsschritte wie z.B. Bohren & Laden in einem Gerät zu vereinen, kann dies durch Wegfall von Fahrzeugwechsellern und Reduktion von Nischen zu einer erheblichen Steigerung der Vortriebsleistung und somit Produktivität führen.

### Service

Neben der Qualität der Fahrzeuge entscheidet die Qualität des Service immer mehr über den Erfolg eines Projektes. Vollwartungsverträge, Konsignationslager, Online Diagnose sind nur einige Schlagwörter, die den Service des Herstellers vor immer neue Herausforderungen stellen. Vom Kunden wird ein Sortiment an Service-Bausteinen erwartet, die je nach Projektbeschaffenheit miteinander kombiniert werden können.

### Fazit

Die Zusammenarbeit zwischen Betreiber und Fahrzeughersteller wird sich in der Zukunft weiter intensivieren. Zykluszeitenbetrachtung, Fahrzeugauswahl und –kombination, zeitlich begrenzte Bereitstellung von Fahrzeugen durch den Hersteller, sowie das gemeinsame Optimieren von Querschnitten auf der einen, wie die Entwicklung von Fahrzeugen auf der anderen Seite werden Anwender und Hersteller immer weiter zusammenbringen.

**Dipl.-Ing. Lars Göhler**

Lars.Goehler@ghh-fahrzeuge.de

GHH Fahrzeuge  
Emscherstr. 53  
45891 Gelsenkirchen



# **Sandvik Fahrlader LH514 - erprobt im globalen Erzbergbergbau, im Einsatz im deutschen Endlagerbergbau**

Dipl.-Ing. André Jakobs

Sandvik Mining and Construction CEU

## **Zusammenfassung**

Der Erzbergbau erfährt weltweit immer größere Herausforderungen. Ansteigende Teufen, hohe und niedrige Temperaturen, korrosive Wässer und andere Einflüsse stellen höchste Anforderungen an die Maschinenteknik und die Hersteller von Bergbaumaschinen. Sandvik Fahrlader wurden seit 1971 kontinuierlich auf die sich verändernden Bedingungen untertage angepasst und in Bezug auf höchste Förderleistungen optimiert. Das ehemalige Eisenerzbergwerk "Schacht Konrad" wird seit 2009 zu einem untertägigen Endlager für schwach- und mittelradioaktive Abfälle ausgebaut. Seit Mitte 2014 sind drei Sandvik Fahrlader vom Typ LH514 im Einsatz. Die bisherigen Einsatzerfahrungen bestätigen die Eignung der Sandvik Fahrlader auch für Spezialprojekte dieser Art.

## **Einleitung**

Sandvik, beziehungsweise deren Vorgängerfirma Tamrock, startete den Bau von robusten hydraulisch vorgesteuerten untertage Fahrladern im Jahr 1971. Gesammelte Erfahrungen im globalen Erzbergbau wurden seither zur kontinuierlichen Weiterentwicklung in Bezug auf Sicherheit, Leistung, Widerstandsfähigkeit und Zuverlässigkeit der Geräte genutzt. Seit der Jahrtausendwende stellte Sandvik mit dem Toro 1400 einen Fahrlader der 14 t Klasse her, welcher 2008 durch den LH514 abgelöst wurde. Die enormen Reißkräfte und Förderleistungen bei relativ niedrigem Maschinengewicht erwiesen sich als ideal für den Einsatz in globalen Erzbergbaubetrieben mit mittelgroßen untertägigen Strecken. Im Jahr 2013 konnte Sandvik erfolgreich an einer Ausschreibung der Deutschen Gesellschaft zum Bau und Betrieb von Endlagern für Abfallstoffe mbH (DBE) über die Lieferung von drei Fahrladern mit einem Schaufelvolumen von 6 m<sup>3</sup> für den untertägigen Einsatz im Lade- und Versatzbetrieb teilnehmen. Die Lieferung von drei LH514 erfolgte Anfang 2014.

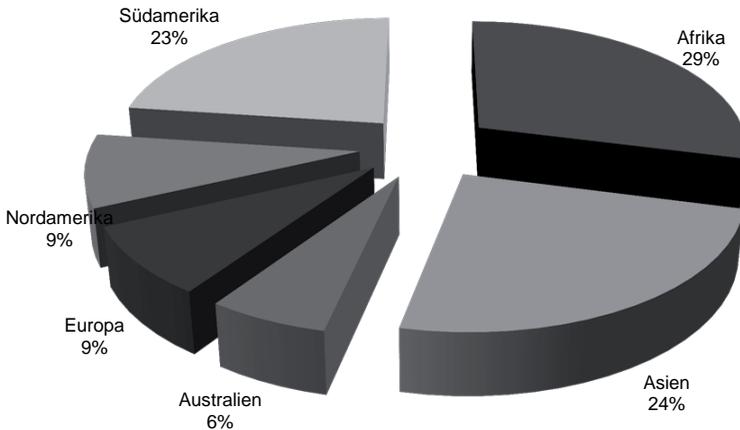
## **Globale Verbreitung des LH514**

Seit Einführung des LH514 im Jahr 2008 wurden bis zum Zeitpunkt der Verfassung dieses Artikels 376 Geräte in die ganze Welt ausgeliefert.



**Abbildung 1: Sandvik Fahrlader LH514**

Wie in Abbildung 2 dargestellt, werden die meisten Fahrzeuge dieses Typs in Afrika, Asien und Südamerika betrieben. Der europäische Anteil liegt bei 9 %.



**Abbildung 2: Globale Verteilung der LH514 Einsätze**

Dabei entfallen die größten Stückzahlen auf die Länder Südafrika, Mexiko und Russland (Tabelle 1).

**Tabelle 1: Übersicht der zehn Länder mit den meisten LH514 im Einsatz**

Land	Anzahl LH514
<b>Südafrika</b>	65
<b>Mexiko</b>	50
<b>Russland</b>	42
<b>Kanada</b>	31
<b>Sambia</b>	27
<b>Kasachstan</b>	24
<b>Australien</b>	23
<b>Argentinien</b>	14
<b>Brasilien</b>	10
<b>Tansania</b>	9

Die drei auf dem „Schacht Konrad“ betriebenen Fahrlader sind derzeit die einzigen dieses Typs in Deutschland.

### Referenzprojekte weltweit

Durch die große Verbreitung des LH514 muss das Fahrzeug in unterschiedlichsten Bedingungen arbeiten. Nachfolgend soll ein Einblick in ein paar Projekte gegeben werden, welche die Bandbreite der Anforderungen abbilden.

Norilsk Nickel ist einer der größten Rohstoffproduzenten der Welt und produziert in seiner „Polar Division“ ca. 17 Mio. Tonnen Roherz unter arktischen Bedingungen. Die Sandvik Maschinenflotte in Norilsk umfasst ca. 140 Maschinen, unter Anderem 21 LH514. Norilsk ist weder per Straße, noch über eine Bahnlinie zu erreichen. Die einzigen Optionen zur Anlieferung von Ersatzteilen sind Hochseeschiffe oder Luftfracht. Daher sind ein optimales Logistikkonzept, ein guter Service und vor allem widerstandsfähige, zuverlässig laufende Maschinen unabdingbar [7].

Glencore betreibt in Ontario (Kanada), in einer der größten Lagerstätten für Basismetalle weltweit, die Grube mit der größten Teufe (fast 3000 m) dieser Art. Obwohl es in Südafrika Gruben mit einer höheren Überdeckung gibt, ist die Kidd Grube, nahe Timmins der naheste zugängliche Punkt zum Erdmittelpunkt [2]. Diese Teufenlage bringt große Herausforderungen mit sich. Auf Grund von hohen Zeitverlusten im manuellen Betrieb über Schichtwechsel, ist Glencore 2013 dazu übergegangen, Lader vom Typ LH514 zeitweise autonom mit einem Automine Lite – System einzusetzen. Hierbei wird der Ladevorgang von einem übertage sitzenden Bediener über eine Fernsteuerung realisiert, Fahrbetrieb und Materialübergabe am Rollloch werden automatisiert ausgeführt [1]. Nur durch das Zusammenspiel zwischen einem robusten Grundgerät mit einer hohen Maschinenverfügbarkeit und modernster Automatisierungstechnik konnten auf der Kidd Grube ca. 30% Leistungssteigerung gegenüber rein manuellem Laderbetrieb erreicht werden [2].

Seit August 2015 laufen zwei LH514 in der von Milpo betriebenen Grube El Porvenir in Peru auf 4.200 m Seehöhe. Die geringe Luftdichte setzt hier besondere Anforderungen an Leistungs- und Kaltstartfähigkeit der Dieselmotoren.

Minera Frisco, ein Unternehmen des Mischkonzerns Grupo Carso in Mexiko nahm seit 2011 in vier verschiedenen untertägigen Gold- und Silbergruben 22 Fahrlader dieses Typs in Betrieb. Diese Flotte stellt damit das Rückgrat der Maschinenflotte eines der größten mexikanischen Bergbauunternehmens dar.

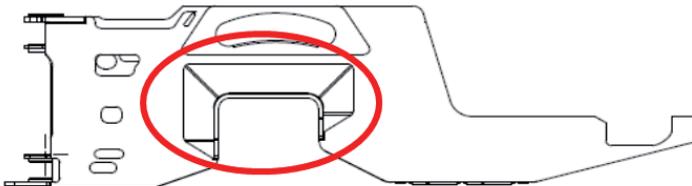
### **Spezifische Erfordernisse des Projektes „Schacht Konrad“**

Zur Darlegung ihrer fachlichen Eignung hatten alle Bewerber Angaben und Nachweise über ihre vergleichbaren Lieferaufträge zu erbringen. Für fachliche Eignung der Bewerber wurde große Erfahrung des Bewerbers mit dem Bau von Fahrladern mit 5 - 7 m<sup>3</sup> Schaufelvolumen vorausgesetzt, „deren Einsatz sich in der Praxis durch Zuverlässigkeit und Robustheit, insbesondere im untertägigen Bergbau bewährt hat“[6]. Des Weiteren kamen unter Anderem Auswahlkriterien in Bezug auf Leistungsfähigkeit, Sicherheit, Ergonomie und Emissionen des Fahrzeugs zur Anwendung.

### **Robustheit**

Neben der beschriebenen Erfahrung bei internationalen Projekten, war die in der Ausschreibung geforderte Robustheit des Fahrladers ein Hauptargument für den LH514.

Vorder- und Hinterrahmen sind als massive Schweißkonstruktion ausgeführt, nicht als Schraubkonstruktion. Auf Grund von 35 Jahren Erfahrung mit dem Bau von Fahrladern für den Erzbergbau, sind kritische Punkte immer wieder überarbeitet worden. So wurden zum Beispiel der Ausschnitt über den Radkästen mit Hardox verstärkt (Abbildung 3) und die Bolzenverbindung des Knickgelenkes über die Zentralschmierung versorgt.

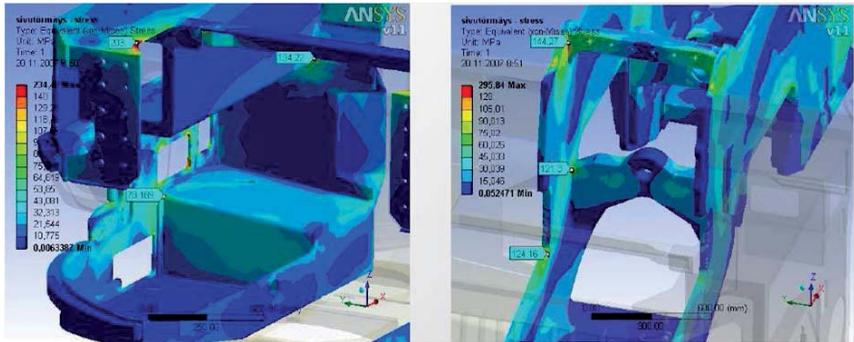


**Abbildung 3: Hinterer Rahmenteil - Ausschnitt Radkasten**

Die Rahmen sind über Finite Elemente Analysen auf verschiedene Lastfälle untersucht und wenn notwendig optimiert worden.

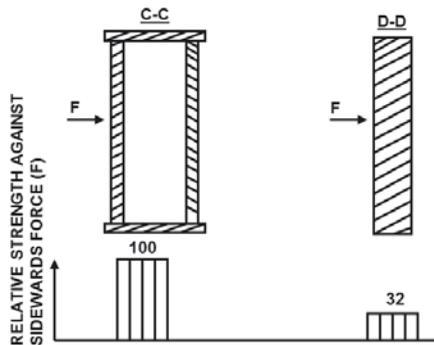
Einige dieser Lastfälle waren:

- Hängender Rahmen,
- Rahmen setzt am Boden auf,
- Seitenaufprall 110 kN (Abbildung 4).



**Abbildung 4: FE-Analysen zur Optimierung - Seitenaufprall 110 kN**

Der Ausleger ist eine Kernkomponente des Fahrladers. Die optimale Festigkeit im Verhältnis zum Gewicht wird durch Kastenprofile erreicht. Vollprofile desselben Gewichts kommen nur etwa auf ein Drittel der Widerstandskraft gegen Stoßbelastungen von der Seite (Abbildung 5).



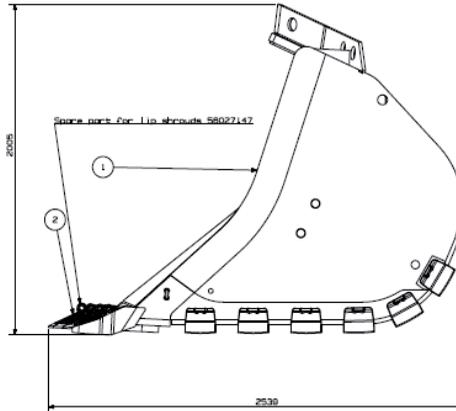
**Abbildung 5: Relative Steifigkeit gegen Seitenkräfte**

Weniger potentielle Ermüdungspunkte eines Kastenprofils sorgen zudem für eine längere Lebensdauer [4].

Reibverschweißte Zylinderkolbenstangen und Aufdoppelung besonders belasteter Punkte erhöhen ebenfalls die Widerstandsfähigkeit des Auslegers.

Die 6,2 m<sup>3</sup> Erzschaufeln der auf Schacht Konrad eingesetzten Fahrlader wurden aus hochverschleißfestem Stahl der Güten Hardox 400 und 500 gefertigt und mit wech-

selbarem Verschleißschutz aus speziell legierten Gussstahlsegmenten ausgestattet (Abbildung 6).



**Abbildung 6: Erzschaufel**

### **Leistungsfähigkeit**

Die Z-Kinematik des Auslegers ermöglicht im Zusammenspiel mit hoher Leistung der Ausleger- und Schaufelhydraulik schnelles Laden in einem Zug und bewirkt einen ausgezeichneten Füllfaktor. Hohe Reiß- und Eindringkräfte sowie schnelle Schaufelbewegungen erhöhen hierbei die Produktivität, da weniger Zeitaufwand zum Füllen der Schaufel erforderlich ist. Das Zusammenwirken aus Hub- und Kippbewegungen der Schaufel sowie der über die Fahrhydraulik generierte Vorschub spielen hierbei eine zentrale Rolle (Abbildung 7).

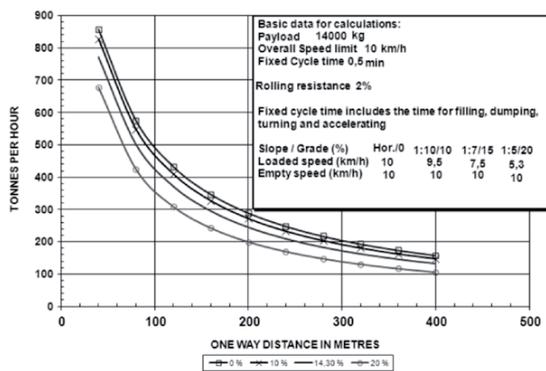


**Abbildung 7: Hub-, Kipp- und Eindringsequenz beim Beladevorgang [3]**

Der schnelle Beladevorgang ohne Durchdrehen der Räder reduziert somit Reifen- und Dieselverbrauch. Auch werden die Komponenten geschont, so dass sich der Wartungs- und Reparaturaufwand reduziert.

Eine ausgereifte CAN-Bus Steuerung sorgt für eine optimale Ausnutzung der Leistungsfähigkeit des Fahrladers. Das VCM (Vehicle Control and Management) System ermöglicht dem Bediener eine einfache Handhabung des Gerätes. Eine Real-Time Ausgabe der kritischen Warnmeldungen auf dem Display und die Speicherung aller Warnmeldungen ermöglichen eine strukturierte Fehlersuche.

Die Produktivität eines LH514 wird in Abbildung 8 abhängig vom Fahrweg und der Fahrbahnsteigung dargestellt.



**Abbildung 8: Produktivitätskurve des LH514 [5]**

## Sicherheit und Ergonomie

Sandvik erfüllt die Anforderungen aller relevanten Sicherheitsrichtlinien, die weltweit für Fahrlader gelten. In Europa sind dies im Wesentlichen:

- die Maschinenrichtlinie 2006/42/EC,
- die EN 1889-1 für mobile Arbeitsmaschinen untertage,
- die Niederspannungsrichtlinie 2006/95/EG und
- die EMV-Richtlinie 2004/108/EG (Elektro Magnetische Verträglichkeit).

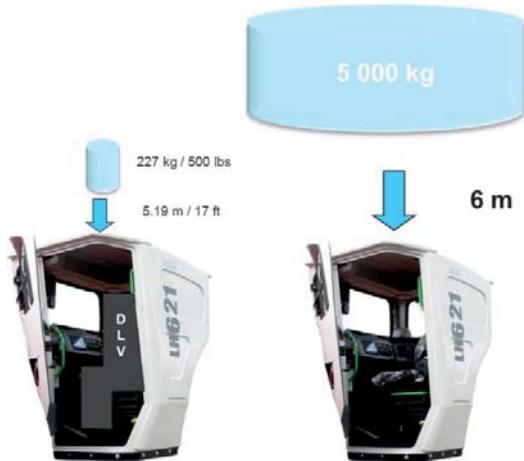
Somit werden alle Forderungen in Bezug auf Brandschutz, Lärm, Vibrationen und andere sicherheitsrelevante Punkte erfüllt.

Die Fahrlader sind grundsätzlich konzipiert für den Betrieb bei einer Umgebungstemperatur von  $-20^{\circ}$  bis  $+50^{\circ}$  C.

Neben den ohnehin notwendigen ROPS/FOPS Tests gemäß EN ISO 3471 und EN ISO 3449 versucht Sandvik zusätzliche Sicherheiten einzubauen um den Bediener noch besser schützen zu können. In einem FOPS Test wird ein zylindrisches Prüfgewicht

von 227 kg aus 5,19 m auf die Kabine fallen gelassen. Hierbei darf sich die Kabine nicht soweit verformen, dass in einen definierten Raum eingedrungen wird.

Sandvik hat die Standardkabinen mit einem Prüfgewicht von 5.000 kg (25-faches Gewicht) aus 6 m Höhe getestet. Auch hierbei kam es nur zu geringen Verformungen der Kabine (Abbildung 9 und Abbildung 10).



**Abbildung 9: Vergleich des Standard FOPS Test mit dem Sandvik Kabinentest**



**Abbildung 10: Aufprall eines 5 t Gewichts aus 6 m Höhe auf Sandvik Kabine**

Weltweit gab es noch keinen tödlichen eines Bedieners, der sich während eines Steinschlags in der Kabine eines Sandvik Laders oder Muldenkippers befunden hat.

## Emissionen

Die 2014 ausgelieferten LH514 wurden noch mit einem Stufe 3B / Tier 4i Volvo-Penta Dieselmotor (TAD1361VE) ausgerüstet, mittlerweile werden schon Geräte dieses Typs mit einem Stufe 4 / Tier 4f Motor eingesetzt. Die Motoren verwenden zur Abgasreduktion ein SCR-System und benötigen keinen Rußpartikelfilter. Das Nachbehandlungssystem muss nicht mittels Ausbrennen regeneriert werden. Somit werden nie höhere Temperaturen als 600°C erreicht während beim Regenerationsvorgang eines DPF Temperaturen >780°C emittiert werden. Dieses Temperaturdelta im Regelbetrieb spiegelt sich auch im Kraftstoffverbrauch wieder, da mit einem SCR System weniger Wärmeenergie erzeugt werden muss und dementsprechend die Kühlerleistung geringer dimensioniert werden kann.

Das Zusammenspiel des emissionsarmen Dieselmotors mit einem effizienten Beladungsvorgang bewirkt einen extrem geringen Dieserverbrauch.

## Schlussfolgerung und Ausblick

Der LH514 ist einer der meistgelieferten Sandvik Fahrlader und wird auf allen Erdteilen erfolgreich eingesetzt. Die seit Jahrzehnten gesammelten Erkenntnisse im Erzbergbau sind fortlaufend in die Weiterentwicklung der Sandvik Fahrlader eingeflossen. Die Erfahrungen in extremen untertägigen Bedingungen haben sowohl zur Optimierung der Leistungsfähigkeit, also auch zu einer Maximierung der Maschinenverfügbarkeit beigetragen. Hiervon wird seit 2014 auch auf dem Endlagerbergwerk Schacht Konrad der DBE profitiert. Die in der Ausschreibung beschriebenen Kriterien konnten bisher voll bestätigt werden.

Auch zukünftig werden sich die Entwicklungen von Fahrladern den veränderlichen Anforderungen im globalen Erzbergbau, aber auch dem Bedarf in Spezialprojekten wie beim Endlagerprojekt „Schacht Konrad“ anpassen müssen. Insbesondere im Hinblick auf die jüngst von der europäischen Union geforderten Arbeitsplatzgrenzwerte im acht Stunden Mittel von 0,5 ppm für NO als auch für NO<sub>2</sub>, warten jedoch sowohl auf die Betreiber, als auch auf die Maschinenhersteller große Herausforderungen. Hierbei wird die Frage sein, ob diese Forderungen mit Dieselladern überhaupt erfüllt werden können, oder ob elektrisch betriebene Fahrlader wie der LH514E die einzige Lösung für den europäischen Bergbau sein werden.

## Literatur

- [1] Chadwick, J, 2014. Deep automation, International Mining, JULY 2014.
- [2] Godkin, D, 2014. Being Safe is no Accident, Canadian Mining Journal, Febru-ary/March 2014: 32-36.
- [3] Sandvik Mining and Construction, 2007. Unique Bucket Filling in Action – Produkt Broschüre
- [4] Sandvik Mining and Construction, 2007. What is CORE in Underground Loading - Kundenpräsentation.
- [5] Sandvik Mining and Construction, 2015. Sandvik LH514, TS3-LH514-25 – Technical Description.
- [6] Tenders Electronic Daily, 2013. Supplement zum Amtsblatt der Europäischen Union [online]. Erreichbar auf < <http://ted.europa.eu/TED> > [Aufgerufen: 29.04.2013].
- [7] Velikovskiy, m, 2015. Digging in permafrost [online]. Erreichbar auf < <http://minestories.com> > [Aufgerufen: 27.10.2015].

**Dipl.-Ing. André Jakobs**

Andre.Jakobs@sandvik.com

Sandvik Mining and Construction CEU  
Hafenstraße 280  
45356 Essen

## **PAUS PMKM 10.010 – Hohe Verfügbarkeit von Muldenkippern in El Teniente, Sicherheit in mehrfacher Hinsicht**

Dipl.-Ing. Olaf Patz

H. Paus Maschinenfabrik GmbH Lateinamerika

Dipl.-Ing. Franz-Josef Paus

Dipl.-Ing. Dieter Plagemann

Paus Maschinenfabrik GmbH

### **1 Allgemeine- und Wirtschaftsdaten von Chile**

Chile ist ein demokratischer Staat an der Südwestküste Südamerikas, in direkter Nachbarschaft zu Argentinien, Peru und Bolivien, mit einer Oberfläche von 756.096 km<sup>2</sup> und einer Gesamtbevölkerung von ca. 18 Mio. Einwohnern, davon etwa 7,3 Mio. in der Hauptstadtregion. Das Land mit seiner charakteristischen sehr langen Nord-Süd Ausdehnung ist dominiert durch die Anden-Kordillere im Osten (und einem kleineren parallelen Küstengebirgszug), einer durch Subduktion der ozeanischen Nazca-Platte unter die Südamerikanische Platte gebildeten Faltengebirgskette mit reichen Rohstoffvorkommen. Die Lage entlang der Grenzen mehrerer konvergierender Lithosphärenplatten erklärt den ausgeprägten Vulkanismus und teils massive Erdbeben.

Die liberal ausgerichtete, gering industrialisierte Wirtschaft ist dem Weltmarkt geöffnet (2015 freest economy index, Nr. 7) und exportorientiert, hauptsächlich werden Bergbauerzeugnisse (ca. 60%), agrarische Rohstoffe (Fischwirtschaft, Aquakultur) sowie Produkte der Forst-, Obst- und Weinwirtschaft ausgeführt. Die hohe Anzahl der Freihandelsabkommen (23 Verträge unter Einbezug von 61 Ländern) macht den liberalen Kurs Chiles deutlich, welcher Erleichterungen für den grenzüberschreitenden Warenverkehr und eine Steigerung des Außenhandels bringen soll. Chile ist ein Mitglied von diversen internationalen Wirtschaftsorganisationen wie IWF, Weltbank, OAS (Organisation der Amerikanischen Staaten), APEC (asiatisch-pazifische Wirtschaftskooperation) etc.. Weiterhin ist Chile auf regionaler Ebene Mitglied in UNASUR (Union Südamerikanischer Nationen), CELAC (Gemeinschaft der Staaten Lateinamerikas und der Karibik), Andengemeinschaft und MERCOSUR (Gemeinsamer Markt Südamerikas).

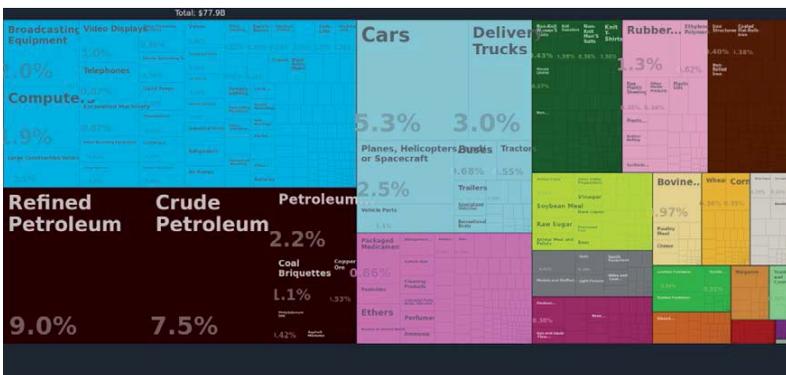
Zwischen Deutschland und Chile bestehen langjährige Bindungen, die teils bis auf die ersten Zuwanderungen im Jahr 1848 in den Süden Chiles zurückzuführen sind und bis heute noch prägend für das Land sind. In den letzten Jahren zeigen sich verstärkt politische Bestrebungen eine Zusammenarbeit in Rohstofffragen zu vertiefen. Mit einem Handelsvolumen von 3,6 Mrd. USD (2014) ist Deutschland der wichtigste Handelspartner von Chile in der Europäischen Union und steht an fünfter Stelle der chilenischen Einfuhren. Die Ausfuhren nach Chile betragen 2014 ca. 2,6 Mrd. USD (-18,5%), dagegen wiesen die Einfuhren eine Höhe von 981 Mio. USD (-2,9%) aus.

Deutsche Exportgüter nach Chile sind hauptsächlich Fahrzeuge (Land-, See-, Luft-), Bergbau-, Bau- und Baustoffmaschinen, Anlagen zur Elektrizitätserzeugung und -verteilung, elektronische Geräte, Medikamente sowie medizinisch-technische Geräte, während Chile nach Deutschland vornehmlich Kupfer und damit verwandte Produkte ausführt sowie Fisch, Fischzubereitungen, Obst, Konserven, Trockenobst, Zellulose, Holz, Wein, chemische Erzeugnisse und Fleisch.



**Abbildung 1: Gesamte Exportzusammenstellung Chiles 2013 (The Observatory of Economic Complexity)**

Generell ist die hohe Abhängigkeit der chilenischen Exportwirtschaft vom Kupferpreis die Achillesferse. Momentan machen vor allem die sinkenden Kupferpreise, die zwar derzeit mit 2 USD/lb noch über dem Tiefststand von 2008 liegen, die weltweit zurückgehende Nachfrage insbesondere aus China und gestiegene Produktionskosten zu schaffen, auch wenn es als Importeur von Energieträgern von den geringeren Ölpreisen profitiert. Eine für Ende 2015 erhoffte leichte Trendwende (Codelco, Cochilco) ist bisher nicht eingetreten.

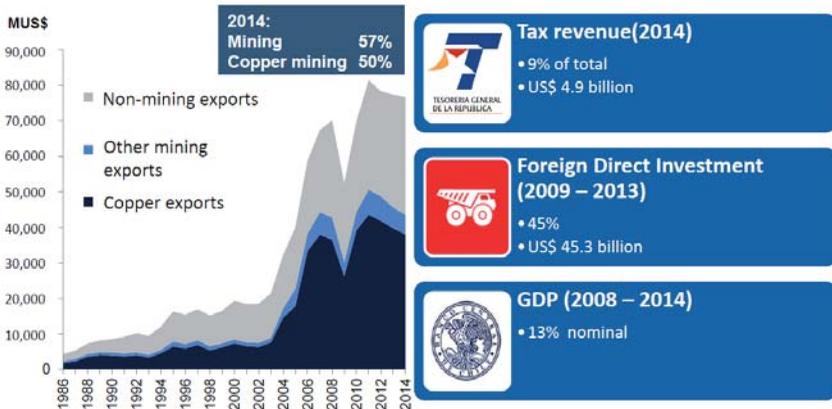


**Abbildung 2: Gesamte Importzusammenstellung Chiles 2013 (The Observatory of Economic Complexity)**

## 2 Bergbau in Chile

Bis zur Entwicklung von Kunstdünger profitierte Chile stark vom Salpeterabbau und steht bis heute an vorderer Stelle der weltweiten Nitratförderung. Heute positioniert sich Chiles Bergbau im internationalen Vergleich bei vielen Rohstoffen auf vorderen Positionen. Die wichtigste Stelle nimmt die Kupferförderung mit 31% der weltweiten Förderung ein, hierauf entfallen mehr als die Hälfte der Exporte. Hauptsächlich fallen als Nebenprodukte der Kupferförderung Molybdän (15%), Rhenium (44%), Silber, Gold, Schwefel in kleinerem Maßstab und des weiteren Blei, Zink und Eisen als metallische Rohstoffe im mittleren Maßstab an.

Auch bei den an die Salzlagerstätten gebundenen Ressourcen Lithium (36%), Jod (53%) liegt Chile vorne, neben Nitraten werden auch Kali und Bor gewonnen, zudem gewinnt die K+S Chile, der größte Salzproduzent Südamerikas, im Salar Grande de Tarapacá jährlich etwa 6,5 Mio. t Steinsalz.



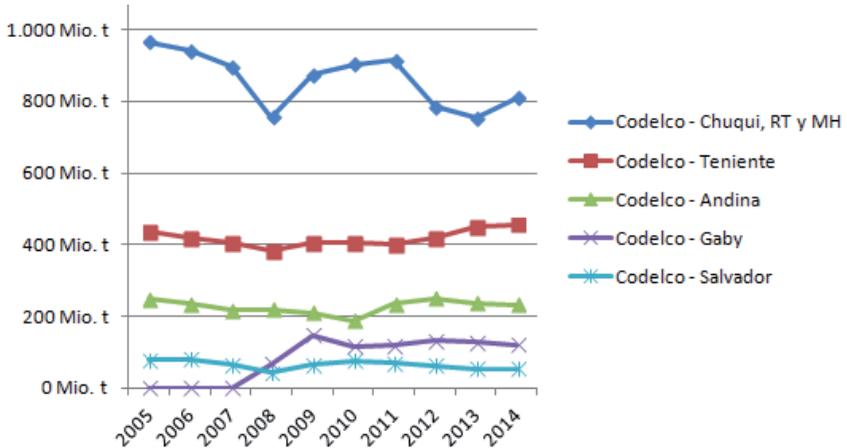
**Abbildung 3: Export, Mining, Copper, GDP, Investment (Zentralbank von Chile, COCHILCO)**

## 3 CODELCO Chile, División El Teniente

Die staatliche Kupfergesellschaft CODELCO Chile (Cooperación del Cobre de Chile) ist der weltgrößte Kupfer- und Molybdänproduzent und Chiles einziges öffentliches Unternehmen. In Abhängigkeit des Weltmarktpreises für Kupfer schwankt der Unternehmensumsatz, 2014 betrug der Gewinn etwa 3 Mrd. USD, für 2015 wird ein weiterer Rückgang der Einnahmen erwartet. In Jahren hoher Kupfererlöse wiederum fließt ein Teil der Überschüsse in einen Kupfer-Reservefonds, welcher in Krisensituationen zur antizyklischen Finanzpolitik und Stabilisierung eingesetzt wird.

CODELCOs Anteil an der chilenischen Kupferproduktion liegt bei 29% (2014: 1,671 Mio. t Cu) von Molybdän bei 63% (2014: 30.629 t Mo). Untergliedert in acht Divisionen betreibt CODELCO die Bergwerke, von Norden nach Süden geordnet, Rado-

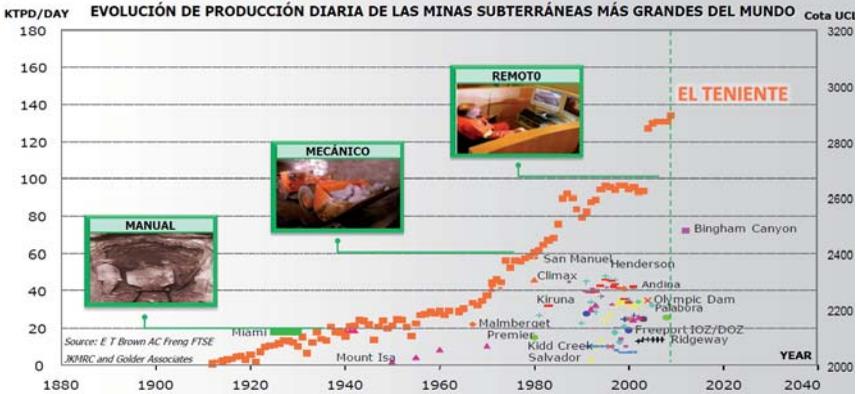
miro Tomic, Chuquicamata, Gabriela Mistral, Ministro Hales im Tagebau, weiterhin Salvador, Andina und El Teniente als Tage- und Untertagebau, sowie die Raffinerie Division Ventanas. Das Unternehmen zählte Ende 2014 19.078 Betriebsangehörige sowie 45.340 indirekt über Dritte Beschäftigte in den verschiedenen Betrieben.



**Abbildung 4: Feinkupferproduktion von der Förderungszentren von CODELCO 2004 - 2014 (Cochilco)**

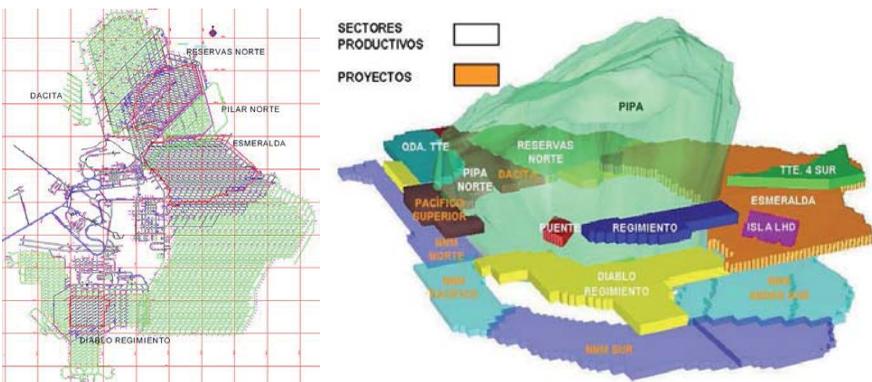
27% der Investitionspläne in Chiles Bergbausektor entfallen auf Projekte von Codelco. Um die derzeitige Kupferproduktion langfristig aufrecht zu erhalten wird in El Teniente ein tiefergelegenes Mine Level aufgefahren und Chuquicamata vom einst weltweit größten Kupfer-Tagebau in einen Untertagebetrieb übergeführt. In Andina und Salvador soll die Produktion mit dem Ziel erhöht werden, die Wettbewerbsfähigkeit der beiden Grubenkomplexe für die Zukunft zu gewährleisten, gerade Salvador hat aufgrund der höchsten Produktionskosten der Kooperation schon mehrfach vor dem möglichen Aus gestanden.

El Teniente ist das emblematische weltgrößte Untertagebergwerk und liegt etwa 80 km südlich von Santiago in den Anden, um einen erloschenen Vulkanschlot (Braden Pipe) herum, in der größten bekannten porphyrischen Kupfer-Molybdän-Lagerstätte der Welt. Seit der Betrieb 1904 aufgenommen wurde, sind über 3.300 km untertägige Strecken vorgetrieben. Zusätzlich wird seit 2013 im zugehörigen Tagebau "Rajo Sur" abgebaut. . El Teniente produzierte in 2014 über 455 kt Feinkupfer sowie 7,5 kt Molybdän mit ca. 5.000 Direktangestellten sowie der doppelten Anzahl an Kontraktoren. Die Abbaubetriebe werden durch Erzmühlen, Flotationsanlagen, Schwefelsäurefabriken, eine Sauerstofffabrik, ein Schmelzwerk, sowie zahlreiche weitere Betriebs- und Infrastruktureinrichtungen über 750 km<sup>2</sup> ergänzt.



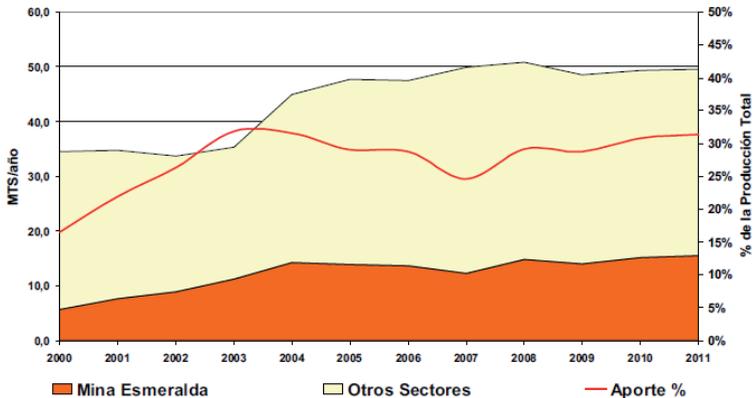
**Abbildung 5: Codelco-Chile, Bergwerk El Teniente im internationalen Untertagebau Vergleich (21p)**

Die Förderung erfolgt über verschiedene Variationen des Bruchbaus (advanced panel caving, with pre-undercut, forced) in voneinander betrieblich getrennten Bereichen um die Braden Pipe herum. Nach der Sprengung von Trichtern wird das heringewonnene Erz von Gewinnungspunkten mittels Fahrladern (teilweise auch semi-automatisch) abgezogen und mit Muldenkipper, Zügen und Bandanlagen zur gemeinsamen Haupttransportsohle Teniente 8 auf 1.990 m ü. NN., gefördert. Von dort wird das Mineral mit 80 t Waggons auf Schienen nach über Tage zur weiteren Zerkleinerung und Verarbeitung transportiert. Die derzeitigen Hauptabbausohlen sind Reservas Norte, Pipa Norte, Teniente 4 Sur, Pilar Norte, Quebrada Pacifico, Regimiento Diablo IV und Esmeralda, zuletzt wurden New Det, Dacita und Pacifico Superior aufgefahren.



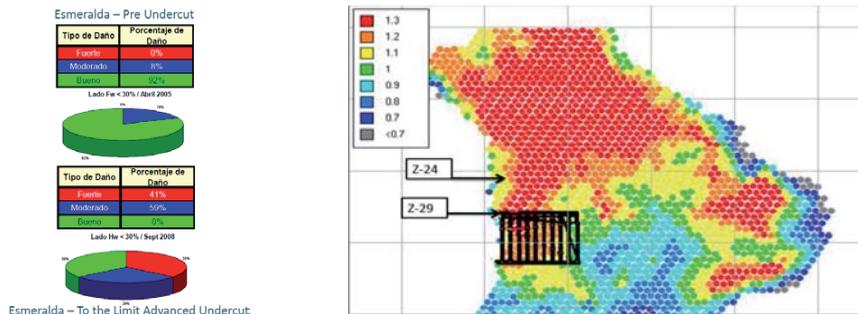
**Abbildung 6: Derzeitige und zukünftige Abbaubereiche von El Teniente (Codelco DET, 2007, 2013)**

Der Bereich Esmeralda wurde 1997 in 2.193 m ü. NN. aufgefahren, das Abbaugebiet erstreckt sich über eine Fläche von etwa 620.000 m<sup>2</sup> mit geschätzten Reserven von 348 Mio. t bei einem Kupfergehalt von durchschnittlich 1,014%. (JBV). Das Produktionsziel von Esmeralda macht 30% der Gesamtfördermenge von El Teniente aus. Das gewählte Abbauverfahren ist „Panel Caving with advanced undercut“ mit einer Abbaufont von 500 - 800 m.



**Abbildung 7: Esmeralda Produktionsvortrieb im Vergleich mit den restlichen Bereichen von El Teniente (Barraza)**

Aufgrund unvorhersehbarer Problemen, von zu großen Erzbrocken bis zu geringer Standfestigkeit des Gebirges, Schäden in den Produktionsstrecken und Zubruchgehen von Strecken, hatte Esmeralda lange Zeit Schwierigkeiten mit der Erfüllung der Fördervorgaben durch die Bergwerksleitung. Deshalb wurde 2009 das Abbaugebiet in einen östlichen und westlichen Abbaubereich unterteilt. Die obengenannten Probleme bedrohten zum einen die Gesamtproduktion von El Teniente, andererseits war jedoch der Maschinenpark durch Projektbudget relativ fest vorgegeben und ermöglichte keine zusätzlichen Anschaffungen.



**Abbildung 8: Prozentualer Schadensüberblick in Esmeralda, Grafische Übersicht des Kupfergehaltes (Codelco DET)**

In Esmeralda wird das von den Abzugstrichtern hereingewonnene Erz mit 7 yd<sup>3</sup> Fahrladern auf die Zwischentransportsohle Teniente 7 abgefördert, von dort aus schließlich über die Haupttransportsohle nach über Tage gefördert. Verbesserungen der Koordination und Kommunikation zwischen den Unterprozessen, bspw. Fahrlader Bedienung und Zwischentransport-Abfertigung, führten zu verringerten Wartezeiten und optimiertem Betrieb.

Ab 2011 wurde von Seiten der Esmeralda Bereichsleitung der Versuch angedacht, auch höhergradiges Erz mit einem Gehalt von 1,0 - 1,5% aus den Störungsbereichen auszuerzen, damit würden zusätzliche Abbaueinbußen von anderen Bereichen kompensiert werden können. Bei diesem Projekt "Contingency project Panel Nr. 1 Mina Esmeralda" wurden schließlich zusätzlich zu den bestehenden eigenen 10 t Fahrladern der Grube auch PAUS PMKM Muldenkipper mit 22 t Nutzlast erfolgreich im Mieteinsatz verwendet.

#### **4 Hermann PAUS Maschinenfabrik in Chile**

PAUS ist ein emsländisches Maschinenbauunternehmen, in dessen umfangreichen Produktportfolio der Fertigungsschwerpunkt insbesondere auf Spezialmaschinen für den Einsatz im untertätigen Bergbau und Tunnelbau liegt. Neben klein- bis mittelgroßen Fahrladern, Muldenkippern und Beraubefahrzeugen werden vor allem Fahrzeuge gemäß kundenspezifischer Anforderungen und Aufgabenstellungen für jegliche untertägige Arbeiten und Gegebenheiten gefertigt. Besonderes Augenmerk wird auf eine leichte und bequeme Handhabung, die Erfüllung hoher Sicherheitsstandards, lange Lebensdauer und den Einsatz moderner Technik gelegt, womit sich PAUS seit rund 45 Jahren international einen hervorragenden Ruf als verlässlicher Partner im Bergbau erarbeitet hat.

Das Unternehmen bearbeitet seit 2002 den chilenischen Markt über eine Tochterbeteiligung. Diese war ab 2006 zudem Sprungbrett für die Eröffnung und Betreuung des gesamten lateinamerikanischen Marktes, bevor ab 2010 gemeinsam die aktuell bestehende Vertriebsstruktur mit zusätzlichen lokalen Partnern in Bergbauländern wie Peru, Mexico und Argentinien aufgebaut wurde.

Die Hauptaktivitäten von Paus Chile liegen bei Vertrieb, Inbetriebnahmen, Schulungen jeglicher Art sowie Service, Diagnose- und Reparaturen bei Kunden vor Ort bis hin zu Generalüberholungen von Fahrzeugen im eigenen Workshop. Lokaler Service, persönliche Kontakte und kurze Reaktionszeiten steigern die Kundenzufriedenheit. Die wichtigste Stellung im Kundenportfolio nimmt Codelco Chile ein, ca. 45% der durch Paus Chile vertriebenen Fahrzeuge laufen im Untertagebergwerk El Teniente, sowohl über Direktbeschaffungen in Ausschreibungsprozessen als auch über im Vortrieb und der Förderung arbeitende Kontraktoren (ohne Mexico, Peru)

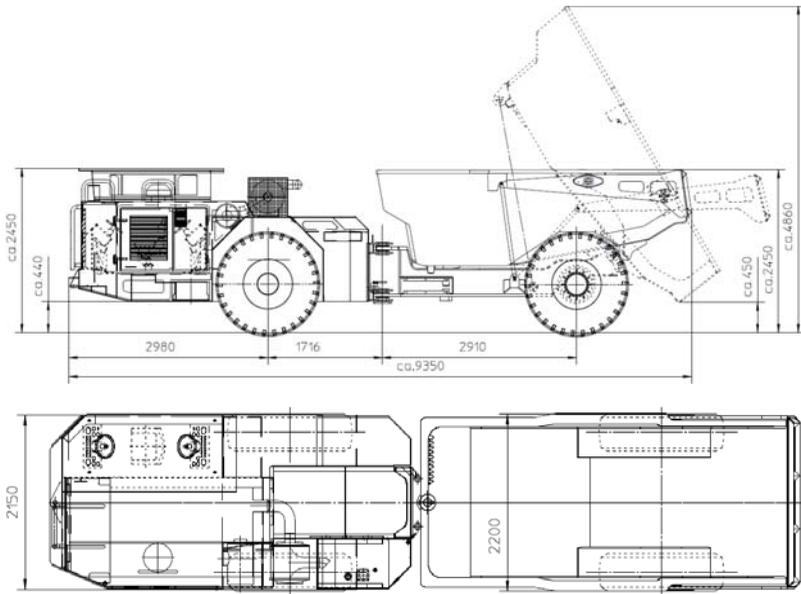
Seit 2012, mit dem Beginn des Einsatzes von Muldenkippern im Bereich Esmeralda, setzt Paus Chile verstärkt auf den Mieteinsatz von Bergbaufahrzeugen. „In Zeiten ge-

ringerer Überschüsse und erhöhten Kostendruckes mit geringeren Sachinvestitionen setzen die Bergwerksunternehmen vermehrt auf den Mieteinsatz mit integriertem vorbeugender Wartung von Bergbaufahrzeugen, um notwendige Flottenerweiterungen durchführen zu können, insbesondere bei Projekten mit begrenzter Laufzeit.

## **5 PAUS Muldenkipper Modell PMKM 10.010**

Der PAUS Bergbau-Muldenkipper Modell PMKM 10.010 mit Caterpillar C9.1 acert Motor, Dana Getriebe, Kessler D81 Achsen und überarbeiteter Elektrik, Hydraulik und Kabinengestaltung wird seit 2011 erfolgreich im untertägigen Transport unter extremen Bedingungen in Russland und Südamerika eingesetzt. Der robuste, knickgelenkte, allradangetriebene Muldenkipper ist für kleine und mittelgroße Grubenbaue und Tunnelbaustellen konzipiert worden. Vorteilhaft sind vor allem das kompakte Design, der leistungsstarke, wassergekühlte Motor und ein gutes Gewichts-/Leistungsverhältnis, das speziell im Rampenbetrieb neue Maßstäbe setzt. Bei hoher Kapazität, Wendigkeit und Schnelligkeit werden die Betriebskosten niedrig gehalten. Die Standardmulde bietet 22 t Nutzlast bei 11,5 m<sup>3</sup> Muldenvolumen und ist auf LHD-Beladung und schnelle Entladung optimiert. Eine automatische Heckklappe maximiert den Materialtransport insbesondere in Steigungen. Augenmerk wurde zudem auf eine leichte, bequeme Bedienbarkeit und einfache Wartbarkeit gelegt. Beladen werden Geschwindigkeiten über 25 km/h erreicht, generell ist das Kundenfeedback positiv.

Mit dem PMKM 10.020 wurde 2013 eine Sonderversion mit Vorderachsfederdämpfungssystem, dass in dieser Nutzlastklasse einzigartig ist, für komfortablere Fahreigenschaften entwickelt. Diese Maschine kam nach längerer Probezeit in Deutschland zu Testzwecken nach Chile und wird insbesondere auf unebenen Strecken von den Bedienern bevorzugt. Im praktischen Einsatz in Codelco zeigte sich die Notwendigkeit einer intensiveren Begleitung, da der erhöhte Komfort die Bediener zu deutlich schnellerem Betrieb als bei vergleichbaren Fahrzeugen mit konventioneller Achslagerung verleitet. Diese Voraussetzung war insbesondere im Mietvertrag mit integrierter Wartung in Codelco El Teniente gegeben.



**Abbildung 9: Abmaße des PAUS Muldenkippers PMKM 10.010, Nutzlast 22 t, Muldivolumen 11,5 m<sup>3</sup> (SAE heaped)**

<p><b>PMKM 10020 – Knickpendel/Vorderachsfederung</b> Hydropneumatische Vorderachsfederung mit Knickpendelgelenk:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Die neue hydropneumatische Vorderachsfederung ist für den untätigen Berg- und Tunnelbau konzipiert worden. Die Federung nivelliert verändernde Lastzustände automatisch aus. Mit diesem System aus Vorderachsfederung und Knickpendelgelenk sind Höchstgeschwindigkeiten selbst bei extrem schlechten Fahrbahnverhältnissen möglich.             <ul style="list-style-type: none"> <li>Federweg <math>\pm</math> 100 mm, Pendelwinkel 12°</li> </ul> </li> <li>Achsfederung besteht aus folgenden Komponenten:             <ul style="list-style-type: none"> <li><input type="checkbox"/> 1 x Querlenker</li> <li><input type="checkbox"/> 4 x Längslenker</li> <li><input type="checkbox"/> 2 x Hydraulische Stoßdämpfer</li> </ul> </li> </ul>	<p><b>PMKM 10020 – Mulde</b> Verstärktes und optimiertes Muldendesign für PMKM 10020:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Muldivolumen/-nutzlast, SAE gehäuft: 11,5 m<sup>3</sup>, 22.000 kg</li> <li>Leergewicht: 4.500 kg</li> <li>Die Radkästen wurden mehr in die Mulde integriert (geringere Radien), um Anbackungen, speziell bei klebrigem Material, zu minimieren und die Schüttgeschwindigkeit zu erhöhen.</li> <li>Der Muldenrand wurde verstärkt, damit Deformationen beim Beladen mit Fahrladern reduziert werden.</li> <li>Die Muldeninnenseiten wurden mit Verschleißleisten verstärkt, damit Deformationen beim Beladen minimiert werden.</li> <li>Verschleißschutz (Hardox 400) am Muldenboden und -seiten</li> </ul>
---	--

**Abbildung 10: Übersicht des PMKM 10.020 (PAUS)**

## 6 Mietensatz der Paus Dumper in Codelco Chile

Die erste Direktinvestition über einen 20 t Paus Muldenkipper wurde 2002 durch El Teniente getätigt.

Im Rahmen des Esmeralda Projektes "Panel 1" wurde 2011 gezielt die Vermietung mit integrierter Wartung von Muldenkippern der 20 t Klasse von El Teniente ausgeschrieben. Nur die Bedienung sollte durch Codelco Personal erfolgen. Aufgrund der Neuausrichtung vorhandene Bewetterungsstellen als Gewinnungsstrecken zu verwenden, mussten die Maschinen in kleinen, verfügbaren lichten Streckenhöhen unter 3,0 m betrieben werden. PAUS wurde unter weiteren Zulieferern in die engere

Auswahl bezogen. Es ging um einen auf zwei Jahre begrenzten Mieteinsatz für das Auserzen aus gestörten Bereichen mit einer geplanten täglichen Fördermenge von 2.000 t; beginnend im 2. Semester von 2012. Aufgrund eines technisch und preislich überzeugenden Angebotes gewann PAUS Chile diesen Vertrag. Damit wurden die Maschinen als auch der Paus Service fest in El Teniente im Bereich Esmeralda integriert. Wie sich im Nachhinein zeigte waren die 22 t Dumper von PAUS eine optimale Wahl für die engeren Strecken und den Rampenbetrieb. Aufgrund der relativ geringen verfügbaren Zeit zwischen Vertragszuschlag im Mai und Start Ende Juli 2012 kamen zuerst zwei Tunnelbau-Dumper PMKT 10.000 (20 t) zum Einsatz, von denen nach Ankunft der neuen PMKM 10.010 schließlich ein Fahrzeug als Reservemaschine im Bergwerk verblieb.



**Abbildung 11: Blick auf den in El Teniente zugewiesenen Service Bereich im Panel 1, Esmeralda, 2013**



**Abbildung 12: Beladung durch 6-7 yd<sup>3</sup> Fahrlader sowie Entladung in höher gelegene Aufgabestationen**

Ursprünglich wurde der Vertrag für 2 x20 t Dumper ausgeschrieben, welche im Dreischichtbetrieb 24 h, 7 Tage die Woche verfügbar sein mussten. Aufgrund der

guten Erfahrungen wurde von der Esmeralda Bereichsleitung schließlich eine dritte Maschine in den Vertrag inkludiert, um eine weitere Ortsbrust auszuerzen. Zudem wurde um die maximale mechanische Verfügbarkeit zu gewährleisten, eine vierte Maschine als Reservedumper für längere Wartungen oder außerplanmäßige Standzeiten geordert. Insgesamt beläuft sich die Paus Muldenkipperflotte bei El Teniente auf vier Fahrzeuge; 3 x PMKM 10.010 und 1 x PMKT 10.000.

In den Verträgen zwischen Codelco und Paus wurde eine Fahrzeugverfügbarkeit von 85 - 100% vereinbart, die bei Nichterfüllung zu Kürzungen bzw. zu komplett Streichungen der monatlichen Mietzahlungen führen kann. Dabei ist zu beachten, dass Codelco komplett für die Bedienung der Fahrzeuge verantwortlich ist. Für Codelco hat der Betrieb der Muldenkipper mit einer Nutzlast von 22 t deutliche Vorteile in den kleineren Streckenquerschnitten.

Die Paus PMKM 10.010 wurden optimal durch Atlas Copco 1030 sowie Cat R1600 Fahrlader mit 2 bis 3 Schaufelfüllungen in den Förderbereichen vom Panel 1 beladen und entladen nach einer 800 - 1200 m Fahrt inklusive 11%iger Rampe entsprechend 20 - 23 t Kupfererz in die nächstgelegene Aufgabestation. Die betonierten Strecken in Teniente befinden sich in einem sehr guten Zustand und werden an den Beladepunkten durch die LHD Bediener sauber gehalten.

Während mit den PMKM 10.010 je Transportzyklus etwa 18 min gemittelt werden, benötigen geübte Bediener mit dem neuen PMKM 10.020 mit Vorderachsdämpfung mit 12 min etwa 33% weniger Zeit. Codelco überzeugten insbesondere die kompakte, robuste und sichere Konstruktion der Fahrzeuge unter Verwendung von Qualitätskomponenten und das optimale Transportvolumen, dass mit einer automatischen Heckklappe gewährleistet wurde.

Paus Chile besetzte den Vertrag im 4-Schichtbetrieb mit je zwei Monteuren, zu welchen während der administrativen Tagesschicht (turno A) ein Sicherheitsbeauftragter, Vertragsverwalter und ansässiger Ingenieur gehören.

Als Ergebnisse und Fazit lassen sich direkte beidseitige positive Erfahrungen aus dem Einsatz festhalten:

- Trotz einer ursprünglichen Laufzeitbegrenzung von 24 Monaten erfolgte eine Vertragslaufzeitverlängerung für die Miete mit Service um 60%.
- Während der Vertragslaufzeit wurden mithilfe der drei Dumper etwa 840.000 t Mineral abgefördert, bei einem angenommenen Gehalt von 1% Kupfer entspricht dies 18 Mio. lb Feinkupfer.
- Während der kompletten Laufzeit wurden 100% mechanische Verfügbarkeit erzielt.
- Die PMKM 10.010 wurden von den Bedienern durchweg akzeptiert.
- Der neue PMKM 10.020 mit hydropneumatischer Vorderachsaufhängung wird vom Bedienpersonal bevorzugt gefahren.

- Aufgrund positiver Ergebnisse wurde ein weiterer Mietvertrag über einen PMKM 10.010 mit Codelco Salvador abgeschlossen, in dem auch die Bedienung der Fahrzeuge durch Pauspersonal gefordert ist.
- Die generelle Kundenzufriedenheit von El Teniente wird über einen ständigen Ansprechpartner auch für andere Maschinen von PAUS innerhalb des Bergwerkes entscheidend gesteigert.
- Der lokale Service und kurze Reaktionszeiten sind garantiert.
- Wissensbasis: die PAUS Muldenkipper unter realen Einsatzbedingungen kontrolliert eingesetzt werden, der Test neuer Dumper Entwicklungen wird erleichtert und positiv angenommen.
- Die Akquise von Fachpersonal wie Monteuren und Sicherheitsbeauftragten wird vereinfacht.
- Die Verwendung von Paus eigenem Personal beim Service der Maschinen erhöht die Arbeitssicherheit und gewährleistet eine optimale Wartung und vorausschauende Ersatzteilbevorratung. Dies führt zu einer starken Erhöhung der Fahrzeugverfügbarkeit.
- Der gegenseitige Aufbau von Schlüsselkontakte und die kontinuierliche Präsenz sorgen für schnelle Unterstützung bei generellen und spezifischen Themen.
- Mit diesem Vertrag geht eine Diversifizierung und Änderung des Geschäftsmodelles mit PAUS Chile einher, wobei das Verkaufsgeschäft um eine Mietflotte in Chile ergänzt wurde, mit den Vorteil in schwierigen Zeiten im Bergbausektor Umsätze generieren zu können.

**Dipl.-Ing. Olaf Patz**

o.patz@paus.cl

Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH  
Lateinamerika Limitada  
Americo Vespucio Norte 2880 oficina 801-802  
Conchalí, Santiago de Chile

**Dipl.-Ing. Franz-Josef**

**Paus**

info@paus.de

H. Paus Maschinenfabrik GmbH  
Siemensstraße 1-9  
48488 Emsbüren

**Dipl.-Ing. Dieter**

**Plagemann**

dplagemann@paus.de



## **Fernförderung von Injektionsharzen**

**Torsten Niklaus**

**Dipl.-Ing. Ralf Schmidt**

RAG Deutsche Steinkohle AG

Der Fachvortrag seitens der RAG Deutsche Steinkohle AG befasst sich mit der Fernförderung von Injektionsharzen. Für weitere Informationen wenden Sie sich an die RAG Deutsche Steinkohle.

**Torsten Niklaus**

**Dipl. Ing. Ralf Schmidt**

RAG Deutsche Steinkohle AG  
Shamrockring 1  
44623 Herne



## Errichtung und Betrieb von zwei Steilbunkern zur Vergleichmäßigung der Rohsalzqualität im Grubenbetrieb Unterbreizbach der K+S KALI GmbH

Dipl.-Ing. Christian Kunze  
 Dipl.-Ing. Martin Wohlfarth  
 K+S KALI GmbH

Als Teil des Werkes Werra der K+S KALI GmbH versorgt die Grube Unterbreizbach die beiden Fabriken Unterbreizbach und Wintershall mit verschiedenen Rohsalzgemischen. Zur optimalen Verarbeitung der Rohsalze in den jeweiligen Fabrikanlagen ist die Zusammensetzung und Vergleichmäßigung von entscheidender Bedeutung. So werden für die Förderung nach Unterbreizbach carnallitische und sylvinitische Rohsalze und für die untertägige Zuförderung nach Wintershall kieseritische und sylvinitische Rohsalze gemischt. Um diese Rohsalze getrennt speichern und nachgeschaltet auch bedarfsgerecht mischen zu können, wurden als Ergänzung sowie Ersatz für bereits bestehende Bunkeranlagen im Zeitraum von 2010 bis 2014 zwei weitere Steilbunker am Kreuzungspunkt der südlichen Hauptbandachse und der 14. südlichen Abteilung Osten errichtet und erfolgreich in Betrieb genommen. Bedingt durch die historische Entwicklung des Förderkonzeptes der Grube, wird das in Abbildung 1 dargestellte neue System aus Steilbunkern und Bandanlagen als Förderpunkt 4 bezeichnet.

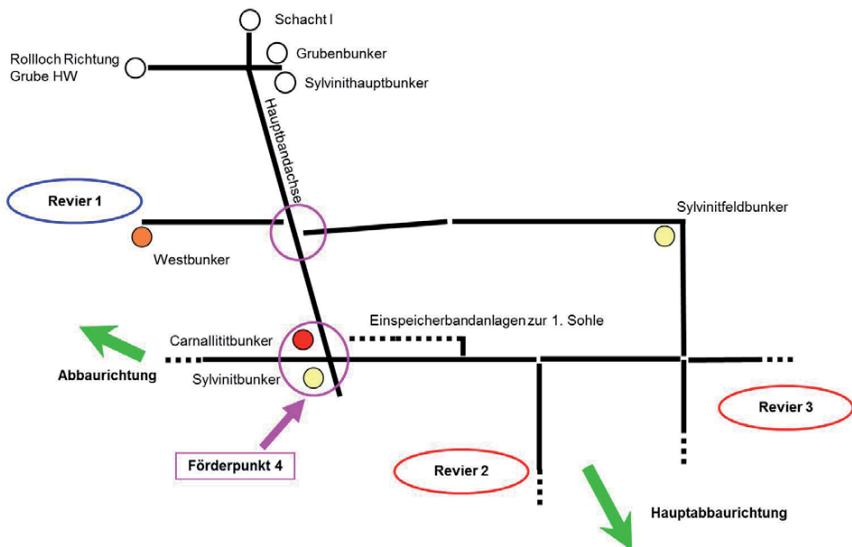


Abbildung 1: Förderkonzept Grube Unterbreizbach ab August 2012

Basierend auf den Erfahrungen bereits in den Bergwerken der K+S-Gruppe betriebener Bunkeranlagen und unter Beteiligung interner sowie externer Fachleute (u. a. Fa. Schwedes + Schulze Schüttguttechnik GmbH) wurde zunächst ein Carnallitbunker geplant. Neben einem möglichst großen Querschnitt des bergmännisch durch Bohren und Sprengen herzustellenden Hohlraumes, gingen zur Gewährleistung des Massenflusses folgende weitere Randbedingungen in die Planungen ein:

- möglichst große aktive Breite der Abzugsorgane
- Neigung der Abzugsorgane um ca. 10° in Förderrichtung
- Öffnung des Stahlbaus um ca. 5° in Förderrichtung
- Neigung der Seitenwände gegen die Vertikale
- geringe mittlere Rauheit der Innenbleche
- weitestgehende Entkopplung des Stahlbaus vom umgebenden Gebirge
- Regelung der Ausspeichermenge in Abhängigkeit von der Rohsalzzusammensetzung

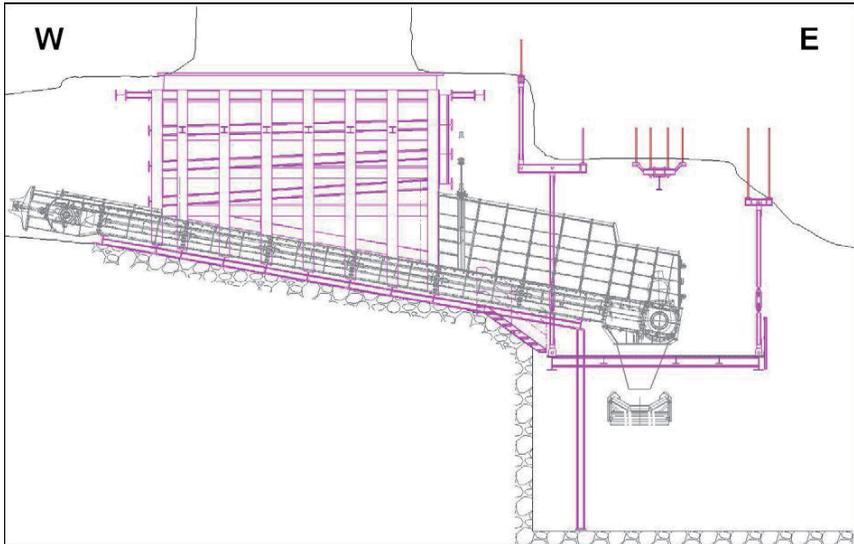
Die Bunkerröhre und die Strecke, in der die Abzugsorgane installiert wurden, liegen im standsicheren mittleren Werrasteinsalz, dessen Mächtigkeit die resultierende Bunkerhöhe begrenzt. Als sprengtechnischer Einbruch wurde ein Kernring-Bohrloch mit einem Durchmesser von 1.500 mm hergestellt. Die Sprengbohrlöcher wurden anschließend überwiegend vom Niveau der 1. Sohle seiger fallend gebohrt und hatten bedingt durch die verwendete Bohrtechnik (Erkundungsbohrgerät vom Typ Diamec 252) einen Durchmesser von 52 mm. Die Sprengungen erfolgten ringförmig vom Niveau der 1. Sohle auf das Kernring-Bohrloch, wobei bis zum Ende der Sprengarbeiten eine Schwebelage von ca. 6 m Mächtigkeit als Arbeitsebene belassen wurde.

Bei den Abzugsorganen fiel die Wahl auf zwei einseitig angetriebene, frequenzgeregelt Doppel-Kettenband-Förderer vom Typ KF2500 der Firma HAZEMAG & EPR GmbH mit einer aktiven Breite von 2.500 mm und einem Achsabstand von 17.500 mm. Der in Abbildung 2 dargestellte freistehende Stahlbau am Bunkeraustrag wurde durch die Fa. IPROconsult GmbH Dresden geplant und durch die Fa. Heinz Wegwart + Partner Stahl- und Anlagenbau GmbH gefertigt sowie montiert. Die untertägige Errichtung erfolgte im Zeitraum von Juli 2011 bis Februar 2012.

Nach dem Umschluss der Bandanlagen und Anbindung des Bunkers an die vorhandene Bandinfrastruktur in der Sommerpause 2012 fand die Inbetriebnahme im August 2012 ohne größere Probleme statt.

Nach Inbetriebnahme des Carnallitbunkers war es möglich, den bisher genutzten Ostbunker außer Betrieb zu nehmen und die vorhandenen Kettenförderer für die Folgenutzung im geplanten Sylvinitbunker aufzuarbeiten und zu optimieren. Die beiden Förderer stammen ursprünglich aus der Grube Salzdetfurth, in der sie 1975 erstmals in Betrieb genommen wurden. Im Zeitraum 1995/1996 erfolgten im Rah-

men der Umsetzung in die Grube Unterbreizbach die ersten technischen Anpassungen (u. a. Umbau auf einseitigen hydraulischen Antrieb mit 55 kw Leistung und konstruktive Änderung der Antriebsrahmen).



**Abbildung 2: W-E-Schnitt Liegendbereich Carnallitbunker**

Bei der Planung des Hohlraums und Stahlbaus für den Sylvinitbunker galten im Wesentlichen die gleichen Randbedingungen wie beim Carnallitbunker. Allerdings wurden die Sprengbohrlöcher aus Gründen der Genauigkeit überwiegend vom Niveau der Abzugsstrecke seiger schwebend gebohrt. Die Sprengungen erfolgten analog zur bereits beschriebenen Verfahrensweise beim Carnallitbunker.

Die Geometrie des Stahlbaus musste an die vorhandenen Kettenförderer KF2010 mit einer lichten Breite von 2.010 mm und einem Achsabstand von 16.400 mm angepasst werden. Das zu fördernde sylvinitische Rohsalz stellte eine weitere Einflussgröße für die Auslegung des Stahlbaus dar. Aufgrund der Erfahrungen mit Ost- und Carnallitbunker wurden z. B. die aktiv mit Rohsalz beaufschlagten Flächen der Kettenförderer nicht wesentlich vergrößert, die Seitenabstützungen des Stahlfachwerkes etwas modifiziert und Schnittstellen für die Montage geändert. Die Montage vor Ort begann im März 2014 parallel zum laufenden Betrieb der Grube. Nach Anbindung des Bunkers an die Bandinfrastruktur startete der Probebetrieb mit Rohsalz am 01.12.2014. Anfang Februar 2015 wurde die Anlage mit einigen geringfügigen Modifikationen (z. B. optimierte Positionierung der Kettenrissüberwachung, Änderung der Überwachung minimaler Füllstand) ebenfalls erfolgreich zur Nutzung im Regelbetrieb übergeben.



**Abbildung 3: Sylvinitbunker Förderpunkt 4**

**Dipl.-Ing. Christian Kunze**  
Christian.Kunze@k-plus-s.com

**Dipl.-Ing. Martin Wohlfarth**  
Martin.Wohlfarth@kali-gmbh.com

K+S KALI GmbH  
Werk Werra  
Hattorfer Straße  
36269 Philippsthal



# The application of toothed drive in the underground railway transport systems as regards the improvement of safety and effectiveness of operations

Leszek Żyrek, Henryk Tarko, Tomasz Budniok, Prof. Dr. Franz Becker  
Becker Mining Systems AG

## Summary

The changing conditions of conducting the transport lead to the fact that increasingly better solutions are being applied in the systems. The use of toothed drive in the transport by means of suspended and floor mounted railways with their own drive definitely changed the parameters of conducting such transport. The use of toothed drive in the floor mounted railways led to the possibility of achieving the pulling force of 300 kN and the possibility to apply it within the inclination of 35°. However, the toothed drive in the suspended railways can be applied independently or in the cooperation with friction or friction-toothed drive. The toothed drive can be used within the whole length of transport route or only at its certain sections. Frequently, the toothed drive is used in the most difficult conditions, for example due to the inclination and ambient conditions. The use of toothed drive eliminates all the drawbacks of friction drive which contributed to increasing the effectiveness and safety in the transport systems. The examples of different solutions of applying the toothed drive within mine conditions have been presented in the article.

## Keywords

applied transport systems, suspended and floor mounted railways with toothed drive, the use of toothed drive in the transport of materials and people, toothed drive

## 1 Introduction

The extraction of coal seams is conducted within deeper and deeper levels. Frequently, the extraction operations are conducted below the availability level. As a result of technical reconstruction the transport by suspended railways with their own drive is being developed dynamically. The concentration of extraction required effective operation of transport system both during standard advance of the longwall as well as while it is retooled. The time needed to relocate the equipment of the exploitation front is essential due to the downtime in extraction. While the longwall is being retooled, 3 5 thousand tons of equipment together with the whole infrastructure is being relocated. Therefore, in order to conduct such task it is essential to construct such system to transport materials and personnel. Particular attention is to be given to safety of operating these devices. The transport conducted with its own drive has many advantages, such as higher mobility or effectiveness, however its labour intensity is lower as well. The use of toothed drive in the suspended and

floor mounted railways changed the way it is conducted. The mining-geological conditions often necessitate the use of better and better solutions in the applied transport systems. The solution of toothed drive is innovative and at the same time universal in its application regardless of the ambient conditions.

The toothed drive is used in floor mounted and suspended railways. Modular configuration of railways enables to use the same elements in both the transport conducted on the floor as well as the suspended transport. In the transport of floor mounted railways with their own drive the following are used:

- the diesel floor mounted locomotives KSZS with their own drive with the power of 95,96 kW as well as 148 kW. They reach maximum pulling force of 300 kN,
- the manoeuvre diesel toothed locomotive MSZS 900/95 with maximum pulling force of 300 kN,
- the electric floor mounted rack and pinion railway KSZ - 650/900/30/60-A with maximum power of 60 kW and pulling force of 240 kN,
- the electric floor mounted rack and pinion railway KSZ900/100 with maximum power of 110 kW and the pulling force of 300 kN.

In the transport of the suspended railways with their own drive the following are used:

- the diesel suspended monorails with friction drive KPCS with the power of 95,96 and 148 kW and maximum pulling force of 240 kN,
- the diesel suspended monorails with friction-toothed drive KPCS with the power of 95,96 and 148 kW and the maximum pulling force of 240 kN,
- the diesel suspended rack and pinion monorails KPZS with the power of 95,96 and 148 kW and the maximum pulling force of one HZA drive 20 kN,
- the electrohydraulic manoeuvre locomotives type CMEH-22 and CEH-22 with maximum pulling force of 60 kN for two HZA drives

On the basis of many years of experience in using different solution in the applied transport systems, special attention should be given to the locomotives in which toothed drives are used.

The dynamics of the transport system development is presented in Table 1 (it refers to the Polish market).

**Table 1: The specification of route length and means of transport in selected periods of time**

No.	Year	2000	2007	2014
Suspended and floor mounted rope-driven railways				
1	Amount [pcs]	-	495	149
	Route length [km]	416	462,65	108,875
Suspended railways with their own drive				
2	Amount [pcs]	-	211	542
	Route length [km]	152,0	540,5	978,004
Floor mounted railways with their own drive				
3	Amount [pcs]	-	49	47
	Route length [km]	-	47,3	38,212
Windlass for rail transport				
4	Amount [pcs]	1124	-	-
	Route length [km]	239,0	-	-
5	The total length of transport route [km]	807,0	1050,45	1125,091
6	The percentage of no.2 in the length of transport routes [%]	18,8	51,5	86,9
7	The number of active mines	42	32	30

Two seven-year-periods have been selected for the analysis. In the year 2000 - 2014 the number of mines has decreased by 12, i.e. 26,6%. Systematically, the length of transport routes is being increased while the number of mines is decreasing. The length of routes and the number of rope-driven railways decreases after 2007 and they are replaced by the railways with their own drive. During 14 years the length of railways routes with their own drive increased six fold. However, the number of railways within 7 years (2007-2014) has increased by 2,5 times. The percentage of transport route lengths for suspended railway with their own drive to the total length of transport routes was 18.8% in 2000, but 86,9% in 2014. The transport by means of windlass for the rail transport after 2006 was of minor importance.

The suspended railways with their own drive are being introduced by seven offerors.

## 2 The specification of the drive applied in the railways of Becker Warkop Company

The important element for the applied transport is the specification of the applied drive. The above situation has been presented in Table 2.

**Table 2: The specification of means of transport with regard to the drive type introduced to the market until 2014**

No.	The name of business entity	Floor mounted rack and pinion railways [pcs]	The suspended railways with the following types of drive [pcs]		
			friction	toothed-friction	toothed
1	KW S.A.	22	17	20	-
2	JSW S.A.	23	16	34	8
3	KHW S.A.	9	3	8	7
4	Tauron Wydobywanie S.A.	1	-	5	-
5	LW Bogdanka S.A.	-	-	-	-
6	PG Silesia Sp. z o. o.	1	-	-	-
7	Total	56	36	67	15

As Table 2 presents, the diesel floor mounted rack and pinion railways are offered to be used only by Becker-Warkop. However, the percentage of suspended railways with their own drive amounting to 118 pieces in the total number of railways introduced to the market is 21,5%.

The friction drive is used in 36 railways, i.e. 30,5%. However, the number of operating suspended railways, i.e. 67 pieces, in which friction-toothed drive is used is 56,8%. The friction-toothed drive, apart from Becker-Warkop company, is offered also by Scharf company in the amount of 7 pieces. The toothed drive is used in 15 pieces of suspended railways which is 12,7%.

On the basis of Table 2, we claim that 69.4% of the number of suspended railways with their own drive has at least one toothed drive.

The percentage of suspended and floor mounted railways with their own drive in the total number of railways introduced to the domestic market is 30,2%.

For the suspended railways with their own drive the universal route BWTU-50/130 can be applied for transport, which is capable of carrying longitudinal loading of 130 kN.

## 3 The application of toothed drive overseas

The rapidly developing transport systems with the use of toothed drive have their application overseas as well. It refers to using the toothed drive in both floor mounted and suspended railways.

Such solutions are applied among others in China, Russia or in Turkey.

### 3.1 The solutions used in China

30 pieces of locomotives for suspended and floor mounted railways with their own drive have been delivered to the Chinese market. The specification of these means of transport with regard to the type of drive applied has been presented in Table 3. 73,3% out of the delivered locomotives are the suspended railways with their own drive. Among these railways the toothed drive has been applied in 20% of them. However, the toothed drive for the floor mounted railways has been applied in 26,7% of the locomotives. Special attention should be paid to the locomotive LZS-150.

**Table 3: Specification of the locomotives with regard to the applied drive**

No.	Type of locomotives	Number of locomotives [pcs]	Percentage in the total number [%]
1	KPCS	16	53,3
2	KPCZ	6	20,0
3	KSZS	5	16,7
4	LZS	3	10,0
5	Total	30	100,0

#### 3.1.1 Diesel toothed locomotive type LZS-150

The locomotive LZS-150 is used to transport people, devices and other loads on the rails of underground track as well as the tract equipped with the cogwheel. Figure 1 presents the diesel toothed locomotive type LZS -150 functioning as the toothed haulage.



**Figure 1: Diesel toothed locomotive type LZS-150 functioning as the toothed haulage**

#### 3.1.2 Technical specification

The construction solution and well as traction possibilities allow to conduct transport on the driving track equipped with the cogwheel with the inclination up to  $\pm 30^\circ$ . The driving units of the locomotive are supplied by means of the diesel hydraulic aggregate equipped with diesel engine with the power of 148kW. The locomotive is moved on the rail track with the gauge of 750 or 900 mm. It is equipped with disconnectable toothed drive. This drive enables to negotiate the inclined sec-

tions of the route on the track with built-in inner toothed bar. The bar is also mounted at the section at the adequate distance before and after the inclination in order to enable entering and descending the cog by the drives. The locomotive can cooperate with the rolling stock of the mining underground railway as well as the vehicles assigned for transport. The diesel hydraulic aggregate is equipped with the diesel engine with the power of 148 kW. The fumes are cooled by means of dry and wet fumes cooling system. The engine is integrated with the main hydraulic pump as well as pumps of the auxiliary systems. The main pump supplies the driving units of the rail move or the cogwheel feed. These units are located in both cabins of the railway. The aggregate is suspended within the cabin units by means of special hinges. Thanks to such solution the weight of the aggregate is in 100% used for the load on the driving wheels and this contributes to high power of coupling of the friction wheels with the rail. The effect of such coupling is the possibility to fully use the power in the function of locomotive drive. Moreover, the system ensures correct operation of the toothed drive and the grips of the locomotive fulfil the safety function. Every unit of the toothed drive is equipped with four hydraulic engines and has the possibility of controlling a number of active engines, which makes it possible to adapt the machine to the required pulling force. The reduction of active engines enables to increase the feed speed. The locomotive has been equipped with the electric installation with the role of: supplying the devices, realizing the algorithm of control, the control of single devices, circuits with regard to damage as well as constant measurement of the machine operation. The control boxes are mounted in each cabin as well as in the engine part. They are used to both authorize the selected cabin or engine part to be switched on or off. The locomotive is equipped with the basic elements as well as auxiliary elements which increase safety during extraction operations.

### **3.1.3 Assignment of the locomotive**

It is assigned to be used for transport in underground mines of coal, ores, salt and other minerals in the areas marked as “a”, “b” and “c” of methane explosion hazard and class “A” and “B” of coal dust explosion hazard.

### **3.1.4 The functions of LZS-150 locomotive**

The locomotive may have the function of:

- Haulage
- Locomotive

The technical parameters of LZS-150 common for both haulage and locomotive function:

the haulage empty weight	23,0 t
construction type	articulated, three-body
length	9,70 m
width	1,15 m
height	1,68 m
diesel engine	compression ignition with the power of 148 kW
type of fumes cooler	dry with the rinser
drive transmission	hydrostatic
the radius of curve within the horizontal plane	R = 4m
fuel tank capacity	150 l

### **3.1.5 Technical parameters for the toothed haulage function**

the number of hydraulic engines	2 x 4 pcs
pitch diameter of the cogwheel	640 mm
the cogwheel pitch in the route	125 mm
maximum pulling force with v=0,3m/s	240 kN
maximum speed with the pulling force of 60 kN	1,7 m/s
maximum inclination of the drive track	30°
the radius of the curve within the vertical plane	13 m

### **3.1.6 Technical parameters for the locomotive function**

maximum speed	4,4 m/s
drive wheels diameter	560 mm
track gauge	750 or 900 mm
maximum track inclination	± 4
number of hydraulic engines	4 pcs
number of driven wheels sets	4 pcs
maximum pulling force in the function of locomotive, available for the power of 2 m/s with the static coefficient of friction of the rail	M= 0,20 – 40 kN

Brakes:

- manoeuvre brake
- emergency and parking brake – multi-plate in every wheel set

The couplings for special vehicles are assigned only for the locomotive function, however the special couplings for the haulage function can be used in the locomotive function for the dedicated means of transport.

The diesel toothed locomotive type LZS-150 has been applied in Chinese mining in the mine Ding Ji in Huajnam. The first locomotive was used in 2014. It was used to transport material from shaft to the longwall complex. Its task was to negotiate the inclination of up to  $\pm 300$ . The incline with the length of 78 m and the inclination of 22 was located within the transport route. The distance from the shaft to the longwall was 3,5 km. The powered roof support sections with the weight of 20 Mg were situated within the transport route. After introducing the second locomotive, the transport was conducted within the route where the inclination of the mine heading was  $18^\circ$  at the distance of 350 m. At the horizontal headings, it was applied as a locomotive. However, at the inclined sections it was applied as the toothed haulage with the use of grips. The characteristic element was to conduct transport to the dip. The means of transport were attached to the haulage at the front. In order to observe the heading, the camera to observe the screen in the operator's cabin was installed in front of the transport set. The image transmission is conducted by means of the circuit suspended to the transport set. At the inclined sections, the haulage is equipped with the centrifugal switch. The verifying moment for the applied transport set was the transport of 150 pieces of the powered roof support sections. The locomotive is equipped with the methane meter as it is methane mine. However, switching off the diesel locomotive must take place once the level of 1,0% of methane concentration is exceeded. All the machines are equipped with radio control systems. The first machine, by the end of April, has operated for 776 machine hours. The second has operated for 541 mt during five months. Currently, the next, third machine is in operation.

The application of the machine was to replace dangerous rope-driven transport which was the cause of many accidents. Therefore, the safety aim was achieved and the number of accidents decreased. The locomotive is the mobile means of moving the transport. The efficiency was improved. The basic requirement was the change of the kind of transport. The additional requirement was that the means of transport should conduct the transport from the sub-shaft to the longwall without handling.

The applied transport system was verified positively in the conditions of the mine Ding Ji in China.

### 3.2 The solutions used in Russia

The locomotives manufactured by Becker-Warkop company are used in 15 mines. The types of used locomotives have been listed in Table 4.

**Table 4: Specification of the locomotives with regard to the applied drive type**

No.	Type of locomotive	The number of locomotives [pcs]	Percentage in the total number [%]
1	KPCS	35	76,0
2	Beckman (friction)	3	6,5
3	CMEH (friction)	2	4,4
4	KPCZ	2	4,4
5	KSZS	4	8,7
6	Total	46	100,0

On the basis of Table 4, it is claimed that the toothed drive is used in suspended and floor mounted railways with their own drive, which constitutes 13,1% compared to the railways with the friction drive (86,9%).

### 3.3 The solution used in Turkey

In Turkey, in order to transport sections of powered roof supports and the longwall equipment, the following solutions have been applied:

- the manoeuvring diesel floor mounted rack and pinion locomotive MSZS 900/95,
- the diesel toothed suspended locomotive KP-95
- the floor mounted rack and pinion railway type KSZ-900/110

#### 3.3.1 The use of manoeuvring diesel floor mounted rack and pinion locomotive MSZS 900/95

The manoeuvring diesel floor mounted rack and pinion locomotive MSZS 900/95 is assigned to transport sections of powered roof supports, elements of shearers, heavy elements of face conveyors as well as other devices while reinforcing and decommissioning of longwall headings as well as for other transportation tasks.

The manoeuvring diesel floor mounted rack and pinion locomotive MSZS 900/95 consists of the following components:

- diesel-hydraulic aggregate with the power of 95 kW,
- load-bearing frame for the aggregate,
- two drive trolleys,
- breaking trolley,
- pulling rod.

Technical data:

Diesel engine power                      95 kW  
The number of hydraulic engines      maximum 8

Maximum pulling force	300 kN
Parking and safety brake	spring-disc brake
Static braking force of the braking trolley	minimum 1,5 of the pulling force
braking trolley control	adapted to the pulling force
Length	10 590 mm
Height	1 760 mm
Width	1 460 mm
Weight	11 600 kg

The manoeuvring locomotive has radio control.



**Figure 2: The manoeuvring diesel floor mounted rack and pinion locomotive MSZS 900/95**

### **3.3.2 The use of diesel toothed suspended railway type KP-95**

The railway is assigned to transport powered roof supports sections and the longwall equipment in Imbat mine in the city of Soma. It was used as an independent transport device.

The railway was equipped with four toothed drives. The maximum pulling force was 120 kN.



**Figure 3: Diesel toothed suspended railway KP-95**

The maximum inclination of the underground floor was 14°. The weight of the transported section of the powered roof supports was 9,5 Mg. The locomotive was used to transport 112 sections of the powered roof supports. They were transported together with the longwall equipment in record time, i.e. since 27th October to 14th November 2015.

Technical data:

Diesel engine power	95 kW
pulling force	120 kN
maximum speed	2,5 m/s
the drive track profile	1155 equipped with the cog wheel
minimum radius of the curve	
in the horizontal plane	4 m
in the vertical plane	8 m
maximum route inclination	± 30°
length	13 320 mm
height	1 200 mm
width	800 mm
weight	8 100 kg

### **3.3.3 The use of diesel floor mounted rack and pinion railway type K SZ-900/110**

This railway was assigned to transport sections of powered roof supports and the longwall equipment in Park Termik mine in Cayirhan. It was used as an independent transport device.

The railway was equipped with two engines with the power of 55 kW. The maximum pulling force was 300 kN. The maximum inclination of the underground floor was 35°. The weight of the transported section of the powered roof supports was 32 Mg.



**Figure 4: Diesel floor mounted rack and pinion railway type KSZ-900/110**

#### **4 The experience gained on applying the toothed drive in Poland**

The experience gained on applying the toothed drive was based on the results obtained in the following mines:

- KW S.A. the department KWK „Knurów-Szczygłowice”,
- Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.,
- KHW S.A. KWK Mysłowice-Wesoła
- PG Silesja Sp. z o. o.
- Tauron Wydobycie S.A. „KWK Janina”
- „Guido” Historic Coal Mine

##### **4.1 KW S.A. the department of KWK „Knurów-Szczygłowice”**

KW S.A. the department of KWK „Knurów-Szczygłowice”- the suspended monorail type KPCZ-148 was used to transport sections of powered roof supports for reinforcing and decommissioning the face no 31 in seam 405/1, as well as to transport personnel.

The transport route consisted of two types of track:

- BWTU-50/120 with the length of 440 m where the transport with the application of friction-toothed drive was applied,
- ZRP-85 with the length of 1310 m where the friction drive was applied

The critical place was the curve with the switch at the intersection of incline V, seam 405/1 at the junction of the section V with section IV. In the area of the intersection

before the curve, the heading was conducted from the inclination of  $15^\circ$  at the dip directly to the sheer with the inclination of  $19,5^\circ$  at the distance of 30 m after the curve. The curve formed an obtuse angle of  $100^\circ$ . The route between the starting station and mid-station was used to transport the whole equipment for reinforcing face no 31 as well as after its decommissioning. In the longwall advance, the route was used to transport personnel.

The layout of the drive units for transport was used in three variants:

- variant I – at the track BWTU-50/120 3 toothed drives were used placed at the beginning, in the middle and at the end of the set. The pulling force was 116kN. At the track ZRP-85 four friction drives were used. This variant was used for one week.
- variant II – at the track BWTU-50/120 2 toothed drives and 3 friction drives were used with the pulling force of 100 kN. However, with the use of 5 friction drives the pulling force was 90 kN. For the transport at the ZRP-85 track, 4 friction drives with the pulling force of 80 kN were applied.
- variant III – at the track BWTU-50/120 1 toothed drive and 4 friction drives with the pulling force of 110 kN were applied. This variant was used in two versions:
  - version I – for the transport of personnel during the exploitation of face no 31,
  - version II for the work while decommissioning the face no 31

The transport of the KPCS-148 railway included:

- reinforcing the longwall in seam 405/1. The longwall equipment as well as sections of powered roof supports KW-09/26 POz W2/ZRP in linear and chamber versions with maximum weight of 12 325 kg and amounting to 160 pieces were transported. The maximum number of expanded sections was 8 pieces during 24 hours. The reinforcing of the longwall was conducted for 32 days.
- Decommissioning of the face no 31 in seam 405/1. In order to conduct decommissioning, variant III of placing the drives was used in the suspended railway. The decommissioning work lasted for 30 days.

The transport of the personnel was with the use of 4 cabins, 8 people in each.

The suspended monorail KPCZ-148 met the expectations of the user.

#### **4.2 Jastrzebska Spółka Węglowa S.A.**

While analysing Table 2 we can clearly state that among floor mounted and suspended railways with their own drive, the highest number of applied toothed drives operates within JSW S.A. (Jastrzebska Spółka Węglowa S.A.), i.e. 88 pcs, then in KW S.A, i.e. 59 pcs. Therefore, the subject of the subsequent analysis will be the analysis of the length of the transport routes with regard to:

- the route length of the diesel suspended railway,
- the route length of the rope-driven suspended railway,
- the route length of the rope-driven floor mounted railway,
- the route length of the diesel floor mounted railway,
- the route length of the electric floor mounted railway,
- the route length of the wheel transport,
- the length of the route in total.

Table 5 presents the approximate length of the transport route in 2009-2014 and the percentage share of JSW S.A. in the total route length.

**Table 5: The average transport route length in 2009-2014 and the percentage share of JSW S.A in the route lengths in Poland**

No	Transport systems	The average transport route length [km]	The percentage share of the railways and wheel transport in the route lengths [%]
1	Diesel suspended railways	133,3	60,5
2	Rope-driven suspended railways	36,9	4,2
3	Rope-driven floor mounted railways	1,1	0,2
4	Diesel floor mounted railways	11,2	2,6
5	Electric floor mounted railways	1,1	0,1
6	The wheel transport	117,5	32,4
7	JSW S.A.	331,8	100,0

The transport route with the use of diesel suspended railway is extended dynamically and systematically as it is presented at Figure 5. However, the length of the diesel suspended monorail route with regard to the route length in total is 60,5%. It provides evidence that its usage is common.

The route length of the rope-driven suspended railway systematically decreases. Its percentage share in the total route length is 4,2%. These railways are systematically replaced by the railways with their own drive. These railways are exploited to physical wear and withdrawn from use. The situation mentioned above is presented on Figure 6.

The route length of the rope-driven floor mounted railway and the route length of the electric floor mounted railways are of minor importance. Both route lengths constitute 2,6% in the total route length.

The route length of the wheel transport is subject to changes in terms of length. The changes are presented on Figure 8.

Within the analysed period, the route lengths are systematically increased as it is presented on Figure 9. It provides evidence that the work places are being moved further away from the shaft which leads to shortening of the availability time of the personnel.

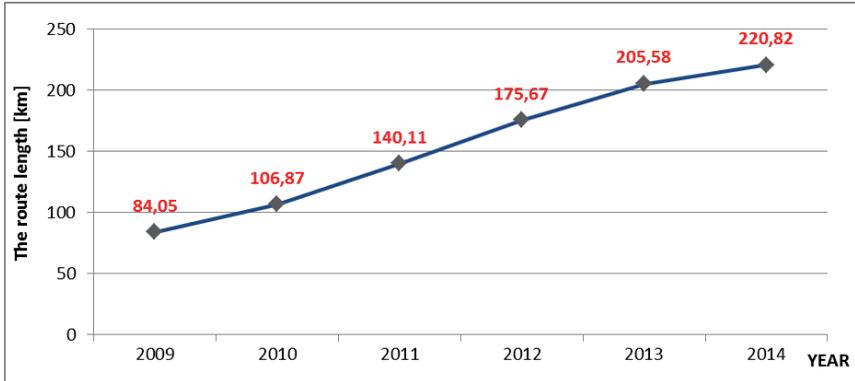


Figure 5: The route length of the diesel suspended railway

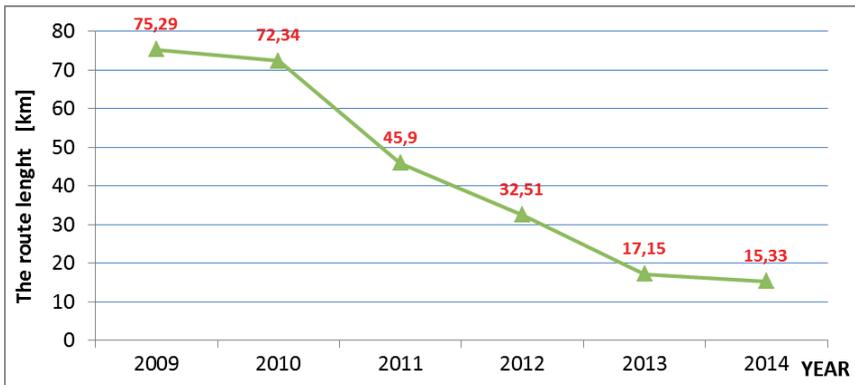


Figure 6: The route length of the rope-driven floor mounted railway

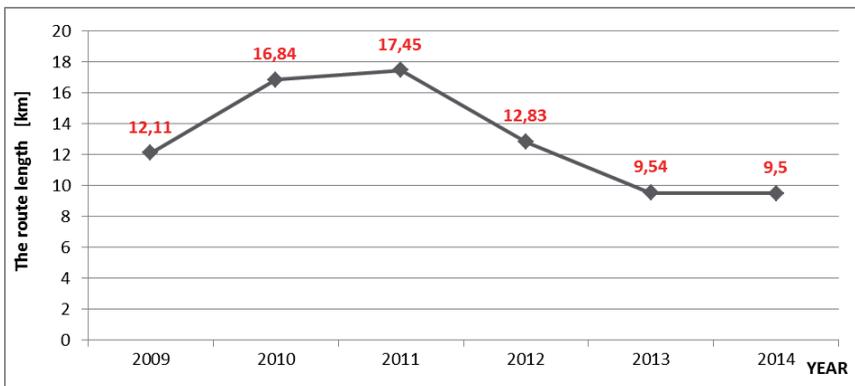


Figure 7: The route length of the diesel floor mounted railway

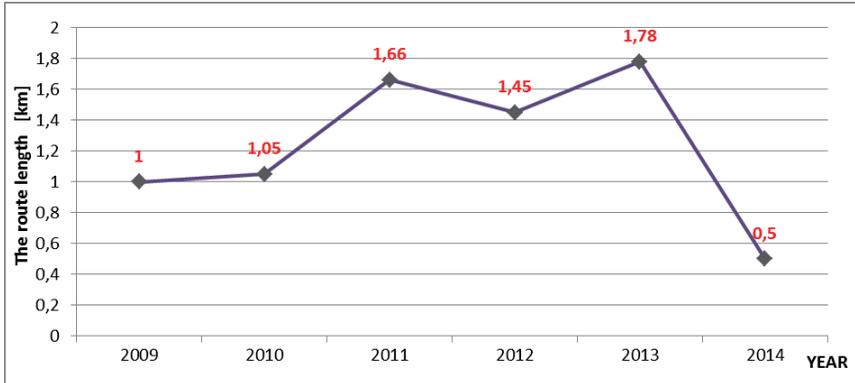


Figure 8: The route length of the electric floor mounted railway

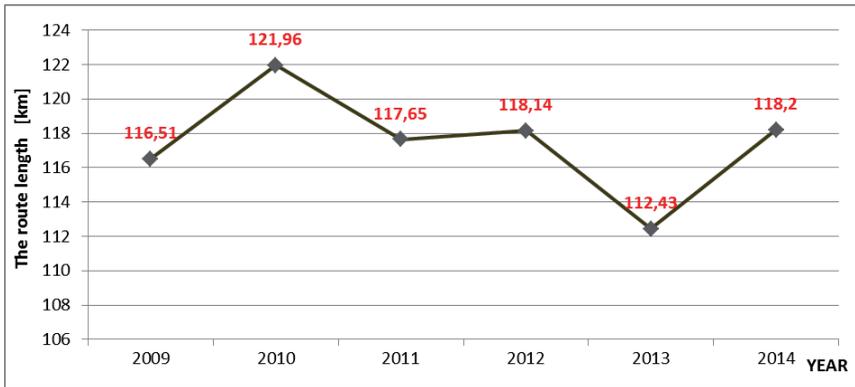


Figure 9: The route length of the wheel transport

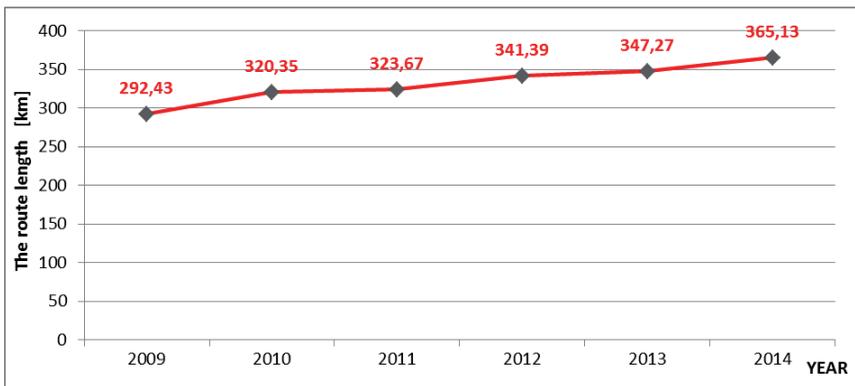


Figure 10: The total route length

### **4.3 KHW S.A. KWK „Mysłowice-Wesoła**

The aim of the attempt was to check the possibility of transporting materials and devices by means of the railway with toothed drive with the speed of 2,5 m/s. In order to conduct the attempt of the railway drive, a straight section in the ventilation gallery west in part B1, seam 510 between the incline III was selected. Before the attempt, the measurement of pulling force, braking, the speed of triggering the centrifugal switch 'HAVE' and the inductive speed sensors was conducted.

The hydraulic connection of engines MS-18 was done as it enabled the operation of all four drive engines at the II gear (the current configuration includes possible connection of engines in the mode of higher speed; 3x II gear + 1x I gear).

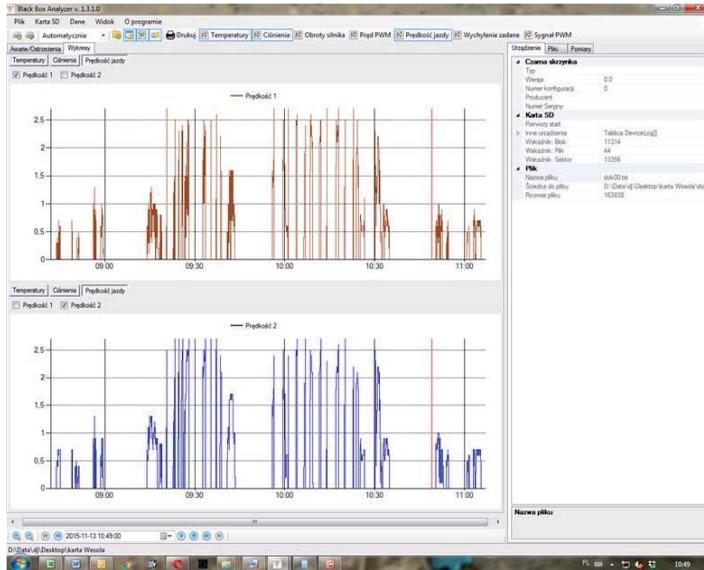
#### **4.3.1.1 Technical conditions while conducting the drive attempt:**

- driving track, toothed, suspended type BWTU-50/120, mounted in underground headings assigned for personnel transport
- the length of the driving track 1 045 m.
- maximum inclination of the driving track 2°
- diesel suspended locomotive KP 9543 with the pulling force of 120 kN (4x HZA drive), mine no 19
- the configuration of hydraulic connection of engines Poclairn MS 18;
  - speed of locomotive - 4 drive units at gear I (engine displacement 1,747 dm<sup>3</sup>/revolution),
  - speed of locomotive - 4 drive units at gear II (engine displacement 0,874 dm<sup>3</sup>/revolution),
- calculated, theoretical drive speed - 2,73 m/s
- the load of transport set about 4 500 kg
- additional control of the track technical condition and the diesel locomotive dated 13th November 2015 before starting the trial drive with positive outcome
- increasing the speed since the start ( $v = 0$  m/s) until the moment the inductive speed sensor PCIN 8 or centrifugal switch and valve HAVE are triggered
- conducting trial drives in both directions of the selected underground heading
- limiting the driving speed to 0,5 m/s while going through the rail switch at the incline Vb

#### **4.3.1.2 The analysis of the results**

1. During the trial drive of the toothed railway in the west ventilation gallery, the expected drive speed of 2,5 m/s was achieved within the whole section of the heading in both directions. Electronic measurement of speed value in every case of triggering the inductive speed sensor showed 2,6 m/s.
2. Achieving the maximum speed by the transport set was due to triggering the inductive speed sensor PCIN 8 as well as stopping and switching off the locomotive.

3. The emergency stopping of the railway did not cause damage to the technical condition of the driving track BWTU-50/120 and the diesel locomotive.
4. The subjective impressions of the operator and the passengers (4 people) sitting in the second cabin of the locomotive during the drive and in the moments of emergency stopping of the machine have been described as not deteriorating the feeling of comfort and the safety of drive.



**Figure 11: The printout of the speed measurement**

#### 4.3.1.3 Conclusions

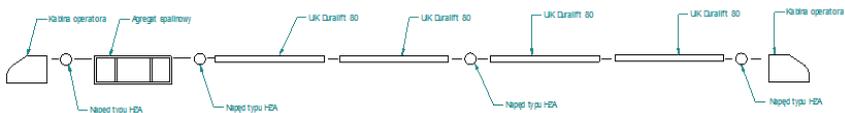
1. The drive by means of the transport set KP 9542 in the assumed attempt conditions should be considered as safe and not causing negative feeling of the operator and passengers of the second cabin while triggering the safety measures of the railway before exceeding the allowed speed.
2. The obtained result of the achieved speed of 2,5 m/s is in accordance with the calculated, theoretical speed and enables to partly form further conclusions with regard to conducting the transport of personnel and materials with even higher speed that the speed permitted by the bidding regulations. In order to form final technical conclusions about the transport of personnel, similar trial drives in the configuration with transport sets assigned to transport personnel.
3. Within the conditions of KWK “Mysłowice-Wesoła” mine (within the headings of part B1), it is possible to conduct transport of materials by means of toothed railways KP 95 and KP 148 with the speed of 2,5 m/s with the load resulting

from the nomograms of their operation as well as within the route BWTU-50/120.

4. Within the headings of KWK Mysłowice-Wesoła mine, it is possible to conduct the transport of personnel by means of the toothed railways KP 95 and KP 148 with the speed of 2 m/s, with the load of personnel resulting from the nomograms of their operation as well as within the route BWTU-50/120 mounted in accordance with Operation and Maintenance Manual.

#### 4.3.2 2 The transport of powered roof support sections Tagot 21/43 by means of suspended and floor mounted railways with their own drive

The sections of powered roof supports with the weight of 21 Mg were transported from the surface in three parts. The elements of sections were loaded at the platforms and moved to the transshipment point by means of the wheel transport. Then, by means of the suspended railways with the toothed drive (2 railways KP-95 and 1 railway KP-148) the elements of sections were moved to the assembly chamber located 4 km from the excavation. After assembling the sections within the chamber, they were loaded onto the platform 320 kN of the floor mounted railway KSZS-148 kW and transported to the distance of 300 m from the face. The maximum inclination of the section transport route was  $9,5^\circ$ . The number of transported sections was 196 pcs. The reinforcement of the longwall was conducted from 25th August to 15th September 2015, i.e. within 22 days. On average, 9 sections were assembled within 24 hours.



**Figure 12: The configuration of the transport set**

The reinforcement of the longwall was conducted with airing by means of the ventilation duct. The obtained result of reinforcing done with the use of drive in such short time is the best argument for the opportunity of its application. In certain manner, the obtained efficiency in the applied transport system contributes to the obtained economic effect.

#### 4.4 PG Silesia Sp. z o. o.

The floor mounted rack and pinion railway type KSZ-650/900/30/60-A was applied in P G „Silesia” Sp. z o. o for retooling the equipment of face no 334 to the face no 334(2) in the seam 330 in the east part of the time. The transport of roof support sections type FAZOS-14/34-2x3620-1 and FAZOS-14/34- 2x3620-2 was conducted from the lateral inspection gallery no 8 to the raise gallery of face no 334(2) in the seam 330. The raise gallery of the face 334(2) was prepared in the support ŁPSP3R-

V32 with the height of 3,5 m and the width of 7,5 m. The average inclination of the raise gallery of face 334(2) in the seam 330 was 25°, the maximum inclination was 35°. The side sections of powered roof support after withdrawing were 8,334 m long and 1,5 m wide. The minimum height was 1,4 m. The weight of the section was 22,950 Mg. The length of the linear section was 7,535 m and its weight was 22,460 Mg.

The sections were transported on the carrying platform with the load-carrying capacity of 320 kN, which was equipped with two hydraulic winches. They were used to secure the sections of powered roof support against sliding from the platform while being transported at the dip, as well as to lower the sections from the platform and place them in a row with other sections in the face.

During the first stage, the sections were transported by means of the suspended railway, then to the place in which there were located by means of the floor mounted rack and pinion railway type KSZ-650/900/30/60 -A.

On average, within 24 hours, 5 sections were transported to the reinforced face no 334(2) in four-shifts system. It was limited by the number of withdrawn section of powered roof support in the decommissioning of face no 33. The floor mounted rack and pinion railway type KSZ enabled to transport a higher number of powered roof support sections, i.e. more than 2 sections every shift (i.e. 8 sections for 24 hours).

In order to increase safety of the personnel close to machine operation area, the operator and the staff responsible for section placement in the face located below the transported sections, they were equipped with the radio telephones type BWRI-U/1. They constitute complement of the communication system. The reinforcing cycle, i.e. loading the powered roof support section onto the rack and pinion railway, the transport of sections to the raise gallery of face, unloading and placing the sections in a row took 90 minutes, which is a good outcome in such conditions.

Special attention should be given to the fact that during the retooling of the face no 334 in the seam no 330 in such difficult conditions (inclination, the weight of the transported devices), there were no accidents and no potentially dangerous events, which means that the equipment and technology were properly selected and the personnel adequately trained and disciplined. In addition, the tasks connected with retooling were conducted in the scheduled date.

The floor mounted rack and pinion railway type KSZ-650/900/30/60-A was used in P G „Silesia” Sp. z o.o. for the first time.

Furthermore, the railway type KSZ was introduced to the domestic market in 1998, and the subsequent modernizations made her indispensable to be used with the inclination of up to 35°.

Particular attention should be paid to increasing the pulling force from 120 to 300 kN.

However, the parameters of the further modernization of the locomotive KSZ has been listed in Table 6.

**Table 6: The parameters of the locomotives type KSZ**

Type	KSZ – 650/900/30/60-A			KSZ – 900/110
<b>Maximum pulling force [kN]</b>	120	160	180	300
<b>Maximum transport speed [m/min.]</b>	13,8	20,4	18,0	18,0
<b>Installed power [kW]</b>	15 or 30	30 or 60	30 or 60	110
<b>Supply voltage [V]</b>	500, 660, 1000, 1100, 1140			1000
<b>Locomotive version</b>	X	Y	Z	

The application of floor mounted railway KSZ eliminated the problems arising so far, but above all the safety of the staff was improved. The winches mounted on the transport platforms and the correct fixing of the sections to the platform contributed to the effect of stable and regular sections transport at every stage of operation.

The railway type KSZ-650/900/30/60-A met the requirements of the user and it will be still used in the future.

#### **4.5 Tauron Wydobywanie S.A. KWK „Janina”**

The reinforcing took place at the turn of first and second quarter of 2014. The length of the transport route was over 5000 meters, at about 800 meters the universal driving track type BWTU-50/120 was mounted, equipped with the toothed route.

The transport was conducted by means of two locomotives type KP-148 in friction-toothed version and KPCZ in the configuration of five friction drives and four toothed drives. The nominal pulling force was 100 kN for the friction drives and 108 kN for the toothed drives.

The objects of the transport were two powered roof supports Glinik-20/41-POz with the weight of 21,678 Mg (linear sections) and 23,891 Mg (side sections). The sections were transported as components, but the complete set of components for one section was transported at once.

The transport route was conducted in the following way: first the gallery N-815, the incline N-802 and the main gallery poz.500 G-679 until the face entry no G-632 with the use of friction drives. At this section, the route was not dampened and the headings were almost flat (the maximum inclination was up to 6°). However, within the face entry G-632, the toothed route was mounted at the horizontal section. At this section, the transition from friction to toothed drive was conducted. The locomotives were configured in such a way that the transport at the toothed route was conducted only with the toothed drives. The aim was to eliminate the possibility of slippage

at highly dampened and dusty route (as a result, the route of significant length was much dirty forming slippery slime). After the transition to the toothed drive, the transport was conducted through the switch until the incline N-633. After changing the direction, the transport was conducted at the dip of up to  $14^\circ$ , then within the following headings: the incline N-633, transporting entry G-648 and the incline G-635 until the gallery G700. The conveyor adapted to transport personnel was mounted at the toothed route length. At this section, it was impossible to mount traditional chain lashings. Therefore, rigid lashings were installed, fixed on one side of the route only. This solution was completely successful and until now there are mounted within the BWTU route. Within the gallery G-700 at the horizontal section, the transition to the friction drives was conducted. At the remaining part of the route, until the reinforced longwall no 704, the transport was conducted by means of friction drives.

The advantages of the applied solution:

- in the locations where the toothed route was mounted and the toothed drive applied, the possibility of sliding was eliminated (in these headings while the previous retooling took place, the mine had serious problems with maintaining proper operation of the locomotives with friction drives),
- decreasing the retooling time (the possibility to transport a bigger amount of section components at one transport as compared to friction locomotives),
- due to increased certainty of toothed drive operation, higher safety while conducting the transport was achieved,
- the application of toothed drive influenced the decrease of worn friction wheels while retooling which contributes to tangible financial effect,
- higher capacity of the applied transport was achieved, which contributed to achieving tangible financial effect in the form of decreasing the cost of reinforcing the face and its faster start-up.

#### **4.6 „Guido” Historic Coal Mine**

In order to transport tourists visiting „Guido” Historic Coal Mine in Zabrze, the transport set consisting of the suspended electrohydraulic locomotive type CEH-22 and the passenger cabins was used. The length of the transport set is 33 m. The route of the suspended rail with the length of 400 m was mounted at the ventilation drift at the level of 320 m. The inclination of the driving track did not exceed  $4^\circ$ . At the route of the suspended railway there are 3 stations for getting into and off the railway. At the station no 2 there is a bridge for getting into and off the railway for the disabled. The route of the railway is the universal track type BTWU-50/100 equipped with the toothed bar. The track is stabilized by means of the lashings. The maximum speed of the railway is 1,8 m/s.

The transport set consists of:

- two operator cabins
- the machine part
- the toothed drive
- two braking trolleys type WHR-1/N
- eight person cabins type UIK-GUIDO-4.

The components of the railway are connected with each other by pulling rods and the whole set is fixed with the rope.

Person cabins provide seats for the tourists as well as safety measures against possible falling of passengers. In case of emergency during the drive, there is the possibility to stop the set by the passengers by means of pulling the rope of the emergency brake. Moreover, the cabins are equipped with the devices with acoustic signal connected with the line in order to transmit signals to the operator of the locomotive.

Technical parameters of the locomotive CEH-22:

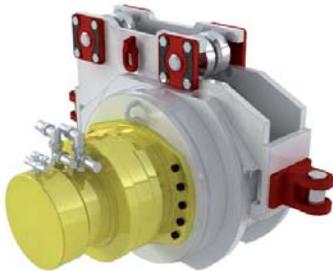
nominal pulling force	15 kN (1 toothed drive)
maximum speed	1,8 m/s
empty weight	3180 kg (1 toothed drive)
static braking force	minimum 1,5 of the pulling force
permitted inclination of the driving track	$\pm 30^\circ$
nominal supply voltage	500 V
operating medium	HLP or HFC and HFC-E
tank capacity	50 dm <sup>3</sup>
hydraulic engines	Poclair MS05-0 or MS05-2 or Poclair MS18-0 or MS18-2

The railway has been equipped with wireless communication system BeckerCom consisting of the base station, antennas and radiotelephones. The radiotelephones are in possession of: the railway operator, train manager and the tourist group guides. The weight of the transport set with locomotive CEH-22 is 8433 kg, however with 32 tourists it is 11313 kg. Unit now, the railway has operated 4750 machine hours since 10th September 2012.

The applied transport set meets the requirements of the bidding regulations in terms of transport of people by means of the railway with the suspended electrohydraulic locomotive type CEH-22.

## 5 The comparative analysis of the friction and toothed drive

The number of suspended railways with their own drive is increasing systematically. On average, it can be assumed that it increases by 40 pieces a year. The way the transport is conducted undergoes modifications as a result of technical restructuring. Bearing in mind the changing conditions of conducting transport especially by means of suspended railways [1], the action of its modification undertaken by the company proves that such approach is right. On the basis of market research, currently about 10% of the total number of operating suspended railways with their own drive has at least one toothed drive. The comparative analysis of the costs of conducting transport with friction and toothed drive for the route length 1800 m (this is the average route length for one locomotive of suspended railway with their own drive in 2012) proves cheaper for the toothed drive during depreciation period. Safety, technical and usage issues are considered to be the advantage of the toothed drive as well. While comparing the friction and toothed drive, the experience of mines in applying different technical solutions with regard to the existing conditions has been taken into account as well. The comparison of friction and toothed drive operation was conducted on the basis of conclusions resulting from obtained experience in using transport systems.



**Figure 13: Friction drive**



**Figure 14: Toothed drive**

The following issues were taken into consideration while comparing friction and toothed drive:

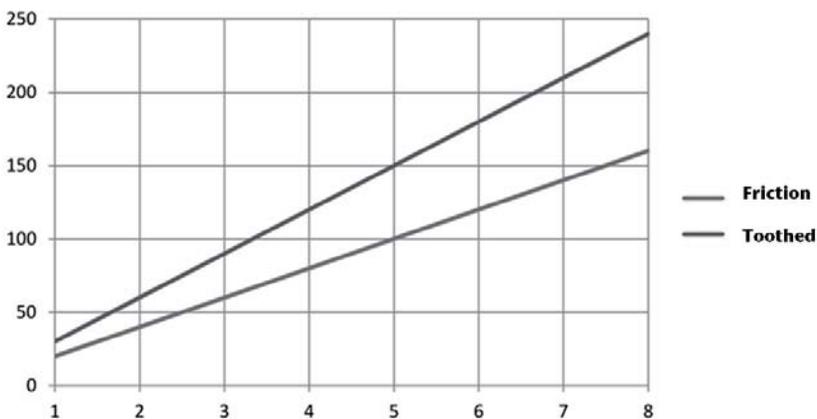
- The reliability of operation during the torque transmission from the hydraulic engine to the pulling force at the contact with the railway route. Higher reliability is characteristic for the toothed drive.
- The conditions at the route do not influence the parameters of conducted transport with the toothed drive, as opposed to the friction drive,
- Increasing the friction wheel pressure on the route results in faster wear of the lining at the drive wheel,

- Increasing the friction wheel pressure is often done at the dampened and dirty route (for example by the dust in the used air flow), at variable inclination (for example short section of track with high inclination), at curves in the area where the underground heading inclination is variable.
- Faster wear of friction drive wheels should be the subject of analysis whether such solution is right in the applied transport systems with regard to safety and lowering costs.
- The operation reliability of conducting transport with application of the toothed drive enables to conduct transport safety in all kinds of conditions.
- The friction drive causes wear of the rail web caused by transition of the pulling force.
- A single toothed drive has higher pulling force (without changing pressure in the supply system).
- The toothed drive enables to achieve high power and negotiate inclinations regardless of the conditions.
- On the basis of the conducted comparative analysis it can be concluded, that applying toothed drive is universal regardless of geological-mining conditions.
- The toothed drive improves health and safety conditions of conducting the transport.
- Due to economic reasons, the comparative analysis proved that the toothed drive is cheaper in use.

Moreover, the following issues have been compared as well:

- pulling force dependent on the number of friction and toothed drives

The above mentioned relations has been presented on Figure 15



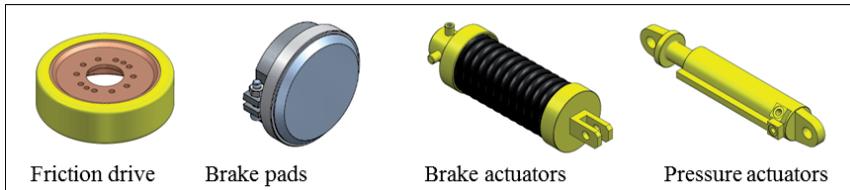
**Figure 15: The relation of pulling force to the number of friction and toothed drives**

The authors claim that the basic element in the transport by suspended railways with their own drive is the reliability of the assumed pulling force regardless of the conditions. This condition is met by the toothed drive.

## 6 The comparison of wear of drive elements in the railways with friction and toothed drive

The subject of the analysis was to compare for the selected mine the amount of worn:

- drive wheels,
- brake actuators,
- brake pads,
- pressure actuators



**Figure 16: Selected elements of the friction drive**

The quantitative analysis of the selected elements of drive and the brake is intended to compare the number of worn elements during year 2013. It refers to suspended railways with friction and toothed drive.

The above mentioned situation has been presented in Table 7 and Table 8.

**Table 7: The wear of selected elements of the railway with friction drive**

Number of railways [pcs]	Number of replaced brake actuators [pcs]	Number of replaced brake pads [pcs]	Number of replaced pressure actuators [pcs]
23	23	217	30

**Table 8: The wear of selected elements of railway with toothed drive**

The number of locomotives [pcs]	The number of replaced HZA drives "toothed rims" [pcs]	The number of replaced brake actuators [pcs]	The number of replaced brake pads [pcs]	The number of replaced pressure actuators [pcs]
5	6*	N/A	N/A	N/A

\* since 2008 only 6 toothed rims have been replaced

On the basis of the overview of the selected elements, the lowest wear of the selected elements is characteristic for the toothed drive. On the basis of the amounts of replaced elements presented in the tables, the authors clearly state that the toothed

drive in the suspended railways is undoubtedly the best technical solution with regard to the transmission of pulling force.

## **7 Conclusion**

On the basis of many years' experience in applying the toothed drive in suspended railways with their own drive within domestic and overseas markets, the following conclusions can be made:

1. There is a growing number of underground headings with inclination up to  $30^\circ$  in which the transport is conducted and it forces the users to use increasingly better solutions of transport systems with suspended railways with their own drive.
2. The transport by suspended railways with their own drive is developing dynamically.
3. The application of toothed drive in the transport by suspended railways with their own drive has contributed to the improvement of safety and higher efficiency.
4. The toothed drive used in underground headings with high dust and humidity level as well as inclination of up to  $30^\circ$  is more effective.
5. The toothed drive eliminates so-called sliding in the transport by suspended railways with their own drive.
6. The operation reliability of conducting transport with application of the toothed drive enables to conduct transport safely in all kinds of conditions.
7. The toothed drive can be used independently or it can cooperate with the friction drive.
8. Higher pulling force of one toothed drive in comparison to the friction drive.
9. The useful life of the toothed drive is longer in comparison to the friction drive.
10. Using toothed drive leads to lower wear of toothed rail in comparison to the friction drive.
11. The toothed drive can be used at the whole transport route or only at its sections.
12. The use of locomotives with toothed drive has been verified positively by the users in underground mines on the basis of solid experience we have been obtaining since 2008.

## Bibliography

1. Wardas A., Humeniuk W.: The application of suspended locomotive type KPCZ-148 with friction-toothed drive in KW SA department KWK Knurów-Szczygłowice, 14th International Technical Science Conference KOMTECH 2013 on Innocatibe technics and technologies for mining, Safety – Effectiveness – Reliability, Monograph, 18th – 20th November 2013, Kliczków, pp. 237-248.
2. Cz. Kubaczka, J. Pawlas, W. Zasadni, J. Rusinek .: The application of toothed drive in suspended railways with their own drive within JSW SA KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka, 23rd School of Underground Mining, Kraków, 24th – 28th February 2014, conference materials, electronic version
3. T. Budniok, J. Rusinek, W. Zasadni , K. Krawczyk .: Modern solutions in the transport systems by suspended railways with their own drive, Technical Science Conference „Mining – the perspectives and threats”, 6th-8th May, Rybnik, Monograph, The mechanization of transport operation, pp. 52-65.
4. Rusinek, W. Zasadni .: The application of toothed drive in transport systems by the suspended railways with their own drive, Mining Engineering no 1/2015, March-May, pp. 18-22.
5. W. Zasadni, J. Rusinek: Increasing the effectiveness personnel transport by means of suspended railways with their own drive by means of increasing the speed, Mining Engineering no 4/2014, November, pp. 16-19.
6. W. Zasadni, J. Żyrek, J. Rusinek, J. Frączek: The innovative solutions in transport systems by railways with their own drive, 24th School of Underground Mining, Kraków, 23rd – 27th February 2015, electronic version

**Leszek Żyrek**

l.zyrek@becker-mining.com.pl

**Tomasz Budniok**

**Henryk Tarko**

**Prof. Dr. Franz Becker**

Becker Mining Systems AG  
Becker-Warkop Sp. z o.o.  
ul. Przemysłowa 11.  
44-266 Świerklany  
Poland



# Martin CleanScape

Thomas Olf  
Cleanscape GmbH

Präsentation Martin CleanScape



 A GLOBAL COMPANY  © Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations. © 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-sing.com](http://www.martin-sing.com)

Was ist CleanScrape?



Kennen Sie Einen, kennen Sie Alle!  
Beispiele für PU-Vorkopf-Abstreifer:



Was ist CleanScrape?



Kennen Sie Einen, kennen Sie Alle!  
Beispiele für Hartmetall-Vorkopf-Abstreifer:

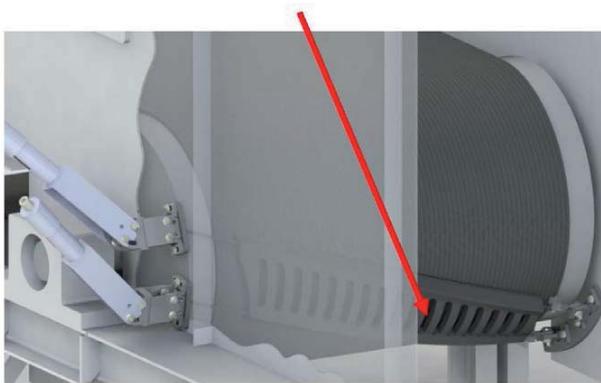




## Was ist CleanScrape?



Das ist anders!



 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-sing.com](http://www.martin-sing.com).



## Was ist CleanScrape?



- Die ursprüngliche Idee ist schon sehr alt, CleanScrape kommt von den Drahtseilabstreifern, welche in Form einer Helix (Schraubenförmig) um die Trommel gespannt wurden. Nachteil war die extrem kurze Standzeit!
- Erste Verbesserungen kamen durch das aufstecken von Schleißkörpern auf das vorgespannte Seil. Vorteil war die längere Haltbarkeit, Nachteil war das Drehen der Schleißelemente auf dem Seil unter Belastung. Auch wurde recht schnell festgestellt, dass die Lösung mit nur einem Seil keine Ausweichmöglichkeiten bei Schädstellen am Gurt zulässt, weil relativ hohe Zugkräfte nötig waren.
- Daraus resultiert die Lösung mit 2 Seilen und einer flexiblen Verbindung zwischen den Seilen. Um diese Lösung zu verwirklichen, musste eine Kraftübertragung vom Abstreifelement zum Läuferelement über eine Feder mit 2 Freiheitsgraden realisiert werden. **Das ist CleanScrape.**

 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-sing.com](http://www.martin-sing.com).



## Was ist CleanScrape?



Der CleanScrape-Abstreifer wird an der Kopftrommel unterhalb der Abwurfzone installiert.

Dieser Abstreifertyp benötigt nur einen geringen Anpressdruck und vereint die Vorteile von PU- und Hartmetall-Abstreifern in einem Produkt.



## Was ist CleanScrape?



- Beste Gurtreinigung & Einfache Montage
- Abgestriffenes Fördergut gelangt wieder direkt in den Förderstrom
- Einsatz für langsam und schnell laufende Gurte
- Ideal für Gurte mit mechanischen Verbindern
- Gurtschonung durch geringe spezifische Kräfteinleitung
- Geringer Verschleiß des Gurtes und des Abstreifers
- Abstreifverhältnis zur Gurtbreite 1,2 : 1
- Höchste Standzeiten durch Materialwahl der Abstreiferklingen
- Reversierbetrieb geeignet (auch mit mechanischen Verbindern)
- Wartungsarm und Betriebsicher
- ATEX-zertifiziert und Untertage einsetzbar



## Wie funktioniert CleanScrape?



Der CS-Abstreifer besteht aus 4 Hauptkomponenten und ist in 3 Größen verfügbar.

Die Abstreifkante (Oberseite des Abstreifers) ist mittels eines Federsystems mit der Läuferseite (Unterseite des Abstreifers) zur Kraftübertragung verbunden. Dieses Skelet wird durch eine Matrix aus antistatischem und selbstverlöschenden Gummi zusammen gehalten und geschützt.

Der Abstreifer wird mittels Drahtseil und Kette über die Systemspanner gespannt und durch ein Kettenotglied (Sollbruchstelle) vor größeren Beschädigungen geschützt.

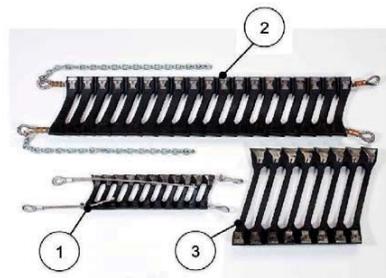
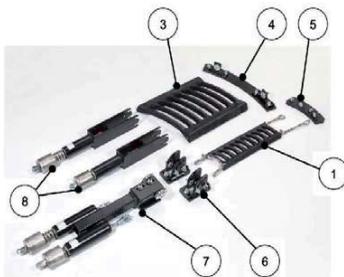
1 CSP S, 2 CSP M, 3 CSP L, 4 Festpunkt L, 5 Festpunkt S, 6 Rollenhalter M/L, 7 Spanneinheit CSP S, 8 Systemspanner M/L

 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations. © 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-trg.com](http://www.martin-trg.com)

## Wie funktioniert CleanScrape?



 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations. © 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-trg.com](http://www.martin-trg.com)



## Einsatzmöglichkeiten CleanScape



4 unterschiedliche Größen:

CSP S → kleinste Variante für Trommeldurchmesser 300 (270) – 550mm  
universelle Längen Anpassung durch Teilung 36mm / Endlosfertigung

CSP M → mittlere Variante für Trommeldurchmesser 530 – 850mm  
universelle Längen Anpassung durch Teilung 50mm

CSP L → große Variante für Trommeldurchmesser 820 – 1400mm  
universelle Längen Anpassung durch Teilung 50mm

CSP XT → große Variante für Trommeldurchmesser 800 – 1500mm  
universelle Längen Anpassung durch Teilung 50mm  
mit integriertem Sekundärabstreifer



## Einsatzmöglichkeiten CleanScape



5 unterschiedliche Hartmetalltypen:

TU01 → für wenig abrasive Standardanwendungen mit niedrigen  
bis mittleren Bandgeschwindigkeiten

TU02 → für mäßig abrasive Standardanwendungen mit niedrigen  
bis mittleren Bandgeschwindigkeiten

TU03 → für abrasive Anwendungen mit mittleren bis hohen  
Bandgeschwindigkeiten

TU04 → für extrem abrasive Anwendungen mit mittleren bis hohen  
Bandgeschwindigkeiten

TU05 → für wenig bis mäßig abrasive Anwendungen mit niedrigen bis mittleren  
Bandgeschwindigkeiten mit nicht PH-neutralen Schüttgütern



### Einsatzmöglichkeiten CleanScrape



 A GLOBAL COMPANY  ® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations. © 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-trg.com](http://www.martin-trg.com).

### Einsatzmöglichkeiten CleanScrape



 A GLOBAL COMPANY  ® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations. © 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-trg.com](http://www.martin-trg.com).



## Einsatzmöglichkeiten CleanScrape



### Besonderheiten:

Der CleanScrape-Vorkopfabstreifer ist in den Ausführungen TU01 und TU02 uneingeschränkt für die Verwendung mechanischer Verbinder einsetzbar. Für TU03 müssen die Gurtverbinder vorschriftsgemäß eingelassen sein. Damit ist er der einzige wirkliche Vorkopf-Hartmetall-Abstreifer, welcher für diese Verwendung freigegeben ist.

Durch sein einzigartiges Design läuft die Hakennaht ähnlich einem Reißverschluss unter dem Abstreifer hindurch. Selbst im Reversierbetrieb stellen die mechanischen Verbindungen kein Problem dar.

Aufgrund der Konzeption seiner Spannelemente muss zudem für den Verschleiß keine Nachstellarbeit getätigt werden. Er ist unter normalen Betriebsbedingungen nahezu wartungsfrei.

Dazu ist er als modular zu wechselndes und nach der Erstmontage selbstjustierendes Verschleißteil in ca. 30 Minuten auszutauschen. Dies kann vom Betreiber selbst getan werden, da sich der Abstreifer nach Einstellung der vorgeschriebenen Spannkraft selbst ausrichtet und lästige Einstellarbeiten somit entfallen.



A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations. © 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-ing.com](http://www.martin-ing.com).



## Vielen Dank für Ihre Aufmerksamkeit



A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations. © 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-ing.com](http://www.martin-ing.com).

**Thomas Olf**

thomas.olf@schmittwerke.com

Cleanscrape GmbH  
Industriestraße 15  
97653 Bischofsheim/Rhön



## Förderbandinspektion Walk The Belt

Michael Brecht

Martin Engineering GmbH



**MARTIN Engineering**



**Förderbandinspektion  
Walk The Belt**

 **A GLOBAL COMPANY** 

© Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-eng.com](http://www.martin-eng.com).



 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martín Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martín Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-eng.com](http://www.martin-eng.com).

## Konventionelles vorgehen



 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martín Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martín Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-eng.com](http://www.martin-eng.com).

## Moderne Herangehensweise



 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-eng.com](http://www.martin-eng.com)

## MARTIN® WTB (Walk The Belt)



### Ablauf eines WALK THE BELT

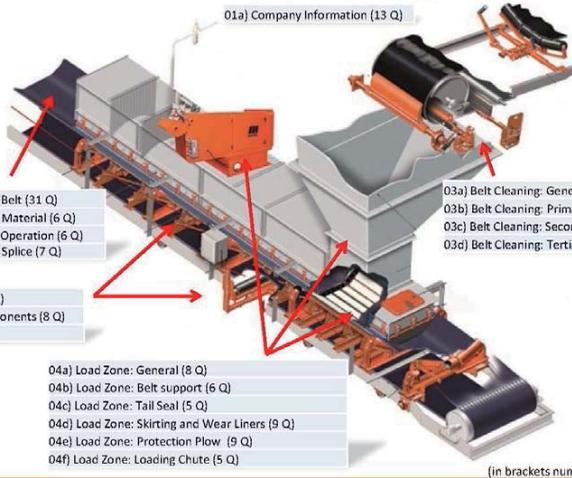
- Abgleich mit dem Kunden um die allgemeinen Merkmale des Förderbandes zu erfahren. Z.B. Tonage, Korngröße, welche Probleme sind bekannt
- Inspektion des Förderbandes mit Hilfe der Martin WTB App. Im Zuge der Inspektion werden Videos und auch Bilder von den entsprechenden Stellen aufgenommen
- Auswertung des WTB Berichtes. Dieser liegt in einer bearbeitbaren Form vor, so dass individuelle Anpassungen möglich sind
- Durch das Martin Tool Preisindikation ist es uns möglich einen Budgetpreis zu bestimmen.
- Präsentation der Ergebnisse beim Kunden und Abgleich über die Möglichkeiten

 A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-eng.com](http://www.martin-eng.com)

# MARTIN® WTB (Walk The Belt)



- 02a) Conveyor Attributes: Belt (31 Q)
- 02b) Conveyor Attributes: Material (6 Q)
- 02c) Conveyor Attributes: Operation (6 Q)
- 02d) Conveyor Attributes: Splice (7 Q)

- 05a) Trackers (5 Q)
- 06a) Rolling Components (8 Q)
- 07a) Safety (9 Q)

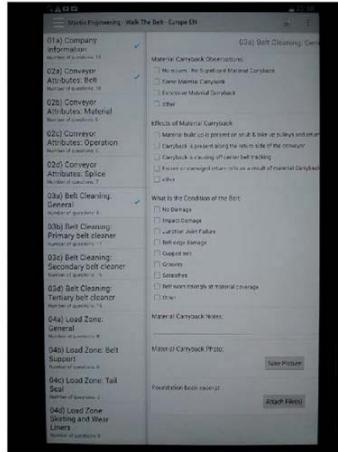
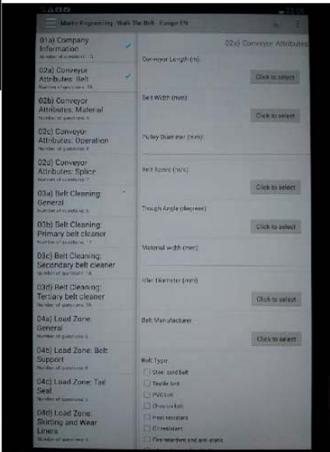
- 04a) Load Zone: General (8 Q)
- 04b) Load Zone: Belt support (6 Q)
- 04c) Load Zone: Tail Seal (5 Q)
- 04e) Load Zone: Skirting and Wear Liners (9 Q)
- 04f) Load Zone: Loading Chute (5 Q)

- 03a) Belt Cleaning: General (6 Q)
- 03b) Belt Cleaning: Primary belt cleaner (17 Q)
- 03c) Belt Cleaning: Secondary belt cleaner (16 Q)
- 03d) Belt Cleaning: Tertiary belt cleaner (16 Q)

(in brackets number of question)



# MARTIN® WTB (Walk The Belt)





## MARTIN® WTB (Walk The Belt)

- Vorteile:
- schneller Professioneller Bericht über die Förderbandanlage
- erhöht die Sicherheit
- reduziert Materialverluste und Staubeentwicklung
- erhöht die Laufzeit der Komponenten und des Gurtes
- erhöht die Zuverlässigkeit des Systems
- Reduziert die Wartungshäufigkeit



A GLOBAL COMPANY



®Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-eng.com](http://www.martin-eng.com)



## MARTIN® WTB (Walk The Belt)

Walk-The-Belt-Bericht



A GLOBAL COMPANY



®Registered trademark of Martin Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Martin Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin-eng.com](http://www.martin-eng.com)



***Vielen Dank für Ihre  
Aufmerksamkeit!***



A GLOBAL COMPANY



® Registered trademark of Mann Engineering Company in the US and other select locations.  
© 2014 Mann Engineering Company. Additional information can be obtained at [www.martin.org.com](http://www.martin.org.com)

**Michael Brecht**

michael.brecht@martin-eng.de

Martin Engineering GmbH  
In der Rehbach 14  
65396 Walluf



## Lösungen für Mining & Materials

Als ein weltweiter Marktführer in der Automatisierungs- und Prozessleittechnik ist das zu VINCI Energies gehörende Actemium-Netzwerk in 38 Ländern auf vier Kontinenten vertreten.

Actemium verfügt über mehr als 100 Jahre Erfahrung in der Elektrotechnik und Automation für das Mining-Segment.

Dank unserer innovativen Lösungen sind wir kompetenter Partner für Ihre individuellen Anforderungen. Mit unserer Prozesskenntnis machen wir es möglich, die neusten technologischen Entwicklungen auch für Ihre Automatisierungsvorhaben und Effizienzsteigerungsmaßnahmen zu nutzen.

## **Die Digitale Mine – Transparenz in der Betriebsführung für mehr Effizienz und Effektivität**

Dipl.-Ing. Holger Boxnick

Actemium Fördertechnik Rheinland GmbH

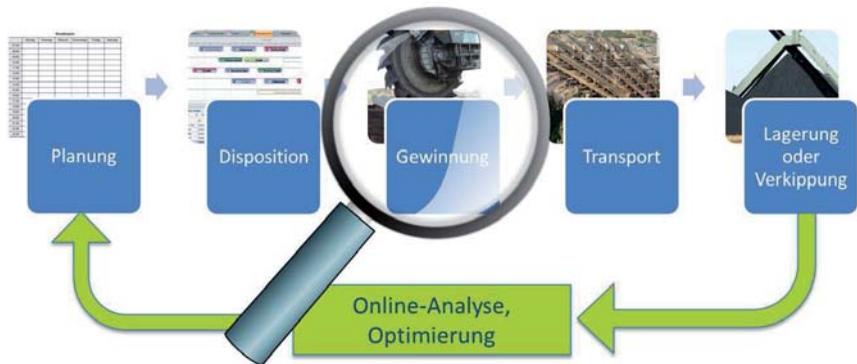
### **Einleitung**

Die Bergbaubetreiber sehen sich durch niedrige Rohstoffpreise oder anspruchsvolle politische Rahmenbedingungen schon seit längerem einem enormen Kostendruck ausgesetzt. Die logische Konsequenz sind wachsende Anforderungen an Kostenreduzierung, Effizienzsteigerung und Reduzierung der Instandhaltungsaufwände. Um dies zu erreichen sind weitreichende Optimierungen auch in den Bergbaubetrieben dieser Welt erforderlich. Hierbei gilt es grundsätzlich zu berücksichtigen, dass die größten Optimierungspotentiale in der eingesetzten Technik bereits in der Vergangenheit weitestgehend ausgeschöpft wurden. Will man also weitere Möglichkeiten für Effizienz- und Effektivitätssteigerungen schaffen, muss man sich neue Themenfelder erarbeiten und aktuellen Entwicklungen wie z.B. der „Industrie 4.0“ öffnen und auf spezifische Anwendungsmöglichkeiten hin überprüfen.

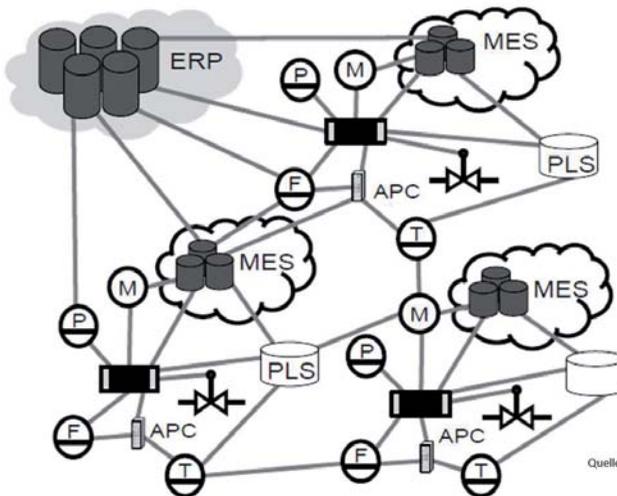
Als die Entwicklung des Produkts „Die Digitale Mine“ startete, war keinem der Akteure sowohl auf Betreiber- noch auf Entwicklerseite bewusst, welcher innovative Ansatz gewählt und welche grundsätzlichen Gedanken der heutigen, modernen Themen aus der vierten industriellen Revolution bereits damals vorgedacht wurden.

### **Automatisieren, Optimieren, Vernetzen**

In den klassischen Automatisierungsprojekten wurden in der Vergangenheit immer nur einzelne Gewerke oder Anlagen betrachtet. So wurden z.B. Bagger und Beladewagen, Absetzer und Bandschleifenwagen, Bunkergeräte, Kräne usw. teil- oder voll-automatisiert und hierfür mit entsprechender (dezentraler) Sensorik, Aktorik und Logik ausgestattet. Sicher sind mit heutigem Datum auch hier noch nicht alle Geräte auf dem neuesten technischen Stand und es gibt noch weitreichende Potentiale, existierende Geräte von der manuellen Betriebsweise zu einer vermehrt automatischen zu entwickeln. Viel interessanter ist es jedoch für den Betreiber, die gesamte Wertschöpfungskette oder den gesamten Bergbauprozess zu betrachten und hierfür z.B. Regelkreise, Kennzahlen oder Onlineanalysemethoden zu entwickeln.



Dieser Ansatz stellt den heutigen Stand der Technik dar und ist auch im Bergbau kein Novum. In der Folge dieses Ansatzes wird eine Vernetzung der im gesamten Bergbauprozess relevanten Teilprozesse und -systeme unerlässlich. Hierbei ist sowohl eine datentechnische als auch prozessuale Vernetzung gemeint, die im Gegensatz zu vielen historisch gewachsenen Systeminfrastrukturen und mitunter sogar im Konflikt steht. Schlagworte in diesem Zusammenhang sind immer wieder Safety, Security und Datenschutz – insbesondere dann, wenn man von den Entwicklungen rund um das so genannte „Internet of things“ spricht. „Industrie 4.0“ im Bergbau soll den Menschen bestmöglich bei der Durchführung seiner Aufgaben unterstützen, Prozessschritte weitestgehend automatisieren und den Menschen von aufwendigen Routinetätigkeiten entlasten. Die Grundvoraussetzung hierfür ist die entsprechende Vernetzung der Infrastruktur.

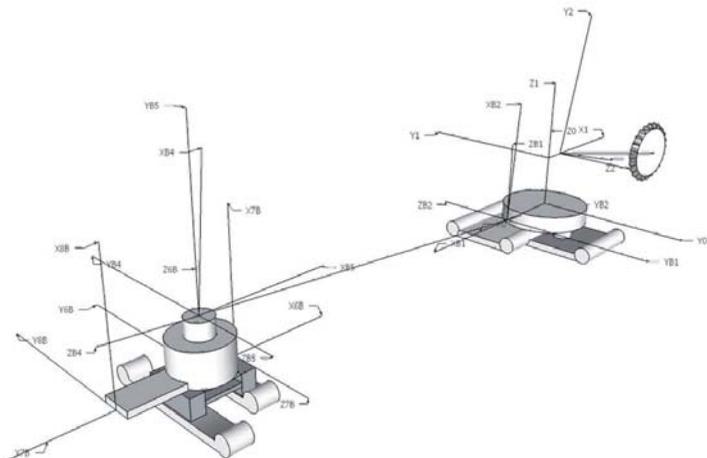


Quelle: Dr. Thorsten Pötter et al.  
Enabling Industrie 4.0 – Chancen und Nutzen für die Prozessindustrie

Mit der Vernetzung der Infrastruktur geht auch eine enorme Sammlung von Daten einher. Die generelle Notwendigkeit der massiven Sammlung und Archivierung von Prozessdaten und Informationen steht außer Frage. Ein Nutzen aus diesen übergreifenden, transparenten, präzisen und schnellen Informationen für mehr Effizienz und Effektivität kann aber nur dann gezogen werden, wenn die Daten auch sinnfällig für die Betriebsführung aufbereitet und ausgewertet und Zusammenhänge über Systemgrenzen hinweg erkannt und interpretiert werden. Andernfalls sind die Daten nutzlos.

### Die wesentlichen Bausteine der digitalen Mine

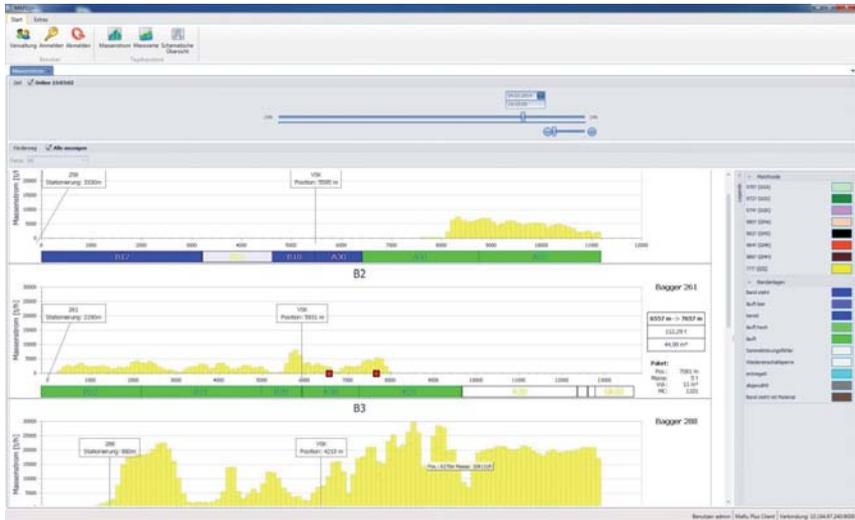
Unter Anwendung der Analogie einer klassischen CNC-Fräsmaschine – und ein Gewinnungsgerät wie z.B. ein Schaufelradbagger im Tagebau ist im Grunde genommen nichts anderes, nur etwas größer – und mit der ständigen Kenntnis der Position des Schaufelrades im absoluten dreidimensionalen Raum kann durch den Verschnitt des Schaufelrades mit dem bestehenden Geländemodell ein immer aktuelles dreidimensionales Abbild der Gewinnungsseite eines Abbaufeldes erstellt werden. Hierbei werden die Informationen aus Lagerstättendaten ebenso verwendet wie Oberflächenmessungen durch regelmäßig stattfindende Befliegungen oder Daten von besonderen Objekten wie z.B. Brunnen, Rohrleitungen, Fahrwege o.ä. Durch ein hochgenaues DGNSS-System (Differential Global Navigation Satellite System) werden die Positionsdaten in eine SPS auf dem Gerät eingelesen und dort zu einem 3D-Gerätemodell weiterverarbeitet. Dies geschieht unter Einbezug etlicher sensorischen Daten des Geräts und bildet somit das komplette Gerät in Realzeit im dreidimensionalen Raum ab. Jede beliebige Position auf dem Gerät kann somit auch im Nachgang durch geringe Anpassungen errechnet und für weitere Automatisierungszwecke weiterverwendet werden.



In ähnlicher Form wird im Tagebau auf der Verkippsseite auf den Absetzern vorgegangen. Auch hier wird bei den höchsten Ansprüchen an die Genauigkeit der Positionierung des Gerätemodells im dreidimensionalen Raum das vorgenannte DGNSS-System eingesetzt. Jedoch ist am Absetzer zur Modellbildung der Verkipfung insbesondere der Abwurfpunkt von Bedeutung. An der Spitze des Abwurfauflagers ist zusätzlich ein 3D-Laserscanner (alternativ zwei 2D-Laserscanner) installiert, der sekundlich großräumig den Bereich um den Auftreffpunkt des Materials scannt. Besondere Herausforderung hierbei ist das rechnerische Herausfiltern der Abwurfparabel des Materials um Fehlmessungen und Artefakte im Geländemodell zu vermeiden.



Da das Material digital auch von der Gewinnungsseite zur Verkippsseite transportiert werden muss, sind die beiden vorgenannten Prozessmodelle mit einem Transportmodell verbunden, welches für sich gesehen diverse Basisdaten zur Anlagen- und Prozessdiagnose bereitstellt, um u.a. die wesentlichen Funktionen wie die qualitative Bestimmung der Energieeffizienz einer Bandanlage, die Vorausbestimmung der Transportzeit des Materials, die Bestimmung der Beladung auf einer Bandanlage oder die Visualisierung der Transportsituation zu ermöglichen. Zusammenfassend ist es mit dem Transportmodell möglich, aktuell wie retrospektiv nachzuerfolgen, WAS lag WANN und WO mit welcher QUALITÄT und MASSE auf dem Band.



Über den mitunter mehrere Kilometer langen Weg von der Gewinnung bis hin zur Verkipfung erhalten die vielen „Materialpakete“ an jeder markanten Transportposition weitere Informationen oder Kennwerte, beispielsweise Messwerte aus einem Online-Analysator, Volumenstromdaten von einem Laserscanner, Masseninformationen und Beladungen von Bandwaagen, Mischungsverhältnisse bei 2:1-Förderung usw. Über diese Form der Verwendung von multisensorischen Daten können sodann Kalibrierungsmethoden angewendet werden, um die Genauigkeit des Transportmodells anhand von gesammelten Erfahrungswerten sukzessive weiter zu erhöhen.

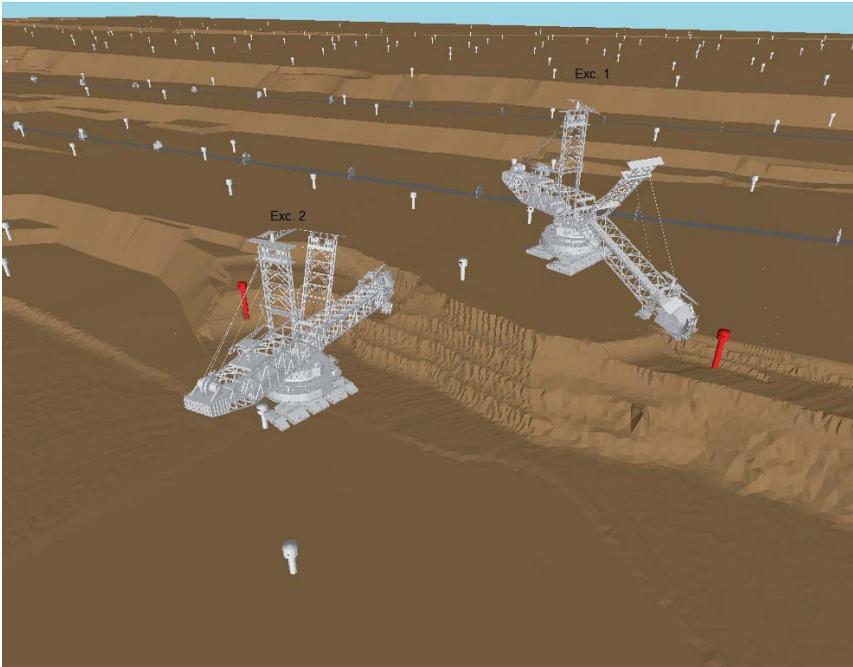


## **Einbezug von Planung und Disposition**

Durch die Vernetzung der beschriebenen, eher produktiv ausgelegten Bausteine der digitalen Mine mit der Planungs- und Dispositions Umgebung eines Bergbaubetriebes wird der mögliche Optimierungseffekt erst spürbar. Für die Gewinnungsseite können die Aufträge/Jobs auf dem aktuellen Stand des Geländemodells je nach Angebots- und Nachfragesituation erstellt werden und direkt zum abarbeitenden Gerät transferiert werden. Dies kann auch vorlaufend geschehen oder variabel in Abhängigkeit der betrieblichen Erfordernisse. Ein Operator kann vor Ort den gewünschten Job auswählen und bei Bedarf automatisch abarbeiten lassen. Die Vorgaben hinsichtlich betrieblicher Parameter (z.B. Förderleistung, Materialqualität und -beschaffenheit etc.) sind bereits im Job enthalten und müssen nicht mehr vor Ort entschieden werden. Bei Besonderheiten bzw. außerplanmäßigen Ereignissen kann ein solches Qualitätsmanagementsystem schneller als bisher reagieren und passende Alternativen bereitstellen. Über die Kenntnis, welches Material wo verkippt und wo es gefördert wurde, sind Rückschlüsse auf eine optimale Verwendbarkeit der in Zukunft zu fördernden Materialien möglich, was sich wiederum in der Planung und Disposition niederschlägt. Eine zunehmende Vernetzung der Prozesse und Systeme von der Sensorik/Aktorik bis hin zur Planungs- und Dispositionsebene ist somit Grundvoraussetzung für die Weiterentwicklung der begonnenen Automatisierungsvorhaben und den Einstieg in alternative betriebliche Fahrweisen.

## **Fazit und Ausblick**

Durch die Abbildung der aktuellen Geometrie der Lagerstätte unter Berücksichtigung der anstehenden Materialarten und der geplanten Abbaukörper sind Optimierungen in der Gewinnungsplanung ebenso möglich wie eine qualitätsorientierte Steuerung der Kohle- und Abraumpföderung. Durch präzise Informationen zur Einhaltung von Sollvorgaben innerhalb der Einsatzaufträge werden die Operatoren in der optimierten betrieblichen Fahrweise unterstützt und sie können leichter die Vorgaben aus der Planung übernehmen. Die Grundlage für ein automatisiertes Aufmaß konnte geschaffen werden und routinemäßige manuelle Tätigkeiten können reduziert werden. Es konnten bereits pilotartig Einsatzaufträge an die Automation übergeben und automatisch abgearbeitet werden – das Fundament für die Weiterentwicklung der begonnenen Automatisierungsvorhaben ist also geschaffen. Die eingangs genannten Ziele für den Einsatz von „Industrie 4.0“ können demnach erfüllt werden und der theoretische Ansatz ist somit durchaus auch für den Bergbau anwendbar.



**Dipl.-Ing. Holger Boxnick**  
Holger.Boxnick@actemium.de

Actemium Fördertechnik Rheinland GmbH  
Widdersdorfer Str. 205  
50825 Köln



# Akustische Optimierung von Maschinen und Anlagen des Bergbaus

Prof. Dr.-Ing. Jan Scholten

Dr.-Ing. Filip Baranski

Dr.-Ing. Lutz Hohaus

IBAF – Institut für Baumaschinen, Antriebs- und Fördertechnik GmbH

Die „Fördertechnik im Bergbau“ ist auf höchste Effizienz und Wirtschaftlichkeit ausgerichtet. Entsprechend kommen leistungsfähige Maschinen und Fördertechnische Systeme zum Einsatz. Unvermeidlich ist dabei eine Geräuschenstehung während der Abbau-, Aufbereitungs- und Förderprozesse, die sowohl Emissionsanteile aus den Prozessen selbst, als auch aus den Antriebssystemen der Maschinen und Geräte umfaßt. Bezogen auf die Lärmbelastung der Mitarbeiter stellen die untertage vorzufindenden, spezifischen akustischen Umgebungsbedingungen mit beengten Platzverhältnissen und ausgeprägten Reflexionen in diesem Zusammenhang ein worst-case-Szenario dar.

Der Beitrag zeigt an konkreten Beispielen, wie die gezielte Kombination neuer meß- und simulationstechnisch gestützter Methoden die akustische Optimierung von Maschinen und Anlagen des Bergbaus ermöglicht. Basis eines jeden Optimierungsansatzes ist zunächst ein umfassendes akustisches Systemverständnis. Dieses kann auf Basis innovativer Meßverfahren, z.B. unter Verwendung von akustischen Kameras und 3D-Laserscannern, welche die detaillierte Visualisierung und Lokalisierung von Schallemissionen ermöglichen, erarbeitet werden. Dabei können selbst komplexeste Systeme mit vielen instationären Einzelschallquellen aus der Distanz, d.h. ohne Beeinflussung des Betriebs im realen Einsatz analysiert werden. Sind untertage Messungen nicht möglich oder sind einsatzspezifisch abweichende akustische Umgebungsbedingungen zu berücksichtigen, können die Emissionen unter diesen Randbedingungen simulationsgestützt bewertet werden. Basis sind Messungen übertage und akustische Modelle der jeweils betrachteten Maschine oder Anlage, auf deren Grundlage die Schallausbreitung im Untertage-Umfeld simuliert wird.

Auf Basis des erarbeiteten akustischen Systemverständnisses können gezielte akustische Optimierungsansätze entwickelt und wiederum simulationsgestützt bzgl. des zu erwartenden Geräuschreduzierungs potentials bewertet werden. Im Ergebnis steht somit ein durchgängiger methodischer Ansatz zur akustischen Optimierung von Maschinen und Anlagen des Bergbaus zur Verfügung.

## 1 Einleitung

Motiviert durch nationale und internationale Normen und Richtlinien bzw. die Selbstverpflichtung zahlreicher Hersteller und Betreiber zur Verbesserung des Arbeitsumfeldes und begleitet durch eine generelle Sensibilisierung der Gesellschaft

bzgl. des Themas Lärm kommt der Entwicklung lärmarmen Maschinen und Anlagen eine zunehmende Bedeutung zu. Dies gilt für nahezu alle Industrie- und Wirtschaftszweige. Im Bereich der Rohstoffgewinnung steht diesem Trend auf den ersten Blick die Forderung nach immer leistungsfähigeren Systemen entgegen. Höhere Arbeitsgeschwindigkeiten und gesteigerte Prozeßkräfte bedingen ausgeprägtere Erregerspektren. Die Maschinensysteme werden komplexer, gleichzeitig gilt es den Materialeinsatz zu minimieren, so daß die Körperschallübertragung und das Emissionsverhalten der Strukturen begünstigt werden. Dabei kollidieren akustische Anforderungen nicht selten mit thermischen Restriktionen, erfolgen doch die Luftschallübertragung sowie die konvektive Wärmeübertragung über das gleiche Medium.

Akustische Messungen zur Quantifizierung des Schallleistungspegels von Maschinen finden im Regelfall im Freifeld statt, so daß Reflektionen keinen Einfluß auf das Meßergebnis haben. Die akustischen Randbedingungen im untertägigen Bergbau stellen das exakte Gegenteil dar. Die üblicherweise mit Einzelmikrofonen durchgeführten Messungen erlauben dabei generell keine differenzierte Bewertung von Einzelschallquellen sondern liefern eher das akustische Gesamtbild, das durch Reflexionsanteile noch unschärfer wird.

Diese kurze Einleitung läßt erkennen, daß die akustische Optimierung von Maschinen- und Anlagen des Bergbaus keineswegs trivial ist, wengleich sie zunehmend gefordert wird. In jedem Fall ist ein akustisches Systemverständnis die unabdingbare Voraussetzung für die gezielte Optimierung.

Vor dem dargestellten Hintergrund stellt der Beitrag, ausgehend von etablierten Methoden, innovative Ansätze vor, die ein differenziertes akustisches Bild der betrachteten Maschine oder Anlage liefern und somit zur Entwicklung des Systemverständnisses beitragen. Akustische Kameras ermöglichen dabei die detaillierte Visualisierung und Lokalisierung von Schallemissionen durch Messungen mit Mikrofonarrays. Auch akustische Randbedingungen, die zu Reflexionen führen, werden erfaßt. An konkreten Beispielen, wie einem Gurtförderer, wird die Leistungsfähigkeit akustischer Kameras bei Messungen im Freifeld verdeutlicht. Welche Möglichkeiten sich für Messungen untertage darüber hinaus durch die Kopplung mit 3D-Laserscannern ergeben, zeigen Beispielmessungen in vergleichbarer Umgebung. Da derartige Messungen in der Praxis nicht in jedem Fall umsetzbar sind (Ex-Schutz, Korrosion) wird in Anlehnung an Berechnungsansätze zur Lärmprognose im Bereich der Raumakustik gezeigt, wie die veränderte Schallausbreitung untertage simuliert werden kann. Dazu dient die akustische Optimierung eines Untertagefahrzeuges als durchgängiges Beispiel, das die systematische Vorgehensweise zur Entwicklung eines ganzheitlichen akustischen Systemverständnisses aufzeigt.

## **2 Bewährte Methoden zur meßtechnisch gestützten akustischen Optimierung von Maschinen und Anlagen**

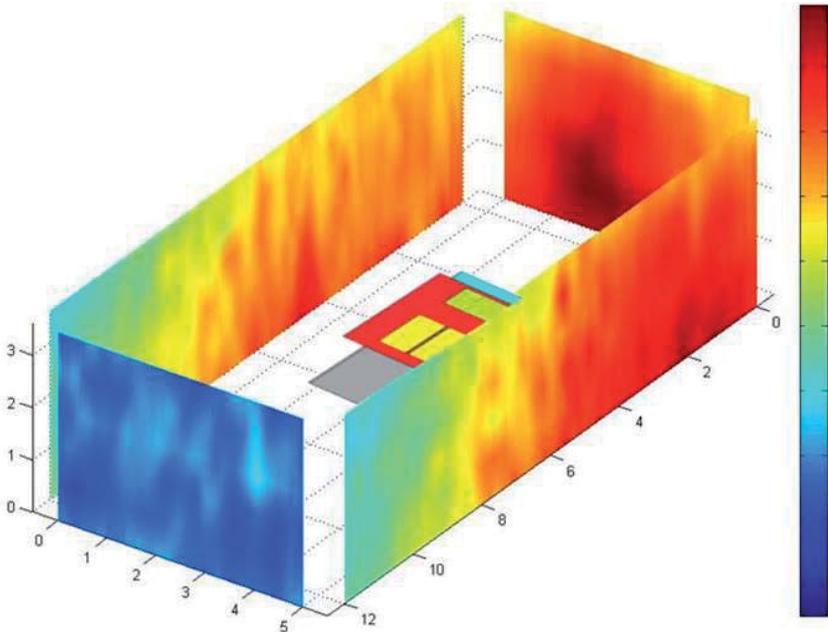
Gezielte akustische Optimierungsansätze erfordern das erwähnte akustische Verständnis für das jeweilige System. Dieses sollte die gesamte Geräuschenstehungskette von der Erregung über die Körperschallübertragung bis zur Luftschallemission umfassen.

Die hierzu durch das IBAF – Institut für Baumaschinen, Antriebs- und Fördertechnik eingesetzte akustische Analyse- und Bewertungsmethodik zielt vor dem Hintergrund der Komplexität moderner Maschinen und Anlagen zunächst auf die Erarbeitung eines globalen und dennoch differenzierten akustischen Bildes. Dieses bildet die Basis für die Identifikation aller relevanten Geräuschquellen und Emissionsorte und erlaubt zudem die Charakterisierung der Emissionen im Frequenzbereich.

Die Ableitung gezielter Optimierungs- und Entwicklungsansätze stützt sich auf ein aus dem Systemverständnis abzuleitendes Geräuschquellenranking und eine Potentialbewertung der möglichen Optimierungsrichtungen. Bei der Entwicklung konkreter Lösungen werden schließlich neben akustischen auch für das jeweilige Anwendungsumfeld typische Anforderungen berücksichtigt. Exemplarisch seien hier die teilweise extremen Einsatzbedingungen im Bergbau mit ausgeprägten Vibrations- und Schockbelastungen, thermischen Restriktionen, hoher Staubbelastung oder stark korrosiver Umgebung genannt.

Als beispielhafte Anwendung sei die akustische Optimierung eines Brechers skizziert. Neben der konkreten Problemlösung liefert das dabei erarbeitete Systemverständnis eine Grundlage zur gezielten Berücksichtigung akustischer Anforderungen bei Neuentwicklungen. Zur Analyse eines ausgeführten Brechers kommt das sogenannte Schalldruck-Scanning im Nahbereich zum Einsatz, das neben der örtlichen Verteilung des mittleren Schalldruckpegels auf den neben der Maschine im Nahbereich festgelegten Meßflächen gem. Abbildung 1 für jeden Meßpunkt die spektrale Verteilung des Schalldruckes liefert (hier aus Gründen der Geheimhaltung Brecher nur in Bildmitte angedeutet). Nach Abgleich mit den systemspezifischen potentiellen Erregern sind für die als relevant einzustufenden Frequenzen durch weiterführende lokale Messungen Schwingungserreger, Übertragungswege des Körper- und ggf. Flüssigkeitsschalls und schließlich die Luftschall emittierenden Bauteile zu identifizieren. Das hierauf aufbauende Geräuschquellenranking bewertet die einzelnen Quellen bezüglich ihres jeweiligen Beitrages zur Gesamtemission und legt damit die erforderliche Reihenfolge und die akustischen Zielwerte für gezielte Maßnahmen zur Geräuschreduzierung fest. Die Umsetzung von Maßnahmen zur Reduzierung der Emission einer einzelnen Quelle ist im Sinne der Verringerung des Gesamtpegels nur sinnvoll, wenn dieser durch diese Quelle maßgeblich beeinflusst wird. Demnach konzentriert sich die Erarbeitung von Optimierungsansätzen zunächst auf die identifizierte Hauptschallquelle und erst im Anschluß daran auf die nachgeordneten Quel-

len. Ein derartiges Vorgehen gewährleistet einen technisch und wirtschaftlich optimierten Entwicklungsprozeß.



**Abbildung 1: Geräuschquellenanalyse, Schalldruck-Scanning im Nahbereich eines Brechers (schematisch dargestellt)**

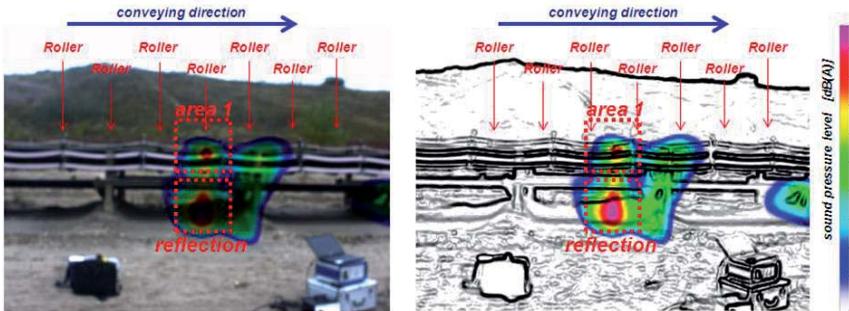
Im konkreten Ergebnis konnten gezielte und auch bei Neuentwicklungen zu berücksichtigende Optimierungsansätze im Bereich des Hydrauliksystems, des Kühlsystems, der Motorlagerung sowie einzelner Verkleidungsstrukturen abgeleitet werden.

### **3 Neue Methoden zur akustischen Optimierung Geräuschquellen über Tage**

Die Grenzen des Einsatzes der dargestellten bewährten Methode zur akustischen Analyse sind insbesondere durch die Beschränkung auf Messungen im Nahfeld und damit im Regelfall auf stationäre, nicht mobile Maschinen und Anlagen sowie die Notwendigkeit eines bezogen auf die Schalldruckemission möglichst stationären Betriebszustandes gegeben. Diese Anforderungen stellen für viele Maschinen und Anlagen, wie sie im Bergbau zum Einsatz kommen, unzulässige Restriktionen dar.

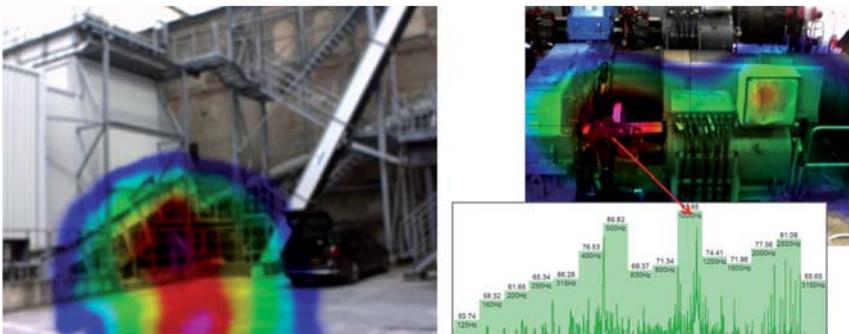
Akustische Kameras werden den beschriebenen Anforderungen gerecht. So ermöglicht ein solches System die Meßbarkeit der Geräuschemissionen aus der Distanz und über gewisse Zeiträume. Die mit der akustischen Kamera erfassten Schallemissionen können mit Hilfe von Akustikfotos und –videos visualisiert, lokalisiert und analysiert

werden (vgl. Abbildung 2 am Beispiel einer Bandanlage). Schall wird somit in einer Form sichtbar, wie man es von Temperaturverteilungen bei Aufnahmen mit Wärmebildkameras kennt. Bei Bedarf können einzelne identifizierte Erreger mit Hilfe der Auswertesoftware virtuell eliminiert werden, um das Geräuschreduktionspotential zu bewerten.



**Abbildung 2: Geräuschquellenanalyse an einer Bandanlage, Messungen mit der akustischen Kamera (Rulmecca), links: akustisches Foto, rechts: Konturplot**

Die Schallemission beeinflussende Umgebungseinflüsse, wie Reflektionen oder Fremdgeräuschquellen, können systematisch untersucht werden. Direkte Luftschallemissionen, beispielsweise im Bereich der eingesetzten Wälzlager und Dichtungssysteme, und Emissionsanteile von Strukturen, die über Körperschall angeregt werden (z.B. Traggerüste, Hauben), können voneinander separiert werden. Messungen an Antriebsstationen (Abbildung 3) erlauben auch hier die Identifikation von Hauptgeräuschquellen, deren Charakterisierung im Frequenzbereich, den Abgleich mit potentiellen Erregerfrequenzen und schließlich die zielgerichtete akustische Optimierung.



**Abbildung 3: Geräuschquellenanalyse an einer Antriebsstation, Messungen mit der akustischen Kamera, links: Gesamtsystem, rechts: Identifikation und Charakterisierung der Hauptgeräuschquelle**

Eine der von IBAF eingesetzten akustischen Kameras ist ein Starrarray mit 48 Mikrofonen und einer integrierten Digitalkamera, welches aufgrund seines Aufbaus (3,4 m Durchmesser) auch Emissionen im unteren Frequenzbereich bis zu etwa 100 Hz erfaßt. Diese im Vergleich zu ähnlichen Systemen relativ niedrige untere Grenzfrequenz ist für Anwendungen in der Fördertechnik von besonderer Bedeutung, da durchaus Anlagenkomponenten in diesem Bereich betrieben werden (z.B. Unwuchterreger von Schwingförderern, Dieselmotoren, ...). Typische Meßdistanzen für die akustische Kamera liegen zwischen 5 und 800 m, die Erfassung großer Objekte mit verteilten Quellen ist somit problemlos möglich. Vereinfacht beschrieben, werden bei der Auswertung der Meßergebnisse der 48 verteilt angeordneten Mikrofone die Laufzeitunterschiede der Schallwellen, die von einer Geräuschquelle ausgehen, berücksichtigt um die Quelle zu lokalisieren.

### Geräuschquellenanalyse untertage

Neue Möglichkeiten ergeben sich für Messungen untertage durch die Kopplung mit 3D-Laserscannern.

Die oben beschriebenen akustischen Plots visualisieren den auf den Meßpunkt, d.h. die Position der Kamera einwirkenden Schall, der jeweils durch eine vor dem Meßobjekt liegende Bildebene hindurchtritt. Bei Meßobjekten mit in der Tiefe verteilten Emissionen gelingt daher die Zuordnung der Emissionen zu den schallemittierenden, dreidimensionalen Oberflächen oder den in der Tiefe verteilten Emittieren nicht mehr exakt. Um diese Restriktion aufzuheben, setzt IBAF zusätzlich zur akustischen Kamera einen 3D-Laserscanner ein, der die Meßobjekte sowie die Kamera selbst als 3D-Punktwolke erfaßt. Somit sind die Abstände der einzelnen Mikrofone zu jedem erfaßten Punkt der 3D-Oberfläche des Meßobjektes bekannt und es kann eine direkte Zuordnung der Emissionen im Raum erfolgen. Diesen Ansatz kann man sich im Speziellen zur Analyse der Schallausbreitung in großen geschlossenen Räumen oder untertage zu Nutze machen.

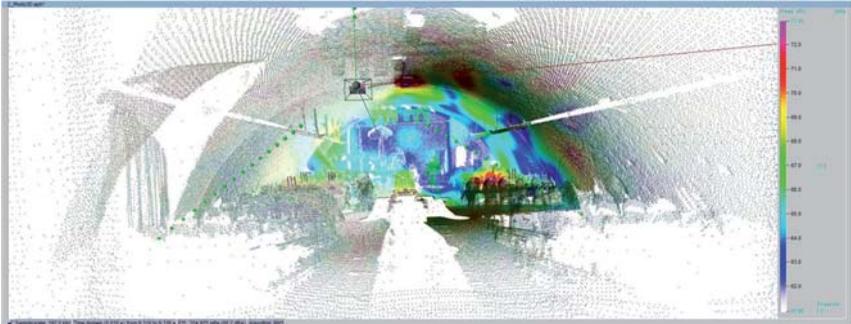


**Abbildung 4: Lärmausbreitung in einem untertägigen Gewölbe, Hauptschallquelle und Reflektionen, Darstellung mit unterschiedlicher Filterung**

Abbildung 4 zeigt zunächst Messungen mit der akustischen Kamera in einem stollenähnlichen Gewölbe (Kellergewölbe) mit großer räumlicher Tiefe und schallhar-

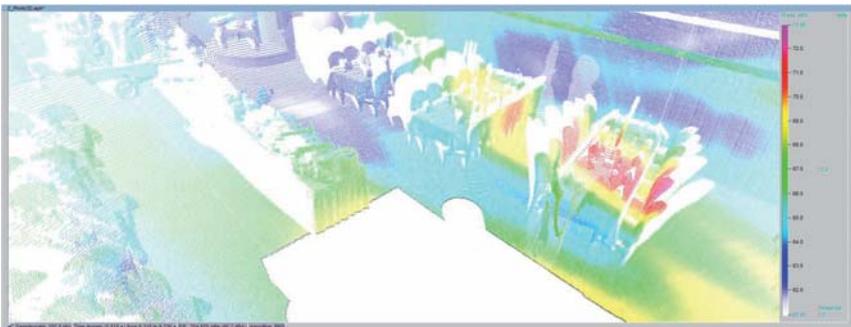
ten, stark reflektierenden Wänden. Die Schallquelle in Bildmitte sowie die Reflektionen im Deckenbereich sind zu erkennen.

In der gleichen akustischen Umgebung sind zu einem späteren Zeitpunkt neben dieser Quelle ca. 120 weitere Geräuschquellen vorhanden (Gäste einer Abendveranstaltung).



**Abbildung 5: Lärmausbreitung in einem untertägigen Gewölbe mit 120 Schallquellen, 3D-Scanning der örtlichen Gegebenheiten und Zuordnung der mit der akustischen Kamera erfaßten Schalldruckverteilung**

Abbildung 5 zeigt Meßergebnisse der akustischen Kamera, die der zusätzlich eingescannten 3D-Oberflächengeometrie zugeordnet wurden. Diverse Reflektionen und Schallquellen werden sichtbar. Das dreidimensionale Raummodell und die zugeordneten Schalldruckverteilungen ermöglichen die Analyse bzw. Betrachtung des akustischen Istzustandes aus unterschiedlichen räumlichen Perspektiven, so daß beispielsweise die exakte Lokalisierung der momentanen Hauptschallquelle in der Tiefe des Raumes gem. Abbildung 6 möglich wird, womit sich die skizzierte Vorgehensweise auch für die Schallquellenanalyse untertage anbietet.



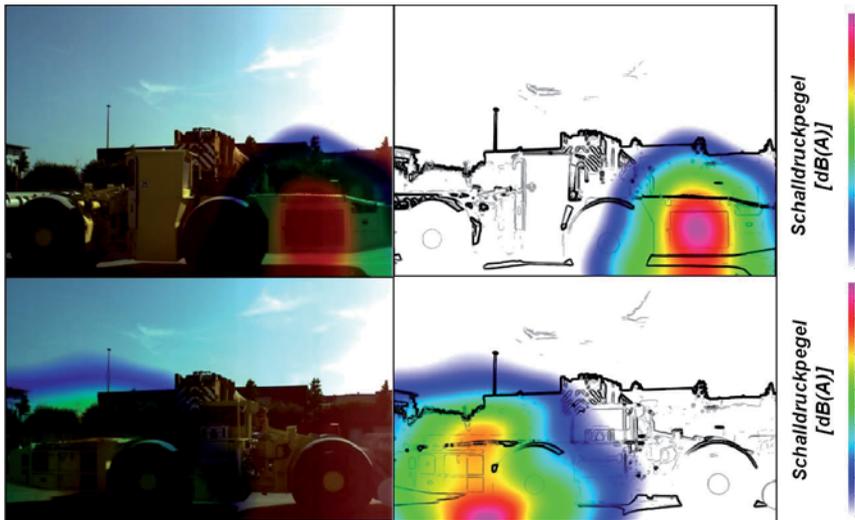
**Abbildung 6: Identifikation der momentanen Hauptschallquelle auf Basis der dreidimensionalen Zuordnung des emittierter Schalls zur eingescannten Raumgeometrie**

## 4 Akustische Optimierung eines Untertagefahrzeuges

### Meßtechnisch gestützte Analyse eines knickgelenkten Untertageladers

Die systematische Vorgehensweise zur akustischen Optimierung wird im Folgenden am Beispiel der akustischen Analyse eines knickgelenkten Untertageladers verdeutlicht. Ziel dieser Untersuchungen ist die Erarbeitung eines ganzheitlichen akustischen Systemverständnisses für die Fahrerkabine, auf dessen Basis gezielte Optimierungen möglich werden.

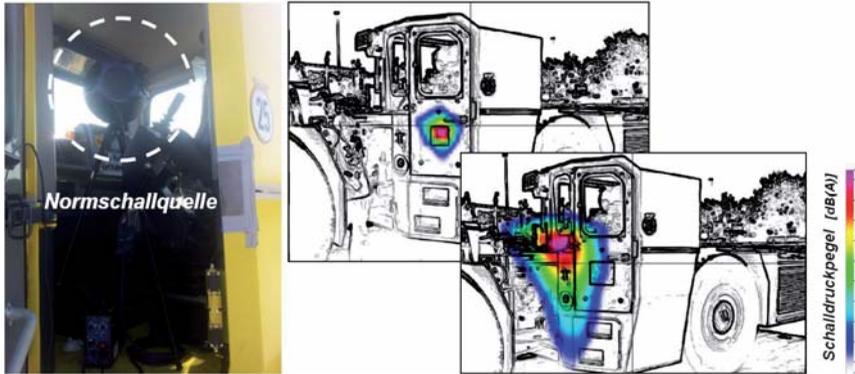
Ausgangspunkt der Analyse ist die Festlegung geeigneter Betriebszustände. Dabei sind sowohl einfache aber reproduzierbare, als auch komplexere Zustände, die den realen Arbeitsprozeß abbilden, vorzusehen. Für diese Betriebszustände erfolgt die Analyse des akustischen Istzustandes durch Freifeldmessungen (übertage) mit Einzelmikrofonen und akustischer Kamera sowie Beschleunigungsmessungen zur Erfassung des Körperschallübertragungsverhaltens der Struktur.



**Abbildung 7: Akustische Istzustandsanalyse eines Untertageladers, Messungen im Freifeld während der Vorbeifahrt, 2 Fahrrichtungen**

Auf Basis der Meßergebnisse sind die Außengeräuschemission zu charakterisieren und die wesentlichen Schallübertragungsmechanismen zur Kabine zu identifizieren. Durch Luftschallmessungen außerhalb und innerhalb der Kabine in den relevanten Frequenzbereichen wird der Isolationsgrad der Kabinenstruktur ermittelt. Besteht hier Optimierungsbedarf, bietet es sich an, die Luftschallübertragungswege der Kabine nach außen zu identifizieren und somit Strukturbereiche zu ermitteln, die eine Schallübertragung begünstigen (strukturelle Öffnungen, unzureichendes Dämmverhalten, mitschwingende Strukturelemente, ...). Hierzu wird die Kabine mit einer Normschallquelle von innen beschallt und von außen mit einer akustischen Kamera

vermessen (vgl. Abbildung 8). Bereiche mit niedrigem Isolationsgrad sind so zu visualisieren und beispielsweise durch das Verblenden/Verschließen struktureller Öffnungen, die Wahl geeigneter Dämmmaterialien oder verbesserte Dichtungssysteme zu optimieren.



**Abbildung 8: Bewertung des Schalldurchgangs durch die Kabinenstruktur, Ermittlung des Isolationsgrades**

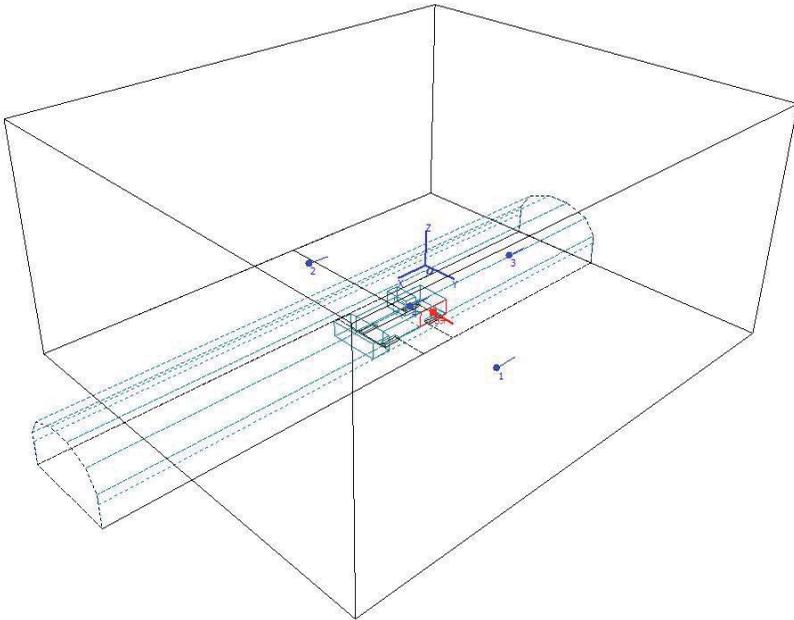
Da sich das auf die Kabine einfallende Schallfeld untertage durch die geänderten akustischen Umgebungsbedingungen deutlich verändern kann, sind Optimierungsmaßnahmen, die auf Basis von Freifeldmessungen abgeleitet wurden, idealerweise in ihrer Wirksamkeit durch Vergleichsmessungen untertage zu verifizieren. Entsprechend wurden während des Einsatzes der Maschine im Bergbaubetrieb Messungen mit Einzelmikrofonen innerhalb und außerhalb der Kabine durchgeführt. Zunächst ist bemerkenswert, daß vergleichbare Betriebszustände aufgrund der geänderten akustischen Umgebungsbedingungen zu einem um ca. 6 dB erhöhten Außengeräusch (Geräuschpegel untertage entspricht der Emission von vier baugleichen Ladern übertage) führen, welches wiederum auf die Kabinenstruktur übertragen wird. Die exemplarisch betrachtete Struktur besitzt nach erfolgter Optimierung nachweislich einen deutlich verbesserten Isolationsgrad, in einzelnen Betriebszuständen beträgt dieser das Achtfache des Ausgangswertes.

### **Akustisches Systemverständnis auf Basis von Lärmausbreitungssimulationen**

Da Messungen untertage in der Praxis nicht in jedem Fall umsetzbar sind (Ex-Schutz, Korrosion der Meßtechnik) kann in Anlehnung an Berechnungsansätze zur Lärmprognose im Bereich der Raumakustik die Schallausbreitung untertage auf Basis von Messungen übertage simuliert werden.

Hierzu ist zunächst ein akustisches Modell der Maschine oder Anlage erforderlich. Abbildung 9 zeigt das Modell des Untertageladers. Als Begrenzungsfläche zur Bewertung der Schallausbreitung im Freifeld ist zunächst ein Quader vorgesehen, im

Zentrum wird der virtuelle Lader positioniert. Schallemitternde Komponenten, wie Dieselmotor, Getriebe, Hydraulikpumpen, Abgas- und Kühlsystem etc. werden als Punktschallquellen berücksichtigt. Diese können je nach konstruktiven Gegebenheiten entweder als offene Schallquellen betrachtet oder durch Anordnung geeigneter parametrierter Flächenelemente, die beispielsweise die Einhausung des Motorraums unter Berücksichtigung struktureller Öffnungen für die Luftkühlung abbilden, abgeschirmt werden.

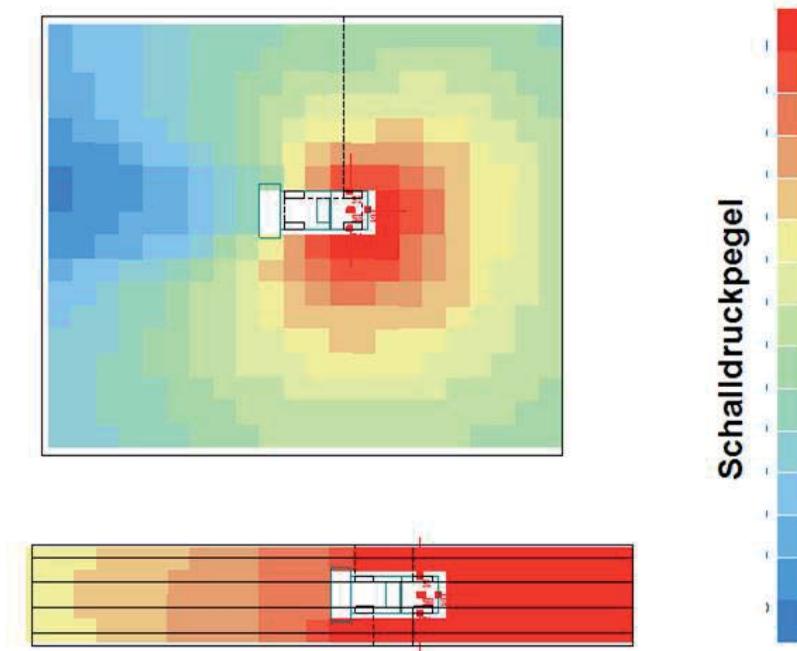


**Abbildung 9: Modell zur Simulation der Schallemission des betrachteten Untertage-laders über Tage (Freifeld, quaderförmige Hüllfläche) sowie unter Tage (Abbildung der reflektierenden Wände eines vereinfacht abgebildeten Stollens)**

Die Parametrierung der Schallquellen kann unter Nutzung von Herstellerangaben oder auf Basis der Ergebnisse der meßtechnisch gestützten Istzustandsanalyse über Tage und des daraus gewonnenen Systemverständnisses erfolgen.

Gemäß Abbildung 10 (oberer Bildbereich) wird die Schalldruckverteilung auf der Hüllfläche oder alternativ in jedem anderen interessierenden Raumpunkt im Nah- oder Fernfeld simuliert. Zur Bewertung der unter Tage zu erwartenden Schallausbreitung wird in einem zweiten Schritt die schalldurchlässige Hüllfläche durch eine unter Tage vorzufindende Raumgeometrie mit schallharten oder nur in gewissen Grenzen absorbierenden Wänden ersetzt und die Schallausbreitungssimulation mit die-

sen veränderten Randbedingungen wiederholt. Abbildung 10 zeigt im unteren Bildbereich ein entsprechendes Simulationsergebnis, die hieraus zu ermittelnde Pegeldifferenz im Vergleich zur Freifeldemission übertage entspricht den auch auf meßtechnischem Weg ermittelten Werten.



**Abbildung 10: Simulierte Schallemission für den betrachteten Untertageleger, Schallausbreitung übertage und untertage**

Bei Bedarf sind weitere untertage vorzufindende Schallquellen in das Modell zu integrieren, so daß die zu erwartende Geräuschbelastung bei Betrieb der Gesamtanlage abgeschätzt werden kann. Auch kann für jede einzelne Maschine die Wirksamkeit potentieller akustischer Optimierungsmaßnahmen, wie das Vorsehen zusätzlicher Verblendungen und Einhausungen oder der Einsatz alternativer oder erweiterter Schalldämpfersysteme, bewertet und so eine gezielte Lärmreduzierungsstrategie festgelegt werden.

## 5 Zusammenfassung und Ausblick

An konkreten Beispielen wurde das Potential innovativer meßtechnisch und simulationstechnisch gestützter Methoden für die akustische Optimierung von Maschinen und Anlagen des Bergbaus aufgezeigt. Das als Basis einer jeden gezielten Lärmminierungsstrategie erforderliche akustische Systemverständnis kann unter Verwen-

derung von akustischen Kameras, ggf. ergänzt um 3D-Laserscanner, erarbeitet werden. Sind Messungen im Untertage-Betrieb nicht möglich, können die Emissionen unter Berücksichtigung der entsprechenden Randbedingungen auf Basis von Lärmausbreitungssimulationen prognostiziert werden.

Auf Basis des erarbeiteten akustischen Systemverständnisses können gezielte akustische Optimierungsansätze entwickelt und bei Bedarf wiederum simulationsgestützt bzgl. des zu erwartenden Geräuschreduzierungspotentials bewertet werden. Im Ergebnis steht somit ein durchgängiger methodischer Ansatz zur akustischen Optimierung von Maschinen und Anlagen des Bergbaus zur Verfügung, der die spezifischen Anforderungen und Randbedingungen berücksichtigt.

**Prof. Dr.-Ing. Jan Scholten**

J.Scholten@ibaf-engineering.de

**Dr.-Ing. Filip Baranski**

F.Baranski@ibaf-engineering.de

**Dr.-Ing. Lutz Hohaus**

L.Hohaus@ibaf-engineering.de

IBAF – Institut für Baumaschinen, Antriebs- und Fördertechnik GmbH  
Heinrichstraße 67  
44805 Bochum

## Einsatz der Ultra-Wideband-Technologie in der Fördertechnik

Christian Niestroj, M.Sc.

Britta Eichentopf, M.Sc.

Dipl.-Ing. Kai Neumann

Prof. Dr. Karl Nienhaus

RWTH Aachen University, Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie

### Einleitung

Die Automatisierung in der Schwermaschinenindustrie und im Bergbau im Speziellen schreitet immer weiter voran. Mit der Vision von Industrie 4.0 und deren Übertragung auf den Bergbau wird es immer wichtiger, Kenntnis über den exakten Betriebszustand eines Geräts zu jedem Zeitpunkt mit einem Mindestmaß an Genauigkeit zu haben. Um die Automatisierung gerade für die schwierigen Einsatzbedingungen im untertägigen Bergbau voranzutreiben, wird am Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie (IMR) im EU Forschungsprojekt Real-Time Mining (rtMine) geforscht.

Ziel dieses Projekts ist die Entwicklung eines umfassenden Echtzeitsystems für den Untertagebergbau, mittels dessen der Gewinnungsprozess bereits in der Erkundungsphase gestaltet werden kann. Ausgangspunkt der Forschung ist die Tatsache, dass bei der untertägigen Rohstoffgewinnung die einzelnen Prozessschritte ausgehend von der Exploration unabhängig voneinander betrachtet werden. Die Neuheit des rtMine Projekts liegt in der kontinuierlichen Überwachung und Verknüpfung der Daten eines jeden Prozessschritts und damit einhergehender Aussicht auf die maximale Ausbeutung schwierig erreichbarer oder niedrigwertiger Rohstoffvorkommen.

Im Work Package 3 wird die Entwicklung sensorgestützter Positionierung von Maschinen mit Hilfe verschiedener Sensoren vorangetrieben. Diese Sensoren erfassen die Positionsdaten parallel. Anschließend wird durch die Verknüpfung der verschiedenen Sensordaten eine Redundanz erzeugt. Hierdurch kann die Fehlerrate und der Grad der Ungenauigkeit dieser technischen Systeme gesenkt werden. Zusätzlich stellen Umweltbedingungen im untertägigen Bergbau besondere Anforderungen an die eingesetzten Systeme. Diese müssen widrigen Einflüssen, wie beispielsweise Feuchtigkeit und Wasser, Staub und Schlageinflüssen, standhalten.

Eins der eingesetzten Sensorsysteme basiert auf der Ultra-Wideband Funktechnologie. Diese erweist sich als ausreichend robust, um den gerade angeführten Bedingungen zu trotzen und gleichzeitig die Automatisierungsaufgaben zu erfüllen. Dieser Artikel gibt einen Überblick über die Forschungsarbeit, welche im Vorfeld und im Rahmen des rtMine Forschungsprojekts am Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie der RWTH Aachen im Bereich der Forschung an der Ultra-Wideband Funktechnologie zur Positionierung bisher geleistet wurde. Auf Grundlage dieser

Arbeit wird ein Positionierungssystem entwickelt, welches für die Automatisierung im untertägigen Bergbau eingesetzt werden kann.

### **Grundlagen der Ultra-Wideband Funktechnologie**

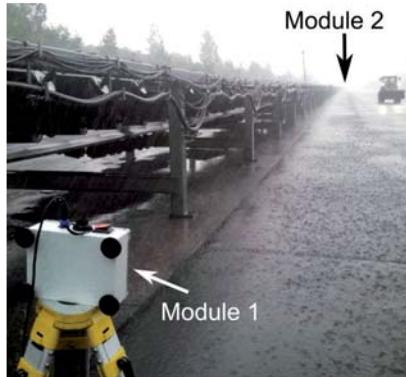
Die häufig verwendete Kurzbezeichnung UWB-Technologie lässt sich aus der englischen Bezeichnung Ultra-Wideband Technology ableiten und steht dabei für Ultra-Breitband Technologie. Der Grundstein der Ultra Wideband Funktechnologie wurde bereits durch Heinrich Hertz im Jahr 1887 gelegt. Hertz erzeugte schon damals - als einfachste zu generierende Wellenform - kurze, breitbandige Impulse. Unabhängig davon wurde in den nachfolgenden Jahrzehnten jedoch hauptsächlich die Entwicklung schmalbandiger Kommunikationssysteme vorangetrieben, da die technische Umsetzung dieser Systeme einfacher war. Gestärkt durch neue Forschungsergebnisse und den Umstand, dass die Federal Communication Commission der USA im Jahr 2002 eine Freigabe des Frequenzbereichs zwischen 3,1 und 10,6 GHz für UWB verabschiedete, hat die Entwicklung der UWB-Technologie in den vergangenen Jahren neuen Aufschwung erhalten. Zudem wurde die Technologie ebenfalls in Europa länderübergreifend reguliert und damit die Grundlage für die technische Nutzung gelegt. [1], [2], [7]

UWB-Funksysteme nutzen Impulse, die sehr kurz sind, dabei jedoch ein breites Frequenzspektrum abdecken. Das gesamt verfügbare Frequenzspektrum liegt zwischen 3,1 und 10,6 GHz, welches jedoch nur entsprechend der jeweiligen Zulassungsregulierungen nutzbar ist. Mit Bandbreiten zwischen 500 MHz und einigen GHz belegen die Impulse jedoch immer ein deutlich breiteres Frequenzband als andere Funkanwendungen. Die hohe verfügbare Bandbreite gewährleistet zudem eine hohe Übertragungskapazität bei einer relativ geringen Sendeleistung von maximal 1 mW für die einzelnen genutzten Frequenzbänder. Dadurch ist der Betrieb von UWB-Systemen und schmalbandigen Funksystemen im gleichen Frequenzbereich störungsfrei möglich. [3]

Aufgrund der gerade beschriebenen Frequenzeigenschaften ist die UWB-Funktechnologie außerdem vergleichsweise unempfindlich gegenüber Multipfad-Effekten, worin einer ihrer wesentlichen Vorteile liegt. Als Multipfad-Effekte werden Effekte bezeichnet, bei denen ein ausgesendetes Signal über mehrere Ausbreitungswege zum Empfänger gelangt. Durch die Überlagerung der Signale beim Empfänger kann es zu einer Verschlechterung der Übertragungsqualität kommen. Multipfad-Effekte treten verstärkt im industriellen Umfeld auf, da hier hochreflektive Materialien wie z. B. Beton und Stahl verbaut sind.[4]

Neben der Hochleistungsdatenübertragung liegt ein Hauptanwendungsbereich der UWB Funktechnologie in der Positionsbestimmung. Um die Robustheit des UWB-Systems gegenüber Umwelteinflüssen zu testen, fanden am IMR Tests zur Positionsbestimmung und Datenübertragung bei heftigem Niederschlag im Außengelände statt. Bei beiden Tests konnte erfolgreich gezeigt werden, dass die Technologie bei

diesen widrigen Bedingungen auf Entfernungen von mehr als 200 m zwischen zwei UWB-Funkmodulen einwandfrei arbeitet.



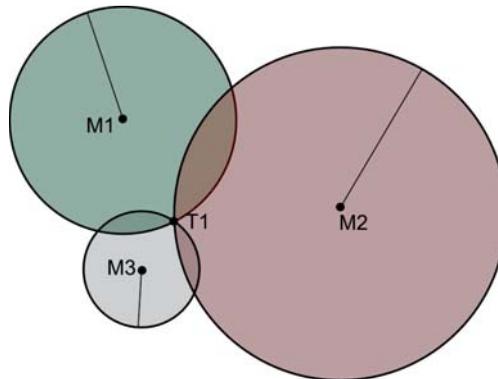
**Abbildung 1: Testaufbau zur Bestimmung der maximal realisierbaren Reichweite unter Regeneinfluss**

### **Positionierung mittels UWB-Funktechnologie**

Die Positionierung mittels UWB erfolgt durch Messung der Entfernungen von einem mobilen UWB-Modul zu mehreren ortsfesten Basisstationen, sogenannten Anker. Eine eindeutige Positionsbestimmung im zweidimensionalen Raum erfordert dabei mindestens drei ortsfeste Basisstationen, während im dreidimensionalen Raum mindestens vier erforderlich sind. Im Praxiseinsatz ermöglichen jedoch Plausibilitätsüberlegungen häufig eine eindeutige Positionierung mit weniger Basisstationen. Die Methoden zur Positionsbestimmung sind vielfältig. Nachfolgend wird die Lateration im Detail vorgestellt.

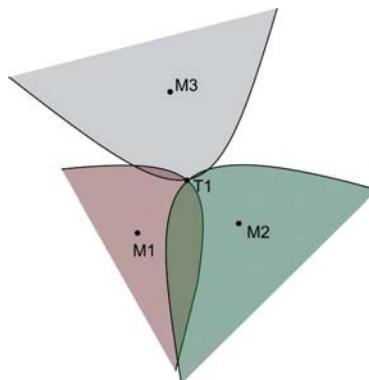
Bei der Lateration wird von einem Punkt aus die Entfernung zu mehreren ortsfesten Punkten, den Basisstationen, im Raum bestimmt. Die Position der ortsfesten Punkte ist dabei bekannt. Die Lateration nutzt zur Entfernungsbestimmung zwischen Sender und Empfänger die Laufzeit der Signale zwischen beiden. Dies findet in den meisten Fällen nach dem Time of Arrival (TOA)- oder dem Time Difference of Arrival (TDOA)-Verfahren statt.

Das Time of Arrival-Verfahren misst die Signallaufzeit zwischen Sender und Empfänger. Mit Hilfe der bekannten Signalausbreitungsgeschwindigkeit kann aus der Signallaufzeit die Entfernung zwischen Sender und Empfänger berechnet werden. So wird um jede Basisstation ein Kreis (im dreidimensionalen Raum eine Kugel) gezogen, dessen Radius der Entfernung zwischen Basisstation und dem mobilen Modul entspricht Abbildung 2. Im Schnittpunkt der drei Kreise befindet sich das mobile Modul.



**Abbildung 2: Prinzip der Lateration mittels Time of Arrival Verfahren. In diesem Beispiel werden drei Basisstationen (M1-M3) verwendet, deren Positionen im Raum bekannt sind**

Beim Time of Arrival Verfahren ist die exakte zeitliche Synchronisation der beteiligten UWB-Systeme essentiell für die Genauigkeit der Positionsbestimmung. Kann die exakte Synchronisation nicht gewährleistet werden, können die erweiterten Verfahren Two-Way-Ranging (TWR) oder Symmetric-Double-Sided-Two-Way-Ranging (SDS-TWR) eingesetzt werden. Bei diesen beiden Verfahren wechseln sich die beteiligten UWB-Module als Sender und Empfänger zur Entfernungsmessung ab. Während eines der Module zunächst sendet, empfängt das andere Module und vice versa. Dadurch können Ungenauigkeiten zwischen den Uhren der beteiligten Systeme größtenteils eliminiert werden. [5]



**Abbildung 3: Prinzip der Lateration mittels Time Difference of Arrival Verfahren. In diesem Beispiel werden drei Basisstationen (M1-M3) verwendet, deren Positionen im Raum bekannt sind.**

Das Time Difference of Arrival Verfahren hingegen nutzt nicht die einzelnen Signallaufzeiten zwischen jeder Basisstation und dem mobilen Modul, sondern die Diffe-

renzen in den Laufzeiten. Die Basisstationen empfangen einen Signalimpuls, der vom mobilen UWB-System ausgesendet wird. Aus den gemessenen Unterschieden in den Laufzeiten der Signale kann dann die Position des mobilen UWB-Systems berechnet werden. Dies erfordert jedoch eine exakte zeitliche Synchronisation der Basisstationen. Durch diese Vorgehensweise ergeben sich für die einzelnen Entfernungsmessungen hyperbolische Verläufe, in deren Schnittpunkt sich das mobile Modul befindet. Hyperbolische Verläufe bieten den Vorteil, dass bei denselben Ungenauigkeiten in den einzelnen Entfernungsmessungen höhere Genauigkeiten der Positionsberechnung erreicht werden können (Abbildung 3). [6]

### **Bisherige Anwendungsfälle und Entwicklungsarbeit an der UWB Funktechnologie am IMR**

Die denkbaren Anwendungen der UWB-Technologie zur Positionierung sind vielfältig. Im folgenden Abschnitt soll ein kurzer Überblick über die bisherigen, für diese Ausarbeitung relevanten Messungen und Ergebnisse gegeben werden.

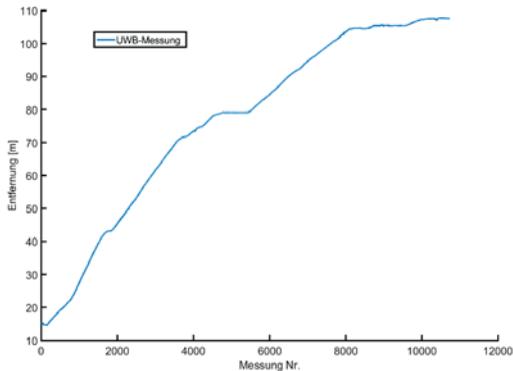
Zum Test der 1D-Positionierung wurde ein Bagger im Tagebau mit der UWB Technologie positioniert. Der Bagger wurde mit einem Mobilmodul ausgerüstet und entlang der Fahrstrecke wurden zwei Basismodule installiert. Hier konnte die berührungslose Positionierung mit UWB durchgeführt werden, welche in Zukunft für die Vollautomatisierung des Baggers genutzt werden kann.

Basierend auf den Ergebnissen der Positionierung des Baggers wurde weiterhin ein Entladewagen in einem Kohlenbunker in einem Kraftwerk mit dem UWB-Funksystem ausgerüstet. Die Herausforderungen in dieser Umgebung sind unter anderem das hohe Staubaufkommen und die für Funksysteme sehr störende Umgebung aus engen Tunneln aus Beton und umgebende Stahlaufbauten, welche Multipath-Effekte begünstigen können. Das System wurde zusätzlich in die Messwarte des Kraftwerks integriert, sodass die Messergebnisse direkt im Betrieb verwendet werden konnten. Dies ermöglichte die zuverlässige Positionierung des Entladewagens auch unter den genannten herausfordernden Umgebungsbedingungen.



**Abbildung 4: Erkundungsfahrzeug**

In einem weiteren Versuch wurde die Entfernungsmessung in der untertägigen Umgebung evaluiert. Dazu wurde ein UWB-Mobilteil auf einem fahrbaren Erkundungsfahrzeug installiert (siehe Abbildung 4) und im Tunnel ein Basismodul installiert. Ziel war die Messung der Position des Fahrzeugs im Tunnel. Das Ergebnis der Messung ist in Abbildung 5 dargestellt. Es zeigt sich, dass auch bei hohen Entfernungen (>100 m) das UWB-Messsystem zuverlässig und kontinuierlich ohne Abbruch funktioniert. Im Bereich über 100 m war zudem keine Sichtverbindung zwischen Basis- und Mobilmodul mehr vorhanden. Die Messung funktionierte jedoch weiterhin zuverlässig.



**Abbildung 5: Ergebnis der untertägigen 1D-Positionierung**

Über die gerade vorgestellte 1D-Positionierung hinaus wurde ebenfalls ein Aufbau zur 3D-Positionierung realisiert. Hierbei war die Aufgabenstellung die berührungslose Positionierung eines Absetzers relativ zu dem zugehörigen Bandschleifenwagen. Dies ist insbesondere im Hinblick auf die Vollautomatisierung des Absetzers interessant, da bereits mehrere redundante Systeme zum Einsatz kommen, um die entspre-

chende Betriebs- und Ausfallsicherheit des vollautomatisierten Geräts sicherzustellen. Hierzu wurden drei Basismodule am Bandschleifenwagen angebracht; das Mobilmodul wurde auf dem ersten Förderband des Absetzers installiert. Auch in diesem Versuch konnte die Funktionalität des Systems nachgewiesen werden.

Basierend auf diesen Ergebnissen ist die Weiterentwicklung des Systems zu einem Positionierungssystem für den untertägigen Einsatz denkbar und sinnvoll. Das Konzept hierzu soll im folgenden Abschnitt erläutert werden.

### **Anwendung der UWB Technologie im Real-Time Mining Projekt**

Im Work Package 3 des rtMine Forschungsprojekts werden verschiedene Sensorsysteme zur Positionierung von Bergbaumaschinen miteinander verknüpft. Zum Einsatz kommen neben der UWB Funktechnologie ein Inertialsensor (Driftless Inertial Measurement Unit, IMU) sowie geometrische Sensoren. Auf Grundlage der bisherigen Forschungsergebnisse mit der UWB Funktechnologie konnten für die Lokalisierung und Positionierung zwei verschiedene Einsatzfälle definiert werden: Die hochpräzise Positionierung von Maschinen und die allgemeine Lokalisierung und Positionierung von Maschinen.

Während bei der hochpräzisen Positionierung hauptsächlich die UWB Funktechnologie mit Unterstützung der geometrischen Sensoren zum Tragen kommt, wird im Falle der allgemeinen Lokalisierung und Positionierung die Sensorredundanz mit der Driftless IMU zur Positionierung benutzt. Beide Fälle werden im Folgenden im Hinblick auf die UWB-Funktechnologie noch einmal im Detail vorgestellt.

#### **Anwendungsfall 1: Hochpräzise Positionierung**

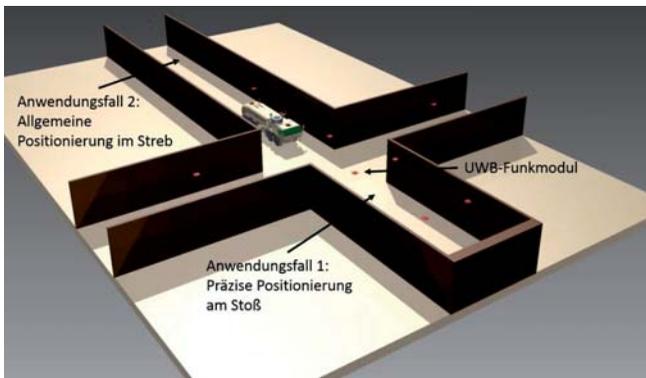
Für einige Anwendungen im Bergbau ist eine hochpräzise Positionierung unabdingbar. Dies betrifft beispielsweise die Positionierung von Bergbaumaschinen wie Bohrwagen am Stoß oder die Positionierung von Dump Trucks am Abladepunkt (siehe Abbildung 6). Bei diesen Anwendungen bewegen sich die Maschinen nur sehr langsam oder sind stationär zum Zeitpunkt der Positionierung.

Für eine präzise Lokalisierung mittels UWB werden mindestens drei Anker mit Sichtlinie zum mobilen Tag auf der Maschine benötigt. Auf diese Art und Weise ist zu erwarten, dass allein mit der UWB-Technologie eine zentimetergenaue Positionierung des Fahrzeugs erreicht werden kann. Des Weiteren kann die Positionierung im Rahmen der Gesamtautomatisierung der Bergbaumaschinen verwendet werden, um Fahrzeugteile in Relation zur Umgebung zu positionieren, wie beispielsweise die Bohrrarme eines Bohrwagens am Stoß. Für diesen speziellen Aufgabenfall kann außerdem bei Benutzung eines zweiten mobilen Tags an der Maschine sogar die Orientierung der Maschine relativ zur Umgebung bestimmt werden.

## Anwendungsfall 2: Allgemeine Lokalisierung und Positionierung

Für die allgemeine Lokalisierung und Positionierung von Bergbaumaschinen ist es nicht zwangsläufig nötig, den Standort der jeweiligen Bergbaumaschine mit der gleichen Genauigkeit wie im ersten Anwendungsfall zu bestimmen. Eine solche Genauigkeit in allen Bereichen eines Bergwerks ist technisch allein durch die Nutzung der UWB Funktechnologie erreichbar, jedoch wirtschaftlich mit großem Aufwand verbunden. Aus diesem Grund kommt im zweiten Anwendungsfall, der allgemeinen Lokalisierung und Positionierung von Bergbaumaschinen, insbesondere die im rtMine angestrebte Sensorredundanz zum Einsatz.

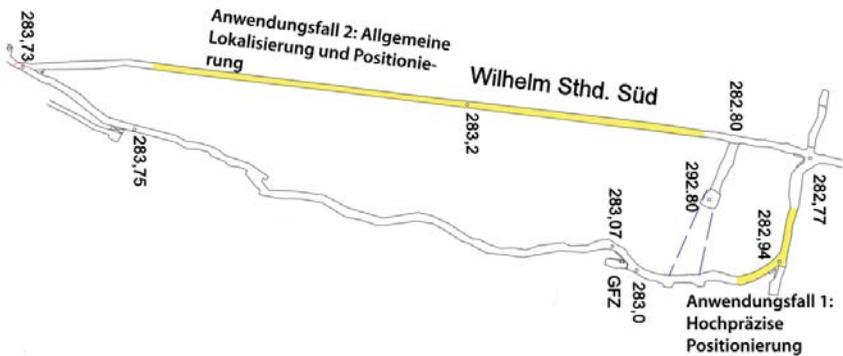
Mit Hilfe der Driftless IMU kann eine ausreichende Genauigkeit bei der Lokalisierung und Positionierung von Bergbaumaschinen unter Verwendung nur weniger UWB-Anker erreicht werden (siehe Abbildung 6). Es ist ausreichend, einzelne UWB-Anker in Sichtweite auf Fahrstrecken im Streb über das gesamte Bergwerk verteilt anzubringen. Hierdurch kann eine 1D-Messung realisiert werden, die die Möglichkeit zur Korrektur der Positionsdaten, die durch die Driftless IMU aufgenommen wurden, bietet.



**Abbildung 6: Grafische Darstellung der Anwendungsfälle der UWB-Funktechnologie im rtMine Projekt**

### Testmessung des Systems in einer untertägigen Mine

Um die geplanten Anwendungsfälle für die Positionierung mittels UWB zu validieren, wird in der Reichen Zeche in Freiberg ein untertägiger Feldtest durchgeführt. Die Reiche Zeche wurde deshalb gewählt, weil umfangreiche markscheiderische Daten bereits vorhanden sind, so dass die Referenzierung der geplanten Positionsmessung relativ einfach erfolgen kann. Für die Testmessung wurden zwei unterschiedliche Stollenabschnitte (siehe Abbildung 7, gelb markierte Bereiche) gewählt: Ein Kurvenabschnitt für den Anwendungsfall der hochpräzisen Positionierung und eine lange gerade Strecke im Bereich der Auffahrstrecke Wilhelm Std. Süd für die allgemeine Lokalisierung und Positionierung.



**Abbildung 7: Streckenabschnitte der Testmessung in der Reichen Zeche Freiberg**

Auf beiden Teststrecken sind Schienen vorhanden. Dadurch kann die zu testende Sensorik auf einem genau bekannten und vorgegebenen Weg verfahren werden. Die Sensorik wird für den Test auf einen Wagen montiert. Zur Verifizierung der gemessenen Positionsdaten wird der Testwagen während der gesamten Messung kontinuierlich mit einem Lasertachymeter eingemessen.

Für die Testmessung ist angedacht, den Wagen mit einer Geschwindigkeit von 1 m/s entlang der Schienenabschnitte zu bewegen. Dieser Versuch wird mehrfach wiederholt, um eine ausreichende Datenbasis zu generieren.

Nach Abschluss der Testmessung können die Positionsdaten ausgewertet werden und mit den Referenzdaten des Tachymeters verglichen werden. Hierdurch kann die Genauigkeit und die Zuverlässigkeit des geplanten Sensorsystems evaluiert werden. Speziell die Fusion der Daten der Systeme wird es erlauben, ein robustes und hochgenaues Positioniersystem zu entwickeln. Diese Sensorfusion ist ebenfalls Teil des rtMine-Projekts und wird in der auf die Testmessung folgenden Zeit entwickelt werden.

### **Zusammenfassung und Ausblick**

Mit diesem Beitrag wurde die bisherige Erfahrung des Instituts für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie der RWTH Aachen mit dem Einsatz der UWB Funktechnologie in der Schwerindustrie und dem EU Forschungsprojekt rtMine vorgestellt. Neben den physikalischen wurden auch die technischen Grundlagen der UWB Funktechnologie erläutert. Die bisher realisierten Anwendungen beweisen zudem die Umsetzbarkeit und die Robustheit der Technik zur Positionierung und Lokalisierung von Maschinen des untertägigen Bergbaus.

Insbesondere durch das rtMine Forschungsprojekt kann diese noch junge Technologie für den dauerhaften Einsatz und die große Vision der Industrie 4.0 und damit

einhergehend dem Bergbau 4.0 weiterentwickelt werden. Im Anschluss an die erste, beschriebene Testmessung in der Reichen Zeche Freiberg werden während der Projektlaufzeit des rtMine Forschungsprojekts noch eine Anzahl weiterer untertägiger Tests durchgeführt, um die bisherigen Forschungsergebnisse zu vertiefen.

Aus den bisherigen Anwendungen ergeben sich außerdem eine Anzahl weiterer Anwendungsgebiete neben den vollautomatisierten Bergwerksmaschinen wie beispielsweise moderne Collision Avoidance Systeme mittels UWB Funktechnologie. Diese und andere Ansätze werden in der Zukunft am Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie verfolgt, um das volle Potential der UWB Funktechnologie auszuschöpfen.

Das Projekt Real-Time Mining wird durch Horizon 2020 der Europäischen Union mit der Projektnummer 641989 gefördert.

## Literatur

- [1] M. Z. Win, D. Dardari, A. F. Molisch, W. Wiesbeck, and Jinyun Zhang, "History and Applications of UWB," (en), Proc. IEEE, vol. 97, no. 2, pp. 198–204, 2009.
- [2] M. R. Mahfouz, Cemin Zhang, B. C. Merkl, m. J. Kuhn, and A. E. Fathy, "Investigation of High-Accuracy Indoor 3-D Positioning Using UWB Technology," (en), IEEE Trans. Microwave Theory Techn, vol. 56, no. 6, pp. 1316–1330, 2008.
- [3] Bundesnetzagentur, UWB, das Kurzstrecken-Kommunikations- und Sensor-Funksystem, 2015.
- [4] 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.
- [5] S. Emami, *UWB communication systems: Conventional and 60 GHz : principles, design and standards*. New York, NY: Springer, 2013.
- [6] Z. Daixian and Y. Kechu, "EKF Localization Based on TDOA/RSS in Underground Mines Using UWB Ranging," (en), Signal Processing, Communications and Computing (ICSPCC), 2011 IEEE International Conference on, 2011.
- [7] Bundesnetzagentur, *Allgemeinzuteilung UWB*, 2010.

**Christian Niestroj, M.Sc.**

cNiestroj@imr.rwth-aachen.de

**Dipl.-Ing. Kai Neumann**

kNeumann@imr.rwth-aachen.de

RWTH Aachen University

Institut für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie

Wüllnerstraße 2

52062 Aachen

**Britta Eichentopf, M.Sc.**

bEichentopf@imr.rwth-aachen.de

**Prof. Dr. Karl Nienhaus**

kNienhaus@imr.rwth-aachen.de



# Gekoppelte FEM-DEM-Simulation zur Analyse der Lastannahmen von Kratzerförderern

Dipl.-Ing. Mathias Dratt

IBAF - Institut für Baumaschinen, Antriebs- und Fördertechnik GmbH

Prof. Dr.-Ing. Andre Katterfeld

Otto-von-Guericke-Universität Magdeburg, Institut für Logistik und Materialflusstechnik (ILM)

Dipl.-Ing. Andreas Kretzschmar

TAKRAF GmbH

## Zusammenfassung

Kratzerförderer zur Entspeicherung von Schüttguthalden werden sehr häufig in der Rohstoffindustrie und im übertägigen Bergbau eingesetzt. In den letzten Jahren sind die Anforderungen bzgl. des Massenstroms immer weiter gestiegen. Forderungen von 3000 – 4000 t/h machen immer größere Kratzerschaufeln notwendig, da die Fördergeschwindigkeit aufgrund des Kettentriebs nicht beliebig gesteigert werden kann. Die mechanische Beanspruchung der Schaufeln steigt. Gleichzeitig muss durch die geeignete Wahl der Schaufelform und -teilung sichergestellt werden, dass der benötigte Füllungsgrad zur Realisierung des Massenstroms überhaupt erreicht werden kann.

Zur Überprüfung des sich einstellenden Füllungsgrads noch während der Entwicklungsphase eines Kratzerförderers können Simulationen auf Basis der Diskrete Elemente Methode (DEM) durchgeführt werden. Solche DEM-Simulationen ermöglichen auch die Ableitung von direkten Lastannahmen zur Überprüfung der mechanischen Beanspruchung der Schaufel. Die Ableitung der resultierenden Schüttgutkräfte und die Implementierung in ein FEM-Modell zur Berechnung von Bauteilspannungen und -verformungen war früher oft schwierig und zeitaufwändig. Durch die Entwicklung einer direkten Kopplung von DEM- und FEM-Simulationsprogrammen ist es heute jedoch sehr einfach möglich, auch die dynamischen Schüttgutlasten in die Bauteilüberprüfung mit einfließen zu lassen.

## 1 Einleitung

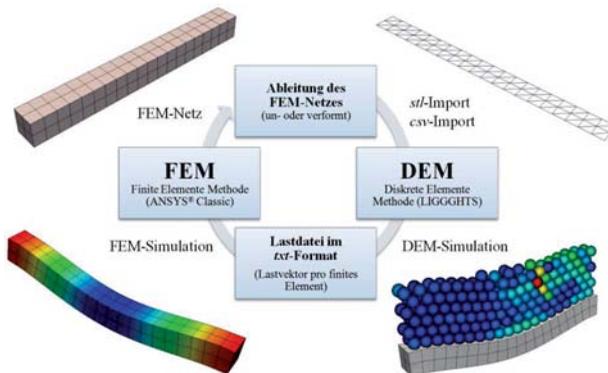
Der Einsatz numerischer Simulationsmethoden ist in der heutigen Zeit aus ingenieurstechnischer und ökonomischer Sicht auch im Bereich der klassischen Schüttgutfördertechnik nicht mehr wegzudenken. Neben den typischen statischen und dynamischen Strukturanalysen von Bauteilen auf Basis der Finite Elemente Methode (FEM), wird mittlerweile auch vermehrt die Diskrete Elemente Methode (DEM) für die Simulation bzw. Optimierung von Förder- und Materialflussprozessen eingesetzt. Die Analyse des Verformungsverhaltens von Bauteilen infolge außen angreifender Kräfte mit Hilfe der FEM bildet einen Schwerpunkt der täglichen Arbeit des Ingenieurs im Laufe des Konstruktionsprozesses schüttgutfördertechnischer Anla-

gen. Allerdings sind die dazu notwendigen Lastannahmen, die aus der Interaktion zwischen Bauteil und kontaktierendem Schüttgut resultieren, alles andere als trivial anzusehen und können in den meisten Fällen nur stark abstrahiert mit kontinuumsmechanischen Modellen abgebildet werden. Abhilfe schafft hier das Verfahren der DEM, dass die Kontaktkräfte zwischen simuliertem Schüttgut und interagierendem Bauteil ermitteln und somit die geforderten Lastannahmen realitätsnah abbilden kann. Es erscheint sinnvoll die Vorteile beider numerischer Verfahren in Form von gekoppelten FEM-DEM-Simulationen zu kombinieren.

Im folgenden Beitrag wird kurz auf die entwickelte FEM-DEM-Kopplung eingegangen. Weiterhin werden die Ergebnisse notwendiger Verifizierungs- und Validierungsuntersuchungen vorgestellt. Abschließend wird mit Hilfe der Kopplung eine einfache Strukturanalyse der Schaufel eines Kratzerförderers im Förderprozess durchgeführt.

## 2 Grundlagen der Kopplung

Für die hier vorgestellte Kopplung werden auf Seiten der FEM das kommerzielle Programm ANSYS® Classic und auf Seiten der DEM das Open-Source Programm LIGGGHTS verwendet. Auf die theoretischen Hintergründe der Kopplung wird an dieser Stelle nur kurz eingegangen. Für ausführliche Informationen wird auf die Erläuterungen zu der bereits bestehenden FEM-DEM-Kopplung zwischen ANSYS® Classic und PFC3D in den Veröffentlichungen [1], [2] verwiesen. Die grundsätzliche Kopplungsstrategie bleibt erhalten. Allerdings konnte im Gegensatz zur bereits bestehenden Kopplung mit der Verwendung der DEM-Software LIGGGHTS eine „vollwertige“ bidirektionale Kopplung (2-Wege-Kopplung) realisiert werden, was letztendlich auch die Abbildung hochdynamischer Verformungsprozesse ermöglicht.

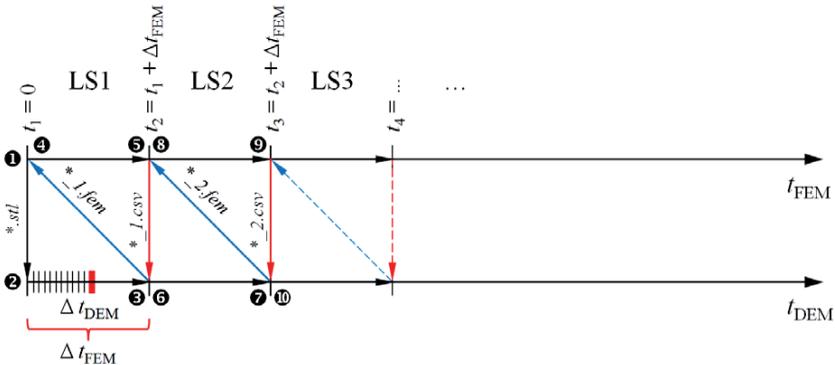


**Abbildung 1: Kopplungsstrategie. Berechnungszyklus der FEM-DEM-Kopplung mit ANSYS® Classic und LIGGGHTS.**

In Abbildung 1 ist der Kopplungszyklus anhand des Beispiels eines doppelseitig eingespannten Balkens dargestellt.

Im ersten Schritt wird das zu analysierende Bauteil (Balken) in der FEM vernetzt. Das FEM-Netz der mit Schüttgut kontaktierenden Oberfläche wird anschließend als stl-Datei bzw. in den folgenden Kopplungszyklen als csv-Datei abgeleitet. Als Grundlage dienen die Oberflächen der finiten Elemente bzw. die dazugehörigen Knoten. Somit enthalten die Dateien alle geometrischen Informationen der Kontaktoberfläche die für die DEM-Simulation notwendig sind und es ist sichergestellt, dass sowohl in der FEM als auch in der DEM-Simulation korrespondierende Berechnungsgebiete vorliegen. Im Falle des hier vorliegenden Beispiels korrespondiert eine Dreieckflächenpaarung (vgl. Abbildung 1 rechts oben) mit der Kontaktoberfläche eines 20-Knoten Hexaederelements (vgl. Abbildung 1 links oben). Im Gegensatz zu den stl-Dateien, für die standardmäßig eine Schnittstelle in DEM-Programmen vorliegt, enthalten die csv-Dateien, mit einem eigens für die Kopplung entwickelten Datenformat, neben den geometrischen Informationen aller Dreieckflächen zusätzlich auch die Knotengeschwindigkeiten aller korrespondierenden Eckpunkte, die sich aus der Verformung über einen Lastschritt in der FEM berechnen lassen. Die Knotengeschwindigkeiten werden in der DEM-Simulation den dazugehörigen Eckpunkten aller Dreieckflächen zugeordnet. Damit wird im Gegensatz zur bereits bestehenden Kopplung jetzt auch direkt in der DEM-Simulation die Verformung des Berechnungsgebiets berücksichtigt. Der Vorteil hierbei ist, dass sowohl die Normal- als auch die Tangentialkomponenten der Kontaktkräfte während der gesamten Simulation erhalten bleiben und somit für eine kontinuierliche Verformung sorgen. Nach Abschluss der DEM-Simulation (vgl. Abbildung 1 rechts unten) werden alle Kontaktkräfte der einzelnen Dreieckflächen in Form von Lastvektoren pro korrespondierendem finiten Element zusammengefasst und in eine Lastdatei geschrieben. Abschließend wird die Lastdatei in die FEM-Simulation importiert (vgl. Abbildung 1 links unten) und die Lastvektoren den korrespondierenden finiten Elementen in Form von äquivalenten Knotenkräften zugeordnet. Nach Abschluss der Berechnung startet der Zyklus von neuem.

Die folgende Abbildung 2 stellt den zuvor beschriebenen allgemeinen Ablauf der FEM-DEM-Kopplung mit ANSYS® Classic und LIGGGHTS noch einmal ausführlich an Hand eines Zeitstrahls dar.



**Abbildung 2: Zeitlicher Ablauf einer gekoppelten FEM-DEM-Simulation zwischen ANSYS® Classic und LIGGGHTS dargestellt anhand eines Zeitstrahls.**

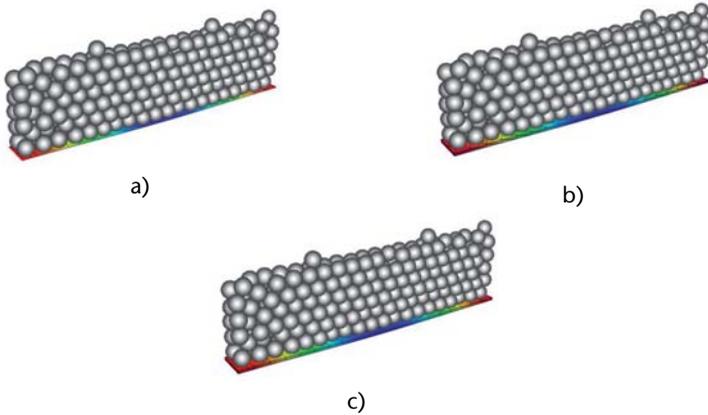
Die gekoppelte Simulation startet mit der *stl*-Ableitung des Berechnungsgebiets als Inertialzustand von Punkt ① bis ② bei  $t_1 = 0$  s. Danach wird ab ② in der DEM über eine Kopplungsschrittweite  $\Delta t_{FEM}$  simuliert und am Ende ③ die erste Lastdatei (\*\_1.fem) ausgegeben. Die Lastdatei wird in die FEM eingelesen ④ und die Berechnung ebenfalls von  $t_1 = 0$  s über einer Kopplungsschrittweite gestartet. Hat auch die FEM-Simulation den Punkt ⑤ bei  $t_2 = t_1 + \Delta t_{FEM}$  erreicht, wird die erste csv-Datei des Berechnungsgebiets geschrieben und zurück an die DEM ⑥ übergeben. Hier wird wieder um eine Kopplungsschrittweite weiter simuliert bis  $t_3 = t_2 + \Delta t_{FEM}$  ⑦ erreicht ist. Die zweite Lastdatei (\*\_2.fem) wird ausgegeben und von der FEM-Simulation ⑧ eingelesen. Im nächsten Schritt wird dann in der FEM wieder um eine Kopplungsschrittweite bis ⑨ weiter simuliert. Ist auch hier  $t_3 = t_2 + \Delta t_{FEM}$  erreicht, erfolgt die Ausgabe der zweiten csv-Datei, die dann wieder in die DEM ⑩ eingelesen wird. Dieser Vorgang wiederholt sich bis eine definierte Gesamtsimulationszeit  $t_{FEM}$  bzw.  $t_{DEM}$  erreicht ist.

In Abbildung 2 wird deutlich, dass die Ergebnisse der FEM-Simulation den Ergebnissen der DEM-Simulation durch die nachträgliche Berechnung der Verformung faktisch um eine Kopplungsschrittweite  $\Delta t_{FEM}$  voraus sind. Um letztendlich die FEM- und DEM-Ergebnisse als Überlagerung optisch synchronisieren zu können, wird die erste DEM-Ergebnisdatei des Initialisierungsschritts gelöscht.

### 3 Verifizierung

Für die Verifizierung des entwickelten Algorithmus für die FEM-DEM-Kopplung wird der maximale Durchgang eines doppelseitig eingespannten Balkens unter konstanter Flächenlast herangezogen. Dazu wird die Flächenlast in den gekoppelten Simulationen durch ein zufällig verteiltes Partikelbett abgebildet und anschließend mit dem Ergebnis einer eigenständigen FEM-Simulation verglichen. Es wird von nichtlinearem Verhalten (Geometrienichtlinearität, Theorie 3. Ordnung) ausgegangen. Die Abmes-

sung des Balkens beträgt  $1000 \times 100 \times 10$  mm (LxBxH). Als Material wird Stahl mit einem Elastizitätsmodul von  $E_{\text{Stahl}} = 210.000$  N/mm<sup>2</sup> und einer Querkontraktionszahl von  $\nu = 0,3$  definiert. Die konstante Flächenlast wird mit  $p = 0,05$  N/mm<sup>2</sup>, die Elementkantenlänge mit  $K_{\text{Elem}} = 50$  mm und der Partikeldurchmesser mit  $D_{\text{Part}} = 50$  mm angesetzt. Neben 8-Knoten Viereckflächenelementen (Schalenelemente) werden für die Untersuchungen vergleichsweise auch 20-Knoten Hexaeder- und 10-Knoten Tetraederelemente verwendet. In Abbildung 3 sind Ergebnisse der Verifizierungsuntersuchungen grafisch dargestellt.



**Abbildung 3: Grafische Ergebnisse der bidirektional gekoppelten Simulationen eines doppelseitig eingespannten Balkens: a) mit 8-Knoten Viereckflächenelementen; b) 10-Knoten Tetraederelemente; c) 20-Knoten Hexaederelementen.**

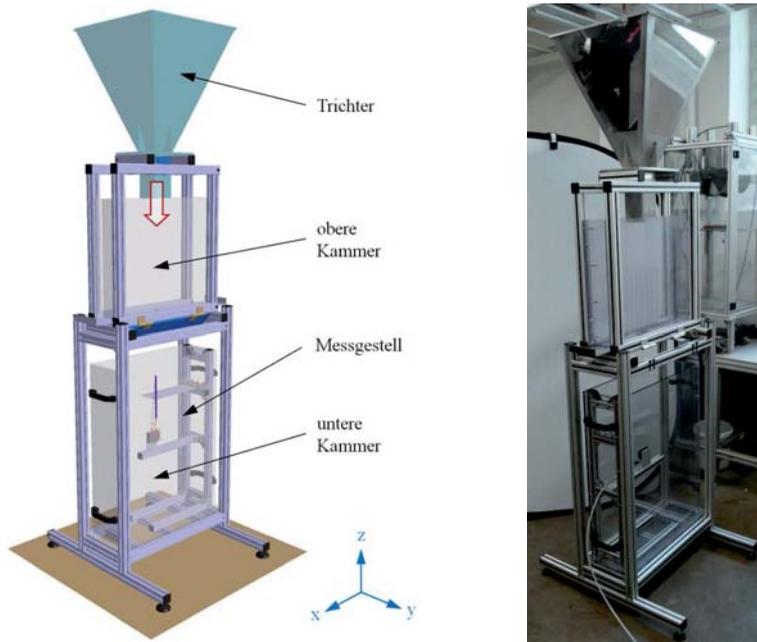
Die Zusammenstellung der maximalen Durchhänge in Tabelle 1 zeigt, dass die FEM-DEM-Kopplung mit ANSYS® Classic und LIGGGHTS sehr gute Referenzergebnisse liefert. Die maximale Abweichung des Durchhangs von ca. 2% im Vergleich zur eigenständigen FEM-Simulation ist letztendlich auf die ungleichmäßige Verteilung des Partikelbetts zurückzuführen.

**Tabelle 1: Ergebnisse der Vergleichsanalyse eines doppelseitig eingespannten Balkens unter konstanter Flächenlast mit äquivalenten bidirektional gekoppelten Simulationen (Theorie 3. Ordnung).**

Simulation	FEM	FEM-DEM (Schalen)	FEM-DEM (Tetraeder)	FEM-DEM (Hexaeder)
max. Durchhang $v_{\text{max},i}$ [mm]	5,875	5,914	5,76	5,79

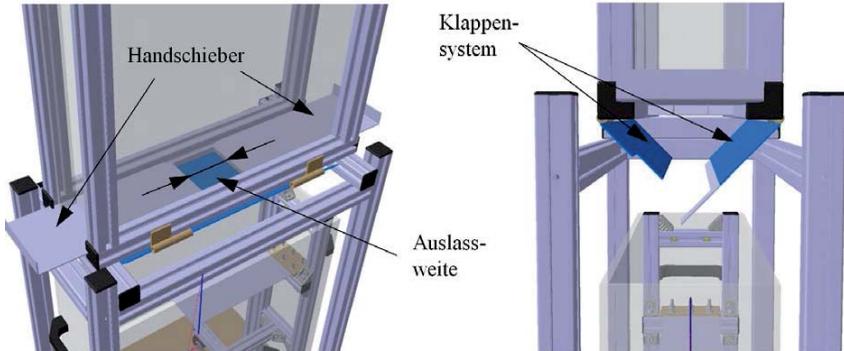
#### 4 Validierung

Neben der Verifizierung anhand des statischen Durchgangs eines doppelseitig eingespannten Balkens wurden zusätzlich Validierungsuntersuchungen für die Überprüfung der FEM-DEM-Kopplung bei einem hochdynamischen Anwendungsfall mit bidirektionaler Kopplung durchgeführt. Der dafür verwendete Validierungsversuchsstand (vgl. Abbildung 4) setzt sich aus einer Kombination von Durchfluss- und Verformungsversuchsstand zusammen, mit dem die Verformung einer gutstromkontakterenden, einseitig eingespannten Stahlblech-Probe ermittelt werden kann.



**Abbildung 4: Links: CAD-Modell des Validierungsversuchsstands zur Messung der Verformung eines gutstromkontakterenden, einseitig eingespannten Balkens. Rechts: Versuchsstand im Labor.**

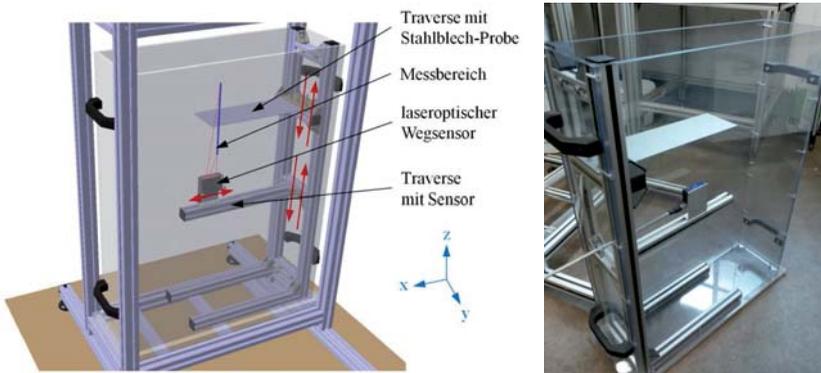
Über den Trichter wird ein Versuchsgut mittig in die obere Kammer des Verstands eingefüllt. Mit Hilfe von zwei Handschiebern, die unterhalb der oberen Kammer angebracht sind, kann eine definierte Auslassöffnung erzeugt werden (vgl. Abbildung 5 links). Die Breite der Öffnung ist durch das Innenmaß der oberen Kammer mit  $b_{\text{Aus}} = 100 \text{ mm}$  festgelegt. Die Länge der Öffnung (Auslassweite) ist durch die Handschieber variabel von  $l_{\text{Aus}} = 0 \dots 500 \text{ mm}$  einstellbar. Somit kann auch der Massenstrom  $I_m$  verändert werden. Ist die gewünschte Auslassweite eingestellt und der Einfüllvorgang abgeschlossen, wird ein Klappensystem (vgl. Abbildung 5 rechts), das unterhalb der Handschieber angeordnet ist, geöffnet. Danach fließt das Versuchsgut über die definierte Auslassöffnung in die untere Kammer.



**Abbildung 5: CAD-Detailansichten des Validierungsversuchsstands. Links: Handschieber zur Einstellung einer definierten Auslassweite IA. Rechts: Klappensystem unterhalb der Handschieber.**

In der unteren Kammer, die komplett aus dem Versuchsstand herausgezogen werden kann, ist ein Messgestell integriert (siehe Abbildung 6). Das Gestell ist über Schraubverbindungen fest mit dieser Kammer verbunden, kann aber nach Lösen der Schrauben komplett aus der Kammer entnommen werden.

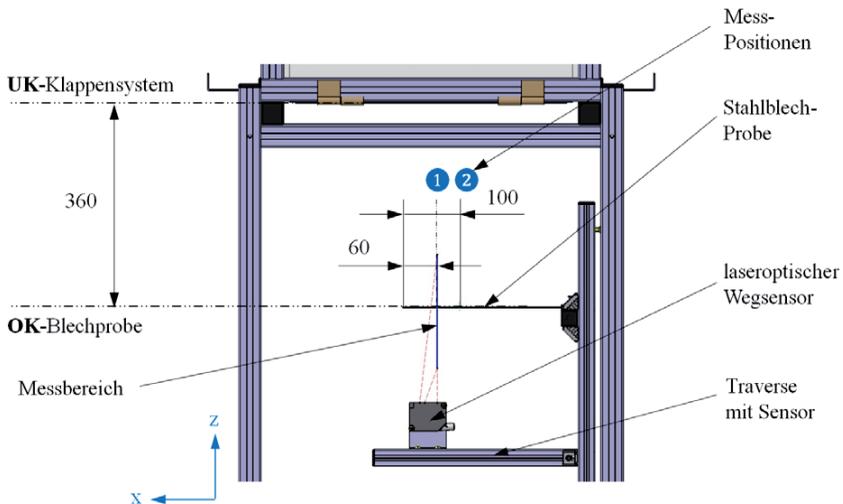
Das Messgestell besteht aus zwei in z-Richtung verschiebbaren Traversen. Die obere Traverse dient der Aufnahme der Stahlblech-Probe. Die Probe ist zwischen zwei Aufnahmeplatten über Schraubverbindungen mit dem Messgestell verbunden. Die Verbindung erzeugt ein einseitig eingespanntes Balkensystem. Auf der unteren Traverse, unter der Probe, ist ein laseroptischer Wegsensor montiert, der zusätzlich in x-Richtung verschiebbar ist. In Abbildung 6 links ist der Messbereich des Sensors als blaue Linie dargestellt. Der Messbereich beträgt  $MB = 200$  mm.



**Abbildung 6: Links: CAD-Detailansicht der unteren Kammer mit integriertem Messgestell und Stahlblech-Probe. Rechts: Untere Kammer mit Messgestell und Stahlblech-Probe im Labor.**

Trifft der Gutstrom auf die Stahlblech-Probe verformt sich diese infolge des Kontakts. Die Größe der Verformung ist abhängig von den Abmessungen der Probe, insbesondere der Blechdicke  $t_{\text{probe}}$ , dem Elastizitätsmodul  $E$ , vom Massenstrom  $I_m$  und von der Aufprallgeschwindigkeit  $v_c$ , die wiederum von der Abwurfhöhe  $h_{\text{max}}$  abhängig ist. Die Positionsänderung der Probe wird über die gesamte Dauer des Versuches mit Hilfe des laseroptischen Wegsensors gemessen. Neben der Messung der Verformung an den Mess-Positionen wurden für die optische Auswertung die Versuche zusätzlich mit einer High-Speed Kamera aufgezeichnet.

Für die Validierungsuntersuchungen wurden insgesamt vier Proben aus verzinktem Stahlblech (LxB: 340x100 mm) mit unterschiedlichen Blechdicken  $t_{\text{probe}} = 2; 1,5; 1; 0,75$  mm berücksichtigt. Die Abwurfhöhe wurde auf  $h_{\text{max}} = 360$  mm und die Auslassweite auf  $I_{\text{Aus}} = 40$  mm bzw. 100 mm festgelegt. Als Abwurfhöhe wird der Abstand zwischen Unterkante Klappensystem und Oberkante Stahlblech-Probe definiert. Die Messung der Verformung wurde für zwei Mess-Positionen jeweils im Abstand von den Außenkanten der Proben mit  $I_{\text{LMP}} = 60$  mm und 100 mm durchgeführt (vgl. Abbildung 7).



**Abbildung 7: CAD-Detailansicht des Messgestells mit Definition der Abwurfhöhe  $h_{\text{max}}$  und der beiden Messpositionen  $I_{\text{LMP}}$ .**

Für die Validierungsversuche wurden drei verschiedene kohäsionslose Schüttgüter Kunststoffgranulat, Weizen und granuliertes Kalisalz verwendet (vgl. Abbildung 8).



**Abbildung 8: Versuchsgüter. Links: Kunststoffgranulat; Mitte: Weizen; Rechts: granuliertes Kalisalz.**

Die Schüttgutparameter der Versuchsgüter wurden in einer Schüttgutanalyse experimentell bestimmt und anschließend für die DEM-Simulation kalibriert. Die Parameter der Validierungsuntersuchungen sind in der Tabelle 2 zusammengefasst. Die Böschungswinkel  $\varphi_{b,stat}$  wurden aus den Böschungen des Restgutes in der oberen Kammer bestimmt. Im Gegensatz zum klassischen Böschungswinkelversuch können die Winkel am Validierungsversuchsstand direkt ausgemessen werden.

**Tabelle 2: Zusammenfassung der Partikel-Parameter für die analogen gekoppelten Simulationen des Validierungsversuchsstandes.**

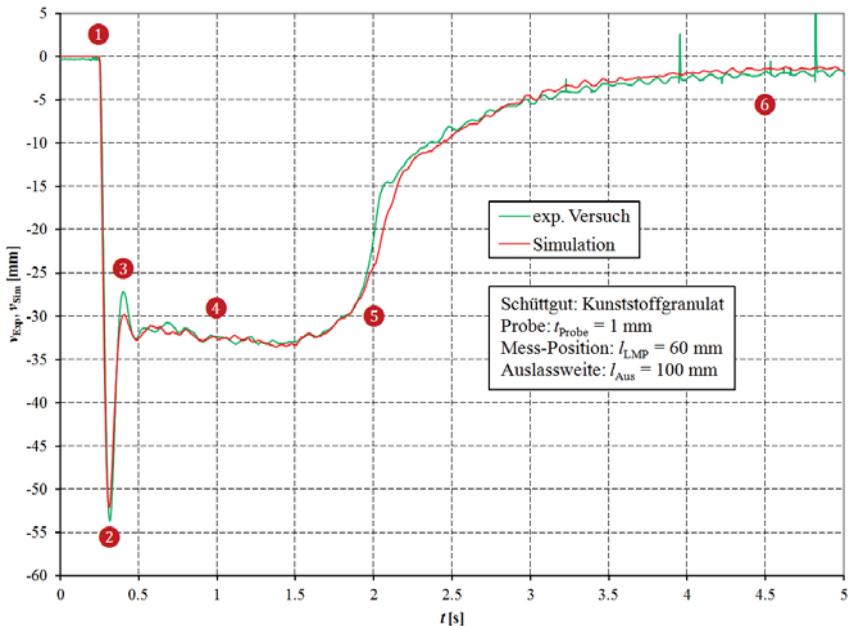
Eigenschaft/Schüttgut	Kunststoffgranulat	Weizen	granuliertes Kalisalz
Schüttdichte, $\rho_b$ [kg/m <sup>3</sup> ]	577	743	971
Böschungswinkel, $\varphi_{b,stat}$ [°]	26	26	36
Korngrößenverteilung, $d_k$ [mm]	3,8...5,3	3,0...5,0	2,5...6,0
Porosität, $\varepsilon$ [-]	0,385	0,402	0,487
Wandreibwert, $\mu_{w, Probe}$ [-] (Schüttgut vs. verz. Stahlblech)	0,148	0,215	0,208
Wandreibwert, $\mu_{w, Plexiglas}$ [-] (Schüttgut vs. verz. Plexiglas)	0,22	0,26	0,183
Schüttgutgesamtmasse, $m_{Ges}$ [kg]	13	6	10
Coulombsche Reibung, $\mu_p$ [-]	0,12	0,17	0,5
Rollreibung, $\mu_R$ [-]	0,3	0,18	0,3
Partikelsteifigkeit (E-Modul), $E_{Part}$ [N/mm <sup>2</sup> ]	10		
Querkontraktionszahl, $\nu$ [-]	0,3		

Für den Vergleich der experimentellen Ergebnisse wurden für die Validierungsversuchsversuche analoge gekoppelte FEM-DEM-Simulationen durchgeführt. Für das Simulationsmodell wurden die System- und Schüttgutparameter des experimentellen Versuchsaufbaus übernommen. Die reale Korngrößenverteilung der Versuchsgüter von ca.  $d_k = 2,5...6$  mm konnte in den Simulationen direkt und somit realitätsge-

treu als Partikelgrößenverteilung verwendet werden. Die reale Kornform wurde vereinfacht durch kugelförmige Partikel abgebildet.

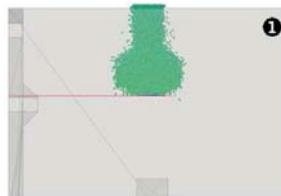
Repräsentativ wird im Folgenden der Versuchs- bzw. Simulationsablauf für die Kombination mit dem Schüttgut Kunststoffgranulat, der Stahlblech-Probe  $t_{\text{Probe}} = 1 \text{ mm}$ , der Auslassweite  $I_{\text{Aus}} = 100 \text{ mm}$  und der Mess-Position  $I_{\text{LMP}} = 60 \text{ mm}$  ausführlich erläutert. Zur besseren Übersicht werden hierfür die Ergebnisse der laseroptischen Wegmessung und die Verschiebung des äquivalenten Mess-Knotens in der analogen Simulation direkt überlagert dargestellt (vgl. Abbildung 9). Zusätzlich werden für die Erläuterung des Versuchs- bzw. Simulationsablaufes sechs markante Punkte definiert:

1. Nach  $t = 0,2 \text{ s}$  ist das Klappensystem komplett geöffnet. Die ersten Partikel treffen bei ca.  $t = 0,25 \text{ s}$  auf die eingespannte Probe (vgl. Punkt ❶ in Abbildung 9 und Abbildung 10a). Der Anfangsmassenstrom ( $t = 0 \dots 0,5 \text{ s}$ ) ist im Vergleich zum Massenstrom im stationären Zustand ( $t = 0,5 \dots 1,5 \text{ s}$ ) deutlich größer. Grund hierfür ist ein Schüttgutpolster zwischen den geöffneten Handschiebern und dem Klappensystem.

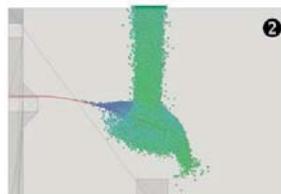


**Abbildung 9: Vergleich der Ergebnisse zwischen experimentellem Versuch und analoger Simulation für das Schüttgut Kunststoffgranulat ( $m_{\text{Ges}} = 13 \text{ kg}$ ) mit der Probe  $t_{\text{Probe}} = 1 \text{ mm}$ , der Auslassweite  $I_{\text{Aus}} = 100 \text{ mm}$  und der Mess-Position  $I_{\text{LMP}} = 60 \text{ mm}$ .**

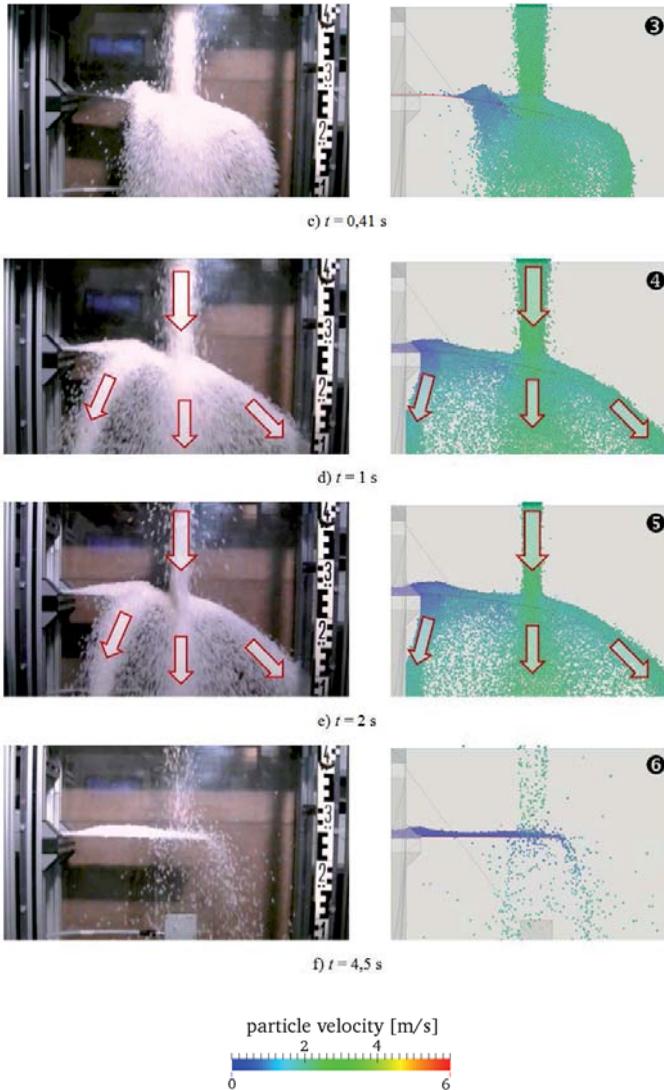
2. Nach dem Öffnen der Klappen bildet sich aus dem Schüttgutposter ein „Schüttguttropfen“ heraus. Der aus diesem „Tropfen“ resultierende Anfangsimpuls erzeugt mit  $v_{\text{Exp}} = -53,5$  mm bei ca.  $t = 0,31$  s die max. Verformung der Stahlblech-Probe während des gesamten Versuchs (vgl. Punkt ② in in Abbildung 9 und Abbildung 10a-b). In der analogen Simulation wird an dieser Stelle ebenfalls die maximale Verformung mit  $v_{\text{Sim}} = -52$  mm erreicht.
3. Die abrupte Reduzierung des Massenstroms erzeugt bei ca.  $t = 0,41$  s sowohl im Versuch als auch in der Simulation ein Zurückschwingen der Stahlblech-Probe (vgl. Punkt ③ in Abbildung 9 und Abbildung 10c). An diesem Punkt stellt sich im Vergleich zum nachfolgenden stationären Zustand ( $t = 0,5...1,5$  s) für kurze Zeit eine geringere Verformung ein. Auch hier stimmen die Werte mit  $v_{\text{Exp}} = -27$  mm und  $v_{\text{Sim}} = -30$  mm annähernd überein.
4. Der konstante Massenstrom im stationären Zustand erzeugt von ca.  $t = 0,5...1,5$  s eine konstante Verformung der Probe (vgl. Punkt ④ in Abbildung 9 und Abbildung 10d). Der Mittelwert liegt hier sowohl für den experimentellen Versuch als auch für die analoge Simulation bei ca.  $\Delta v = -32,5$  mm.
5. Nach ca.  $t = 2$  s ist der Großteil des Schüttgutes aus der oberen Kammer geflossen. Der Massenstrom und die daraus resultierende Verformung der Stahlblech-Probe reduziert sich (vgl. Punkt ⑤ in Abbildung 9 und Abbildung 10e) nichtlinear bis ca.  $t = 4$  s. Die Graphen des Versuchs und der Simulation verlaufen annähernd gleich.
6. Der End-Verformungszustand der Probe wird ab ca.  $t = 4$  s nur noch durch das auf der Probe liegende Restgut beeinflusst (vgl. Punkt ⑥ in Abbildung 9 und Abbildung 10f). Auch hier ist eine sehr gute Übereinstimmung zwischen den Ergebnissen des experimentellen Versuchs und der analogen Simulation zu erkennen. Peaks die bei den experimentellen Versuchen entstehen, resultieren aus kurzzeitigen Überdeckungen des Laser-Messbereiches durch „Spritzgut“.

a)  $t = 0,25$  s

①

b)  $t = 0,31$  s

②



**Abbildung 10: Optischer Vergleich zwischen experimentellem Versuch und analoger Simulation für das Schüttgut Kunststoffgranulat ( $m_{\text{Ges}} = 13 \text{ kg}$ ) mit der Probe  $t_{\text{Probe}} = 1 \text{ mm}$ , der Auslassweite  $l_{\text{Aus}} = 100 \text{ mm}$  und der Mess-Position  $l_{\text{LMP}} = 60 \text{ mm}$ .**

Neben den Verformungsverläufen in Abbildung 9 zeigt auch die synchronisierte Bildabfolge in Abbildung 10 a-f optisch eine sehr gute Übereinstimmung zwischen experimentellem Versuch (High-Speed Aufnahme) und analoger Simulation. Damit die Verformung der Probe in der Simulation besser zu erkennen ist, wurden die Par-

tikel bei der Erstellung der Einzelbilder leicht transparent dargestellt. Die Einfärbung der Partikel entspricht der Partikelgeschwindigkeit.

Die Ergebnisse der Verifizierungs- und Validierungsuntersuchungen haben gezeigt, dass mit der FEM-DEM-Kopplung zwischen ANSYS® Classic und LIGGGHTS insbesondere die Bauteil-Partikel-Interaktion hochdynamischer Verformungsprozesse realitätsgetreu abgebildet werden kann. Das gilt nicht nur für einen annähernd konstanten Verformungsverlauf im stationären Zustand, sondern auch für Ausschläge auf Grund von kurzzeitigen Laständerungen durch instationäre Massenströme.

## 5 Kratzförderer

Für die Simulation der Schaufel eines Kratzerförderers (vgl. Abbildung 11) während des Förderprozesses kann die FEM-DEM-Kopplung auf eine unidirektionale Kopplung (1-Wege-Kopplung) reduziert werden. Der Austausch von Verformungsinformationen ist hier nicht zwingend nötig, da davon ausgegangen werden kann, dass lediglich kleine Verformungen an der Schaufel auftreten. Der Gutfluss wird somit nicht maßgebend durch Bauteilverformungen beeinflusst. Dennoch wurde die Simulation der Kratzerschaufel als bidirektionale Kopplung ausgeführt, da die Bewegung der Schaufel in Förderrichtung direkt über Knotenverschiebungen in der FEM mit einbezogen und an die DEM weitergegeben wurde.

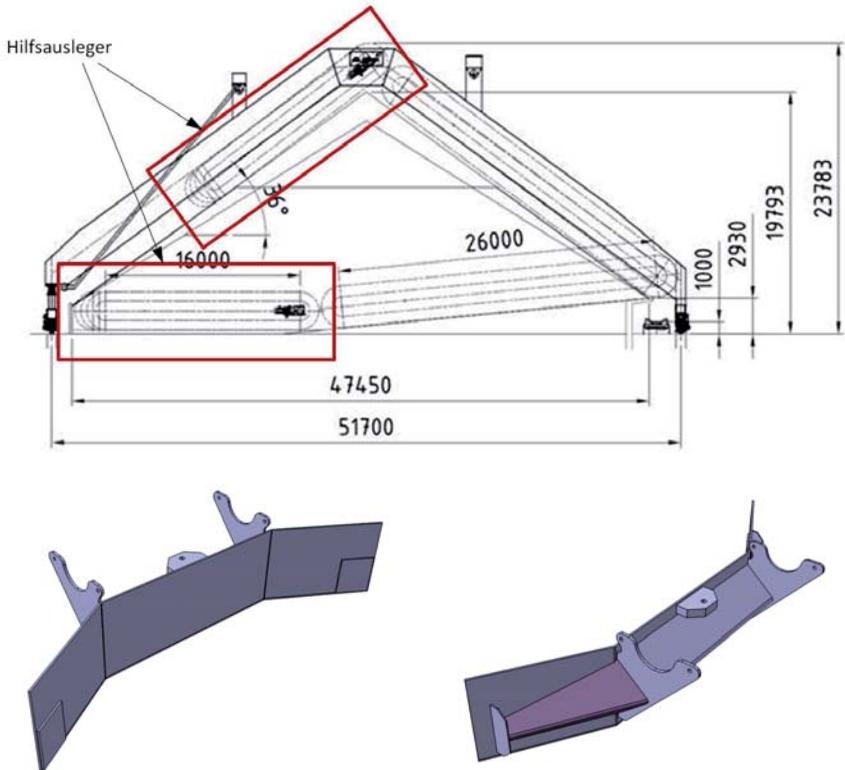


**Abbildung 11: Portal-Kratzer mit einseitigem Kratzerausleger der Firma TAKRAF (MIBRAG Mitteldeutsche Braunkohlengesellschaft mbH, Schleenhain), Quelle: TAKRAF.**

Die Simulation des Kratzerförderers wurde in Kooperation mit TAKRAF Leipzig durchgeführt. Mit einer 2500 mm breiten Kratzerschaufel wurde nicht die Entspeicherung einer Schüttguthalde, sondern der Hilfsausleger eines Portal-Kratzers, der im „Worst-Case-Fall“ Schüttgut bei einem maximalen Steigungswinkel von  $36^\circ$  auf die Halde

fördert, simuliert (vgl. Abbildung 12). Ziel der Untersuchung war die Auswertung der auftretenden Spannungen und Verformungen an der Schaufel während des Förderprozesses.

Mit einer Kettengeschwindigkeit von  $v_k = 39 \text{ m/min}$  ( $0,65 \text{ m/s}$ ) und einer Fahrge-  
 schwindigkeit des Auslegers von  $v_f = 12 \text{ m/min}$  ( $0,2 \text{ m/s}$ ) ist der Portal-Kratzer für  
 einen maximalen Massenstrom von  $I_m = 880 \text{ t/h}$  ausgelegt. Die Kratzerschaufelteil-  
 lung beträgt  $l_T = 1000 \text{ mm}$ . Daraus ergibt sich eine Spanbreite von  $s_b = 308 \text{ mm}$ .

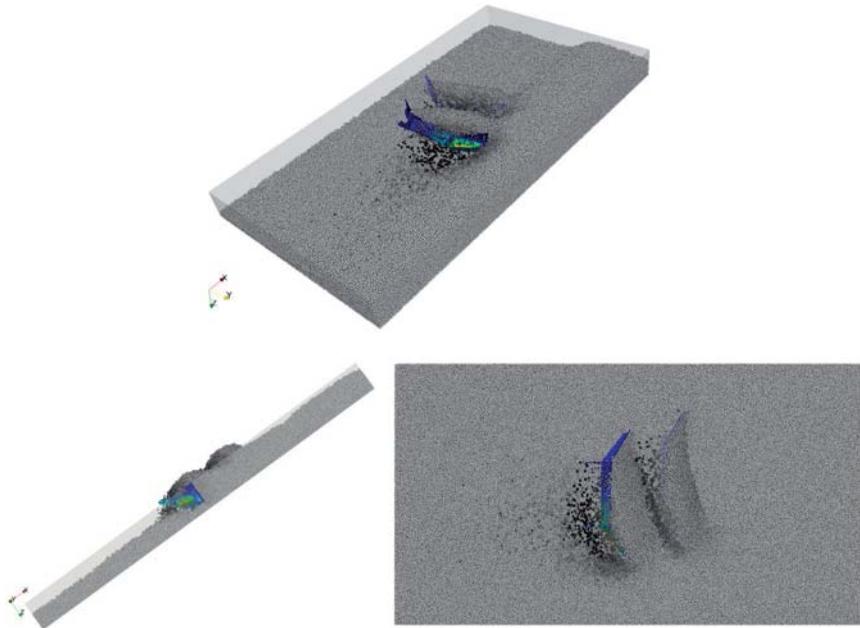


**Abbildung 12: Oben: Übersichts-Skizze des Portal-Kratzer mit Hilfsausleger. Unten: CAD-Modell einer einzelnen Kratzerschaufel, Quelle: TAKRAF.**

Der Portal-Kratzer wird zur Entspeicherung von Steinkohle mit einer Schüttdichte von  $\rho_b = 980 \text{ kg/m}^3$  eingesetzt. In der gekoppelten FEM-DEM-Simulation wird das Schüttgut mit einer Partikelgrößenverteilung von  $D_{\text{part}} = 35...50 \text{ mm}$  abgebildet. Als Wandreibwert wird zwischen Schüttgut und Stahl wird ein Wert von  $\mu_w = 0,5$  definiert. Die Reibparameter der Partikel werden mit  $\mu_p = 0,8$  für die Coulombsche Rei-

bung und  $\mu_p = 0,7$  für die Rollreibung festgelegt. Das FEM-Modell der Kratzerschaufel wird mit den bekannten Materialparametern für Stahl modelliert.

In der DEM-Simulation kann auf Grund der hohen Gesamtanzahl an Partikeln und der daraus resultierenden langen Rechenzeit nicht die gesamte Halde simuliert werden. Deshalb wird nur ein Partikelbett mit einer ausreichend hohen Schichtdicke generiert. Der maximale Steigungswinkel von  $36^\circ$  wird in der FEM- und der DEM-Simulation durch Anpassen des Gravitationsvektors berücksichtigt. Um ein realistisches Füllungsverhalten zu gewährleisten wird vor der Mess-Schaufel eine zweite vereinfachte Schaufel in das Simulationsmodell integriert. Wie in [3] kann durch den Versatz der Schaufeln um die Spannweite  $s_b$  während der Simulation die Fahrgeschwindigkeit des Portals vernachlässigt werden. In Abbildung 13 ist das Simulations-Szenario anhand der Ergebnisse bei einer Simulationszeit von ca.  $t_{\text{sim}} = 8,85$  s grafisch dargestellt.

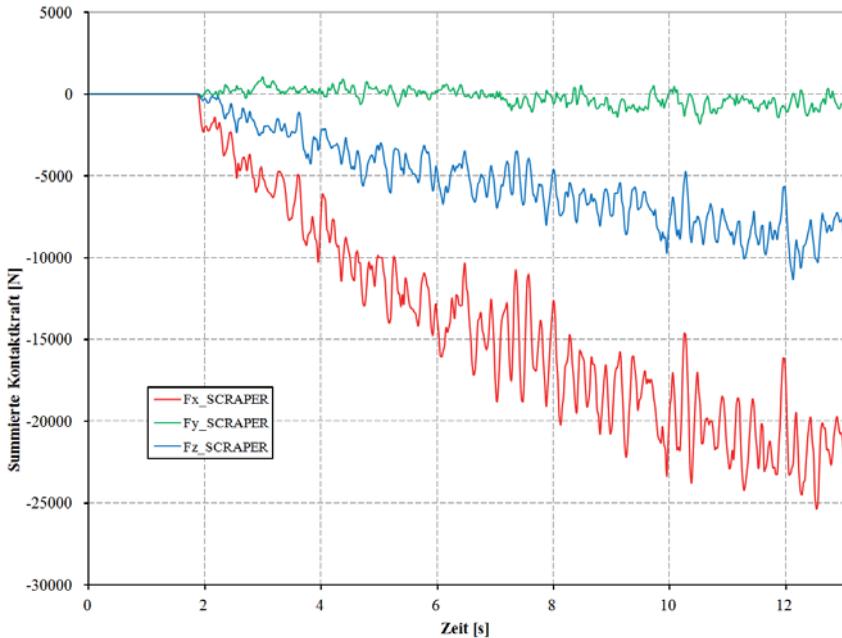


**Abbildung 13: Grafische Darstellung der Simulationsergebnisse (Übersicht: Simulations-Szenario) bei einer Simulationszeit von ca. 8,85 s. Oben: Perspektive. Unten links: Seitenansicht. Unten rechts: Draufsicht.**

Bei einer Bewegung von ca. 8 m in Förderrichtung ergibt sich eine Gesamtsimulationszeit von ca.  $t_{\text{sim}} = 13$  s. Für die Kopplung wurden nur die primär kontaktierenden Frontflächen der Kratzerschaufel berücksichtigt. D. in die DEM-Simulation geht nur die Ableitung der Frontflächen ein und auch nur die daraus resultierenden Kontakt-

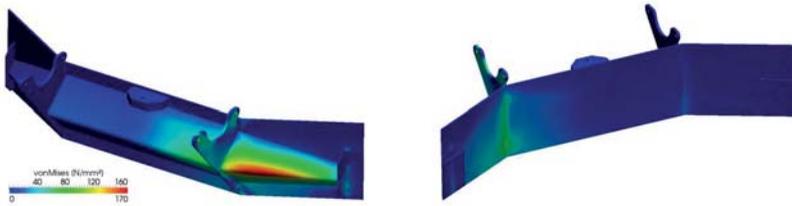
kräfte werden an die FEM übergeben. In der FEM wird letztendlich die Gesamtstruktur der Kratzerschaufel berücksichtigt. Im Postprocessing können mit Hilfe der Open-Source Software *ParaView* die Simulationsergebnisse der FEM und DEM direkt überlagert werden (vgl. Abbildung 13).

Bei einer Simulationszeit von ca.  $t_{\text{sim}} = 11$  s ist der maximale Füllungsgrad der Schaufel erreicht. Ab diesem Zeitpunkt stellt sich der stationäre Zustand ein und die Struktur der Schaufel wird durch die aus dem Schüttgut resultierenden Kräfte maximal belastet. In Abbildung 14 sind die globalen  $x$ ,  $y$  und  $z$ -Kraftverläufe auf die Schaufelfrontflächen während des gesamten Simulationsablaufes dargestellt.



**Abbildung 14: Grafischer Verlauf der auf den Frontflächen der Kratzerschaufel wirkenden globalen  $x$ ,  $y$  und  $z$ -Kräfte.**

Die maximalen Kräfte ergeben sich wie erwartet in Förderrichtung ( $x$ -Richtung). Der Mittelwert im stationären Zustand beträgt ca.  $\Delta F_x = 22$  kN. Die Auswertung der Spannungen und Verschiebung erfolgt bei einer Simulationszeit von  $t_{\text{sim}} = 12,5$  s. An dieser Stelle sind die größten Kräfte während der gesamten Simulation zu verzeichnen. Aus den Ergebnissen der FEM-Simulation ergibt sich ein Spannungsmaximum (von Mises) von ca.  $\sigma_{V4} = 170$  N/mm<sup>2</sup>. Der auswertbare Knotenmittelwert an dieser Stelle beträgt ca.  $\Delta\sigma_{V4} = 140$  N/mm<sup>2</sup>. Die max. Verformung beträgt ca.  $v_{\text{max}} = 2$  mm.



**Abbildung 15: Auswertung der von Mises Spannung (Vergleichsspannung V4) bei einer Simulationszeit von  $t_{\text{sim}} = 12,5\text{s}$ .**

Die Berechnungsergebnisse der Strukturanalyse zeigen, dass bei einer Materialwahl von beispielsweise S355 JR eine Sicherheit von 2 erreicht werden kann. Allerdings ist zu beachten, dass für erste Ergebnisse ein vereinfachtes FEM-Modell verwendet wurde. Die Blechbauteile wurden konsistent vernetzt, d. h. das vereinfachte von festen Anbindungen untereinander ausgegangen wurde. Schweißnähte wurden nicht berücksichtigt. In der Regel gehen aber gerade für hochbeanspruchte Schweißbauteile die Schweißnähte in das FEM-Modell mit ein. Die Vorgehensweise einer Festigkeitsbewertung mit z. B. statischem Festigkeitsnachweis, Ermüdungsnachweis des Grundwerkstoffes und der Schweißnähte sind in der FKM-Richtlinie [4] festgelegt und müssen für derartige Bauteile beachtet werden.

### Zusammenfassung

Der vorliegende Beitrag hat gezeigt, dass mit gekoppelten Simulationen auf Basis der Finite und Diskrete Elemente Methode die Qualität der Analyse schüttgutförder-technischer Prozesse deutlich verbessert werden kann. Das betrifft insbesondere die Abbildung der komplexen Lastannahmen, die aus dem Kontakt zwischen Schüttgut und Bauteil resultieren. Für die geforderten Festigkeitsnachweise von Bauteilen könnten somit die zu berücksichtigenden Lastfälle und Lastwechsel deutlich realistischer abgebildet werden.

### Literatur

- [1] Dratt, m.; Schartner, P.; Katterfeld, A.; Wheeler, C. A.: Gekoppelte Simulationen auf Basis der Diskrete und Finite Elemente Methode und deren Anwendungsmöglichkeit in der Schüttgutfördertechnik. In Tagungsband: 17. Fachtagung Schüttgutfördertechnik, München, 2012.
- [2] Schartner, P.; Titmarsh, L.; Dratt, m.; Katterfeld, A.: Gutverhalten im Taschengutförderer (Pouch Conveyor). In Tagungsband: 18. Fachtagung Schüttgutfördertechnik, Magdeburg, 2013.
- [3] Gröger, T.; Katterfeld, A.: Einsatz der Diskrete Elemente Methode in der Schüttguttechnik: Becher- und Kratzerförderer. In: Schüttgut, Vol. 13 (2007) Nr. 3, S. 276-282.
- [4] Hänel, B.; Haibach, E.; Seeger, T.; Wirthgen, G.; Zenner, H.: Rechnerischer Festigkeitsnachweis für Maschinenbauteile. Forschungskuratorium Maschinenbau. VDMA Verlag Frankfurt am Main, 5. Ausgabe, 2003.

**Dipl.-Ing. Mathias Dratt**

m.dratt@ibaf-engineering.de

IBAF- Institut für Baumaschinen,  
Antriebs- und Fördertechnik  
GmbH  
Listemannstr. 10a  
39104 Magdeburg

**Prof. Dr.-Ing. André  
Katterfeld**

andre.katterfeld@ovgu.de

Otto-von-Guericke-Universität  
Magdeburg  
Institut für Logistik und Materi-  
alflusstechnik (ILM)  
Universitätsplatz 2  
39106 Magdeburg

**Dipl.-Ing. Andreas  
Kretzschmar**

TAKRAF GmbH  
Torgauer Straße 336  
04347 Leipzig

# Untersuchung von Übergabestationen von Gurtförderanlagen mithilfe der Diskrete-Elemente-Methode (DEM) in der Bergbauindustrie

Dr.-Ing. Andrey Minkin

ContiTech Conveyor Belt Group, Mining Europe, Northeim, Deutschland

**Schlüsselwörter:** Übergabestationen, Diskrete-Elemente-Methode (DEM), Simulation, Bergbau, Gurtförderer

**Abstract:** Dieser Artikel behandelt die Anwendung der Diskrete-Elemente-Methode (DEM) zur Untersuchung von „Rockbox“-Übergabestationen, die in der Bergbauindustrie vielfach verwendet werden.

## 1 Einleitung

Gurtförderanlagen und deren Elemente sind aufgrund ihrer sehr hohen Produktivität nach wie vor die am weitesten verbreitete Fördertechnik in der Bergbauindustrie. Bei Gurtförderern zum Transport von Schüttgütern über lange Entfernungen und/oder durch komplexe Minenumgebungen oder anspruchsvolle natürliche Terrains sind häufig Übergabestationen notwendig. In der Bergbauindustrie müssen häufig schwere und harte Schüttgüter (z. B. gebrochenes Gestein, Erze oder ähnliche Fördergüter) transportiert werden. In diesem Fall trägt eine sorgfältig konstruierte Übergabestation wesentlich zu einer langen Lebensdauer des Fördergurtes bei. Das Verhalten des Schüttgutstroms an einer Übergabestation ist sehr komplex und lässt sich durch ein analytisches Modell nicht ausreichend beschreiben. Die Untersuchung alternativer Konstruktionen einer Übergabestation kann durch Anwendung einer numerischen Simulation auf der Grundlage der Diskrete-Elemente-Methode (DEM) unterstützt werden, bevor die Übergabestation gebaut wird.

Die DEM wurde in den 70er Jahren des zwanzigsten Jahrhunderts von Cundall für Anwendungen in der Geo- und Gesteinsmechanik entwickelt und wird heute vielfach zur Simulation von Fördergeräten und -anlagen eingesetzt [1]. Von den vielen numerischen Methoden ist die DEM-Methode die repräsentativste, um ein komplexes dynamisches Verhalten der diskreten und diskontinuierlichen Prozesse zu beschreiben, die zum Beispiel beim Transport von Schüttgütern auftreten.

Übergabe- und Aufgabestationen gehören weiterhin zu den wichtigsten und anspruchsvollsten Abschnitten innerhalb von Gurtförderanlagen, denn eine mangelhafte Auslegung solcher Übergabestationen kann zu folgenden Nachteilen führen:

- Aufstauungen von Fördergut und Verstopfungen an Übergabestationen, die zu einer hohen Ausfallzeit in der Produktion führen
- Staub, Lärm und verschüttetes Fördergut um die Förderanlage herum

- Erheblicher Verschleiß und Beschädigungen des Fördergurtes, der Elemente der Übergabestation und der Tragrollen
- Gurtschieflauf durch außermittige Beladung

Die folgenden Arten von Übergabestationen werden in der Bergbauindustrie häufig eingesetzt: Prallwand, Rockbox, Hood-and-Spoon-Schurren, Grizzlyfinger.

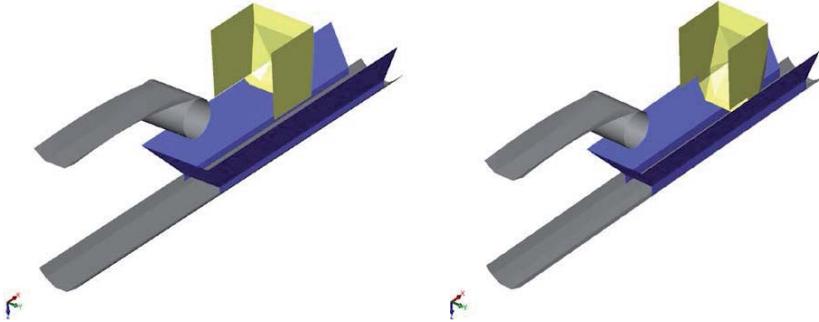
**Tabelle 1: Typische Konstruktionen von Übergabestationen, die in der Bergbauindustrie eingesetzt werden**

<p style="text-align: center;"><b>Prallwand</b></p>  <p style="text-align: center;">Quelle: RWE Deutschland</p>	<p style="text-align: center;"><b>Rockbox</b></p> 
<p style="text-align: center;"><b>Hood-and-Spoon-Schurre</b></p>  <p style="text-align: center;">Quelle: Gulf Conveyor Systems Pty Ltd, Australien</p>	<p style="text-align: center;"><b>Grizzlyfinger</b></p>  <p style="text-align: center;">Quelle: Jadco Manufacturing Inc., USA</p>

Alle Arten der oben beschriebenen Übergabeschurren haben Vor- und Nachteile und sollten je nach den Eigenschaften des Schüttguts, den Parametern der Förderanlage, den Standortbedingungen usw. eingesetzt werden. Dieser Artikel konzentriert sich auf die sog. „Rockbox“-Übergabestellen.

## 2 Untersuchungen an der Konstruktion zweier unterschiedlicher Rockboxen

In den beiden Simulationen wurden eine vorhandene und eine alternative Übergabestation mit unterschiedlicher Geometrie und Position der Rockbox untersucht. Die Simulationsmodelle wurden auf der Grundlage der CAD-Zeichnungen erstellt, die von einem Bergbauunternehmen vorgelegt worden waren. Diese sind in Abbildung 1 dargestellt. Die Modelle werden mit „ERB“ (für „vorhandene Rockbox“, engl. „existing Rockbox“) bzw. „ARB“ (für „alternative Rockbox“) bezeichnet.



**Abbildung 1: 3D-Simulationsmodelle der Geometrie der Übergabeschurren**

Das Schüttgut wurde mit der folgenden Partikelgrößenverteilung simuliert:

Ca. 40% der Gesamtmasse:  $110 \text{ mm} < d_k < 150 \text{ mm}$

Ca. 60% der Gesamtmasse:  $37 \text{ mm} < d_k < 74 \text{ mm}$

Die Simulationsparameter wurden nach einer Analyse der vorgegebenen Gesteinsproben gewählt.

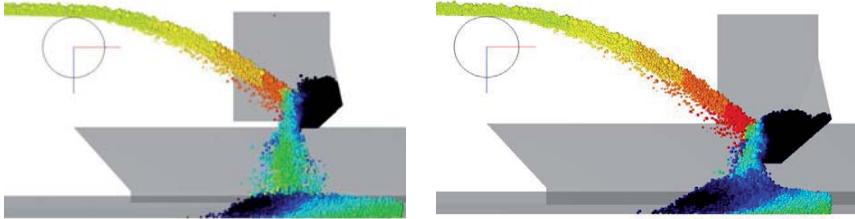
In den Simulationsmodellen wurden die folgenden Betriebsparameter zugrunde gelegt:

**Tabelle 2: Betriebsparameter der Simulationsmodelle**

Fall	Zeichnung	Volumenstrom	Gurtgeschwindigkeit	Gurtmüldungswinkel	Schüttgutwinkel des Fördergutes	Übergabedistanz	Schüttgutdichte
<b>1</b>	ERB	20.000 t/h	≈ 7,6 m/s	35°	12°	≈ 3,8 m	1,9 t/m <sup>3</sup>
<b>2</b>	ARB	20.000 t/h	≈ 7,6 m/s	35°	12°	≈ 3,8 m	1,9 t/m <sup>3</sup>

### 3 Ergebnisse der DEM-Simulation

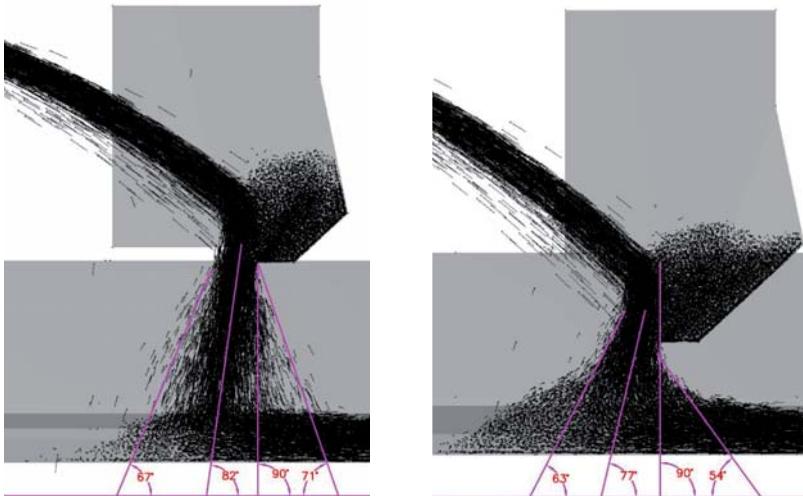
Abbildung 2 zeigt den Fördergutstrom an den beiden Übergabestationen im stationären Zustand.



**Abbildung 2: Simulierter Fördergutstrom. Partikelfarbe: Partikelgeschwindigkeit:**

0  > 10 m/s

Aufgrund der schmalen Schurre in der Konfiguration ARB staut sich das Fördergut auf dem nachgeordneten Fördergurt höher auf. Betrachtet man außerdem die niedrigere Position der Rockbox in dieser Anordnung, ist kaum eine Beschleunigungsdiszanz für die herunterfallenden Partikel zu erkennen.

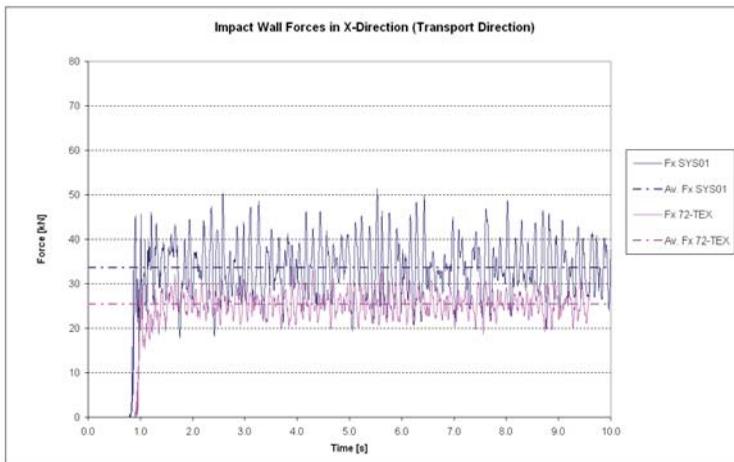


**Abbildung 3: Partikelgeschwindigkeitsvektoren und Richtung des Aufpralls auf den nachgeordneten Gurt**

Der Fördergutstrom in die Rockbox ist im Allgemeinen gegen die Förderrichtung des nachgeordneten Gurtes gerichtet. Abbildung 3 zeigt dies noch deutlicher anhand der Vektoren der Partikelgeschwindigkeit.

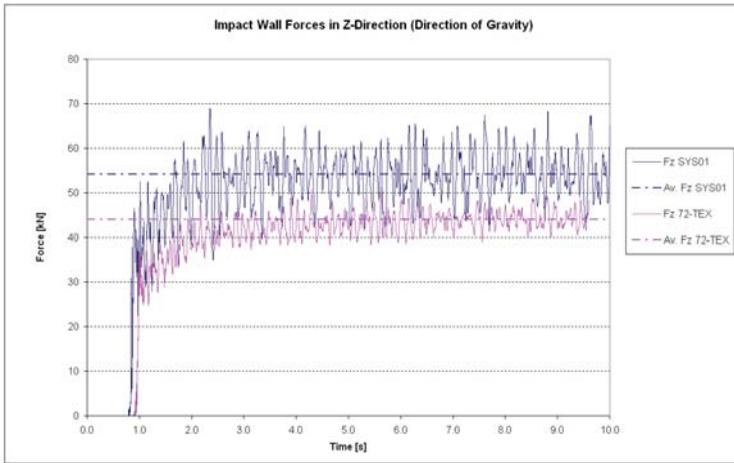
Der stabile (steady-state-)Zustand ist nicht nur durch Beobachtung des Fördergutstromes zu erkennen, sondern auch anhand einer Analyse der auf die Rockbox wirkenden Kräfte. Abbildung 4 zeigt die aufgrund des Partikelaufralls auf die Rockbox einwirkenden Kräfte in Förderrichtung (x-Richtung). Nach einer bestimmten Zeit werden nahezu konstante Werte beider Kräfte gemessen.

Obwohl die Partikel auf die „ARB“-Rockbox mit einer höheren Geschwindigkeit aufreffen, konnten hier geringere Aufprallkräfte in x-Richtung gemessen werden. Das liegt an der höheren Partikelgeschwindigkeitskomponente in z-Richtung aufgrund des größeren Abstandes von der Trommel.



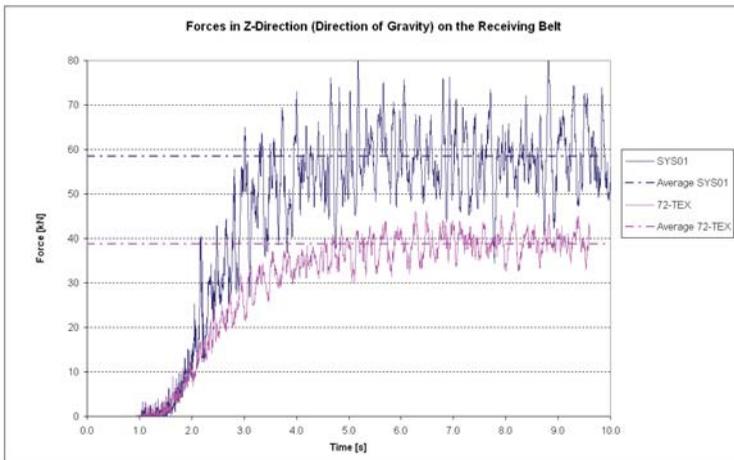
**Abbildung 4: Auf die Rockbox einwirkende Kräfte durch den Partikelaufrall (x-Richtung)**

Die auf die Rockbox einwirkenden Kräfte, die in Schwerkrafttrichtung (z-Richtung) wirken, werden hauptsächlich vom Gewicht des in der Rockbox gelagerten Schüttguts beeinflusst. Abbildung 5 zeigt, dass die „ARB“-Rockbox mit einer geringeren Kraft in Schwerkrafttrichtung belastet ist. Eine Messung der in der Rockbox gelagerten Schüttgutmasse im stabilen Zustand ergibt eine Gewichts-differenz von 1030 kg zwischen den beiden Rockboxkonstruktionen. Der Grund dafür ist die wesentlich schmalere Gestaltung der „ARB“-Rockbox.



**Abbildung 5: Auf die Rockbox einwirkende Kräfte durch die Masse des Schüttguts (z-Richtung)**

Aber es konnten nicht nur die auf die Rockbox wirkenden Kräfte gemessen werden. Auch die auf den nachgeordneten Gurt einwirkenden Aufprallkräfte wurden in der Simulation gemessen. Das erlaubt einer Vorhersage des Gurtverschleißes. Abbildung 6 zeigt die gemessenen Aufprallkräfte, die an beiden Übergabestationen auf den Gurt einwirken. Die Übergabeschurrenanordnung „ARB“ weist eindeutig geringere Aufprallkräfte auf, und zwar aufgrund des geringeren Abstandes von der Rockbox zum Gurt.



**Abbildung 6: Auf den nachgeordneten Gurt einwirkende Aufprallkräfte**

## 4 Schlussfolgerung

Die DEM-Simulation der beiden Rockboxen hat gezeigt, dass mithilfe der DEM eine überlegene Konstruktion ermittelt werden konnte und dass sich die höhere Verschleißwirkung auf den nachgeordneten Gurt in der Konstruktionsphase reduzieren lässt und so die Kosten gesenkt werden können. Die DEM ist somit ein leistungsfähiges Hilfsmittel, das für die Entwicklung, Konstruktion und Berechnung von Förderanlagen und ihrer Elemente sowie für die Problemlösung in der Fördertechnik eingesetzt werden kann.

## Literatur

- [1] Itasca Consulting Group Inc.: PFC3D – Theory and Background.
- [2] Gröger, T., Katterfeld, A.: Application of the Discrete Element Method in Materials Handling: Basics and Calibration; Bulk Solid Handling, Vol. 27 (2007) Nr. 1
- [3] Katterfeld, A., Gröger, T., Minkin, A.: Discrete Element Simulation of Transfer Stations and their Verification: Bulk Solids & Powder Science & Technology, Vol. 2 (2007)
- [4] Minkin, A., Katterfeld, A., Gröger, T.: The Usage of the Discrete Element Method in Conveyor Technology: Screw Conveyors and Shaftless Screw Conveyors; Bulk Solid Handling, Vol. 27 (2007) Nr. 2

**Dr.-Ing. Andrey Minkin**  
andrey.minkin@cbg.contitech.de

ContiTech Conveyor Belt Group, Mining Europe  
Breslauer Straße 14  
37154 Northeim



## Die weltweit höchste Einzelschachtförderleistungen durch SIEMAG TECBERG Fördermaschinen mit integriertem Antrieb

Matthias Bohn

Detlef Scheppe

Klaus Hofmann

SIEMAG TECBERG GmbH

Die YITAI Group als heute eines der größten Bergbauunternehmen in der VR China wurde 1999 in der autonomen Region Innere Mongolei gegründet.

In den letzten zwei Jahrzehnten formte strategisches Management und damit verbundenes starkes Wachstum YITAI zu einem großen und modernen Produktionsunternehmen in China. Mit Kohlereserven von mehr als 3 Gto und einer derzeitigen jährlichen Förderleistung von ca. 50 Mt aus 13 Kohleminen gehört YITAI zu den größten Lieferanten hochwertiger Kohle in China.

Als Ergebnis schnell steigender Produktionskosten in China, zum Beispiel für Lohn und Energie, als auch dem aktuell anhaltenden Preisverfall für Kohle geschuldet, sieht sich der chinesische Markt für Bodenschätze gegenwärtig in einem Umbruch. Hierbei setzt die chinesische Bergbauindustrie zukünftig gezielt auf Erhöhung der Effizienz, Nachhaltigkeit, Sicherheit, Energiekostenreduzierung und höhere Verfügbarkeiten von Produktionsstätten.

Mit Weitblick und Berücksichtigung der vorgenannten Zielsetzungen haben Unternehmen wie die YITAI Group bereits frühzeitig mit der Umsetzung einer Reihe von Maßnahmen begonnen. Dazu zählte u.a. die Vergabe der vier modernsten und unter höchsten Anforderungen an Energieeffizienz, Verfügbarkeit, Sicherheit und Servicefreundlichkeit ausgelegten Schachtfördereinrichtungen an SIEMAG TECBERG für die neue Mine HONGQINGHE, Innere Mongolei.

### **Qualität als oberstes Gebot**

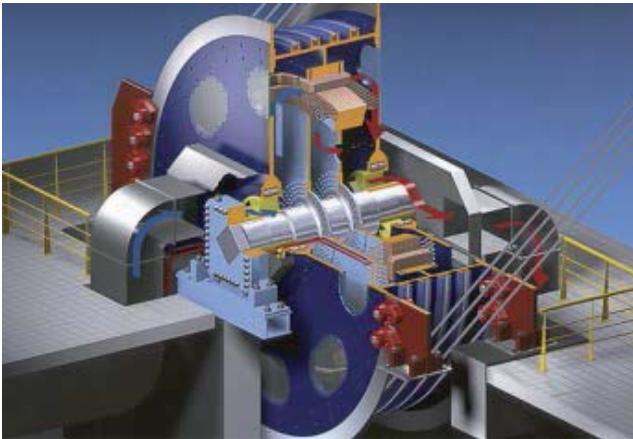
Höchster Qualitätsanspruch an Material und Ausrüstung ist ein weiterer der wichtigsten Aspekte bei allen Aktivitäten der YITAI Group. Dies spiegelt sich sowohl in den eigenen Kohleprodukten als auch bei der Auswahl der Ausrüstungen wieder, speziell bei der Wahl des Lieferanten für die Schachtfördertechnik, hervorzuheben bei der Fördermaschine als Schlagader eines jeden untertägig produzierenden Bergwerks.

Genau hier kam SIEMAG TECBERG, mit ihrer mehr als 140 Jahren langen Erfahrung auf dem Gebiet der Spitzentechnologie für Bergbau, Energie und Infrastruktur ins Spiel als Garant für den hohen Standard in Bezug auf Produktivität, Effizienz und Sicherheit. Von der YITAI Group wurde folglich SIEMAG TECBERG für die Lieferung,

Fertigung, Installation und Inbetriebnahme der vier Schachtfördereinrichtungen in der neuen Kohlengrube HONGQINGHE das Vertrauen geschenkt.

### **Fördermaschine mit Integriertem Motor**

Neben den beiden konventionellen KOEPE-Fördermaschinen für die beiden Service-schächte liefert SIEMAG TECBERG zwei KOEPE-Fördermaschinen als Skip-Ausführung mit integrierten Motoren bei einer jeweiligen Leistung von 9 MW für die beiden Produktionsschächte. Diese beiden Fördermaschinen sind bis dato die weltweit größten Produktionsmaschinen mit einem im Seilträger integrierten Motor. Diese platzsparende Konstruktion, einfache Inspektion und kundenfreundliche Wartung sowie geringere Investitionskosten für Fundament und Montage sind nur einige der vielen Vorteile der KOEPE-Fördermaschine integriert.



**Abbildung 1: Schnittbild - Fördermaschine mit integriertem Motor**

Die Auslieferung des kompletten Lieferumfangs an die YITAI Group erfolgte im dritten Quartal 2015, die Installation ist für Anfang 2016 in Planung, die letzten Vorbereitungen hierzu laufen.

Mit der dann erfolgten Installation wird eine neue Bestmarke im Bergbausektor erreicht und ein weiteres weltweites Benchmark für zukünftige Projekte und Anwendungen im Bereich Schachtfördertechnik gesetzt. Die Anforderungen an Fördermaschinen für stets tiefer werdende Schächte, effizientere und produktivere Förderanlagen führen dazu, dass innovative Ideen und modernste Technik aus dem Hause SIEMAG TECBERG auch in Zukunft einen hohen Stellenwert haben werden.



**Abbildung 2: Praxis - Fördermaschinen mit integriertem Motor**

Der Vortrag wird den Aufbau und die Wirkungsweise der Fördermaschinen mit integriertem Motor darstellen und die Vorteile gegenüber Fördermaschinen mit konventionellem Antrieb offen legen.

**Matthias Bohn**  
Matthias.Bohn@siemag-  
tecberg.com

**Detlef Scheppe**  
Detlef.Scheppe@siemag-  
tecberg.com

**Klaus Hofmann**  
Klaus.Hofmann@siemag-  
tecberg.com

SIEMAG TECBERG GmbH  
Kalteiche-Ring 28  
35708 Haiger



## Erneuerung der Förderanlage am Standort Fürstenhall des Reservebergwerkes Siegfried-Giesen

Dipl.-Ing. Stefan Gierenz, Projektleiter Neue Förderanlage Schacht Fürstenhall

K+S Aktiengesellschaft

Dipl.-Ing. Johannes Zapp, Gesamt-Projektleiter Siegfried-Giesen

Dipl.-Ing. Joachim Lodzig, Projektleiter Bergbau Siegfried-Giesen / Betriebsführer

K+S KALI GmbH

### 1 Reaktivierung des Reserve-Kalibergwerkes Siegfried-Giesen

Im Jahr 1987 wurde die Produktion des Kaliwerkes Siegfried-Giesen **(1)** bei Hildesheim aus wirtschaftlichen Erwägungen, u.a. wegen des fehlenden Marktpotentials eingestellt. Das Bergwerk hat dementsprechend bis heute den Status eines Reservebergwerkes **(2)**. Das Ergebnis einer in den Jahren 2010-2012 erarbeiteten Machbarkeitsstudie zeigte auf, dass eine Reaktivierung von Siegfried-Giesen auch unter Berücksichtigung einer sich weiterentwickelnden Umweltgesetzgebung technisch machbar und wirtschaftlich sinnvoll ist. Daraufhin wurde eine Projektgruppe von den K+S Entscheidungsgremien beauftragt, die erforderlichen Genehmigungen für eine Reaktivierung des Hartsalzwerkes Siegfried-Giesen einzuholen **(3)**.

Zur langfristigen Absicherung der Rohstoffbasis in Menge und Qualität sind weitere Explorationstätigkeiten mit Aufbau der dafür notwendigen Infrastruktur innerhalb der Genehmigungsphase vorgesehen. Hierbei spielt der derzeit einzige Zugang zum Grubengebäude, der Schacht Fürstenhall mit seiner Windenanlage, eine zentrale Rolle **(4)**.

Dieser Vortrag beschreibt die notwendigen Ertüchtigungsmaßnahmen mit dem Aufbau einer neuen Hauptseilförderanlage zur 750 m-Sohle im Schacht Fürstenhall.

### 2 Reaktivierung des Reserve-Kalibergwerkes Siegfried-Giesen

Der Standort Fürstenhall, am südwestlichen Rand der Ortschaft Ahrbergen gelegen, **(5)** stellt einen der vier offenen und befahrbaren Zugänge zum Grubengebäude dar. Alle 4 Schächte verfügen im Bereich des wasserdichten Ausbaus über einen relativ geringen Durchmesser von 4,1 m. Ist an den drei anderen Schächten der Zugang nur mittels mobiler Winde möglich, so befand sich am Standort Fürstenhall eine aus den 1960er Jahren stammende stationäre Befahrungsanlage, die mit einer Geschwindigkeit von ca. 0,5 m/s einen permanenten Zugang zum Grubengebäude gewährleistete. Dieser Zugang aber genügte sowohl wegen der beschränkten Leistungsfähigkeit - eine Fahrt ins Grubengebäude dauerte über 20 min und der Korb bot nur Platz für acht Personen – als auch wegen des Alters der Anlage nicht den heutigen Ansprüchen.

Die Nutzlast am Haken von 13 t für Schwerlasttransporte bei der alten Anlage wurde auch weiterhin als ausreichend erachtet. Dagegen sollten Geschwindigkeit und Seilfahrt-Kapazität der Förderanlage deutlich erhöht werden.

Im Sommer 2012 konstituierte sich daher eine Planungsgruppe, in der alle erforderlichen K+S-internen Gewerke einschließlich der Bergbehörde (LBEG) und des Gutachters (DMT) regelmäßig vertreten waren. Als Zielstellung wurde definiert, unter den am Schacht Fürstenhall gegebenen Randbedingungen eine optimale Lösung herauszuarbeiten, die in die Zusammenstellung von entsprechenden Ausschreibungsunterlagen münden sollten. Später hat diese Planungsgruppe auch die Bauausführung begleitet und kontrolliert.

Schon bald stellte sich heraus, dass ein Umbau der vorhandenen alten Windenanlage keine sinnvolle Option darstellte und daher ein kompletter Neubau anzustreben war (**6**). Wichtige Vorgabe für die Planung stellte die Notwendigkeit dar, mit der Kubatur des vorhandenen Gebäudebestandes über Tage sowie mit der Teufe des Schachtsumpfes unter Tage auszukommen. Aus den damit vorgegebenen Übertriebwegen ergab sich eine maximale Fördergeschwindigkeit von 4 m/s. Ausgeschrieben wurde letztlich eine Hauptseilfahrtanlage in Form einer leistungsfähigen Hassel-Windenanlage mit einem 2-etagigen, seilgeführten Korb, mit dem je Seilfahrt ca. 30 Personen transportiert werden können. Bei Schwerlasttransporten am Haken soll dieser Korb unterhalb der 750 m-Sohle in eine Korbbaltevorrückung abgesetzt und abgeschlagen werden können.

Ende 2012 erfolgte die Vergabe an die Firma Thyssen Schachtbau GmbH als Generalunternehmer mit den Subunternehmen Olko Maschinentechnik GmbH und der Siemens AG.

### **3 Konzept der neuen Förderanlage**

Für die Verlagerung der Seilscheibe verfügte die alte Förderanlage über ein Bockgerüst, das im Jahre 1967 auf den ca. 100 Jahre alten Fachwerk-Gitterträgern aus dem ursprünglichen Baubestand der Anlage, der sogenannten „7-m-Bühne“ aufgesetzt war.

Da die neue Förderanlage, anders als die bestehende Anlage, nach Seilbruchlast auszulegen war, konnten die nachzuweisenden Lasten auf der „7-m-Bühne“ nicht aufgenommen werden. Damit war die vorhandene Bockgerüst-Konstruktion nicht mehr weiter zu verwenden. Es galt also, parallel zur vorhandenen Konstruktion ein komplett neues Fördergerüst aufzubauen. Dieses musste zudem in den vorhandenen nur 7 m x 3,6 m großen Wetterschlot eingepasst werden, welcher von der Rasenhängebank bis zum oberen Abschluss bei ca. 15 m Höhe mitten in der Schachthalle steht und diese überragt.

Die statische Auslegung der Förderanlage nach Seilbruchlast erforderte letztendlich die Konstruktion eines Fördergerüsts mit Schachtstuhl, das die Schnittkräfte sowohl in das Mauerwerk des Schachtkopfes als auch in zwei neu zu errichtende Streben-Fundamente innerhalb der Schachthalle ableiten musste. Für die Beherrschung der Horizontalkraft-Komponenten aus den Fördergerüststreben dient das vorhandene Windenfundament als Widerlager.

Bei den nun folgenden Planungsarbeiten mussten daher mit der Einleitung der nach der TAS zu kalkulierenden Seilbruchlast erst einmal Herausforderungen auf dem Gebiet der Baustatik im alten Baubestand gelöst werden, wobei hier insbesondere das Mauerwerk im Schachtkopf sowie das vorhandene Windenfundament im Focus standen.

Aus genehmigungsrechtlichen Gründen war die neue Förderanlage vollständig mit samt dem neuem Fördergerüst in die baulich vorhandenen Anlagen einzupassen. Sowohl am Fördermaschinengebäude, als auch an der Schachthalle mit dem 15 m hohen Wetterschlot waren also keine äußerlich erkennbaren Veränderungen zulässig. Dies führte dazu, bei den Übertreibern der Förderanlage nicht die üblicherweise verwendeten Verdickungshölzer einzubauen, sondern das erheblich kompakter bauende „SELDA“-System anzuwenden (7).

Der Einsatz von SELDA-Sicherheits-Verzögerungsvorrichtungen auf dem Fördergerüst und im Schachtsumpf reduziert den von der TAS geforderten Übertreibweg, der für den Fall einer unkontrollierten Beendigung eines Förderzuges vorzusehen ist. Im Falle eines Übertreibens werden die Gefäße durch diese Einrichtung kontrolliert zum Stillstand gebracht und werden so vor größeren Schäden geschützt. Das Prinzip der SELDA-Sicherheits-Verzögerungsvorrichtung basiert auf der Ableitung von Bewegungsenergie durch plastische Verformung von mehreren relativ duktilen Bändern aus Weichstahl durch eine entsprechende Anzahl von Rollenblöcken.

Der Name SELDA steht für **S**train **E**nergy **L**inear **A**rrestor. Die kinetische Energie wird auf diese Weise in Verformungsenergie und weiter in Wärmeenergie umgewandelt. Die Sicherheits-Verzögerungseinrichtung besteht in der Regel aus 2 oder – wie in Fürstenhall ausgeführt - 4 fest im Schacht montierten senkrechten Stahlbändern, an denen der Bremsrahmen mit den daran montierten Rollenblöcken „eingefädelt“ ist.

Für den Fall, dass eine Übertreiben-Situation auftritt, fährt das Fördermittel gegen den Bremsrahmen und die Rollenblöcke werden gezwungen, entlang der Stahlblechstreifen zu laufen. Auf diese Weise wird das Fördermittel auf eine kontrollierte Weise abgebremst. Die Förderanlage im Schacht Fürstenhall ist eine der ersten Anlagen, die mit einer SELDA-Anlage ausgerüstet ist.

Nach Abschluss der wesentlichen Planungen und nach Zulassung des ersten von insgesamt vier bergrechtliche Teilerrichtungsanträgen konnte im April 2013 mit den

Arbeiten im Schacht begonnen werden. Die Projektgruppe Siegfried-Giesen hatte in der Zwischenzeit ortsnah eine Containeranlage mit Kauen und Büros errichtet, da am Standort Fürstenhall bis auf die Schachthalle und die Fördermaschinenhalle keine weiteren baulichen Anlagen vorhanden waren.

Der erste Arbeitsabschnitt lag unter Tage und bestand darin, oberhalb der 750 m-Sohle den Abschlusskranz des Schachtmauerwerkes um ca. 2,5 m ins Hangende zu legen **(8)**, damit auch die Firste des Füllortes insgesamt erweitert werden konnte. Dies war notwendig geworden, um aus dem späteren neuen Schachtstuhl Langteile bis zu 9 m in das Füllort ausfördern zu können **(9)**.

Nachdem diese Arbeiten abgeschlossen waren, wurde im Schachtkopf-Mauerwerk damit begonnen, den Grundrahmen des neuen Fördergerüsts, bestehend aus einer Stahlkonstruktion, im Bereich unterhalb der Rasenhängebank im Schacht und den ersten Teil des Fördergerüsts bis ca. 7 m Höhe einzubauen. Die Seilfahrt mit der alten Windenanlage durfte dabei keiner Einschränkung unterzogen werden. Zu dieser Bauphase gehörte auch die Montage der drei Schachtklappen.

Das neue Führungsgerüst ruht auf einem Grundrahmen, der in ca. 8 m Schachtteufe an vier Punkten im Schachtmauerwerk fundamentiert werden musste. Zu diesem Zweck sollten in herzustellende Trägertaschen im Mauerwerk die sogenannten Auflager-Lastverteiler aus armiertem Beton als die eigentlichen Fundamente eingebaut werden **(10)**. Nachdem wir im Vorfeld Stärke und Qualität des vorhandenen Mauerwerkes nachgewiesen hatten, ging es nun an die Herstellung der Mauerwerkstaschen, die zunächst einmal eingemessen und angezeichnet werden mussten. Zum exakten Schneiden des Mauerwerks kam eine hydraulische Betonsäge zum Einsatz. Als erstes wurde jeweils ein Sturz zur Sicherung der Oberkante der Trägertaschen eingebaut. Das Schneiden der Trägertaschen konnte nun zügig ausgeführt werden. Daran anschließend kamen die Bewehrungskörbe für die Auflager-Lastverteiler an den Unterkanten der Trägertaschen in Position und konnten verschalt und mit Beton vergossen werden **(11)**.

Nun war der Zeitpunkt gekommen, den Grundrahmen des Führungsgerüsts zu montieren und dabei genau einzumessen **(12)**. Danach wurden die Trägertaschen komplett verschalt und ebenfalls mit Beton vergossen. Nach Montage des unteren Teils des Führungsgerüsts mit den Schachtklappen waren die übertägigen Arbeiten erst einmal abgeschlossen.

Weiterhin waren in den Ablaufplan des Projektes umfangreiche Vorbereitungsarbeiten einzuplanen **(13)**. Auf der 750 m-Sohle galt es, im Laufe des Juli 2013 unter Einsatz einer Teilschnittmaschine AM 50 ein großzügiges Füllort herzustellen und die Firste auf die vorgesehenen 7 m Höhe zu schneiden. Dies sollte die Platzverhältnisse für die Schwerlast- und Langteiltransporte optimieren.

Über Tage stand die Ertüchtigung des vorhandenen Windenfundamentes mit der Erstellung von neuen Verlagerungsankern und der Bau von Streben-Fundamenten innerhalb der Schachthalle auf der Agenda.

Parallel dazu wurde ab August 2013 damit begonnen, die elektrischen Einrichtungen für die neue Fördermaschine inklusive moderner Steuerkabine soweit wie möglich aufzubauen **(14, 15)**.

#### **4 Demontage der alte Förderanlage**

Da bei bestehender alter Förderanlage das neue Fördergerüst nicht vollständig aufgebaut werden konnte, die Förderanlage aber noch bis Dezember aufrecht erhalten werden sollte, wurden im nächsten Schritt die Umbaumaßnahmen im Schachtsumpf vorgenommen **(16)**. Die alten hölzernen Sumpfeinbauten mussten geräumt und durch neue Stahleinbauten ersetzt werden. Neben Bühnen und Fahrten wurde hier auch das untertägige Teil der SELDA-Anlage eingebaut. Die vorhandene Spannseilverlagerung mit den beiden gewichtsgespannten Führungsseilen musste auf Grund der begrenzten vorhandenen Sumpfteufe durch eine neue hydraulische Spannseilverlagerung für die vier neuen Führungsseile ersetzt werden **(17)**. Knapp unterhalb der 750 m-Sohle wurden die hydraulische Korb-Haltevorrichtung sowie der Grundrahmen verankert. Daran schloss sich der Aufbau des Schachtstuhls auf der 750 m Sohle an **(18)**. Bisher bestand das Füllort auf der 750 m-Sohle nur aus der Sumpfabdeckung und verfügte über keinerlei Einbauten.

Als Anfang Dezember 2013 alle Arbeiten, welche bei Aufrechterhaltung der bestehenden Seilfahrt durchgeführt werden konnten, abgeschlossen waren, wurden die Führungsseile und das Förderseil abgelegt, der Förderkorb ausgebaut und schließlich die alte Fördermaschine stillgelegt, teildemontiert und mittels Autokran aus der Fördermaschinenhalle ausgehoben.

#### **5 Vorbereitung Fundament**

Nachdem die Überprüfung der Statik ergeben hatte, dass das vorhandene Fundament unter Verwendung von neuen Ankerstangen weiter verwendet werden kann, galt es hierfür die entsprechenden Vorbereitungen zu treffen.

Im Vorfeld war von der DMT ein Ankerzugversuch gefordert worden, um die Belastungsfähigkeit des Systems „Ankerstange / Vergussmörtel“ abzuprüfen. Damit eine optimale Haftung des „Pagel“-Vergussmörtels an den Bohrlochstößen erreicht werden konnte, war ein systematisches Aufrauen derselben mit Hilfe eines Spezialwerkzeuges erforderlich **(19)**.

Als Ergebnis des am 18.9.2013 durchgeführten Versuches wurde nachgewiesen, dass eine mit „Pagel“-Vergussmörtel vergossene 1,2 m lange Ankerstange vom Typ M42 GK 10.9 eine Zugbelastung von 600 kN ohne Beanstandungen gehalten hat.

Damit war die wichtigste Voraussetzung erfüllt, das geplante Ankerkonzept in Verbindung mit dem vorhandenen Maschinenfundament umzusetzen.

Schließlich war das Bohren von 17 Ankerlöchern von je 165 mm Durchmesser erforderlich. Diese Arbeiten wurden von Ende Dezember 2013 bis Anfang Januar 2014 ausgeführt.

Nach Außerbetriebnahme der alten Windenanlage am 09.12.2013 war der Grubenbetrieb ausschließlich durch Einsatz einer Autoschachtwinde über den Schacht Siegfried-Giesen erreichbar **(20)**.

## **6 Aufbau der neuen Förderanlage**

Nachdem im Fördermaschinengebäude das vorhandene Fundament mit dem Einsetzen und Vergießen der neuen Fundamentanker für die Aufnahme des neuen Maschinenrahmens vorbereitet war, konnte Mitte Januar 2014 die neue Fördermaschine montiert werden. Nach genauem Einmessen und Fixieren der Ankerstangen konnten diese vergossen werden. Nach Aushärten des Pagel-Vergussmörtels war das Fundament zur Aufnahme des Maschinenrahmens fertig vorbereitet **(21)**.

Bei all diesen Arbeiten war es natürlich äußerst hilfreich, dass der Winter 2013/14 eher als ein milder Herbst daherkam. Dessen ungeachtet mussten auch Vorkehrungen getroffen werden, einer winterlichen Witterung wirksam zu begegnen. An dieser Stelle sind das kurzfristig abnehmbare Notdach für das Fördermaschinengebäude und die Bauheizung für dieses Gebäude zu erwähnen.

Die neue Anlage ist als 1-Seil-Flurfördermaschine ausgeführt **(22)**. Der Trommeldurchmesser beträgt 3,2 m bei einer Wickelbreite von 750 mm. Der Antrieb der Trommel erfolgt über ein entsprechendes Getriebe, Kupplung und ein 870 kW-Drehstrommotor. Die Antriebskomponenten sind auf einer Momentenschwinge verlagert. Das Getriebe ist durch einen Spannsatz mit der Trommelwelle verbunden.

Wegen der sehr beengten Platzverhältnisse und der großen Lasten, mussten die Trommel und die Motor-/Getriebeeinheit getrennt eingehoben und auf engstem Raum in der Halle verbunden werden **(23)**.

Da die Teile dabei bis zu 30 t wogen und die Trommel samt Welle und das Getriebe millimetergenau aufeinander geschoben werden mussten, waren hier besonders hohe Anforderungen an alle Beteiligten gestellt.

Parallel zu den Montagearbeiten im Fördermaschinengebäude konnte die alte Seilscheibenkonstruktion auf der „7-m-Bühne“ zurückgebaut werden. Abschließend wurden dort die restlichen Komponenten des neuen Fördergerüsts überwiegend innerhalb des Wetterschlotes bis auf 12 m oberhalb der Rasenhängebank aufgebaut und die neue Seilscheibe eingesetzt **(24)**.

Sowohl unter als auch über Tage wurde während dieser Zeit parallel im Schachtstuhl und am Fördergerüst die nötige Steuerungs- und Signaltechnik installiert.

Ende Januar drehte sich die neue Fördermaschine erstmalig und nach einer Vor-Abnahme durch DMT konnte das neue Förderseil aufgelegt werden. Mit Hilfe des neuen Förderseiles wurden anschließend die vier Führungsseile eingebaut und die neue hydraulische Spannseilverlagerung, welche die bisherigen Spanngewichte ersetzt, in Betrieb genommen.

Anschließend wurde der neue 2-etagige Förderkorb eingebaut und die Förderanlage war damit zunächst vollständig **(25)**.

Die neue Förderanlage nahm Ende Februar 2014 nach Abnahme durch DMT und Bergbehörde den Probetrieb auf. Das Abarbeiten von Änderungswünschen und Optimierungen zog sich noch einige Wochen hin, bis schließlich am 31.7.2014 die endgültige Abnahme erteilt werden konnte **(26)**.

Die Anlage hat alle an sie gesetzten Anforderungen erfüllt. Nicht zuletzt hervorzuheben ist der unfallfreie Verlauf des Projektes. Ich danke an dieser Stelle allen beteiligten K+S-Kollegen, den Auftragnehmern Thyssen Schachtbau, Olko und Siemens sowie der DMT und der Niedersächsischen Bergbehörde. Sie alle haben zielgerichtet zum Gelingen des Projektes beigetragen **(27, 28)**.

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



- Beginn Schachtteufen: 1904  
4 Schächte bis 1050 m tief
- Aufnahme der Förderung: 1909
- Einstellung der Förderung: 1987
- Status Reservebergwerk: ab 1987 -
- 1987 geförderte Mengen:  
52,5 Mio. t<sub>er</sub> Kalirohsalz  
0,5 Mio. t<sub>er</sub> Steinsalz

7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Gießen

K+S Gruppe / 1

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



Salzstock „Sarstedt“	
Fläche	ca. 16 km <sup>2</sup>
Nachgewiesene Gesamtvorräte	> 100 Mio. t
Lebensdauer	40 a
Geplante Förderung	2,7 Mio. t/a
Durch weitere Exploration: Lebensdauer	> 40 a

Grubenbetrieb	
4 Schächte:	Offen und i.O.
Abbaubereich bisher	400m – 1050m

7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Gießen



K+S Gruppe / 2

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2014 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 3

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



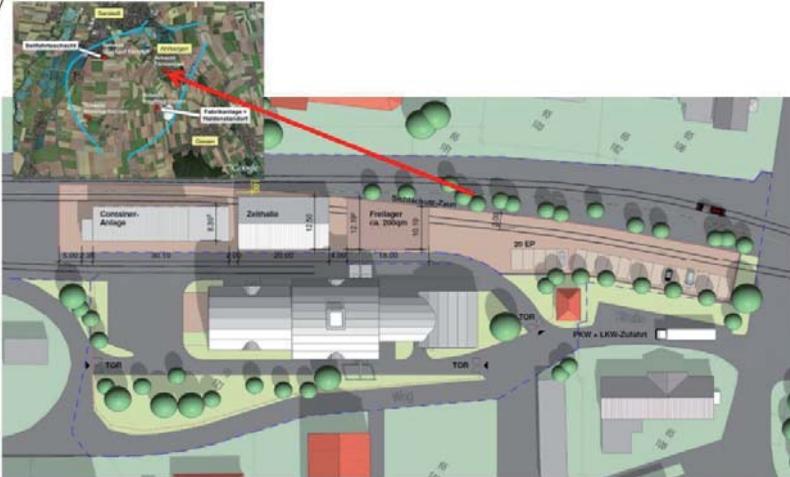
**Einzigster ständig nutzbarer Zugang zum Grubengebäude!  
Während der Genehmigungsphase Nutzung für  
Personen- und Materialtransport**

7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2014 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 4

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall

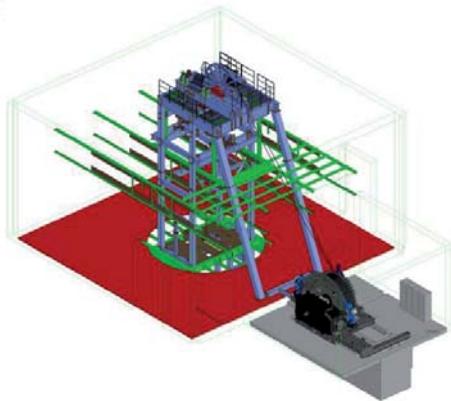


7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Giewert

K+S Gruppe / 5

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



- blau: Neubau
- grün: Bestand

7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Giewert

**Fördergeschwindigkeit:**

**Von 0,5 m/s! auf 4 m/s**

**Anzahl Personen/  
Seilfahrt: auf Korb**

**von derzeit 8 auf 30**

**Schwerlasttransport  
am Haken**

**max. 13 t / max.1 m/s**

**Ziel: Optimierung der  
Arbeitszeit vor Ort**

K+S Gruppe / 6

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



SELDA-Sicherheits-Verzögerungsvorrichtung

Strain Energy Linear Arrestor



SELDA-Bremsrahmen  
Im Schachtsumpf

7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesen



SELDA-Bremsbänder  
und Rollenblöcke  
am Schachtstuhl übertage

K+S Gruppe / 7

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Erneuerung der Segmenteinbauten für die Mauerwerkssicherung am Schachtfuß

Höherlegen des Abschlusskranzes um ca. 2,5 m

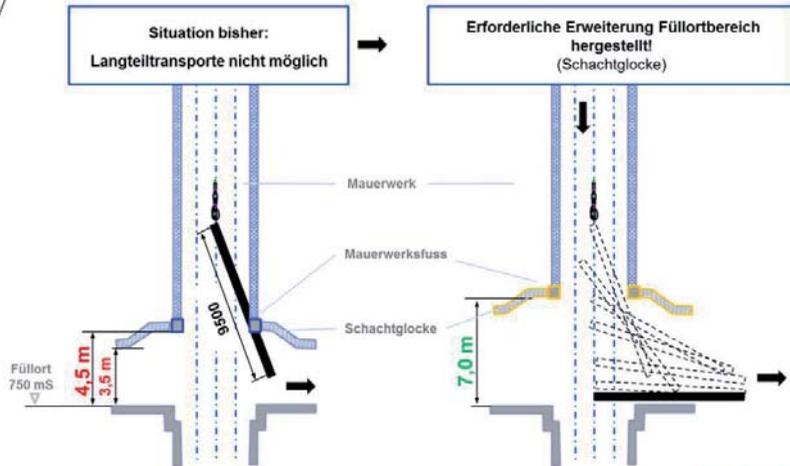


7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 8

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 9

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



1. Erstellen der Trägerschalen

2. Einbau der Bewehrungskörbe



3. Einschalen der Trägerschalen



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 10

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Fertige Auflager-Lastverteiler in den Trägertaschen vor Einbau des Träger-Gevierts



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesens

K+S Gruppe / 11

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Träger des Grundrahmens auf Position setzen und verschrauben



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesens

K+S Gruppe / 12

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



Einsatz AM 50

➔ Schneidbetrieb: Stand am 09.07.13



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2014 (20.01.2014 - 21.01.2014) - Giesen

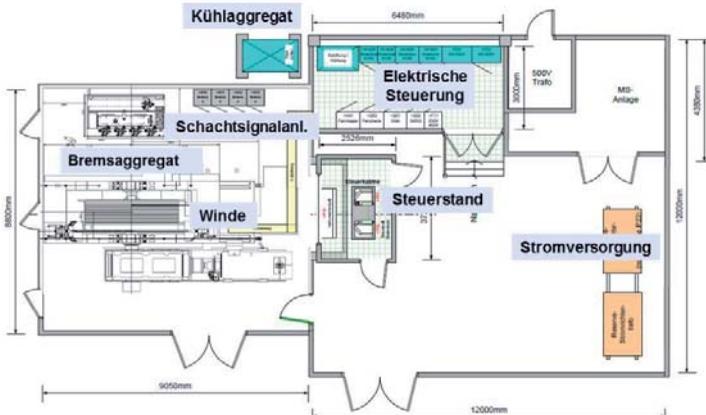
K+S Gruppe / 13

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Belegung Windengebäude und Schaltraum



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2014 (20.01.2014 - 21.01.2014) - Giesen

K+S Gruppe / 14

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



Der neue Fahrerstand mit Steuerstand nimmt Gestalt an



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Giesen

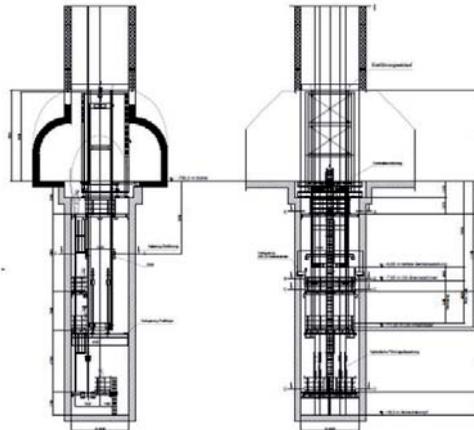
K+S Gruppe / 15

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Übersicht Einbauten im Schachtsumpf



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 16

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



Hydraulische Korbhaltevorrichtung

Hydraulische Spannvorrichtung für die 4 Führungsseile



K+S Gruppe / 17

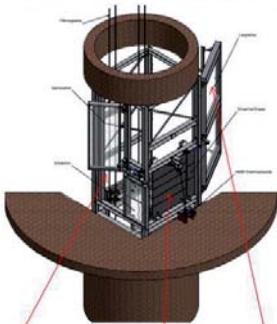
7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Gießen

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



Übersicht Schachtstuhl 750 m-Sohle



Seilfahrtsseite

Schwerlastklappe

Tor für Langteile und Schwerlasten



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Gießen

K+S Gruppe / 18

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Bohren der Ankerlöcher im Maschinenfundament



Werkzeug zum Aufräumen der Bohrlochwandungen im Maschinenfundament



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Gienetz

K+S Gruppe / 19

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



Zugang zur Grube Siegfried-Giesen mit einer Autoschachtwinde

Dezember 2013 – Februar 2014



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Gienetz

K+S Gruppe / 20

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Montage Maschinenrahmen



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 21

K+S Gruppe

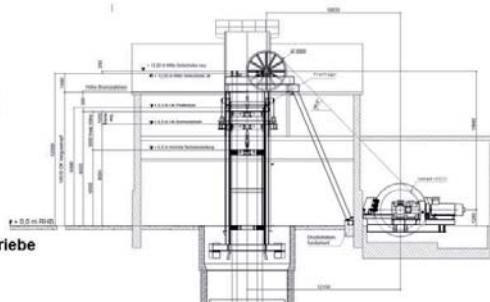
## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Windenanlage

- o Neue Haspel-Windenanlage als Hauptseilfahrtsanlage für Seilfahrt und Materialtransport

- Hakenlast: max. 13 t
- Fahrweg 750 m
- Leistung 870 kW
- Drehstrom-Fördermotor mit Getriebe
- Trommeldurchmesser 3,2 m
- Hydraulische Scheibenbremse



### Fördergeschwindigkeit

- o Fördergeschwindigkeit: 4 m/s (früher: 0,5 m/s)

7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Giesen

K+S Gruppe / 22

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Montage der Einheit Motor-Getriebe



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesenz

K+S Gruppe / 23

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Abschluss Montage Fördergerüst mit Seilscheibe



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Giesenz

K+S Gruppe / 24

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



### Montage Förderkorb

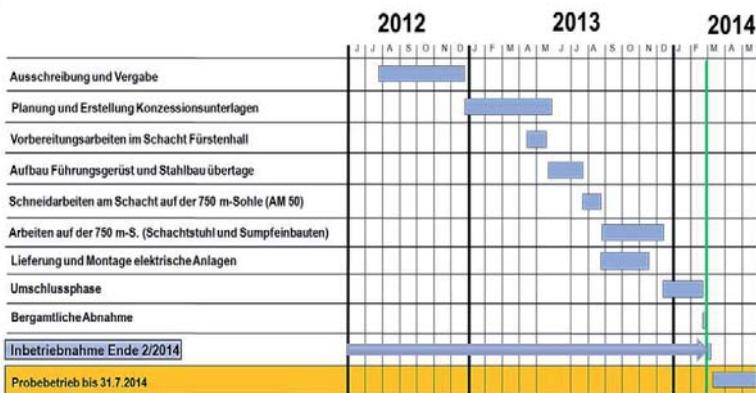


7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Gienetz

K+S Gruppe / 25

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 - 21.01.2016) - Gienetz

K+S Gruppe / 26

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



Mai 2014



Mai 2013



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Gießen

K+S Gruppe / 27

K+S Gruppe

## Erneuerung Förderanlage Schacht Fürstenhall



März 2014



7. Kolloquium Fördertechnik im Bergbau 2016 (20.01.2016 – 21.01.2016) - Gießen

K+S Gruppe / 28

**Dipl.-Ing. Stefan Gierenz**  
stefan.gierenz@k-plus-s.com

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

**Dipl.-Ing. Johannes Zapp**  
Johannes.Zapp@k-plus-s.com

K+S KALI GmbH  
Projektgruppe Siegfried-Giesen  
Kardinal-Bertram-Straße 1  
31134 Hildesheim

**Dipl.-Ing. Joachim Lodzig**  
Joachim.Lodzig@k-plus-s.com





# INTELLIGENT PLASTIC SOLUTIONS

## LEBENSZEIT VERLÄNGERN, STILLSTÄNDE MINIMIEREN

---

Die ROSEN Gruppe bietet erstklassige interne und externe Beschichtungen mit besonderen Materialeigenschaften für den Verschleißschutz. Dies verlängert die Lebensdauer von Rohrleitungen für den Transport von Slurries, Tailings oder Beton um den Faktor fünf bis zehn verglichen zu Rohrleitungen aus Normalstahl. Dadurch werden Stillstände und Instandhaltungskosten wesentlich minimiert.

## Fallschächte für Spritzbeton - Lebensdauererlängerung von Förderleitungen durch Polyurethan-Beschichtungen als Abrasionsschutz im Bergbau

Dipl.- Ing. Rainer Altmeppen, B.Eng, MA  
ROSEN - Intelligent Plastic Solutions

### Einleitung

Die Gewinnung von Rohstoffen, deren Aufbereitung und Transport zur Weiterverarbeitung oder Lagerung ist eine Herausforderung an die Fördertechnik. Die Konzepte zur Schüttgutförderung in Haupt- und Unterstützungsprozessen müssen hohen Anforderungen an die Betriebssicherheit, Zuverlässigkeit und nicht zuletzt an die Lebensdauer genügen, um den steigenden Anforderungen gerecht zu werden.

Erosion an der Fördertechnik beim Transport mineralischer Schüttgüter ist unvermeidlich. Werden feinkörnige Schütt- und Mahlgüter für die Weiterverarbeitung zu Trüben und Slurries aufgeschlämmt, kommen Korrosions- und Kavitationserscheinungen mit den entsprechenden Instandhaltungskosten für Rohrleitungen und Pumpen hinzu.

Im Folgenden werden die Ursachen und mögliche Strategien zur Minimierung der Auswirkungen und damit der Instandhaltungskosten erörtert.

### Erosion

Erosion (erodere = abtragen) und ihre Ausprägungsform Abrasion (abrode-re = abkratzen) treten in großem Umfang in solchen Rohrleitungen auf, die Mehrphasengemische transportieren. Wir nennen sie Slurry-Pipelines. Insbesondere die feste Phase der Slurries sorgt bereits nach kurzer Zeit für Abrasion an der Rohrin-nenwand. Zur Verringerung dieser Erscheinungen spezifizieren die Betreiber abra-sionsbeständige Werkstoffe. Werden Pipelines in Normalstahl ausgeführt, stattet man besonders betroffene Abschnitte oder ganze Leitungen durch Aufpanzerungen (Claddings), Liner oder durch die Beschichtung abrasionbeständiger Materialien wi-derstandsfähiger aus.

Dabei treten zwei unterschiedliche Vermeidungsphilosophien gegeneinander an:

Prinzip 1 - Härte: *“Je härter die Feststoffe im Medium und  
je härter die medienberührten Komponenten,  
desto geringer der Verschleiß.”*

Verschleiß-Schutz Methoden, die dieser Philosophie folgen, sind zum Beispiel:

- Verwendung harter und sehr harter Legierungen für das Rohrmaterial, z.B. durch Erhöhung des Kohlenstoff- oder des Mangananteils für erhöhte Härten bzw. Korrosionsbeständigkeiten
- Erhöhung der mechanischen Widerstandsfähigkeit von Stählen, z.B. durch (partielle) thermische Nachbehandlung wie induktives Härten
- Innenauskleidungen, z.B. durch Aufbringung von Hartmetallelementen
- Einsatz von Doppelwand- oder Bimetallrohren
- Aufschweißen von Panzerungen (Overlay claddings)

*Prinzip 2 - Elastizität:       “Je härter die Feststoffe im Medium und  
  je elastischer die medienberührten Komponenten,  
  desto geringer der Verschleiß.”*

Verschleißschutz Methoden, die dieser Philosophie folgen, sind zum Beispiel:

- HDPE Inliner (“Schlauch im Rohr“)
- Gummierungen
- Polyurethan (“PUR”) Beschichtungen
- Maßgeschneiderte Hochleistungselastomere

Ist die Umsetzung des ersten, ‚harten‘ Prinzips in der Regel mit relativ hohen Kosten in Bezug auf den Leitungsmeter verbunden, so schlagen die ‚elastischen‘ Lösungen mit deutlich geringerem Kapitalaufwand zu Buche. Doch neben den Kapitalkosten sind die geplante Lebensdauer, Austausch-, Instandhaltungs- und Ausfallkosten der Anlage im Havariefall zu berücksichtigen. Aufschluss über die tatsächlichen, nutzungsbedingten Kosten während der geplanten Lebensdauer gibt die Betrachtung der Gesamtbetriebskosten, der “Total Costs of Ownership”.

Als relativ modernes Material haben polymerbasierte Werkstoffe noch gelegentlich mit dem Vorurteil zu kämpfen, dass ihre Lebensdauer nicht an die der metallenen Rohrwerkstoffe heranreicht. Die intensive Weiterentwicklung von Hochleistungselastomeren, unter deren Dach die Polyurethanwerkstoffe einzuordnen sind, weisen jedoch häufig ein Verschleißverhalten auf, das an Lebensdauer auch Spezialstähle und harte Panzerungen deutlich übertrifft.

Der Verschleiß ist dabei eine Funktion vieler Einflussfaktoren und der tatsächliche Stärke derselben:

- Härte der Feststoffpartikel
- Partikelkonzentration
- Partikelgröße und -verteilung (Sieblinie)
- Partikelform (abgerundete bzw. scharfkantige Ausprägung)
- Fließgeschwindigkeit des Mediums

- Strömungsart (Turbulenz, laminarer Fluss)
- Dimension and Geometrie der Rohrleitung
- Beschaffenheit der Flüssigphase
- pH-Wert und chemische Zusammensetzung des Mediums und ihr Einfluss auf den Verschleiß durch Erosions-Korrosionserscheinungen, siehe unten.

### **Korrosion**

Korrosion ist in Rohrleitungen aus Stahl unvermeidlich. Die World Corrosion Organization (WCO) schätzte 2009 die wirtschaftlichen Schäden durch Korrosion auf weltweit 1,8 Billionen US-Dollar. Die zersetzenden chemischen Prozesse treten vermehrt unter dem folgenden Einfluss auf:

- hohen oder niedrigen pH-Werten
- hohen Temperaturen
- mittleren bis hohen Salzkonzentrationen, auch bei neutralem pH-Wert
- korrosiven Gasen in Mehrphasengemischen, zum Beispiel H<sub>2</sub>S oder CO<sub>2</sub> (Sour Service).

Maßnahmen zur Eindämmung von Korrosion in Rohrleitungssystemen sind die Zugabe antikorrosiver Additive bzw. von Korrosionsinhibitoren in den Produktstrom, der Einsatz höher legierter Stähle für die Leitungen oder der Einsatz nichtmetallischer Coatings oder Liner. All diese Methoden haben ihr Für und Wider.

Bei Korrosionsinhibitoren basiert die schützende Wirkung auf der Zudosierung von Additiven in den Produktstrom. Das Additiv stellt einen weiteren Stoff dar, der das Gemisch ‚kontaminiert‘, der dokumentiert und der möglicherweise wieder aus dem Medium entfernt werden muss. Die kontinuierliche Zudosierung bedeutet hohe Betriebskosten.

Der Korrosionsschutz und damit die Lebensdauererwartung höher legierter oder nachbehandelter Stähle hängt stark von der Medienzusammensetzung ab. Schwankende chemische Zusammensetzungen oder Mischungsverhältnisse machen insbesondere den niedrig legierten Stählen zu schaffen. Generell empfehlen sich hochlegierte (Edel-)Stähle mit den entsprechend hohen anfänglichen Investitionskosten.

Nicht-metallische Coatings hingegen können so gewählt oder hergestellt werden, dass die Kompatibilität zum Fördermedium gegeben ist. Generell gilt, dass diese Werkstoffe selbst nicht mit dem Medium reagieren, demnach also auch nicht korrodieren können. Zu den o.g. technischen Varianten stellen sie kostenmäßig interessante Alternativen dar.

### **Erosionskorrosion**

Erosionskorrosion ist ein Werkstoffabtrag infolge von mechanischem Oberflächenabtrag (Erosion) und von Korrosion. Diese Art der Korrosion wird durch einen Angriff

auf die t Metalloberfläche ausgelöst, der auf zwei Weisen erklärt werden kann: Entweder durch einer Schwächung der Oberflächenstruktur durch minimale Korrosion gefolgt von erosivem Angriff an der geschwächten Stelle. Oder durch feinste „Kratzer“ an der Oberfläche, hervorgerufen durch erosiven Angriff feinsten Partikel und nachfolgende Oxidation (Korrosion) der stark vergrößerten angreifbaren Oberfläche im Bereich der Kratzer. Bevorzugt unterliegen Rohrleitungen und Anlageteile, die von Flüssigkeiten oder einem Zweistoffsystem wie Wasser/Dampf mit höherer Geschwindigkeit und/oder abrasiven Teilchen durchströmt werden, dieser besonderen Form der Korrosion. Der kombinierte Effekt von Erosion und Korrosion sorgt für deutlich mehr Materialverschleiß als die Summe beider Erscheinungen.

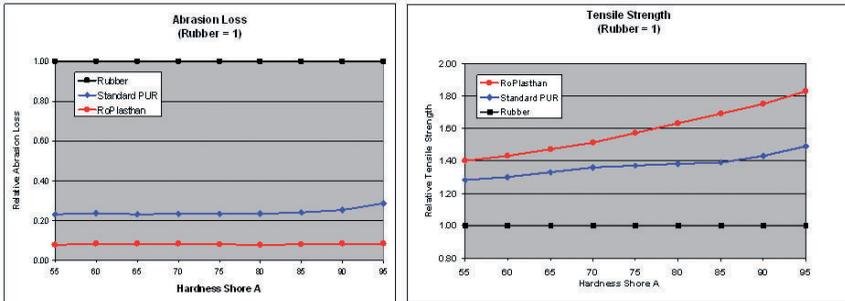
Auch hier gilt, dass polymere Pipelinebeschichtungen von diesem überlagerten Angriff auf die Integrität der Leitung nicht betroffen sind, sofern die Materialverträglichkeit mit dem Medium und eventuellen Additiven gegeben ist.

### **Erosionsschutz aus Hochleistungs-Polyurethanen**

Polyurethane bieten neben einer extrem guten Abrasionsbeständigkeit eine sehr hohe Weiterreißfestigkeit. Die Herstellung von Polyurethanen basiert auf der Polyaddition oder auch Additionspolymerisation, die eine baukastenartige Zusammenstellung der gewünschten mechanischen Eigenschaften bei der Formulierung der Polyurethane ermöglicht.

Die Hauptkomponenten, Di-Isocyanat und Polyol werden mit einer Reihe weiterer Reaktionspartner wie Vernetzern und Katalysatoren kombiniert. Die möglichen Permutationen von Reaktionspartnern und deren Mischungsverhältnisse zueinander lassen die Herstellung vieler Millionen unterschiedlicher Werkstoffe zu. Die gezielte Verbesserung gewünschter Eigenschaften durch diese chemische Kombinatorik lässt die für den jeweiligen Praxiseinsatz jeweils optimale Beschichtung zu.

Die mechanischen Eigenschaften eines auf diese Art optimierten Hochleistungs-Polyurethans (ROSEN RoPlasthan®) sind in Abbildung 1 dargestellt. Die im Labor ermittelten Abriebverluste und Weiterreißfestigkeiten von NBR Gummi (100%) und Standard Polyurethanen zeigen deutliche Potentialsteigerungen durch gezielte Optimierungen am „Baukasten Polyurethan“ hin zu RoPlasthan Hochleistungselastomeren. Bemerkenswert in Abbildung 1 ist nicht nur die deutlich höhere Abrieb- und Weiterreißfestigkeit von RoPlasthan, sondern auch der deutlich geringere Abfall der Abriebfestigkeit bei höheren Shorehärten als dies bei Standard-Polyurethanen der Fall ist (blaue und rote Kurve in der linken Grafik).



**Abbildung 1: Eigenschaftsvergleich zwischen RoPlasthan® High Performance Polyurethanen und anderen Elastomeren**

## Einsatzbereiche

Die hohe Abrasionsbeständigkeit in Kombination mit der hohen Weiterreißfestigkeit machen Hochleistungspolyurethane zu einem idealen Verschleißschutzwerkstoff.

Die wohl wichtigste, zielgerichtete Entwicklung auf diesem Gebiet war die Formulierung von Elastomeren, die eine bis dahin ungekannte starke Haftung am Trägermaterial – Stahl – aufweisen konnten.

Diese Polyurethane eignen sich durch die o.g. Eigenschaften besonders gut zur Innenbeschichtung von Rohrleitungen und damit als Schutz gegen abrasive Mehrphasengemische, wie sie oft im Bergbau als Trüben, Slurries, Konzentrat oder Rückstände (Tailings) durch Rohrleitungen befördert werden. In vielfältigen Anwendungen kommen sie bereits heute zum Einsatz:

- in der Förderung von Versatz (Tailings)
- im Hydrotransport von Ölsänden
- bei Nassbaggerungen (Dredging)
- in Pump- und Reduzierstationen von Phosphatschlammleitungen
- bei sekundären Erdölfördertechniken (Enhanced Oil Recovery)
- zur Förderung von Frackingabfluss
- im Betontransport im Tunnel- und Bergbau
- beim Transport anderer Mehrphasengemische.
- in der Förderung von Versatz (Tailings)
- im Hydrotransport von Ölsänden
- bei Nassbaggerungen (Dredging)
- in Pump- und Reduzierstationen von Phosphatschlammleitungen
- bei sekundären Erdölfördertechniken (Enhanced Oil Recovery)
- zur Förderung von Frackingabfluss
- im Betontransport im Tunnel- und Bergbau
- beim Transport anderer Mehrphasengemische.

## Laboruntersuchungen

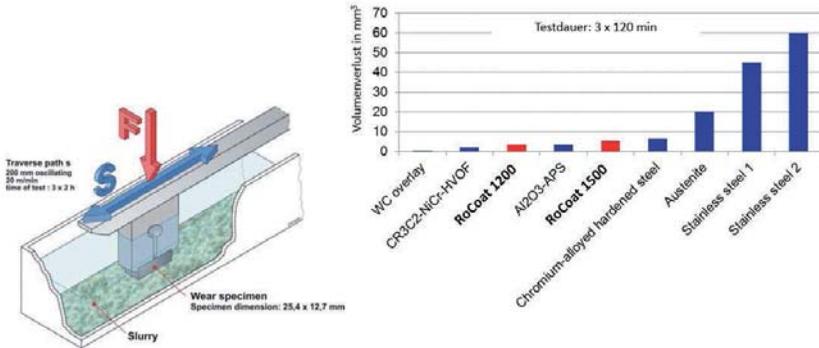
Zur Qualifizierung des Hochleistungs-Elastomers (Handelsname RoCoat™) als Innenbeschichtung für Rohrleitungen waren ausgiebige Laboruntersuchungen und Werkstoffprüfungen erforderlich. Neben eigenen Untersuchungen durch ROSEN am Standort Lingen waren hauptsächlich Gegenprüfungen durch die Pipelinebetreiber aus der kanadischen Ölsandindustrie und durch unabhängige Labore ausschlaggebend für das Zulassungsverfahren.

Diese Ergebnisse lassen sich wie folgt zusammenfassen:

1. Abrasionstests unabhängiger Laboratorien nach ASTM und ISO belegen die hohe Abrasionsbeständigkeit von RoPlasthan® Hochleistungs-Elastomeren und von RoCoat™.
2. Adhäsionstests von RoCoat™ auf Stahl wurden vom Pipelinebetreiber in eigenen Laboratorien durchgeführt. Nach Durchführung der Testreihen konnte bestätigt werden, dass die Adhäsion um das Vier- bis Fünffache höher lag als der vom Betreiber spezifizierte Schwellenwert.
3. Der vom Betreiber durchgeführte Atlas Cell Test, der auf die Wirkung des „Cold-Wall-Effects“ abzielt, zeigte auch nach einer Versuchsdauer 17 Wochen und einer Temperaturdifferenz von 70°C (beides weit höhere Anforderungen als der Normwert nach NACE TM 0174) keinerlei Blasenbildung oder Haftungsverlust.
4. Der vom Kanadischen National Research Council durchgeführte NRC Slurry Jet Test zeigte für RoCoat bessere Ergebnisse als das einzige andere Polyurethan, welches den Test überstanden hatte. Alle anderen getesteten Polyurethane sind durch diesen Test zerstört worden.

## Slurry Abrasionstest

Beispielhaft sei als Testverfahren der Abrasionstest genannt. Er das Verhalten von PUs unter trockenen Bedingungen im Labor. Zur Bewertung des Abrasionsverhaltens von flüssigen Mehrphasengemischen wie Trüben oder Slurries kommt der in Abbildung 2 vorgestellte ASTM G 75 Slurry Abrasion Test zur Anwendung. Auch hier zeigte sich die relative Überlegenheit von RoCoat 1200 und 1500 gegenüber Edel- und Austenitischen Stählen und gehärteten Proben. Lediglich Wolframkarbid Auftragschweißungen und Chromlegierungen zeigten bei horizontalem Angriff wie in Leitungen zu beobachten ähnlich geringe Volumenverluste wie die Polyurethanqualitäten.



**Abbildung 2: ASTM G75-LB06/58 Slurry Abrasionstest**

## Felderfahrung

### Ölsand: Hydrotransport Abraumleitungen (Tailings)

Nach erfolgreichem Abschluss der Testphase im Labor wurden ab 2010 erste Felderfahrungen in der kanadischen Ölsandindustrie gesammelt. 30“ Leitungen mit 1” starken Innencoatings werden hier für den Tailings-Transport eingesetzt. Diese Aufbereitungsrückstände bestehen aus Slurrys mit Korngrößen bis zu 150 mm und werden mit bis zu 5 m/s gepumpt. Die Temperaturbedingungen im Mittleren Westen Kanadas sind extrem: So schwanken die Temperaturen zwischen  $-40^{\circ}\text{C}$  und  $+25^{\circ}\text{C}$ , während das Medium mit Temperaturen zwischen 45 und  $65^{\circ}\text{C}$  durch die nicht isolierten Leitungen strömt. Spülchargen aus Wasser mit  $95^{\circ}\text{C}$  belasten Leitungen und Coating zusätzlich.

Die enorme Erosion in den Leitungen führt zu starkem Materialabtrag in und nahe der 6 Uhr-Position der Leitung. Als Referenzwert dienten die 2500 bis 3000 Betriebsstunden der unbeschichteten Normalstahlleitungen. Nach dieser Zeit werden die Leitungen gedreht (um  $50-90^{\circ}$ ), um einen benachbarten Quadranten des Rohrleitungsquerschnitts zu belasten.

Nach 20.000 Stunden Einsatzdauer zeigten die Hochleitungselastomere einen Materialabtrag von 6 mm (ca. 25% der ursprünglichen 25,6 mm) im Coating. Inzwischen wurden Standzeiten von 30.000 Stunden überschritten, was einer 10-fach längeren Standzeit entspricht.

### Erosionskorrosion

Die Betriebserfahrung mit Tailingsleitungen zeigte, dass sich in Bereichen turbulenter Strömung wie z.B. in geraden Rohren hinter Rohrbögen oder auf der Druckseite von Pumpen Erosionskorrosion besonders stark auswirkt. Auch an diesen Stellen wurde RoCoat zum Einsatz gebracht und mit den Lebensdauern der vorher dort ein-

gesetzten Lösung, aufgeschweißten Chromkarbid-Panzerungen (CCO Overlays) verglichen. Diese wurden bis dato all 2.500 bis 3.000 h gedreht.

Eine 25 mm (1") starke Schicht RoCoat™ Hochleistungs-Polyurthen an an der gleichen Stelle wies nach 11.000 Betriebsstunden noch 6 mm Coating an der am stärksten abgeriebenen Stelle auf.

Das Versuchsergebnis lässt den Schluss zu, dass Chromkarbid-Panzerungen einer Erosionskorrosion ausgesetzt sind, während das PU-Coating nicht korrodieren kann und so die Rohrleitung im Sinne eines Korrosionsschutzes vor dem Kontakt mit Wasser und Sauerstoff bewahrt, wodurch der synergistische Erosionskorrosionseffekt nicht eintreten kann.

### **Abrasion**

Ein Untertage-Kupferbergwerk in Portugal setzte eine unbeschichtete 8" Fall-Leitung für Faserbeton zum schnellen Betontransport vom Betonwerk über Tage auf eine Teufe von 360 m ein. Hier wurde an Nachmischer übergeben, die den Stahlfaserbeton für die Sofortsicherung und den Streckenausbau zu so genannten Spraycrete-Maschinen transportieren. Nach jeweils 8 bis 10 Wochen kam es zum Leitungsbruch und damit zum zwingenden Austausch. Mit einer 20 mm stark beschichteten 8" (DN 200) Leitung in senkrechter Bauweise konnte die Lebensdauer per Ende November 2016 um den Faktor 8 verlängert werden (Zwischenstand). Eine Inspektion nach fünf Monaten zeigte keinen messbaren Abrieb.

### **Schichtstärkenmonitoring**

Zur optimierten Nutzung der Rohre wurden von ROSEN Sensoren entwickelt, die den Verschleiß des Coatings an neuralgischen Rohrleitungsquerschnitten ermitteln. Die Angabe erfolgt relativ zum ursprünglichen Coating in Inkrementen von 20%. Sie geben dem Betreiber jederzeit Aufschluss über den aktuellen Status und ermöglichen planbare Wartungen zum spätest möglichen Zeitpunkt. Einsparungen durch optimierte Wartungszyklen (weniger Produktionsausfall und niedrigerer Wartungsaufwand über die Lebensdauer) können die Betriebskosten signifikant senken.

### **Wiederverwendbare Rohre**

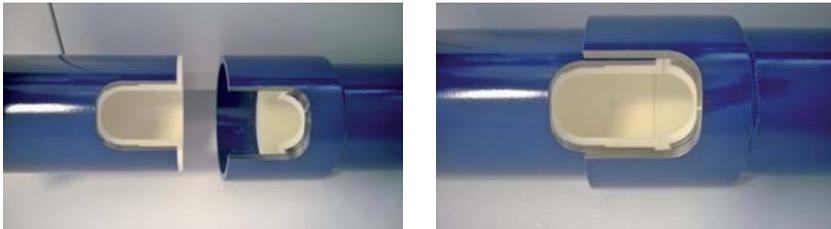
Das Hochleistungselastomer dient als „Opferschicht“ und sichert die Integrität der eigentlichen (Stahl) Rohrleitungen. Damit ist bei Erreichen der Mindestschichtstärke ein Austausch der Leitungen möglich, um sie erneut zu beschichten und für einen weiteren Einsatzzyklus bereitzustellen.

Die Verbindung der Rohre erfolgt bei kleineren Durchmessern und für Fallrohre in der Regel über Verschraubungen. Bei größeren Durchmessern ab 10" kommen zum Einsatz:

- Flansche

- Victaulic-Kupplungen sowie diverse ähnliche „Klammer“ Systeme
- DUKTUS Steckkupplungen (BLS-System)
- Schweißbare Rohrverbindungen FJW (ROSEN Field Joint Welding)

Die Schweißverbindung ist dabei so ausgeführt, dass sich ein nachträgliches Beschichten der Ringnaht erübrigt, gleichzeitig aber auch Überhitzen und Beschädigung der Beschichtung durch das Schweißen verhindert wird (Abbildung 3). Das Verschweißen zweier Rohre im Feld nach diesem Verfahren braucht nur die Hälfte der Zeit, die eine normale Endverschweißung zweier unbeschichteter Stahlrohre benötigt.



**Abbildung 3: Field Joint Welding Verbindungssystem mit Verbindungsring**

### Weitere Einsatzbereiche

Bis dato sind RoCoat™ Innenbeschichtungen für Rohrleitungen in folgenden Bereichen im Einsatz:

- Hydrotransport von Ölsanden
- Tailingtransport von Ölsanden
- Rohrbögen und gerade Segmente in Pumpstationen für Phosphat Slurries
- Rohre für Nassbaggerarbeiten (Dredging)
- Forderung von Quarzsand-Trüben
- Senkrechte Fall-Leitungen ( $h = 400 \text{ m}$ ) für den Transport von Stahlfaserbeton in Untertage-Bergwerken

Ersprobungen zur Ermittlung der Lebensdauerverbesserung laufen in den Bereichen:

- Sekundäre Ölförderverfahren (Enhanced oil recovery EOR)
- Kolbenringe und druckseitige Verrohrung von Betonpumpen
- Drainagerohre für Hydrozyklonbatterien in der Kalksteinaufbereitung

### Zusammenfassung

RoCoat™ Hochleistungs-Polyurethane bieten aufgrund ihrer passgenauen Rezeptur ein Höchstmaß an Verschleißschutz in Pipelines für Mehrphasengemische. Sie zeichnen sich durch eine besonders gute Haftung zu den Rohrwänden aus und sich nicht durch den Cold-Wall Effekt gefährdet.

Durch verschieden ausgeprägte Rohrverbindungsmöglichkeiten sind sowohl eine leichte Montage im Feld als auch eine schnelle Demontage, z.B. zur Drehung oder zur Neubeschichtung der Rohre gewährleistet.

In vielen der bisher bedienten Multiphasen-Anwendungen, in denen grobe Körnungen transportiert wurden, haben RoCoat Innenbeschichtungen zu einer Lebensdauererlängerung um den Faktor 10 oder höher geführt – und das bei überschaubaren Investitionskosten.

Beim Transport sehr grober Tailings und bei sekundären Ölfördermethoden zeigten sich die besonderen Vorteile von Hochleistungselastomeren gegenüber Aufschweißungen und anderen rein metallischen Lösungen. Ferner kann auf den Einsatz chemischer Inhibitoren verzichtet werden.

Insbesondere dann, wenn durch den potentiellen Bruch einer Leitung der Prozess zum Stillstand kommt, wiegen die enormen Opportunitätskosten den initialen Mehraufwand harter oder elastischer Verschleißschutzlösungen auf. Aber auch im normalen Betrieb können signifikante Einsparungen im Wartungs- und Stillstandsreich erzielt werden.

**Dipl.- Ing. Rainer Altmeyen, B.Eng, MA**  
raltmeyen@rosen-group.com

ROSEN - Intelligent Plastic Solutions  
ROPLAST GmbH  
Am Seitenkanal 8  
49811 Lingen



## Entwicklung von Hybrid-Förderseilen für den Untertagebergbau

Dipl.-Ing. Andreas Heinrich

Jagan Mohanraj, Ph.D.

BRIDON International GmbH







**BRIDON**

### Hybrid-Seile im Einsatz als Förderseile

- Kombiniert die Robustheit eines Stahlseiles, mit dem Gewichtseinsparungspotenzial von Faserseilen
- Hybrid-Förderseile bieten eine erhöhte Ermüdungslebensdauer in Bezug auf Biegewechsel
- Herausforderungen beim Ersatz von Stahl durch Fasern bleiben; Handling / Seilendverbindungen / Beschädigungen im Einsatz / Spul-Verhalten / Überwachung im Einsatz / Ablegekriterien
- Gewichtseinsparungen unter Beibehaltung der Förderbedingungen bei existierenden Anlagen



© Clausthal Jan 2016-A. Holtrich



The slide features a blue header with the BRIDON logo and a central title 'Aramid-Fasern für Hybrid-Seile'. Below the title is a list of seven bullet points describing the properties of aramid fibers. To the right of the list are four small images: a roll of yellow fiber, a cross-section of a rope, a hand holding a glowing fiber, and a hand touching a yellow fabric. The BRIDON logo is also in the top right corner. At the bottom, there is a row of various rope cross-sections.

**BRIDON**

### Aramid-Fasern für Hybrid-Seile

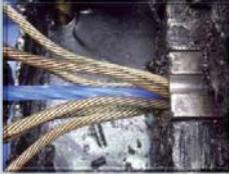
- Exzellentes Bewehrungsmaterial für anspruchsvolle und sicherheitskritische Anwendungen
- Außergewöhnliche Festigkeitseigenschaften
- Ausgewählte Güter haben gleiche Dehnungseigenschaften wie Stahl
- Material schmilzt nicht, verkohlt bei etwa 450°C
- Langzeitbeständigkeit im Temperaturbereich bis 160°C ohne nennenswerte Festigkeitsverluste
- Minimales Langzeitkriechen
- Beständig gegen Wasser, Öl und aggressive Flüssigkeiten

© Clausthal Jan 2016 - A. Holjirsch



**BRIDON**

### Fertigung des Hybrid-Versuchsseils – 24mm Ø




Ein komplexes Einlagen-Design sichert die Lastverteilung und die optimale Abstützung der Seilaußenlitzen



© Clausthal Jan 2018-A. Holtrich 30

**BRIDON**

### Ergebnisse

#### Bruchkraftversuch

Seil	Wirkliche Bruchkraft in t	Seilgewicht kg/100m
Vergleichsseil	48	240
Hybrid-Seil	48	208 (-15%)

✓ Nachgewiesene Lastübernahme bei Bruchkraft

#### Dauerbiegeversuch

- Sicherheitsfaktor: 6,5
- D/d Verhältnis: 13,75 : 1
- Ablegekriterium: 5 Drahtbrüche auf 6d (ISO 4309)

Seil	Biegewechsel bis Ablegen	Biegewechsel bis Seilversagen
Vergleichsseil	100%	100%
Hybrid-Seil	plus 85%	plus 50%

✓ Nachgewiesene Lastübernahme bei Einsatzlasten



© Clausthal Jan 2018-A. Holtrich 31

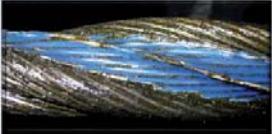


**BRIDON**

### Entwicklung der BRISTAR-Einlage für Dreikantlitzenseile

Vorteile der Bristar-Einlage gegenüber der konventionellen Fasereinlage

- Gleiches Gewicht
- Gleichmäßige Lastverteilung
- Egalisierte Litzensperrungen und kontrollierte Litzenlage
- Verbesserte Durchmesserstabilität
- Verbessertes Dauerbiegewechsel-Verhalten



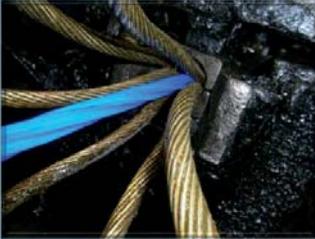
	% Durchmesser-Reduzierung bei 50% der MBL
Vergleichsseil	5.47
BRISTAR-Förderseil	2.81



© Clausthal Jan 2016 - A. Heinrich 34

**BRIDON**

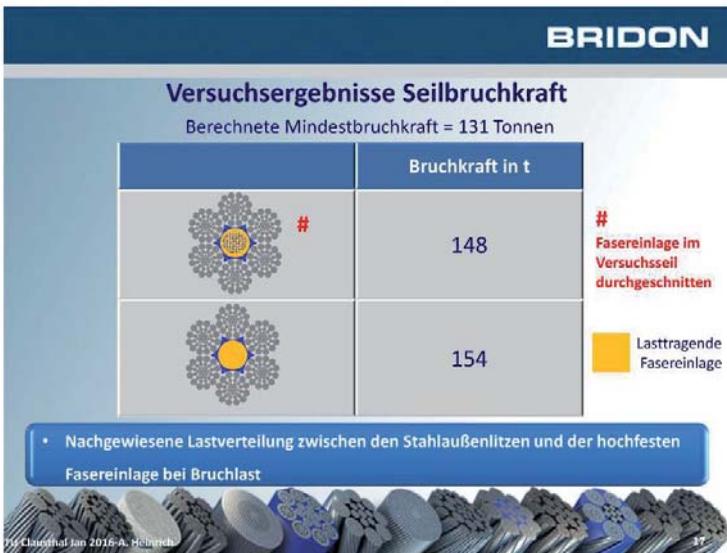
### Seilfertigung Dreikantlitzen-Hybrid-Förderseil – 42mm ø



Komplexes Einlagen-Design sichert die Lastverteilung und die optimale Abstützung der Seilaußenlitzen



© Clausthal Jan 2016 - A. Heinrich 35



**BRIDON**

### Versuchsergebnisse Dauerbiegewechsel

Sicherheitsfaktor: 5.3 - D/d Verhältnis: 28 : 1 - Ablegkriterium: 6 Drahtbrüche auf 6 (ISO 4309)

	Biegewechsel bis Ablegen	Biegewechsel bis Seilversagen	
 #	100%	100%	# Fasereinlage im Versuchseil durchgeschnitten
	plus 37%	plus 43%	 Lasttragende Fasereinlage

- Nachgewiesene Lastverteilung bei Betriebslasten
- Deutliche Verbesserung der Dauerbiegewechsel-Leistung über Vergleichsseil



© Clausthal Jan 2016 - A. Holjtech 18

**BRIDON**

### Ergebnisse Zug-Schwell-Versuch

- Durchführung von Zug-Schwellversuchen mit verkürzter und verlängerter Seilschlaglänge (typisch für den Einsatz bei Trommelförderanlagen)
- Seile vergossen in Vergusshülsen
- Belastungsbereich 17 bis 20 t bei 475 Zyklen/h
- Teststopp bei 20.000 Zyklen zur Beurteilung des Seilzustandes
- Öffnen eines 500 mm Abschnitts des Seiles zur Beurteilung des Zustandes





© Clausthal Jan 2016 - A. Holjtech 19

**BRIDON**

## Zug-Schwell-Versuch – Seiluntersuchung

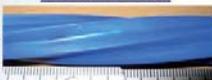
**Beobachtungen nach 20.000 Zyklen**  
**Seil mit verlängerter Schlaglänge:**

- Eindrücke der Drähte in den BRISTAR Kunststoff sichtbar
- Kein Weißbruch des Kunststoff-Materials
- Kein sichtbarer Bruch des Kunststoff-Materials
- Kein Austreten von Fasern aus der Einlage
- Kein Kreuzen der Litzen über die BRISTAR-Umhüllung
- Keine Abnutzung zwischen Litzen und Kunststoff
- Einheitlich Litzenberührungspunkte

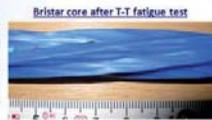
Contact points between the strands after T-T fatigue test



Bristar core after extrusion



Bristar core after T-T fatigue test



© Clausthal Jan 2016 - A. Holzrueb 20

**BRIDON**

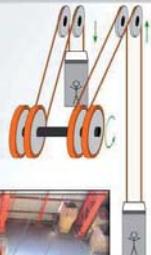
- 1 Einleitung
- 2 Konzeption
- 3 Auswahlkriterien Fasermaterial
- 4 Laborversuche
- 5 Entwicklung Dreikantlitzenseil
- 6 Musterprüfung
- 7 Feldversuche**
- 8 Zusammenfassung

© Clausthal Jan 2016 - A. Holzrueb 21

**BRIDON**

### Feldversuch – Bergwerk mit ultratiefer Teufe

Schachteufe ca. 3500m  
Förderanlage: Blair Trommel Maschine mit Mehrlagenwicklung  
Seile: 4 x Seile; 2x Bridon Hybrid-Förderseil sS und zZ



- Seilgewicht: 7.49 kg/m
- Schmiermittel: Nyrosten N113
- Eingebaute Seillänge: 3137m
- Maximale Anzahl der Seillagen: 3.5
- Gewicht Fördermittel: 10t
- Nutzlast: 12.4t



© Clausthal Jan 2016 - A. Holtrich

**BRIDON**



- Einleitung
- Konzeption
- Auswahlkriterien Fasermaterial
- Laborversuche
- Entwicklung Dreikantlitzenseil
- Musterprüfung
- Feldversuche
- Zusammenfassung**



© Clausthal Jan 2016 - A. Holtrich

**BRIDON**

**Zusammenfassung & Ausblick**

- Nachgewiesene Lastverteilung bei Bruchlast und Betriebslast
- Über 25% Verbesserung der Biegewechsel-Leistung über dem Vergleichsseil
- Keine Verschlechterung der Festigkeitseigenschaften des Fasermaterials nach Biegewechsel-Versuchen
- Keine Veränderung der Dehnsteifigkeit des Seils bei unterschiedlichen Schlaglängenverhältnissen und Biegewechseln
- Die Ergebnisse zeigen, dass die hochfeste Einlage etwa 8% der Last im Seil übernimmt



TU Clausthal Jan 2016 - A. Holjtech

**BRIDON**

**7. Kolloquium  
Fördertechnik im Bergbau  
2016 – TU Clausthal**

**Danke für Ihre  
Aufmerksamkeit!**

**Fragen?**



TU Clausthal Jan 2016 - A. Holjtech

**Dipl.-Ing. Andreas Heinrich**  
heinrichA@bridon.com

**Jagan Mohanraj, Ph.D.**

BRIDON Internatinal GmbH  
Magdeburger Str. 14a  
45881 Gelsenkirchen

## Auswirkungen von Faserseilen auf die Bewicklung der Seiltrommel

Martin Schulze, M.Sc.

Prof. Dr.-Ing. Armin Lohrengel

Fritz-Süchting-Institut für Maschinenwesen, TU Clausthal

Dipl.-Ing. Konrad Stahr

Gustav Wolf Seil- und Drahtwerke GmbH & Co. KG (bis 10/2013: Fritz-Süchting-Institut für Maschinenwesen, TU Clausthal)

### Abstract

In der jüngsten Vergangenheit kommen hochfeste Faserseile verstärkt in der Praxis zum Einsatz. Dies liegt in den Vorteilen der hochfesten Fasergeflechte, z.B. reduziertes Längengewicht, Korrosionsbeständigkeit, Umweltschonung, Ergonomie und Personenschutz gegenüber Drahtseilderivaten begründet. Dem gegenüber steht der Nachteil, dass es keine adäquaten Einsatzrichtlinien und Dimensionierungsgrundlagen für Seiltriebe gibt, in denen hochfeste Faserseile zum Einsatz kommen. Dies ist insbesondere deswegen problematisch, da die aus hochfesten Polymerfasern hergestellten Seile nur bedingt vergleichbare Eigenschaften wie Drahtseile aufweisen. Daraus folgen neue Anforderungen an die Dimensionierung der Tragmittel und die eingesetzten Hebe- und Fördermittel, dies gilt auch für mehrlagig bewickelte Seiltrommeln.

Im Rahmen des durch die AiF geförderten Verbundprojektes „Innovatives Wickelsystem für Seile aus synthetischen Hochleistungsfasern“ wurden in Zusammenarbeit mit den Partnern Lippmann German Ropes, CL Maschinenbau, tul-tec, Kleinholz-Ruhrort GmbH, Hatlapa und der Professur Fördertechnik der TU Chemnitz Untersuchungen zu diesem Thema durchgeführt [1] und [2].

Es werden Ergebnisse aus Grundlagenversuchen exemplarisch vorgestellt, deren Erkenntnisse zur Weiterentwicklung bestehender Auslegungs- und Dimensionierungsgrundlagen herangezogen werden können. Die Faserseile wurden dazu auf ihre Querelastizität und die Reibwerte im Kontakt Seil – Seil und Seil – Seiltrommel untersucht. Zudem wurden Versuche mit mehrlagig bewickelten Seiltrommeln durchgeführt. Dabei ging es darum, das veränderte Belastungsszenario der Trommel zu ermitteln und durch die Anpassung des Systems Faserseil – mehrlagig bewickelte Seiltrommel die Potentiale der Hochfestfaserseile optimal zu nutzen.

## 1 Einleitung

Der Bedarf moderne hochfeste Faserseile einzusetzen liegt in den gestiegenen Anforderungen an laufende Seile begründet. Es besteht die Forderung nach größeren Seillängen und steigenden Traglasten. Dies kann durch die Verwendung hochfester Faserseile aufgrund ihres reduzierten Längengewichts und der daraus resultierenden besseren Handhabbarkeit realisiert werden.

Um den Einsatz der Faserseile an sich und die zusätzlichen Forderungen nach kompakten Konstruktionen, Leichtbau und einer Erhöhung der Lebensdauer der Komponenten zu gewährleisten, muss das System Seil – Seiltrommel an die Eigenschaften von Faserseilen angepasst werden, da diese sich von den Eigenschaften von Drahtseilen unterscheiden.

Das Fehlen wissenschaftlich abgesicherter Erkenntnisse über mit Faserseilen mehrlagig bewickelte Trommeln erschwert eine beanspruchungsgerechte Seil- und Seiltrommeldimensionierung.

Das Ziel ist es, Faserseile für potentielle Einsatzgebiete in der Mehrlagenwicklung sicher nutzbar zu machen.

## 2 Veränderte Eigenschaften von Faser- gegenüber Drahtseilen

Um die Auswirkungen von Faserseilen in Mehrlagenwicklung auf die Trommel zu beurteilen, ist es wichtig, das Seil und die Trommel als Gesamtsystem zu betrachten, um ihre Wechselwirkungen zu berücksichtigen.

Beim Teilsystem Seil sind dabei gängige Eigenschaften wie Durchmesser, Füllfaktor, Materialeigenschaften und die Längselastizität zu beachten. Zudem ist jedoch auch der in der Regel von den Herstellern nicht ermittelte Wert der Querelastizität sehr wichtig (siehe Kapitel 2.1).

Das Teilsystem Trommel setzt sich aus der Geometrie und den Materialeigenschaften, insbesondere den Elastizitäten zusammen. Dabei ist es wichtig zu beachten, dass die einzelnen Bestandteile der Trommel wie Bordscheiben und Mantel sowie die Verbindungen dazwischen unsymmetrischen Belastungen ausgesetzt sind. Die Belastungen unterscheiden sich auch für die Fälle, je nachdem ob es sich um eine unberillte, eine schraubenförmig berillte oder eine Trommel mit Systemrillung handelt.

Das Teilsystem Trommel ist hier insofern von Interesse, da es Einfluss auf die Reibverhältnisse zwischen Seil und Seiltrommel (Kapitel 2.2) und die Ovalisierung des Seils (Kapitel 0) hat. Außerdem kann durch Veränderungen an der Trommel das Faserseil unterstützt werden.

## 2.1 Die Querelastizität von Seilen

Die Querelastizitätsmessung von Seilen kann wie in Abbildung 1 links im Querschnitt gezeigt vorgenommen werden. Auf die entsprechend der gewünschten Trommelgeometrie gewählte Prüfgeometrie und damit auf das vorgespannte Seil wird dazu eine Querkraft aufgebracht. Der Querelastizitätsmodul ist generell vom Seil und vom Seilaufbau abhängig. Zudem variiert er mit folgenden Kräften am Seil: erstens der aufgebrachten Längskraft im Verhältnis zur Mindestbruchkraft des Seils und zweitens mit der aufgebrachten Querkraft im Verhältnis zur Längskraft [3].

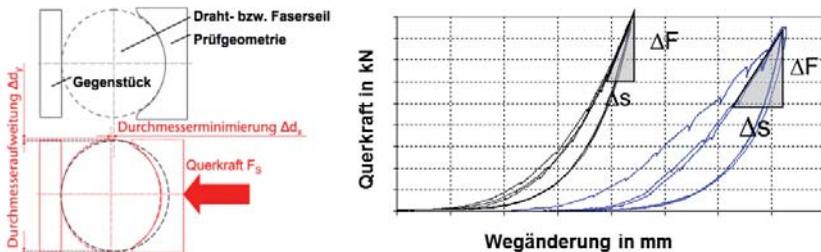
Die Längskraftverhältnisse werden dazu von 5 bis 50% der Seilnennspannung verändert:

$$k_{\text{longitudinal}} = 0,05 \dots 0,5 \cdot \sigma_{\text{longitudinal-nom}} \quad 1$$

Das Querkraftverhältnis wird in Abhängigkeit der gewählten Längskraft wie folgt gewählt:

$$k_{\text{lateral}} = \frac{\sigma_{\text{lateral}}}{\sigma_{\text{longitudinal}}} = 0,04 \dots 0,06 \quad 2$$

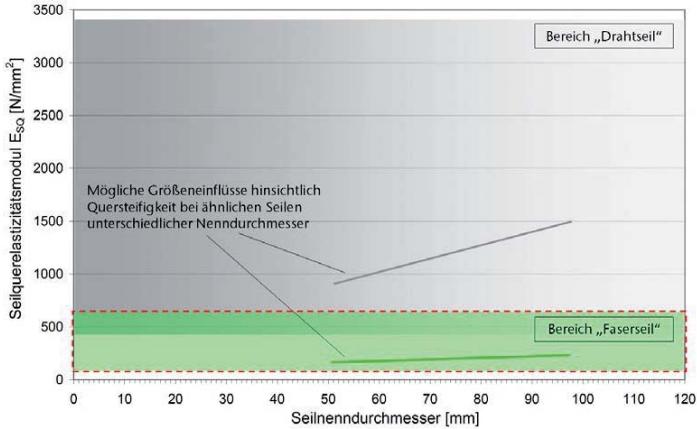
Zur Auswertung wird die im Versuch gemessene Kraftänderung zur gemessenen Wegänderung ins Verhältnis gesetzt (Abbildung 1, rechts).



**Abbildung 1: Querelastizitätsmessung von Seilen im Querschnitt (links) Ergebnis der Messung (rechts)**

Nach dem skizzierten Verfahren untersuchte Faserseile zeigten geringere Quersteifigkeiten als vergleichbare Drahtseile [4]. Die dargestellten Elastizitäten wurden dazu entsprechend (1) bei 5 bis 50% der maximalen Längskraft und entsprechend (2) für ein  $k_{\text{lateral}} = 0,06$ , welches unter Annahme geometrischer und anderer Vereinfachungen einem  $D/d$  Verhältnis von 25 entspricht, ermittelt (siehe Abbildung 2).

Im Zuge der Untersuchungen stellte sich heraus, dass hinsichtlich des Seilquerelastizitätsmodules mit deutlich reduzierten Quersteifigkeiten um durchschnittlich ca. 90% zu rechnen ist.



**Abbildung 2: Querelastizitäten von Draht- und Faserseilen**

Im Vergleich verschiedener Faserseile untereinander zeigt sich, dass aus Polyester hergestellte Seile im Vergleich zu Seilen aus ultra-hoch-molekularem Polyethylen (UHMWPE) eine geringere Seilquersteifigkeit aufweisen. Weiterhin kann festgestellt werden, dass sich ein zur Verbesserung der Schnitt-, Abrasions- und UV-Beständigkeit geeigneter nicht lasttragender Mantel steifigkeitsmindernd auswirkt (Abbildung 3).

**Abbildung 3: Querelastizitäten verschiedener Faserseile**

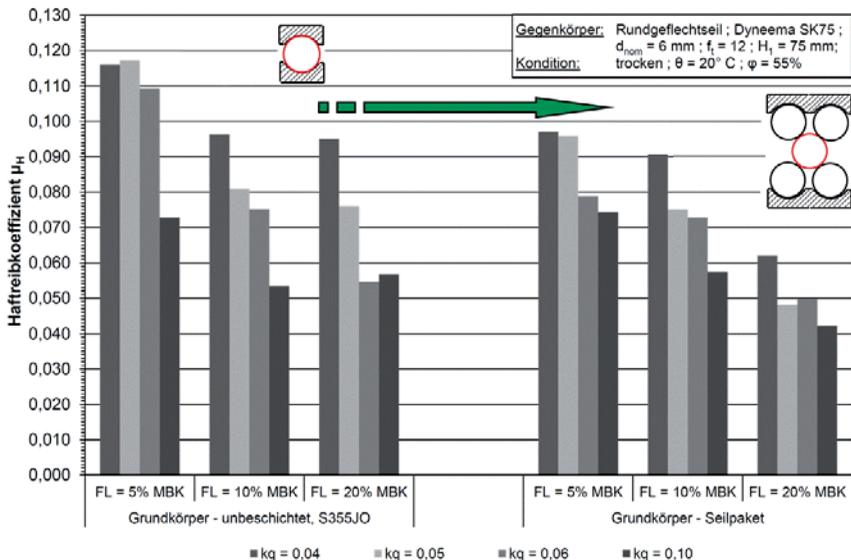
Während bei Drahtseilen die Steifigkeit mit dem Durchmesser zunimmt, ist bei den Faserseilen dieser Effekt weniger stark ausgeprägt. Faserseile aus UHMWPE zeigen kaum einen Größeneinfluss des Seildurchmessers auf die Quersteifigkeit.

## 2.2 Die Reibungsverhältnisse

Bei der Substitution von Draht- durch Faserseile muss von einer Veränderung der Reibungsverhältnisse ausgegangen werden. Dabei sind die Reibungsverhältnisse sowohl zwischen den einzelnen Umschlingungen als auch dem Kontaktbereich zwischen Seil und Seiltrommel von Interesse (Abbildung 4, links). Deswegen werden Untersuchungen dieser Reibverhältnisse in einem ebenen Versuch nachgebildet (Abbildung 4, Mitte und rechts).

**Abbildung 4: Kontaktbereiche nach [3] (links), ebener Versuch zur Reibwertermittlung (Mitte und rechts)**

Erste Ergebnisse zeigen, dass der Reibwert nicht nur vom Material des Faserseils, der Oberflächenbeschaffenheit der Trommel (Oberflächengüte und etwaige Beschichtungen) und Umgebungskonditionen wie von einem trockenen oder feuchten Seil



**Abbildung 5: Haftreibkoeffizienten Seil – Rille und Seil – Seil**

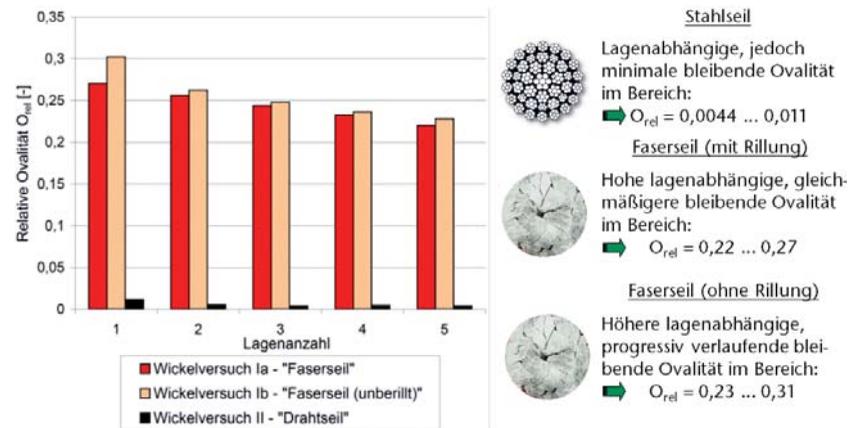
abhängig ist, sondern auch von der Längskraft, mit der das Seil belastet wird und dem Querkraftverhältnis  $k$  lateral bzw.  $k_q$ . So ist bei einer Zunahme der Längskraft  $FL$  eine Abnahme des Reibkoeffizienten zu sehen. Bei der Erhöhung von  $k_q$  (was einer Verkleinerung des  $D/d$  Verhältnisses gleicht) wird der Reibkoeffizient ebenfalls in den meisten Fällen kleiner (Abbildung 5). Kleinere Werte sind auch im Kontaktfall Seil – Seil im Vergleich zum Kontaktfall Seil – Rille, bei sonst gleichen Bedingungen, zu erkennen.

### 2.3 Die Ovalisierung des Seils

Die Ovalisierung von Seilen kann beispielsweise durch das Verhältnis der Einzeldurchmesser des ovalen Seils beschrieben werden:

$$O_{rel} = \frac{d_{max} - d_{min}}{d_{max}} \quad \mathbf{3}$$

Bei dem Vergleich von Draht- und Faserseilen ist eine wesentlich stärkere Ovalisierung des Faserseils festzustellen. Es lässt sich aber auch eine stärkere Ovalisierung identifizieren, wenn eine Trommel ohne Rillung zum Einsatz kommt (Abbildung 6).

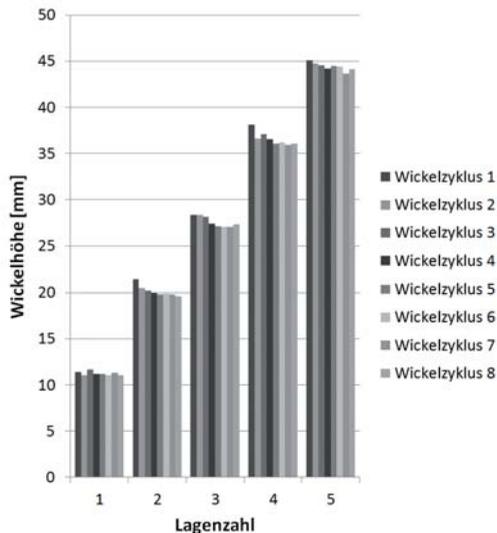


**Abbildung 6: Relative Ovalität von Draht- und Faserseil**

Die Folge für das Wickelpaket ist eine Wickelradienminimierung von ca. 50–70% im Vergleich zu gängigen Drahtseilen. Dadurch verschieben sich die Kraftangriffspunkte des Wickelpaketes an der Bordscheibe (Abbildung 7).

**Abbildung 7: Seilpaket Drahtseil (links) und Faserseil (rechts)**

Eine wichtige Erkenntnis, die aus den Versuchen zur Ovalität bzw. dem Lagenaufbau gewonnen werden konnte, ist, dass beide Kennwerte nach relativ wenigen Wickelzyklen einem Grenzwert zustreben (Abbildung 8). Während bei der ersten Bewicklung mit einem neuen Faserseil sich noch ein relativ großer Wickelradius (gemessen zur Trommeloberfläche) einstellt, nimmt dieser rasch ab. Ca. ab dem 5. Wickelzyklus kann von einer gleichbleibenden Wickelhöhe gesprochen werden.

**Abbildung 8: Abhängigkeit der Wickelhöhe von der Lage, Veränderung mit der Anzahl der Wickelzyklen**

Diese Erkenntnis ist von Bedeutung, da es mit gleichbleibenden Seilquerschnitt und Lagenaufbau möglich wird, die Geometrie der Seiltrommel im Bereich des Trom-

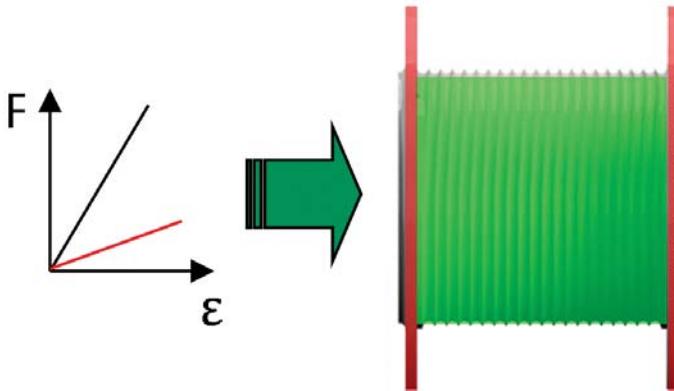
melmantels (Rillungsquerschnitt) und der Bordscheiben (Auffüllgeometrie) optimal an das Seil anzupassen (vgl. Kapitel 4).

### 3 Einflüsse der Faserseilbewicklung auf die Trommel

Die beschriebenen Eigenschaften der Faserseile haben veränderte Auswirkungen auf die Trommelbelastung im Vergleich zu einer Bewicklung mit Drahtseilen zur Folge.

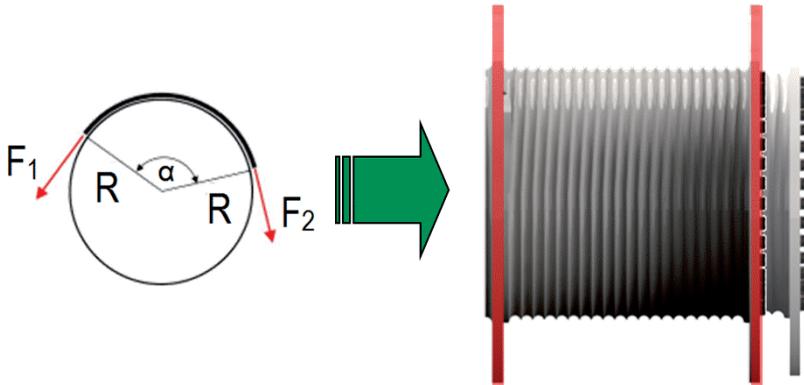
Die andersartige Querschnittsstabilität von Faserseilen führt zu mangelnder Formstabilität und damit zu einem schlechten Wickelergbnis. Weiterhin kommt es sowohl zu hohem Seilverschleiß als auch zu unkontrollierten Belastungszuständen an der Trommel.

Die verminderten Querelastizitätseigenschaften führen- singular betrachtet - an der Trommel zu einer Entlastung des Trommelmantels und zu einer höheren Belastung der Bordscheiben (Abbildung 9).



**Abbildung 9: Auswirkungen einer andersartigen Seilsteifigkeit auf Trommel und Bordscheiben**

Der geringere Haftreibungswert aufgrund des Einsatzes von Faserseilen führt zu einer höheren Belastung der Bordscheiben (Abbildung 10). Dies bewirkt eine höhere Dehnung des Trommelmantels in axialer Richtung. Eine unter Umständen zu erwartende Zunahme der Bordscheibenbelastung kann mit 10-20% quantifiziert werden.

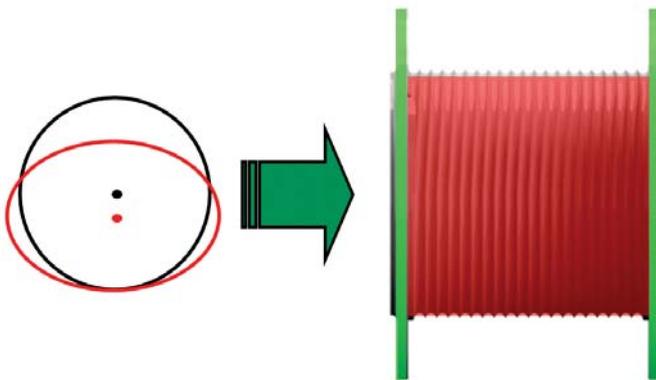


**Abbildung 10: Auswirkung des veränderten Reibwertes auf Bordschieben und Trommel**

Die Ovalisierung des Seils hat ebenfalls Einfluss auf den Trommelmantel und die Bordscheiben. Im Gegensatz zu den zuvor genannten Effekten ergibt sich hier jedoch eine höhere Belastung des Trommelmantels und eine Entlastung der Bordscheiben (Abbildung 11).

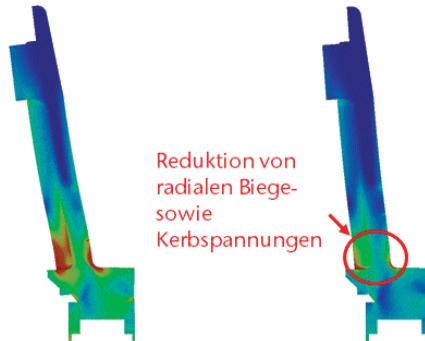
Die höhere Belastung des Trommelmantels resultiert aus den kleineren Wickelradien (vgl. Abbildung 7), da ein umgekehrt proportionaler Zusammenhang zwischen dem Wickelradius und dem Trommelmanteldruck besteht [3].

Die kleineren Wickelradien sind ebenfalls für die geringeren Bordscheibenlasten verantwortlich, da die Veränderung des Kraftangriffspunkts eine Verkürzung des Hebels verursacht.



**Abbildung 11: Veränderung der Belastungen aufgrund der Ovalisierung des Seils**

Die genannten Effekte Haftreibungsminderung und Wickelradienminimierung sind hinsichtlich ihrer Auswirkungen auf das Beanspruchungsszenario des Übergangsbereiches Trommelmantel – Bordscheibe gegenläufig. Im Rahmen der durchgeführten Untersuchungen konnte im Durchschnitt eine Verringerung der Belastung nachgewiesen werden (Abbildung 12).



**Abbildung 12: Biege- und Kerbspannung im Anschlussbereich Mantel – Bordscheibe**

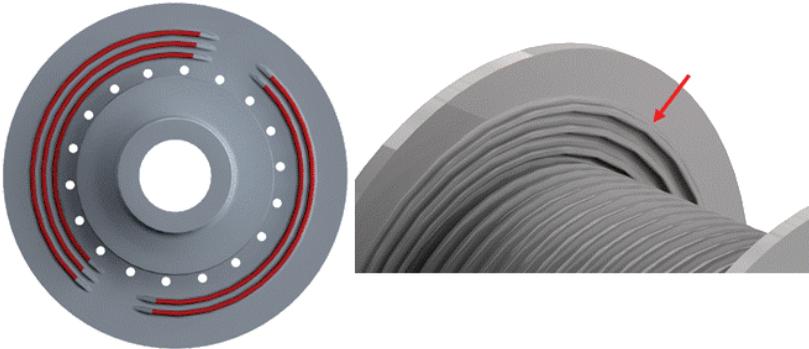
#### **4 Anpassung der Trommelkonstruktion**

Die Trommelkonstruktion wurde so angepasst, dass sie dem Faserseil die größtmögliche Unterstützung bietet (Abbildung 13). Ziel ist dabei die optimale Unterstützung des Seiles und des in der Mehrlagenwicklung entstehenden Seilpaketes [5]. Hierbei hat sich die Anpassung verschiedener konstruktiver Parameter als besonders zielführend herausgestellt.

Zum einen ist das Rillungssystem hinsichtlich der Eignung für Faserseile zu hinterfragen und ggf. anzupassen. Geometrische Parameter einer zielführenden Rillengestaltung können bspw. aus den Ovalisierungseigenschaften der verwendeten Faserseile abgeleitet werden.

Aufgrund der hohen Empfindlichkeit der Faserseile gegenüber scharfen Kanten und rauen Oberflächen ist zudem bei der Herstellung der Trommel eine hochwertige Feinbearbeitung oder sonstige Verfahren der Oberflächeneinstellung notwendig, um Schädigungen des Seils zu minimieren.

Ebenfalls ist dem Bedarf einer optimalen Abstützung des Wickelpaketes im Parallelbereich Rechnung zu tragen. Dies kann in Form von Auffüllkeilen geschehen, die ein stabiles Wickelpaket gewährleisten und das Abgleiten der Einzelwicklung in darunter liegenden Wickellagen wirksam vermeiden.



**Abbildung 13: Exemplarische Darstellung von Auffüllkeilen an Bordscheiben zur Unterstützung des Wickelpakets**

Die geometrische Unstetigkeit der zuvor beschriebenen Auffüllkeile bedingt Übergangsgeometrien zwischen den charakteristischen Bereichen einer Systemrillung (Abbildung 14). Diese führen das Seil in allen Lagen im Kreuzungsbereich. Dadurch kann ein spiralförmiger Seilaufstieg vermieden werden, der zu starkem Verschleiß des Seils führen würde. Zudem wird eine abrupte Änderung der Seilposition verhindert. Durch sie könnte es zum Überspringen von Wicklungen kommen, die ein Einschneiden der nächsten Lage in das Wickelpaket zur Folge hätte.



**Abbildung 14: Exemplarische Darstellung notwendiger Übergangsgeometrien zwischen Parallel und Kreuzungsbereich**

Grundsätzlich besteht die Schwierigkeit in der Abstimmung der genannten konstruktiven Parameter. Der Erstreckungsbereich von Rillungszonen, entsprechender Auffüllgeometrien sowie die Ausgestaltung von Rillungssystemen inkl. von Aufstiegsgeometrien bedingt detailliertes Kenntnis bzw. eine gezielte Einstellung der Verformungseigenschaften des spezifischen Faserseilderivates.

#### 4.1 Spulversuche

Das Wicklergebnis der beschriebenen Trommel wurde anhand von Versuchen überprüft. Als Vergleichsgrundlage dienten dazu Versuche, die mit derselben Seilkonstruktion durchgeführt wurden. Als Trommel kam dabei eine Trommel mit gängiger Rillung für Drahtseile zu Einsatz. Das Wickelbild zeigte verschiedene Wickelfehler (Abbildung 15). Es gab Wickellücken und es kam zum Einschneiden des Seils in untere Lagen.

#### **Abbildung 15: Unregelmäßigkeiten im Wickelbild des Faserseils auf einer Trommel für Drahtseile**

Mit der optimierten Trommel konnte hingegen ein über den ganzen Trommelmantel gutes Wicklergebnis erzielt werden (Abbildung 16). Auch in der 5. Wickellage legt sich das Seil sauber in den Wicklungen nebeneinander.



#### **Abbildung 16: Unregelmäßigkeiten im Wickelbild des Faserseils auf einer Trommel für Drahtseile**

#### 4.2 Feldversuch Bergwerk Rammelsberg

Neben den Versuchen auf dem Wickelprüfstand des IMW wurde im Rammelsberg Goslar (Forschungsbergwerk der TU Clausthal) ein Feldversuch durchgeführt. Dazu wurde an einem Versorgungsschacht mit einer Teufe von ca. 33 m eine bestehende pneumatisch angetriebene Winde (Abbildung 17) um die entwickelten Geometrien ergänzt. Mit Hilfe des Rapid Prototyping Verfahrens Fused Deposition Modelling wurden entsprechende Auflagen erstellt, die auf der Außenseite die Trommelabmes-

sungen aufwiesen und auf der Innenseite die beschriebenen geometrischen Anpassungen (Abbildung 18 links).

Die Wickelversuche wurden mit einem Testgewicht von 550 kg durchgeführt (Abbildung 18 rechts). An dem bestehenden System wurde ausschließlich die Trommeloberfläche verändert und das vorhandene Drahtseil durch ein 7 mm Faserseil ersetzt. Es ergaben sich folgende Versuchsbedingungen:

- 7 mm Dyneema® Faserseil,
- Seilzugkraft von 5,4 kN (ca. 10,5 % der MBK),
- Seilgeschwindigkeit ca. 19 m/min,
- D/d Verhältnis 26,4 entspricht  $k_q \approx 0,04$ .

Das Wickelbild beim Einsatz der optimierten Trommeloberfläche zeigte im Vergleich zur glatten Trommel ein deutlich besseres Ergebnis. Es konnte in weiten Bereichen ein geordnetes Wickelergebnis erzielt werden. Da der Seiltrieb jedoch in weiten Bereichen unverändert zum Einsatz kam, stellte sich im Randbereich der einen Bordscheibe ein weniger gutes Wickelergebnis ein. Dies konnte jedoch auf den vorhandenen Schrägzug des Seiltriebs zurückgeführt werden.

Insgesamt konnte die Eignung des Systems Faserseil – Seiltrommel gezeigt werden. Es bleibt jedoch noch Forschungsbedarf im Bereich der Einsatzbedingungen z.B. geänderte Reibwerte infolge von Feuchtigkeit oder Schmutz, Ablenkwinkel, etc., unter denen sich ein vollständig zufriedenstellendes Wickelergebnis erzielen lässt.



**Abbildung 17: Wartungsschacht im Rammelsberg Goslar (Forschungsbergwerk der TU Clausthal)**



**Abbildung 18: Seiltrommel mit faserseilspezifischen Anpassungen und Testgewicht im Schacht**

### **Zusammenfassung**

Durch die Substitution von Draht- durch Faserseile muss das System Seil – Seiltrommel an die veränderten Bedingungen angepasst werden.

Andere Eigenschaften zeigt das Faserseil insbesondere in der geringeren Quersteifigkeit und dem verringerten Haftreibungswert im Vergleich zu Drahtseilen. Der Haftreibungswert ist zudem auch abhängig von den Einsatzbedingungen des Seils. So zeigen sich Abhängigkeiten von der Seillängskraft und dem Querkraft- und somit D/d Verhältnis. Weiterhin ist beim Faserseil eine deutliche höhere Ovalisierung festzustellen.

Die beschriebenen andersartigen Eigenschaften von Faserseilen gegenüber konventionellen Drahtseilen bewirken ein verändertes Beanspruchungsszenario in den Teilkomponenten der Seiltrommel.

Im Rahmen des Verbundforschungsprojektes konnte sowohl auf dem Wickelprüfstand des Instituts für Maschinenwesen als auch im Feldversuch eine Eignung der entwickelten faserseilspezifischen Geometrien gezeigt werden. Durch die optimale Stützwirkung der Trommel konnte ein gutes Wickelbild sichergestellt werden.

Als weiterer Schritt der Forschungsarbeiten kann die Trommel hinsichtlich der veränderten Belastungen optimiert werden. Aufgrund der geringeren und anders gelagerten Belastungen besteht hier Potential für Leichtbau.

### **Literatur**

- [1] Innovatives Wickelsystem für Seile aus Synthesefasern, Abschlussbericht zum durch die AiF geförderten Verbundprojekt, 2015, Förderkennzeichen VP2515317US1.
- [2] Schulze, m.; Wächter m.; Innovatives Wickelsystem für Faserseile; Mitteilungen aus dem Institut für Maschinenwesen der Technischen Universität Clausthal 40 (2015), 17-28.

- [3] Dietz, P.: Ein Verfahren zur Berechnung ein-, und mehrlagig bewickelter Seiltrommeln; Dissertation, Technische Hochschule Darmstadt, Darmstadt, 1971.
- [4] Lohrengel, A.; Stahr, K.; Wächter, m.: Safe use of hoisting drums wound with multiple layers of wire, hybrid, fibre and/or large diameter ropes; Proceedings OIPEEC 2011 / 4th International Rope-days, College Station, Texas, 2011.
- [5] Lohrengel, A.; Schulze, m.; Stahr, K.; Wächter, m.: Innovative drum construction for multilayer winding with fibre ropes; Challenging rope applications; Proceedings of the OIPEEC Conference 2015, Dr. I.M.L. Ridge, Stuttgart, Germany, ISBN: 978-0-9552500-5-7.

**Martin Schulze, M.Sc.**

m.schulze@imw.tu-clausthal.de

**Dipl.-Ing. Konrad Stahr**

Konrad.Stahr@gustav-wolf.de

**Prof. Dr.-Ing. Armin Lohrengel**

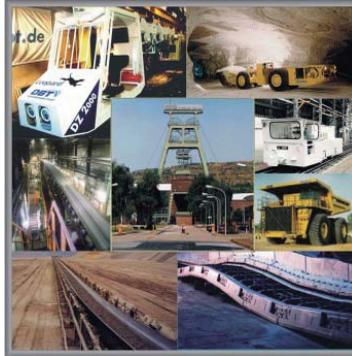
lohrengel@imw.tu-clausthal.de

TU Clausthal  
Fritz-Süchting-Institut für Maschinenwesen  
Robert-Koch-Straße 32  
38678 Clausthal-Zellerfeld

Gustav Wolf Seil- und Drahtwerke GmbH & Co. KG  
Sundernstraße 40  
33332 Gütersloh



## Chronik der Fachtagung



- |                         |  |
|-------------------------|--|
| 28. und 29. Januar 2004 | 1. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 25. und 26. Januar 2006 | 2. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 23. und 24. Januar 2008 | 3. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 27. und 28. Januar 2010 | 4. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 18. und 19. Januar 2012 | 5. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 22. und 23. Januar 2014 | 6. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 20. und 21. Januar 2016 | 7. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |