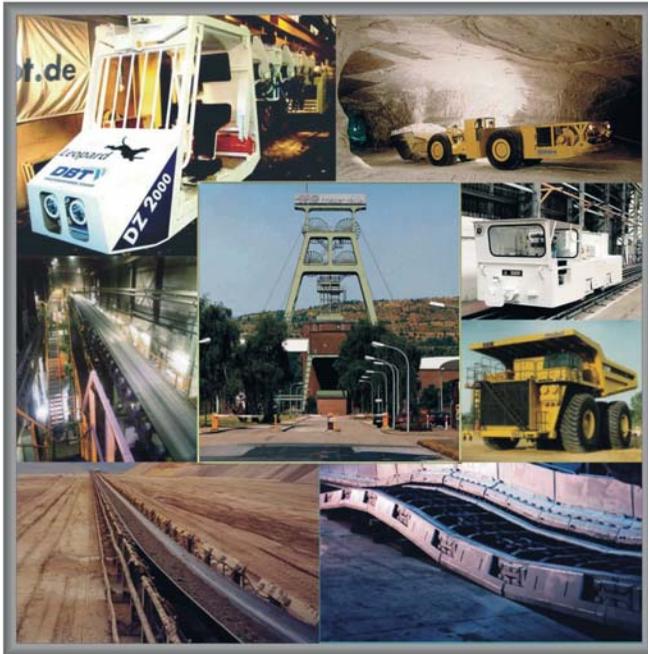


8. Kolloquium

Fördertechnik im Bergbau



Institut für Bergbau
Technische Universität Clausthal
31. Januar und 1. Februar 2018

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 2018

Herausgeber: Univ.-Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld
Organisation: Dipl.-Ing. Alexander Hutwalker
Redaktion: Jan Hußmann

Langefeld, O. (Hrsg.):
Fördertechnik im Bergbau
8. Kolloquium, TU Clausthal,
31. Januar und 1. Februar 2018

© Papierflieger Verlag GmbH, Clausthal-Zellerfeld, 2018
Telemannstraße 1, 38678 Clausthal-Zellerfeld
www.papierflieger-verlag.de

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

1. Auflage, Clausthal-Zellerfeld, 2018

ISBN 978-3-86948-621-5

© 2018 bei den Autoren der Beiträge. Für den Inhalt der Beiträge sind die Autoren verantwortlich. Der Herausgeber übernimmt keine Verantwortung für die Richtigkeit und Vollständigkeit der Angaben.

Inhaltsverzeichnis

Vorwort	VI
Univ.-Prof. Dr.-Ing. Oliver Langefeld	
Verzeichnis der Aussteller	IX
Verzeichnis der Werbeseiten	IX
Technikentwicklung in der Logistik der RAG	1
Prof. Dr. M. Junker RAG Mining Solutions	
Fördertechnik 4.0 - Rechtliche Fragen *	3
Prof. Dr. W. Frenz RWTH Aachen	
Entwicklungen in der Strebförderertechnik in den letzten 50 Jahren	13
Prof. Dr. U. Paschedag TH Georg Agricola zu Bochum	
Aktueller Stand der Technik und Zukunftsperspektiven untertägiger mobiler Lade- und Transport-Systeme aus Sicht von Betreibern und Herstellern	35
K.-H. Wennmohs M&R Consulting	
Batterieelektrisch hybrid angetriebenes Befahrungsfahrzeug für den Bergbau untertage	45
L. Hauschild, D. Plagemann, F.-J. Paus Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH	
Der Sandvik LH621, vom Hardrock Lader zur Hochleistungsmaschine im deutschen Salz- und Kalibergbau	55
A. Jakobs Sandvik Mining	
Herausforderungen an die Bewetterung durch neue Arbeitsplatzgrenzwerte	69
J. Kegenhoff Korfmann Lufttechnik GmbH	
Technikentwicklung in der Produktförderung der RAG	77
M. Lemke RAG Aktiengesellschaft	
Vergleich der Bandfördererauslegung nach DIN und CEMA Standards	79
A. Pahl, A. Hutwalker, Prof. Dr. O. Langefeld TU Clausthal	
Untersuchungen zur Wirkung von Kreisformabweichung und Exzentrizität auf das akustische und mechanische Laufverhalten von Tragrollen in Hochleistungsgurtt Förderanlagen	99
R. Schneider, T. Rieder, S. Henschler, J. Magister, Prof. Dr.-Ing. S. Simon, Prof. Dr.-Ing. P. Biegel BTU Cottbus-Senftenberg; Dr. D. Täschner Lausitz Energie Bergbau AG	
Simulation von Kreiselbrechern mit Hilfe gekoppelter DEM- und Maschinensimulation	111
Prof. Dr. A. Katterfeld, C. Richter Otto-von-Guericke Universität Magdeburg; H. Otto IBAF GmbH; Dr. P. Szczelina, E. Rossiter ThyssenKrupp Industrial Solutions GmbH	

Simulation von Fördergurten mittels der DEM	121
E. Fimbinger, Dr. M. Prenner Montanuniversität Leoben	
Aufbau eines Strömungsversuchsstandes und Durchführung von Versuchen zur Untersuchung von auftretenden Effekten bei der vertikalen Förderung von Feststoff-Wasser- Gemischen in einem Großversuchsstand über 136 m Höhe im Rahmen des europäischen Forschungsprojektes „Blue Mining“	135
T. Müller, Prof. Dr. H. Mischo TUBAF Freiberg; J. von Wijk IHC MTI B.V.	
Modernisierung der Transportlogistik in der Untertageverwertung Bernburg	153
T. Mersch, B. Groß esco - european salt company GmbH & Co.KG	
Weiterentwicklung erprobter Transport- und Einlagerungstechniken für wärmeentwickelnde hochradioaktive Abfälle im Zuge veränderter Sicherheitsanforderungen.....	161
Ph. Herold DBE Technology GmbH	
Methoden zur Inline-Stoffstromanalyse mittels Machine Learning.....	169
T. Wendel, T. Vraetz, Dr. R. Baltes, Univ.-Prof. Dr. K. Nienhaus RWTH Aachen	
Störungsfreier Kettenbetrieb durch sensorgestütztes Monitoring	179
Prof. Dr. G. Philipp Thiele GmbH & Co. KG	
Integration fördertechnischer Konzepte in leistungsfähige Streckenvortriebssysteme im Erz- und Tunnelbau.....	199
Dr. F. Bauer, C. Kuchinke HAZEMAG MINING GmbH	
Schachtfördersysteme für ein neues Bergwerk in Russland mit 2.000 m Fahrweg.....	207
K. Hofmann SIEMAG-TECBERG GmbH	
Der Weg zum Schein - Explosionsschutztechnische Prüfungen und Zertifizierung an einem Dieselmotor für den Einsatz in Arbeitsgeräten im untertägigen Bergbau	217
U. Liebscher IBExU Institut für Sicherheitstechnik GmbH	
Scooptram ST7 Battery, emissionsfreies Laden im Bergbau	219
A. Matthäus, A. Baki Epiroc Deutschland GmbH	
Hydrostatik unter extremen Bedingungen – der Großlader LF - 21H.....	227
Dr. F. Straßburger GHH Fahrzeuge GmbH	
Chronik der Fachtagung.....	235

Vorwort

Sehr geehrte Damen und Herren, liebe Gäste in Clausthal,

Das Kolloquium Fördertechnik im Bergbau findet in diesem Winter zum achten Mal statt und das Interesse bei unserem bergmännischen und fördertechnischen Fachpublikum ist wieder sehr groß. Wir sind froh erneut hervorragende und interessante Vorträge zu verschiedenen fördertechnischen Themen und aus unterschiedlichen Branchen präsentieren zu können.



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

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. Das ist Networking auf hohem Niveau und zu günstigen Preisen.

Das Jahr 2018 ist für den deutschen Bergbau ein besonderes. Nach über 150 Jahren nennenswerter Förderung und einem Höhepunkt 1956 mit rund 150 Mio. t Steinkohle und über 500.000 Beschäftigten schließt der Steinkohlenbergbau in Deutschland nun endgültig. Die letzten Tonnen Steinkohle werden auf Prosper-Haniel und in Ibbenbüren im Dezember dieses Jahres gefördert. Das ist ein Anlass auf diesem Kolloquium das Augenmerk noch einmal auf die Steinkohle zu richten. Die RAG, die vor 50 Jahren gegründet wurde, hatte den Auftrag den Steinkohlenbergbau zu konzentrieren und abzuwickeln. Trotzdem wurden in dieser Zeit erhebliche Erfindungen und Entwicklungen durchgeführt. Die fördertechnischen Errungenschaften sollen auf diesem Kolloquium angesprochen werden.

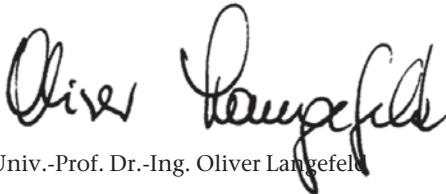
Die TU Clausthal steht im Wintersemester 2017/18 mit dem englischsprachigen Masterstudiengang „Mining Engineering“ im dritten Jahr. Eingeschrieben sind 71 Studierende aus 16 Ländern. Der Ausländeranteil beträgt 80 %. Die bisherigen Absolventen haben zu einem großen Teil in Deutschland eine Arbeit gefunden. Mit diesem Studiengang verbessert die TU Clausthal ihre Internationalität und stellt dem deutschen Arbeitsmarkt gute, internationale Bergbauingenieure zur Verfügung und verstärkt damit die deutsche Wirtschaftskraft.

Ein solches Kolloquium trägt nicht zuletzt auch dazu bei, den Studenten 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 Studenten von besonderem Interesse. Nutzen Sie bitte diese Chance.

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, flowing style. The first name "Oliver" is written in a larger, more prominent script, while "Langefeld" follows in a similar but slightly smaller and more compact script.

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

DAS KÖNNTE IHNEN SO PASSEN!

Bei HeidelbergCement ist alles eine Nummer größer. Aber wir geben Ihnen die Möglichkeit, in Ihre Aufgaben hineinzuwachsen. Sie sind bereit Dinge anzupacken, eigenständig Ideen zu entwickeln, früh Verantwortung zu übernehmen?



Dann passen Sie in unser Team. Lernen wir uns kennen. So schnell wie möglich.



www.heidelbergcement.com

HEIDELBERGCEMENT

Vorankündigung

21. Kolloquium

Bohr- und Sprengtechnik



Erste Anwendung der Sprengarbeit im Oberharz
1632

30. & 31. Januar 2019
Clausthal-Zellerfeld

ECHT. STARK. GRÜN.

Verzeichnis der Aussteller

Bergbauwerkzeuge Schmalkalden GmbH & Co. KG
ContiTech Transportbandsysteme GmbH
Epiroc Deutschland GmbH
Gesellschaft der Metallurgen und Bergleute e.V.
HAZEMAG & EPR GmbH
IBAF - Institut für Baumaschinen, Antriebs- und Fördertechnik GmbH
Kiepe Electric GmbH
Minetronics GmbH
Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH
ScrapeTec-Trading GmbH
Verband Deutscher Maschinen- und Anlagenbau e.V.
Vermeer Deutschland GmbH
Westfälische Drahtindustrie GmbH

Verzeichnis der Werbeseiten

HeidelbergCement	VIII
HAZEMAG & EPR GmbH	34
Brandenburgische Technische Universität Cottbus-Senftenberg	98
Becorit GmbH	152
S-I-B & S-I-T	178
ROSEN	205

Technikentwicklung in der Logistik der RAG

Prof. Dr. M. Junker

RAG Mining Solutions

Am 27. November 1968 wurde für einen der bedeutendsten Industriezweige der jungen Bundesrepublik Deutschland Geschichte geschrieben – es war der Tag der Gründung der Ruhrkohle AG (RAG) als zukünftiger Gesamtgesellschaft des Steinkohlenbergbaus unter Beteiligung von vorerst 26 Unternehmen des Ruhrbergbaus.

Nach der Unterzeichnung des Grundvertrags zwischen der Bundesrepublik Deutschland, den Bergbau-Altgesellschaften und der Ruhrkohle AG im Juli 1969 wurden vier Monate später sieben betriebsführende Bergbau-Aktiengesellschaften unter dem Dach der Ruhrkohle AG gegründet. Zum Unternehmen gehörten somit zunächst 52 Bergwerke, 29 Kokereien und fünf Brikettfabriken mit zusammen rund 186.000 Beschäftigten. Mit diesem Schritt wurde der traditionsreiche Steinkohlenbergbau an der Ruhr neu geordnet und für die Zukunft aufgestellt.

Aufgrund der besonderen Verhältnisse der Lagerstätte des deutschen Steinkohlenbergbaus ist es nicht verwunderlich, dass besonders im Ruhrbergbau - aber auch in den Kohlenrevieren der Saar, Ibbenbürens und in Aachen - Verfahren und Techniken zur Gewinnung der Kohle entwickelt wurden, die heute weltweit zum Einsatz kommen.

Mit der Gründung der Ruhrkohle AG begann aber auch ein politisch begleiteter, beispielloser Konzentrationsprozess in der deutschen Industriegeschichte, der dazu führte, dass ab dem Jahr 1998 mit Gründung der Deutschen Steinkohle AG (DSK) unter dem Dach der RAG nur noch ein Steinkohlenproduzent in Deutschland verblieb. Auch in dieser letzten Phase der Steinkohlenförderung in Deutschland, die im Jahr 2018, dem 50. Jahrestag der Gründung der RAG ihr Ende findet, kam es zu bedeutsamen technischen Entwicklungen, die noch heute im Weltbergbau Stand der Technik sind.

Um das in den letzten 50 Jahren erlangte Know-how des deutschen Steinkohlenbergbaus nachhaltig zu sichern, erarbeitet die RAG derzeit eine Buchreihe zur „Dokumentation der technischen Entwicklung bei RAG“. Es soll dem Techniker darüber hinaus als Impulsgeber für zukünftige technische Entwicklungen dienen.

Das gesamte Kompendium besteht nach derzeitigem Stand aus folgenden Einzelbänden in sukzessiver Erscheinungsweise:

- Buch 1: Technikentwicklung und Forschung der RAG
- Buch 2: Technikentwicklung im Abbau
- Buch 3: Technikentwicklung in der Vorleistung
- Buch 4: Technikentwicklung in der Logistik
- Buch 5: Technikentwicklung in der Grubensicherheit (Band 1 und 2)
- Buch 6: Management- und Bildungssysteme für technische Prozesse
- Buch 7: Entwicklung des Markscheidewesens in der RAG – Planung und Gewinnung
- Buch 8: Entwicklung des Markscheidewesens in der RAG – Auswirkungen und Bergbaufolgen

Im Buch 4 werden die Entwicklungen der vergangenen fünf Jahrzehnte aus dem Bereich „Logistik“ dargestellt. Die Logistik unter Tage wurde durch die flächige Entwicklung des Steinkohlenbergbaus, z.B. durch Anschluss- oder Verbundbergwerke und die Zunahme der Gewinnungsteufe vor erhebliche Herausforderungen gestellt. Nicht zuletzt die deutliche Zunahme der zu transportierenden Gewichte machte entsprechende Sicherheitskonzepte erforderlich. Bis heute nimmt die RAG auf dem Gebiet der Arbeitssicherheit und des Gesundheitsschutzes einen im internationalen Vergleich mit anderen Bergbautreibenden, aber auch innerhalb der deutschen Industrie herausragenden Platz ein.

Die beiden Vorträge geben einen Einblick über die Technikentwicklung in der Logistik der RAG allgemein und im Bereich der Produktförderung im speziellen.

Prof. Dr. Martin Junker
martin.junker@ragms.com

RAG Mining Solutions GmbH
Shamrockring 1
44623 Herne

Fördertechnik 4.0 - Rechtliche Fragen *

Prof. Dr. W. Frenz

RWTH Aachen

* Der Beitrag wurde aus einem Beitrag in der World of Metallurgy 2016, 104 und einem ausführlicheren Aufsatz in WRP 2016, 671 fortentwickelt.

1 Industrie 4.0 in der Fördertechnik

Der Beitrag von Junker zeichnete die Entwicklung der Fördertechnik in der Logistik der RAG nach, Clausen behandelte gerade die aktuelle Schwerpunktthematik in diesem Bereich. Eines der am intensivsten in der bergbaulichen Fördertechnik diskutierten Themen ist Industrie 4.0, branchenmäßig angepasst Bergbau 4.0 bzw. smart mining, hier spezifisch beleuchtet für die Fördertechnik. Praktisch jedes – auch kleine und mittlere – Unternehmen muss Industrie 4.0 in seine Abläufe integrieren und seinen Bedürfnissen anpassen, um wettbewerbsfähig zu bleiben. Die Digitalisierung bringt nach dem Präsidenten der Fraunhofer-Gesellschaft eine vierte industrielle Revolution durch eine horizontale Vernetzung der Wirtschaft: Durch die Zusammenarbeit bisher unverbundener Branchen in ganz neuen Beziehungen erwachsen gänzlich neue Geschäftsmodelle, so etwa durch die Übergabe der Daten mit Kundenwünschen direkt an die Produktion, sodass darüber individuelle Produkte hergestellt werden können (FAZ Nr. 222 v. 24.9.2015, S. 22). Weiter geht es um die Vernetzung vertikaler Prozesse. Daraus erwachsen enorme Einsparpotenziale. Es geht um die Neugestaltung der realen physischen Welt zwischen Menschen, Maschinen, Prozessen und Produkten. Nach der Einschätzung des VDMA wird es möglich sein, individualisierte Produkte zu Kosten der Massenproduktion mit weniger Ressourcen zu produzieren (VDMA, Industrie 4.0: Chance für Europa, 10-Punkte-Plan für die Umsetzung von Industrie 4.0 in Europa von Februar 2015).

Spezifisch in der Fördertechnik wird Industrie 4.0 ablaufbezogen eingesetzt, so zur besseren Auslastung, zur Steuerung von Beständen, zum Gegensteuern, wenn die Fertigung nicht nach Plan läuft, generell zur Verbesserung von Geschäftsprozessen im Hinblick auf eine verbundene Logistik, das Energiemanagement, die Anlagenverbindung, die Verbindung von Herstellern und Anwendern, von Fahrzeugen sowie von Gebäuden und Maschinen. Weiter geht es um Prozessinnovationen durch connected people (Warnungen zum CO2-Gehalt etc.). Spezifisch die von SAP angebotene Plattform mine planning will den Planungszyklus reduzieren und ihn besser an den Markt anpassen (Georg Gradl, Global Head SAP for Mining & Metals, Energy & Resources Industries auf dem Forum Bergbau 4.0 am 14.11.2017 in Aachen).

Sofern diese Entwicklungen firmenintern erfolgen, gibt es naturgemäß keine Schwierigkeiten mit dem Wettbewerbsrecht. Jedes Unternehmen darf sich fortentwickeln, um sich für den Wettbewerb möglichst gut aufzustellen. Bringt ein Unternehmen die Digitalisierung für sich voran, hat es aber gleichfalls mit Schwierigkeiten im Hinblick auf die Datensicherheit zu kämpfen. Sie wird daher zu Beginn behandelt (II.). Zu diesem Thema, aber auch zu anderen Problemen bei der Implementierung von Bergbau 4.0 werden sich Unternehmensvertreter austauschen – so auch auf Konferenzen wie der hiesigen. Ist dies ohne rechtliche Gefahren möglich (III.)? Weitergehend werden Unternehmen kooperieren wollen. Erfolgt dies innerhalb der Branche und damit horizontal, ergeben sich dafür strengere wettbewerbsrechtliche Grenzen als vertikal (IV). Auch ein allzu intensiver Austausch zwischen Branchenverbänden kann problematisch sein, ebenso Absprachen und Regelsetzungen. Umgekehrt kann sich ein Anspruch von Bergbauunternehmen ergeben, Zugang zu Software und Cloud zu erhalten, wenn sie darauf für die Fortentwicklung der Digitalisierung in ihrem Betrieb angewiesen sind. Das gilt dann, wenn dieser Zugang von einem marktbeherrschenden Unternehmen kontrolliert wird. Dafür steht der Fall Microsoft (EuG, Urt. v. 17.9.2007 – Rs. T-201/04, ECLI:EU:T:2007:289 – Microsoft/Kommission) Pate (V). Sind solchermaßen verschiedene Unternehmen beteiligt, stellt sich noch die Frage: Wem gehören die Daten (VI.)?

2 Datenschutz und –sicherheit

Jedenfalls sind viele Daten im Spiel. Auf EU-Ebene steht aber nicht die Datensicherheit im Vordergrund, sondern der Datenschutz. Dieser ist wie ein Paukenschlag durch das Urteil Schrems (EuGH, Urt. v. 6.10.2015 – Rs. C-362/14, ECLI:EU:C:2015:650, Rn. 38 ff.) auch international ins Blickfeld getreten. Diese Entscheidung betraf die Weiterleitung von Daten in die USA. Vergleichbar dazu ist es denkbar, dass Anbieter von Plattformen für Industrie 4.0 die bei deren Nutzung in anderen Unternehmen entstehenden und verarbeiteten Daten verfolgen, speichern und in die USA weiterleiten. Für personenbezogene Daten hat der EuGH eine nicht jeden Einzelfall prüfende Weiterleitung auf der Basis des von der Kommission geschlossenen Safe-Harbor-Abkommens untersagt.

Die vom EuGH bemühten Grundrechte nach Art. 7 und 8 EGRC beziehen sich auf die persönliche Integrität bzw. den Schutz personenbezogener Daten; Einschränkungen sind „auf das absolut Notwendige zu beschränken“ (EuGH, Urt. v. 21.12.2016 –Rs. C-203/15 u. C-698/15, ECLI:EU:C:2016:970 – Tele 2 Sverige; bereits Urt. v. 8.4.2014 – Rs. C-293/12, ECLI:EU:C:2014:238 Rn. 52 ff. – Digital Rights Ireland). Unternehmensdaten werden indes über die Wirtschaftsgrundrechte und damit die Unternehmensfreiheit sowie die Eigentumsfreiheit (intellectual property) abgesichert (abgeschwächt nach EuGH, Urt. v. 9.11.2010 – Rs. C-92 u. 93/09, ECLI:EU:2010:662 – Schecke und Eifert). Auch diese müssen gewahrt bleiben. Deshalb müssen auch insoweit überragende

Gemeinschaftsgüter benannt werden können, damit Unternehmensdaten gespeichert und weitergeleitet werden können.

Umgekehrt wird indes der Industriespionage Tür und Tor geöffnet, wenn eine Speicherung und Weiterleitung von Daten durch Anbieter von Plattformen für Industrie 4.0 ungehindert möglich ist. Eine solche Ausspähung muss zum Schutz des unternehmerischen Eigentums ausgeschlossen sein. International sind Vorkehrungen gegen Cyber-Angriffe zu treffen.

Für die EU-Ebene will die Kommission in der NIS-Richtlinie (RICHTLINIE (EU) 2016/1148 des Europäischen Parlaments und des Rates 6. Juli 2016 über Maßnahmen zur Gewährleistung eines hohen gemeinsamen Sicherheitsniveaus von Netz- und Informationssystemen in der Union) einheitliche Mindeststandards herstellen. Die Mitgliedstaaten müssen jedenfalls in genereller Konvergenz mit dieser Richtlinie dafür sorgen, eine hohe Netz- und Informationssicherheit in ihrem jeweiligen Hoheitsgebiet zu gewährleisten. Mit diesem Ziel haben auch Unternehmen geeignete und angemessene Maßnahmen zu ergreifen.

Einen verbesserten Schutz der Netze vor Hacker-Angriffen gewährleistet bereits das in Deutschland am 25.7.2015 in Kraft getretene IT-Sicherheitsgesetz. Dabei sind ebenfalls vor allem unternehmerische Eigenanstrengungen gefordert. Diese gilt es staatlich besser zu flankieren – so auch durch konsequentes Verbot und Verfolgen von Wirtschaftsspionage. Der Schwerpunkt der EU-DatenschutzgrundVO (DS-GVO, in Kraft ab 25.5.2018) liegt im Schutz vor dem Zugriff auf und der Verarbeitung von persönlichen Daten. So dürfen personenbezogene Daten im Hinblick auf den verfolgten Zweck nur so wenig wie möglich verarbeitet werden (Grundsatz der Datenminimierung, Art. 5 Abs. 1 lit. c DS-GVO); die Identifizierung darf nicht länger möglich sein, als für die Verarbeitungszwecke erforderlich (Grundsatz der Speicherbegrenzung, Art. 5 Abs. 1 lit. c) DS-GVO). Zur Sicherung dieser Prinzipien sind geeignete technische und organisatorische Maßnahmen zu ergreifen (Art. 25 DS-GVO; Paal/Hennemann, NJW 2017, 1697, 1700).

3 Notwendiger Informationsaustausch und Regelsetzung

3.1 Zwischen Unternehmen

Zugleich haben Unternehmen das Bedürfnis, sich wegen der Probleme mit Industrie 4.0 auszutauschen. Wettbewerbsrechtlich ist der Informationsaustausch von Unternehmen insofern schon bereits seit Langem eine besondere Herausforderung, als dadurch die für den Wettbewerb typische Ungewissheit der Ausgangsbedingungen und Planungen miteinander konkurrierender Unternehmen und damit die Unabhängigkeit des Verhaltens auf dem Markt verloren gehen kann. Ist dies der Fall, kann sich der Informationsaustausch nur

auf solche Daten beziehen, welche der Konkurrenz schon bekannt sind bzw. deren Kenntnis keine Wettbewerbsbarrieren einreißt. Dazu kann ein rein technischer, abstrakter Sachaustausch gehören, nicht aber das Offenlegen von strategischen Zielen, aktuellen marktrelevanten Entwicklungen und von Preisen. Bergbau 4.0 bildet keinen hinreichenden Ansatzpunkt, damit konkurrierende Unternehmen ihre Interna austauschen und so die Ungewissheit am Markt beseitigen, die einen gesunden Wettbewerb kennzeichnet. Dabei ist es gleichgültig, wo dieser Informationsaustausch stattfindet – bei einem offiziellen Treffen oder am Rande einer Konferenz beim Bier (näher bereits Frenz, World of Metallurgy – Erzmetall 2015, 186 ff.). Je enger der Markt ist, desto stärker sind die Restriktionen. Das ist anders bei einem ausdifferenzierten Markt, bei dem auch eher ein Austausch sensiblerer Informationen erfolgen kann.

Bei einem Informationsaustausch zwischen Unternehmen, die im Handelsaustausch stehen, gehört dieser ggf. schon zum konkreten Auftrag – namentlich, wenn eine Fremdfirma im Bereich der Digitalisierung tätig wird. Dabei besteht regelmäßig auch keine Konkurrenzsituation, so dass die Gefahren für den Wettbewerb wesentlich geringer sind.

3.2 Im Rahmen von Unternehmensvereinigungen

In der Pflicht sind auch Unternehmensvereinigungen, wie der EuGH erst am 14.11.2017 (Rs. C-671/15, ECLI:EU:C:2017:860 – APVE u.a.) im Agrarbereich entschieden hat. Zwischen mehreren landwirtschaftlichen Erzeugerorganisationen bzw. Vereinigungen von Erzeugerorganisationen getroffene Absprachen über Preise und Mengen können ein Kartell im Sinne des Wettbewerbsrechts darstellen. Erfolgen solche Absprachen innerhalb derselben Organisation, ist dies allenfalls dann wettbewerbskonform, wenn sie den Zielen, mit denen die Organisation beziehungsweise Vereinigung betraut ist, dienen und insoweit verhältnismäßig sind. Dies betraf aber die speziellen Zielsetzungen der Agarpolitik, für deren Durchführung Vereinigungen staatlich ordnungsgemäß anerkannt werden können. Der Bergbau ist nicht „vergemeinschaftet“ und kann daher nicht den Austausch strategischer Informationen, Absprachen über die auf den Markt gebrachten Mengen landwirtschaftlicher Erzeugnisse und die Koordinierung der Preispolitik der einzelnen Erzeuger legitimieren. Dies ist nach dem EuGH trotz Vergemeinschaftung nicht zwischen verschiedenen Erzeugerorganisationen möglich, sondern nur in deren Binnenbereich und damit in ihrem Rahmen zwischen den Mitgliedern.

Eine Aufgabe von Verbänden im Bergbau ist etwa die Regel- und Standardsetzung, zu der auch ein Austausch der Mitglieder erforderlich ist. Hier gilt es, alle Unternehmen einzubeziehen, damit keine Wettbewerbsverfälschung erfolgt.

4 Unternehmenskooperation

Um anspruchsvolle Ziele mit hohen Aufwendungen für Bergbau 4.0 zu erreichen, kann nicht nur ein Informationsaustausch notwendig sein, sondern eine Kooperation auch von Konkurrenten. Der Wettbewerb wird dabei dann nicht ausgeschaltet, wenn die Kooperation lediglich temporär erfolgt. Konkretisiert wurden diese Grundsätze in Art. 4 Abs. 1 VO (EU) Nr. 1217/2010. Dieser begrenzt Kunden- und Vertriebsbeschränkungen auf sieben Jahre, wobei der Marktanteil nicht über 25 % liegen darf; jedenfalls so lange ergibt sich eine weitere Verlängerung nach Art. 4 Abs. 3 VO (EU) Nr. 1217/2010. Damit kann eine Exklusivlizenz für die Erfinder einer technischen Entwicklung, welche andere Anbieter vom Markt ausschließt, bis zum Erfolgen einer adäquaten Verwertung und damit einer Amortisierung der Entwicklungskosten zulässig sein.

Dabei ist es weniger problematisch, wenn kleinere Unternehmen ohne signifikante Marktanteile zusammenarbeiten. Handelt es sich hingegen um große Unternehmen, können solche Kooperationen den Wettbewerb stärker beeinträchtigen, zumal wenn sie den Nukleus in sich tragen, dass dadurch eine marktbeherrschende Stellung durch mehrere Unternehmen entsteht. Dafür genügt eine Unternehmenskooperation selbst faktischer Art, sofern nach außen ein Auftreten als kollektive Einheit erfolgt (EuG, Urt. v. 26.1.2005 – Rs. T-193/02, ECLI:EU:C:2005:22, Rn. 113 – Laurent Piau). Erwachsen daraus neue Produkte oder Produktionsmethoden oder können auch nur Kundenwünsche besser und rascher erfüllt werden, kommt eine Rechtfertigung in Betracht. Art. 101 Abs. 3 AEUV ermöglicht Freistellungen vom Kartellverbot für die Verbesserung der Warenerzeugung und -verteilung – wozu gerade auch eine Kostenersparnis gehört – sowie für die Förderung des technischen oder wirtschaftlichen Fortschritts, vorausgesetzt, diese Ziele lassen sich nur gemeinsam erreichen und der Wettbewerb als solcher bleibt erhalten.

Problematisch bei kleineren Unternehmen ist allerdings, wenn aus mehreren Anbietern einer mit näheren Informationen von den potenziellen Kunden versorgt wird und dadurch eine Kooperation entsteht, die einen Anbieter mit einer Gruppe von Kunden zusammenarbeiten und durch seinen Informationsvorsprung die anderen Anbieter praktisch aus dem Markt verdrängen lässt. Dabei kann auch ein Kundenkartell dergestalt entstehen, dass sich die Kunden zusammenschließen, um ihrerseits die Wettbewerbsbedingungen für den Anbieter zu diktieren. Eine Zusammenarbeit von Unternehmen derselben Ebene ist tendenziell problematischer als eine solche zwischen Unternehmen aus verschiedenen Ebenen und damit etwa zwischen Anbietern und Kunden: Einer der Beteiligten muss dann eine hinreichende Marktmacht haben.

5 Zugang zu Software und Cloud

5.1 Zugangsanspruch

Grundlegend für die meisten Unternehmen ist die Zugänglichkeit zu Softwareanbietern und zur Cloud, um Systeme für den eigenen Betrieb entwickeln zu können. Dabei werden sich rasch Marktführer herauskristalisieren, mit deren Hilfe kleinere und selbst große Unternehmen Bergbau 4.0 erst realisieren können und wollen. SAP verweist darauf, dass 90 % der größten 10 Kupferbergbaubetriebe und 17 der 20 Topbergbaukonzerne SAP-Lösungen nutzen. 67 % der Bergbaubetriebe sind SAP-Kunden (Georg Gradl, Global Head SAP for Mining & Metals, Energy & Resources Industries auf dem Forum Bergbau 4.0 am 14.11.2017 in Aachen). Der Zugang zu einer Cloud kann gleichfalls in wenigen Händen liegen. Die Erlangung, Fortentwicklung und Verteidigung einer marktbeherrschenden Stellung mit legalen Mitteln ist dabei kein Verstoß gegen das Missbrauchsverbot des Art. 102 AEUV, wohl aber deren missbräuchliche Ausnutzung, wozu auch eine ungerechtfertigte Lieferverweigerung gehört.

Zwar können auch marktbeherrschende Unternehmen ihre Geschäftspartner grundsätzlich frei wählen. Deshalb müssen außergewöhnliche Umstände hinzutreten, damit durch eine Zugangsverweigerung ein Verstoß gegen das Missbrauchsverbot vorliegen kann. Spezifisch für die Ausübung eines Rechts des geistigen Eigentums, welches auch die Nutzung, Weiterverbreitung und Öffnung einer Plattform für Industrie 4.0 umfassen kann, verlangt das EuG, dass durch die Leistungsverweigerung das Auftreten eines neuen Produkts verhindert wird, nach dem eine potenzielle Nachfrage der Verbraucher besteht; dabei genügt entsprechend dem Wortlaut von Art. 102 S. 2 lit. b) AEUV schon die Einschränkung einer technischen Entwicklung (EuG, Urt. v. 17.9.2007 – Rs. T-201/04, ECLI:EU:T:2007:289, Rn. 593, 647 f. – Microsoft I auch zum Folgenden).

Wie eingangs deutlich wurde, besteht Fördertechnik 4.0 bzw. smart mining gerade in der Vernetzung und Verbindung von Herstellungsprozessen. Diese technische Entwicklung wird ausgeschlossen, wenn kein Zugang zu einer Software bzw. Cloud besteht, über welche das betroffene Unternehmen smart mining etablieren und fortentwickeln kann. Damit ist auch die weitere Bedingung für einen missbräuchlichen Gebrauch einer marktbeherrschenden Stellung erfüllt, dass durch die Zugangsverweigerung Folgeentwicklungen ausgeschlossen werden, die nur mit Zutritt zu einem bestimmten Betriebssystem möglich sind.

5.2 Keine objektive Rechtfertigung für Verweigerung

Eine objektive Rechtfertigung, welche einen Verstoß gegen das Missbrauchsverbot hindern kann, kommt nicht in Betracht. Die Grundlagen für die Entwicklung von Bergbau 4.0 bilden praktisch die Basis eines für die Industrie im internationalen Wettbewerb überlebensnotwendigen Fortschritts und damit auch eine Grundlage, den Wettbewerb in der davon betroffenen Industrie in Frage stellen;

Effizienzvorteile für den Verbraucher sind durch eine Lieferverweigerung nicht ersichtlich, ebenso keine unabdingbaren Gesichtspunkte für die Anbieter, die etwa in einem notwendig ganzheitlichen Design bestehen könnten (s. EuG-Präsident, Rs. T-201/04 R 2, Rn. 44 – Microsoft I). Vielmehr ist von vornherein klar, dass es sich bei der Software bzw. bei der Cloud für Bergbau 4.0 nur um ein Basiselement handelt, welches an die individuellen Bedürfnisse jedes Unternehmens angepasst werden muss. Dies bedeutet, dass jedes Unternehmen Zugang zu der passenden Software sowie zu einer Cloud haben muss.

5.3 Angemessene Vergütung

Das marktbeherrschende Unternehmen darf allerdings eine Vergütung verlangen. Sie muss sich daran orientieren, inwieweit die angebotene Leistung eine Neuheit bildet bzw. informativen Charakter hat und damit einen Fortschritt verkörpert. Allerdings müssen die geforderten Sätze auch im sonstigen Geschäftsverkehr und damit für vergleichbare Technologien üblich sein (EuG, Urt. v. 27.6.2012 - Rs. T-167/08, ECLI:EU:T:2012:323, Rn. 143 ff. – Microsoft II). Wird nichts bezahlt und einfach genutzt, muss noch nachträglich ein Lizenzvertrag zu angemessenen Bedingungen geschlossen werden. Der Patentinhaber kann – entgegen dem BGH (Kartellsenat, BGHZ 180, 312 – Orange-Book-Standard) – nicht einfach auf Unterlassung klagen, sondern muss zunächst ein konkretes schriftliches Lizenzangebot unterbreiten sowie vor allem die Lizenzgebühr einschließlich der Art und Weise ihrer Berechnung angeben. Darauf muss dann das auf das Patent angewiesene Unternehmen sofort reagieren, indem es das Angebot zu den angemessenen Bedingungen annimmt oder aber sogleich ein konkretes Gegenangebot macht, welches aus seiner Sicht mit diesen Bedingungen korrespondiert (EuGH, Urt. v. 16.7.2015 - Rs. C-170/13, ECLI:EU:C:2015:477, Rn. 63 ff. – Huawei Technologies).

6 Eigentum an den Daten

Wenn solchermaßen andere Unternehmen einbezogen sind, stellt sich die Frage: Wem gehören die Daten? Bisher fehlt eine gesetzliche Regelung, so dass nur Anhaltspunkte in den Blick genommen werden können. Um Unsicherheiten zu vermeiden, empfiehlt sich eine klare vertragliche Regelung. Im Übrigen ist nach sachen- und urheberrechtlichen Wertungen darauf abzustellen, wer die Daten geliefert hat und wie stark diese durch die Einpassung in die Fördertechnik 4.0 verändert wurden. Dominiert diese Verarbeitung, gehören die Daten dem Softwareunternehmen bzw. der sonst diese Daten modifizierenden Firma.

So sieht § 950 BGB einen Eigentumserwerb zugunsten desjenigen vor, der durch Verarbeitung oder Umbildung eines oder mehrerer Stoffe eine neue bewegliche Sache herstellt. Das ist schon beim Erzielen einer erhöhten Bearbeitungsstufe der Fall (OLG Stuttgart, NJW 2001, 2889). Eine solche Stufe wird beim Erarbeiten einer umfassenden Digitalisierungslösung regelmäßig erreicht, in die unternehmerische

Rohdaten eingehen. Das korrespondiert mit der Sampling-Entscheidung des Bundesverfassungsgerichts (BVerfG, Urt. v. 31.5.2016 – 1 BvR 1585/13) zum Urheberrecht, die in weitem Umfang eine Fortentwicklung vorhandener Elemente im Rahmen eines Kunstwerks gestattete. Generell besteht ein urheberrechtlich geschütztes und damit dessen Schöpfer zugehöriges Werk nur, wenn es durch den menschlichen Geist geprägt ist und die Persönlichkeit des Urhebers widerspiegelt (Bullinger, in: Wandtke/Bullinger, UrhR, 4. Aufl. 2014, § 2 Rn. 21 f.; Schulze, in: Dreier/Schulze, UrhG, 5. Aufl. 2015, § 2 Rn. 16 und 18 auch für das Folgende). Das Werk nach § 2 UrhG muss mithin nicht nur anders sein als das Bisherige, sondern darüber hinausgehen und sich nicht im bloß Routinemäßigen erschöpfen. Erforderlich ist ein individuelles Ergebnis, also etwas Neues. Die Individualität drückt sich letztlich darin aus, dass etwas noch nicht Dagewesenes geschaffen wurde; nur dann liegt eine urheberrechtlich geschützte Schöpfung vor.

Werden hingegen nur Abläufe angepasst, ist dies zu verneinen. Selbst der Einbau eines Motors in ein Fördergerät lässt dessen Eigentum nicht übergehen (OLG Köln, NJW 1991, 2570). Bei bloßen Anpassungen ohne grundlegende Umstellung des ganzen Unternehmensprozesses verbleibt die Verfügungsgewalt über die Daten also beim beauftragenden Unternehmen. Aus diesem Auftrag kann ggf. ableitbar sein, dass der Auftragnehmer nur zur Anpassung dieser Daten innerbetrieblich wirken und nach der erfolgreichen Implementierung von Bergbau 4.0 eine Nutzung der zu diesem Zweck zur Verfügung gestellten Daten auch nach einer Verarbeitung nicht mehr in Betracht kommt.

7 Ergebnisse

- Grundregeln für die Datensicherheit gibt die NIS-Richtlinie vor. Der Datenschutz ist auf Unionsebene umfassend geregelt.
- Ein Informationsaustausch zwischen Unternehmen darf sich nicht auf strategische Informationen, Produktentwicklungen und Preise erstrecken – auch nicht bei einem bergmännischen Abend.
- Unternehmensvereinigungen dürfen gleichfalls keinen darüber hinausgehenden Informationsaustausch pflegen und müssen bei der ihnen obliegenden Regel- und Standardsetzung die Belange aller Unternehmen gleichermaßen berücksichtigen.
- Technische Kooperationen sind möglich, wenn anders einzelne Unternehmen die angestrebten Verbesserungen in Warenerzeugung und -verbreitung bzw. für den technischen oder wirtschaftlichen Fortschritt nicht erreichen können; diese Zusammenarbeit ist aber auf die Entwicklungs- und ggf. noch auf die Amortisationsphase zu beschränken.
- Auch Nachfragekartelle sind generell wettbewerbsrechtlich ausgeschlossen.
- Es bestehen Zugangsansprüche zu Software und Cloud gegenüber marktbeherrschenden Unternehmen.
- Die Datenzuordnung ist nicht geregelt und sollte daher klar vertraglich vereinbart werden. Ansonsten kann durch eine dominante Verarbeitung das Eigentum an den Daten wechseln.

Prof. Dr. Walter Frenz
frenz@bur.rwth-aachen.de

RWTH Aachen
Lehr- und Forschungsgebiet Berg-, Umwelt- und Europarecht
Wüllnerstraße 2
52062 Aachen

Entwicklungen in der Strebördertechnik in den letzten 50 Jahren

Prof. Dr. U. Paschedag
TH Georg Agricola zu Bochum

1 Historie

Im deutschen Steinkohlenbergbau wurden ab ca. 1920 hauptsächlich sogenannte „Schüttelrutschen“ im Streb zur maschinellen Förderung der zu dieser Zeit noch manuell bzw. mittels einen druckluftbetriebenen Abbauhammers gewonnenen Kohle eingesetzt. Die Schüttelrutsche bestand aus einer trapezförmigen Rinne, dem Rutschenstrang, die durch einen Motor hin und her bewegt wurde. Bereits 1932 wurde der sogenannte Stauscheibenförderer für die geneigte- bis halbsteile Lagerung entwickelt, der für einen „gebremsten“ Abtransport der gewonnenen Kohle in diesen Lagerstätten sorgte (s. Abbildung 1). Diese beiden ersten mechanisierten Strebfördermittel hatten nur eine einzige Aufgabe, nämlich den Abtransport der hereingewonnenen Kohle.

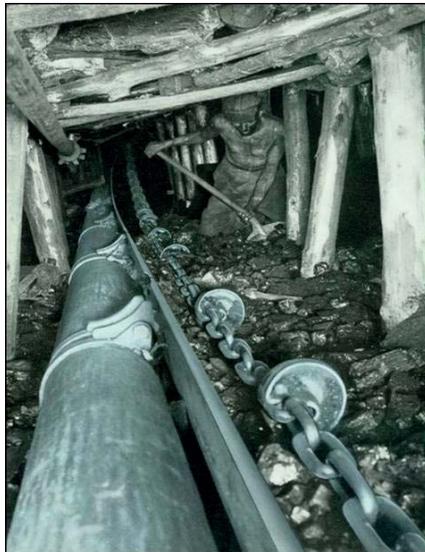


Abbildung 1: Bild eines Stauscheibenförderers unter Tage

Beginnend in den 1940er Jahren wurde Schüttelrutsche und Stauscheibenförderer bis Mitte der 1950er Jahre durch die vollmechanische Gewinnung mittels Kohlenhobel und Kettenkratzerförderer verdrängt und danach nicht mehr eingesetzt. Der Kettenkratzerförderer bestand und besteht aus Strang miteinander verbundener Rinnen und einem darin geführten endlosen Kettenband mit

Mitnehmern, welches durch Antriebe an den Strebenden bewegt wird. Die von W. Löbbe im Jahre 1940 geprägte Bezeichnung „Panzerförderer“ ist deswegen gewählt worden, weil der Kettenkratzerförderer schusssicher gegen hereinbrechende Kohle bzw. gesprengtes Nebengestein „gepanzert“ sein musste. Ab ca. 1948 wurde mit der Löbbe-Hobelanlage erstmals der sogenannte PFI-Förderer eingesetzt (Abbildung 2). In der Folge setzte sich der Panzerförderer auch im Ausland durch.



Abbildung 2: Panzerförderer PF I mit Doppelaußenkettenband und mit Löbbe-Hobelanlage (links im Bild ist die offen laufende Hobelkette zu sehen).

2 Strebförderer im System

Abbildung 3 zeigt die wesentlichen Komponenten eines modernen Strebsystems für den Einsatz mit einem Walzenlader, Abbildung 4 zeigt das gleiche für den Einsatz mit einer Hobelanlage. Abbildung 5 zeigt nochmals die wesentlichen Komponenten eines modernen Strebförderersystems (hier mit Walzenlader) in einer dreidimensionalen Sicht im Bereich des Hauptantriebes.

Auf die wesentlichen Entwicklungen der Hauptkomponenten der letzten 50 Jahre wird im weiteren näher eingegangen.

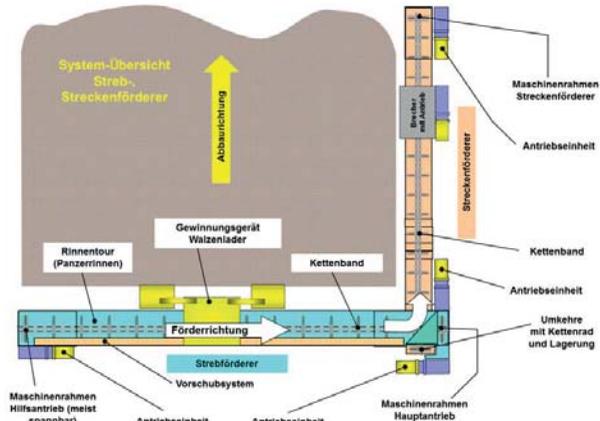


Abbildung 3: Prinzipbild einer Strebausrüstung für den Einsatz mit einem Walzenlader

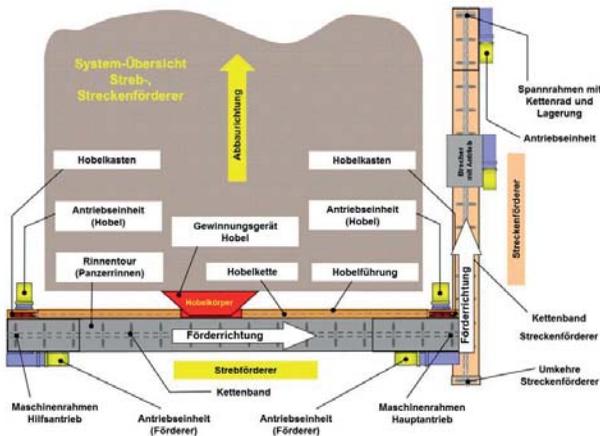


Abbildung 4: Prinzipbild einer Strebausrüstung für den Einsatz mit einer Hobelanlage

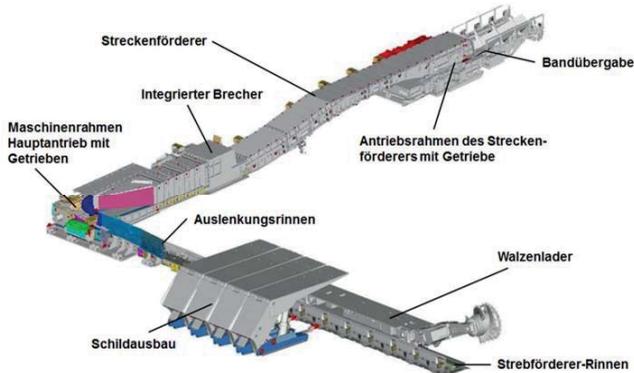


Abbildung 5: Prinzipbild einer Strebausrüstung mit den wesentlichen Komponenten des Strebförderers

3 Wesentliche Treiber der Entwicklung von Strebförderersystemen

Wie bei jeder technischen Entwicklung gibt es im Laufe der Jahre und Jahrzehnte immer wieder verschiedene Treiber. Bei Strebförderersystemen waren dies vor allem die stetige Forderung nach der Steigerung der Produktionsleistung pro Stunde Laufzeit, der Erhöhung der Gesamtverfügbarkeit des Systems (also höhere Laufzeiten), immer größeren Streblängen sowie längeren Standzeiten des Equipments gekoppelt mit einfach wechselbaren Verschleißteilen.

Größere Streblängen wurden dabei in Deutschland und den USA als den Vorreitern aus verschiedenen Gründen erforderlich. In Deutschland erlaubten längere Streben den Abbau eines Feldesteils mit weniger aufzufahrenden Strecken und führten somit wegen des hohen Auffahrungsaufwandes in großer Teufe zu einer Kosteneinsparung. In den USA dagegen lag und liegt das Problem an anderer Stelle: die Mehr-Streckenauffahrung (zumeist drei Strecken auf jeder Strebseite) erfolgt hier mit Continuous Minern im Kammerpfeilerbauverfahren. Hier hat die maximale Gesamt-Vortriebsgeschwindigkeit seit geraumer Zeit kaum mehr zugenommen, der Abbaufortschritt der Streben dagegen schon. Größere Streblängen verlangsamen also den Abbaufortschritt und erlauben es, die Strecken für den Folgestreb rechtzeitig zum Strebumzug fertig zu stellen.

Die technischen Entwicklungen von Strebförderersystemen wurden bis zur Mitte der 1990er Jahre mehrheitlich vom Deutschen Steinkohlenbergbau getrieben, danach allerdings mehr und mehr von US-Amerikanischen und auch vom Internationalen Markt. Hier sind vor allem China und Australien als weitere treibende Märkte zu nennen.

4 Rinnenkonstruktion

Fördererrinnen bestehen in Ihrer Grundkonstruktion aus Profilen, dem Bodenblech und seit Anfang der 1990er Jahre (außer bei Hobelanlagen mit versatzseitiger Führung und Hobelschwert unter dem Förderer) dem Untertrumverschlußblech. Dazu kommen Anbauten. Das Bodenblech wird dabei immer aus speziellem, verschleißfestem Stahl hergestellt um bei der großen Menge an über das Blech transportierte Kohle (z. T. mit abrasiven Bergemitteln versetzt) eine entsprechende Standzeit zu bieten. Diese Materialien wurden im Laufe der Jahre und Jahrzehnte immer hochwertiger; ferner nahm auch die Dicke der Bodenbleche stetig zu, begrenzt nur durch die Forderung nach einer insgesamt niedrigbauenden Rinne vor allem für Flöze geringerer Mächtigkeit.

Als Profile kamen in Deutschland anfangs sogenannte Sigma-Profile zum Einsatz, seit Anfang der 1990er Jahre dann die sogenannten PF-Profile. In England dagegen wurden schon früh Gußprofile eingesetzt. Seit Mitte der 1990er Jahre finden sich im Ausland fast ausschließlich die beiden letztgenannten Typen von Profilen bei Strebförderern wieder.

Da Kohle oft in Flözen mit mehr oder weniger starken Bergemitteln abgebaut wird, ergibt sich so neben einer Reduzierung der Nettofördermenge für die eingesetzten Fördermittel ein z.T. deutlich erhöhter Verschleiß. Bei den bis weit in die 1980er Jahre hinein eingesetzten Fördererrinnen führte dieser Verschleiß früher oder später zur Notwendigkeit eines aufwendigen und teuren kompletten Rinnentausches, obwohl eigentlich nur das Bodenblech seine Verschleißgrenze erreicht hatte.

So entstand hier schließlich bei der RAG die Idee des untertägig auswechselbaren Obertrums. Dies erlaubte den schnellen, kostengünstigen Wechsel nur des Obertroges mit dem Bodenblech, was sich schließlich in den 1990er Jahren als Standardkonstruktion durchsetzte. Der Wechseltrog war dabei immer formschlüssig verschraubt, da bei der RAG untertägig im Streb keine Schweißarbeiten zulässig waren und sind (s. Abbildung 6).



Abbildung 6: Förderrinne (hier PF 2.4) für einen Walzenstreb mit Wechseltrog (gelb)

Strebfördererrinnen für die schneidende Gewinnung haben kohlenstoßseitig eine Kasten- oder eine L-Fahrbahn für den Walzenlader, alternativ kann der Walzenlader auch auf dem Oberprofil verfahren werden. Die Walzenladerfahrbahn war bis in die 1990er Jahre hinein verschraubt und seither wegen der immer höher werdenden Walzenladergewichte verschweißt, was sich natürlich positiv auf die Festigkeit der Strebfördererinne an dieser Stelle auswirkte. Für den untertägigen Betrieb des Strebförderers gab es zwischen den Versionen der Walzenfahrbahn praktisch keinen Unterschied (s. Abbildung 7).



Abbildung 7: Walzenlader mit Rollenkupe auf einem Strebförderer mit L-Fahrbahn

Als Vorschubsystem für den Walzenlader wurden anfänglich durch den Streb hängende, an den Strebenden gespannte Ketten verwendet, was hin und wieder zu sicherheitstechnischen Problemen führte. Daher wurden zunächst Vorschubsysteme mit geführten Ketten entwickelt wie z. B. das Rhinoride-System und das Dynaride-System (s. Abbildung 8).



Abbildung 8: Strebförderer mit Rhinoride- (links) und Dynaride-Vorschubsystem (rechts).

Erst in den 1980er Jahren wurde in Deutschland das Triebstocksystem „Eicotrack“ eingeführt, mit dem der schwerer werdende Walzenlader besser und auch sicherer geführt werden konnte, gleichzeitig konnte so die Vorschubleistung und maximale Marschgeschwindigkeit der Walzenlader erhöht werden (s. Abbildung 9). Im Lauf der Jahre wurden von den Herstellern verschiedene Ausführungen solcher Triebstocksysteme entwickelt, die sich auch steigenden Vorschubkräften der Walzenlader insbesondere bei mächtigeren Flözen anpassen mussten.



Abbildung 9: Strebförderer von Caterpillar mit Jumbotrack- (links) und von Joy Global mit Ultratrack-Vorschubsystem (rechts)

An Strebförderern für die schälende Gewinnung war die Hobelführung bis zum Jahre 2003 ausschließlich verschraubt, dies galt sowohl für die Hobel mit versatzseitiger als auch für die mit kohlenstoßseitiger Führung. Das war sinnvoll da es bis Mitte der 1990er Jahre eine Vielzahl verschiedener Strebfördererrinnen und eine Vielzahl verschiedener Hobelführungen gab; so konnten beide Bauteile fast beliebig kombiniert werden. Allerdings kam es immer wieder vor das sich die Hobelführung durch die stetige Belastung mit inneren und äußeren Kräften

lockerte, was zu betrieblichen Problemen führte. Ferner konnten verzogene und/oder verrostete Schrauben zu Demontageproblemen führen.

Bei der Entwicklung der Gleithobelanlage GH 42 (heute GH 1600 genannt, Ersteinsatz 2003) war früh klar, dass nur eine Gußführung verschweißt mit dem Strebförderer die notwendige mechanische Festigkeit für die maximale Hobelantriebsleistung von $2 \times 800 \text{ kW}$ gewährleisten konnte. So wurde auch angesichts der zu erwartenden Gewinnungsleistungen von bis zu 3.500 t/h für diese Hobelanlage die Strebfördererrinne PF 4/1132 (1.132 mm breit) als Standard gewählt (s. Abbildung 10). Auch die kleinere Ausführung dieser Hobelführung für geringermächtige Flöze, die extrem kleinbauende Gleithobelführung GH 800, wurde als mit dem Strebförderer verschweißte Anlage ausgelegt.



Abbildung 10: Strebförderer PF 4/1132 mit angeschweißter Hobelführung GH 1600 und geöffneter Inspektionsklappe

5 Fördererketten und Mitnehmer

Die Anforderungen zur Mechanisierung des Strebbaus durch Verwendung von Gliederketten war mit Ketten aus „bergbaufremden“ Anwendungen nicht lösbar. Deshalb wurden schon früh eigens dafür besondere Rundstahlgliederketten (sogenannte „Bergbauketten“) entwickelt. Die Leistungsfähigkeit eines Kettensystems wird bestimmt über die Geometrie, die Kettendrahtstärke, den physikalischen Eigenschaften, der Vergütung und des Korrosionsschutzes sowie schließlich durch die übertragbare Leistung. Anfänglich waren Fördererketten als Rundstahlkette ausgeführt. Sie entwickelten sich dann aufgrund der stetig gestiegenen Anforderungen zu Flachketten oder auch Kombinationsketten.

Die anfänglich in den Profilflanken laufenden Außenketten waren in ihren Dimensionen / Nenngrößen durch die Profilgeometrie stark eingeschränkt. Daher wurde in Deutschland in den späten 1960er Jahren erstmals erfolgreich eine

Mittelkette 30 x 108 mm in einem Streb eingesetzt. Zur Erhöhung der Betriebssicherheit forderte die RAG jedoch eine zweite Kette in der Fördermitte. Die Kettenhersteller waren anfangs aber nicht in der Lage, paarweise gleichlange Ketten, die mehr als 1 m maßen, herzustellen. Erst die durch erstmals die Thiele GmbH & Co. KG entwickelte Methode, Bergbauketten in den für die Ankerkettenprüfung benutzten langen Prüfbahnen paarweise zu kalibrieren, brachte den vorläufigen Durchbruch. Im Jahr 1984 hatte der Doppelmittelkettenförderer mit einem Anteil von 72 % bei den Strebförderern den Außenkettenförderer mit etwa 11 % und auch den Mittelkettenförderer mit etwa 17 % fast verdrängt. Seit geraumer Zeit finden im Hochleistungsstrebau weltweit nahezu ausschließlich Doppelmittelkettenförderer Verwendung, natürlich auch wegen der immer höher gewordenen installierten Antriebsleistung.

Der wesentliche Innovationsprung für eine neue Kettengeneration war die schmiedetechnische Umformung eines geschweißten Kettenglieds und damit die Reduzierung der äußeren Breite des vertikal eingebauten Kettenglieds. Nur dadurch war die Kette in der Lage, das in seiner Höhe beschränkte Untertrum zu durchlaufen. Heute gibt es eine Reihe verschiedener Kombinationsketten dieser Art, die im Vergleich zu einer normalen Rundstahlkette bei gleicher Höhe des Vertikalgliedes eine höhere installierbare Leistung ermöglichen (Abbildung 11).

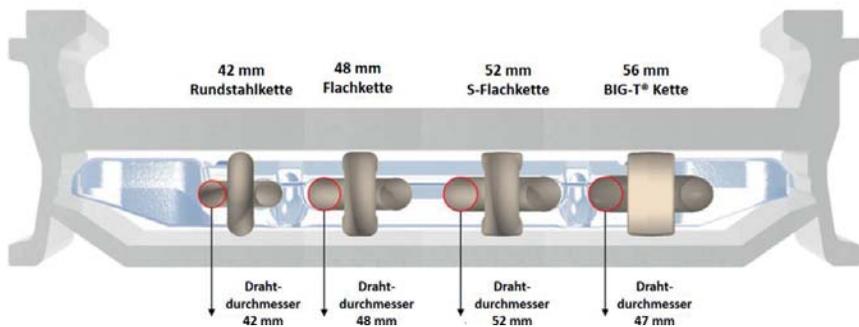


Abbildung 11: Vergleich verschiedener Kettentypen im Untertrum eines Strebförderers [Fa. Thiele]

Nicht nur Kettenhersteller entwickelten spezielle Ketten, oftmals waren dies auch die Fördererhersteller mit eigenen Patenten die dann in Lizenz gefertigt wurden. Ein Beispiel ist die Broadband-Chain (Patent Joy Global) (Abbildung 12).



Abbildung 12: Broadband-Chain

Zur Minimierung der Bewegungswiderstände wurden für Mitnehmer schon früh kompakte Schmiedeteile verwendet. Die ursprünglichen Überlegungen und Konstruktionen von Mitnehmern, die nur in einer Förderrichtung betrieben werden konnten, um ihre Eigenmasse zu minimieren, wurden zugunsten einer weitgehenden Standardisierung später verworfen. Die heutigen Lösungen sind symmetrisch aufgebaut und vertikal verschraubt.

6 Maschinenrahmen

Es gibt drei wesentliche verschiedene Übergabetypen am Hauptantrieb: Vorkopfastrag, Seitenaustrag und Kreuzrahmen. Die vierte Form der Rollkurve oder Rollenkurve wird hier nicht weiter behandelt, da sie Sonderformen darstellten. Alle verschiedenen Typen haben verschiedene Anordnungen aller Betriebsmittel in der Strecke am Hauptantrieb zur Folge. Ferner haben sie eine Auswirkung darauf, wie breit diese Strecke mindestens sein muss.

Alle Antriebsrahmen haben als wesentlichen Bauteile eine gelagerte und abschmierbare Welle, die den jeweiligen Kettenstern antreibt. Dieser hat mehrere Zähne und Taschen für die Horizontalglieder der Kette (meist 6 oder 7), wodurch die Kraftübertragung vom Motor über das Getriebe auf die Strebfördererkette ermöglicht wird. Das Material des Kettensterns und die Formgebung der Kettentaschen wurden über die letzten 50 Jahre ständig weiterentwickelt um den Verschleiß zu minimieren. Anfangs waren diese Kettensterne immer zweiteilig verschraubt ausgeführt um sie untertägig nach Ablegen des Kettenbandes einfach wechseln zu können. Die Entwicklung immer stärkerer Ketten machte dann aber schließlich einen einteiligen Kettenstern erforderlich, da Schraubverbindungen die auftretenden hohen Kräfte nicht mehr sicher aushielten. Die heute üblicherweise verwendete Version ist eine komplette Antriebseinheit bestehend aus Welle und Kettenstern, die unter Tage ohne Abbau von Getrieben und Motoren ausgewechselt werden kann. Dazu sind die Maschinenrahmen an Haupt- und Hilfsantrieb mit passenden Ausnehmungen und Führungen für das Modul versehen (s. Beispiel für einen Kreuzrahmen in Abbildung 13).

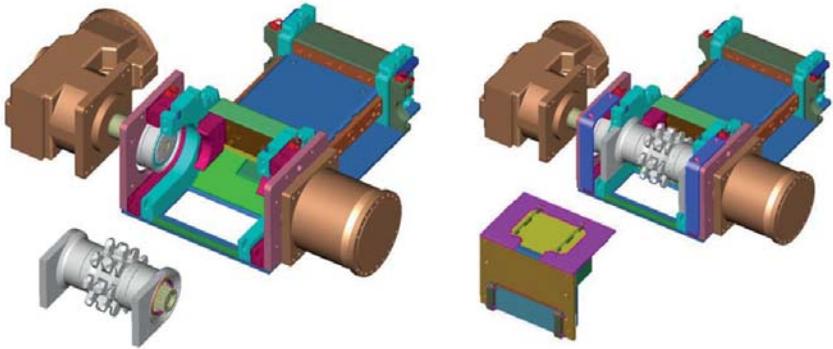


Abbildung 13: Komplett wechselbares Kettenradmodul und passender Maschinenrahmen (Fa. Caterpillar Global Mining).

Bei der schälenden Gewinnung und dem fast ausschließlich angewendeten Überholverfahren ist der Strebförderer immer relativ gleichmäßig beladen und durch eine angemessene Kettenvorspannung kann die Entstehung von potentiell gefährlicher Hängkette vermieden werden. Bei der schneidenden Gewinnung dagegen ist der Strebförderer fast unbeladen wenn die Gewinnungsmaschine am Hauptantrieb arbeitet, aber voll beladen, wenn sie am Hilfsantrieb arbeitet. Dadurch wird einmal nur die Leerlaufleistung zum Bewegen des Kettenbandes benötigt, zum anderen fast die gesamte installierte Antriebsleistung aus meist drei Antrieben.

Ein Vermeiden von Hängkette nur durch eine hohe Grundvorspannung der Fördererkette war daher ab Ende der 1980er Jahre kaum mehr möglich. Daher wurde es erforderlich, den Antriebsrahmen spannbare auszuführen. Dazu wurde der Hilfsantriebsrahmen zweiteilig ausgeführt; der Teil mit dem Kettenstern ist mit Hilfe eines Hydraulikzylinders in Abhängigkeit von der jeweils benötigten Antriebsleistung und damit Kettenspannung aus- und einfahrbar. Anfangs wurde der Zylinder nur auf konstanten Druck gesteuert. Später wurden verschiedene Sensoren erprobt, die sich aber wegen zu geringer Standzeiten nicht durchsetzen konnten. Heute wird überwiegend eine simple Differenzdruckregelung verwendet (s. Abbildung 14).



**Abbildung 14: 3D-Zeichnung eines spannbaren Hilfsantriebsrahmens
(Fa. Caterpillar Global Mining)**

7 Antriebssysteme von Strebförderern

Die Entwicklung und der Einsatz von Strebförderern war die wesentliche Voraussetzung für die Vollmechanisierung im deutschen Steinkohlenbergbau. Die kontinuierliche Zunahme der Betriebspunktförderung konnte nur durch steigende installierte Antriebsleistungen und stärkere Ketten in Verbindung mit breiter werdenden Strebfördererrinnen ermöglicht werden.

Von Antrieben wird im untertägigen Steinkohlenbergbau verlangt, dass sie an die Erfordernisse der jeweiligen Arbeitsmaschinen anpassbar sind. Das beinhaltet eine Schonung der Arbeitsmaschine beim Anfahren und Bremsen wie auch ggf. eine Anpassung der Drehzahl an den Arbeitsprozess. Für Strebförderer wird neben der anforderungsgerechten Technik ein robuster Aufbau mit großen Sicherheitsreserven verlangt. Auswahl, Qualität und Leistungsfähigkeit von Motoren, Kupplungen und Getrieben bestimmen maßgeblich die Verfügbarkeit, die Standzeit und die Betriebskosten des Gesamtsystems.

Neben dem Betrieb unter normalen Bedingungen müssen beim Strebförderer auch Betriebszustände sicher beherrscht werden, die über dem auslegungsgemäßen Betrieb liegen wie zum Beispiel voller Förderer oder Überladung durch Kohlennachfall bei stehendem Förderer. Besondere Anforderungen bei Kettenkratzerförderern sind: die Ausnutzung der installierten Leistung, statische Leistungsreserven, Anfahren gegen Überlast, Überlastschutz der Antriebstechnik, Beherrschung des Hängkettenanfalls sowie ein kettenschonendes Anfahrverhalten. Blockierungen bei Kettenkratzerförderern sind nicht betriebs-

oder verfahrensbedingt und stellen somit im Gegensatz zu Hobelanlagen ein Sonderereignis dar. Die Realisierung von hohen Schalthäufigkeiten ist ebenfalls von untergeordneter Relevanz.

Der Anfahrvorgang stellt hierbei einen besonderen Betriebszustand dar. Der Hochlauf entlang der Motorkennlinie vom Stillstand zum Nennarbeitspunkt bei Asynchronmaschinen kann entsprechend den vorliegenden Lastverhältnissen Kraftüberhöhungen im Antriebsstrang mit sich bringen. Durch die seit Ende der 1990er Jahre untertage eingeführte Umrichtertechnik sind allerdings neue Möglichkeiten unabhängig von der Kennlinie entstanden. Andererseits ist jedoch auch bei einem voll beladenen Förderer ein sicherer Anlauf gegen sehr hohe Last zu gewährleisten. Für den Anlauf ergeben sich demnach drei zu berücksichtigende Betriebsfälle. Es sind dies Sanftanlauf, Schweranlauf und Schwerstanlauf. Eng verbunden mit diesen Vorgängen ist die Entstehung der Hängkette beim Anfahren. Kraftüberhöhungen führen bereits bei richtig vorgespannten Kettenbändern zur Hängkettenbildung. Hängkette am Hauptantrieb im Untertrum (z. B. beim Einsatz eines Kreuzrahmens) ist auf jeden Fall zu vermeiden, da das die Gefahr von Kettenrissen mit sich bringt.

Während des Betriebes soll die Antriebstechnik sicherstellen, dass durch dynamische Vorgänge keine Überlastungen in der Gesamtanlage entstehen. Bei abrupten Abbremsvorgängen können Verzögerungskräfte zu einem Vielfachen der statisch einleitbaren Kräfte führen. Diese können durch geeignete Überlastschutzkomponenten begrenzt werden.

Ein weiterer wichtiger Aspekt ist die optimale Ausnutzung der installierten Leistung. Hierzu ist bei Hochleistungsförderanlagen seit den 1990er Jahren ein Leistungs- oder Lastausgleich erforderlich. Leistungsverschiebungen zwischen den Antriebsmotoren von Kettenkratzerförderern (meist von ungleich gelängten Kettenabschnitten verursacht) können die Verfügbarkeit der Anlage verringern, indem insbesondere thermische Probleme noch vor Erreichen der installierten Gesamtleistung zu Stillstandszeiten führen.

Aber auch Unterschiede in den Antrieben wie unterschiedliche Motorkennlinien, unterschiedliche Kennlinien von Turbokupplungen oder unterschiedliche Getriebeübersetzungen führen zu Leistungsdifferenzen zwischen den Antrieben. Ein weiterer Grund für eine Leistungsverschiebung kann in der unterschiedlichen Spannungsversorgung der Motoren begründet liegen.

Abbildung 15 zeigt die Auswirkungen einer solchen Leistungsverschiebung (Kurve oben) ohne Lastausgleich. Bei einer angenommenen Nennleistung der Motoren von 200 kW würde im Beispiel der Hauptantriebsmotor dauerhaft überlastet und würde sich nach kurzer Zeit durch thermische Überlast abgeschaltet. Durch einen funktionierenden Lastausgleich (Kurve unten) nehmen beide Antriebe konstant

die gleiche Leistung auf und der Strebförderer kann so bis zur Nennleistung seiner Motoren sicher betrieben werden.

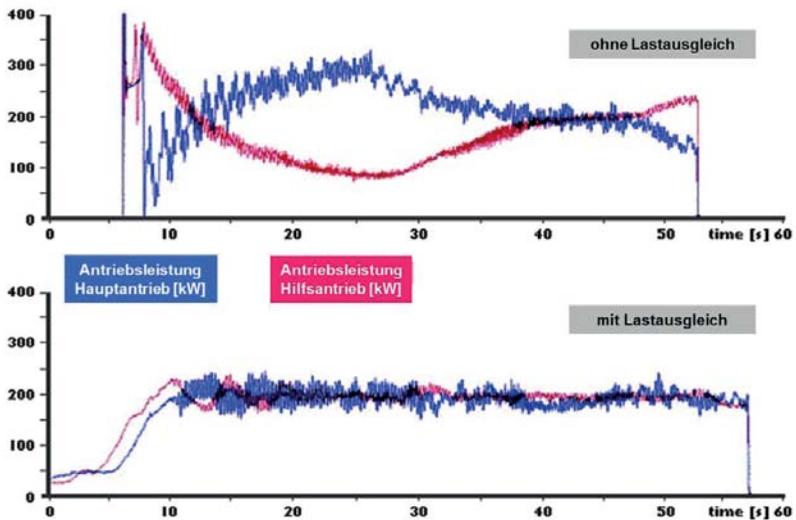


Abbildung 15: : Angleichung der aufgenommenen Leistung an den Antrieben durch guten Lastausgleich

Bei immer größeren Kettendrahtdurchmessern und steigenden Antriebsleistungen wären ohne einen wirksamen Lastausgleich der sichere Betrieb von langen, leistungsstarken Strebfördern nicht mehr möglich.

Zusammenfassend sind drei Systemeigenschaften in den Vordergrund zu stellen. Die Antriebstechnik für Kettenkratzerförderer soll idealer Weise Schweranlauf beherrschen, einen Lastausgleich und eine richtige Beeinflussung der Hängkette gewährleisten. Blockierungen sind bei Förderern eher selten, wenn jedoch eine Blockierung in Antriebsnähe auftritt, sind die Folgen für die Antriebe schwerwiegend. Ein Überlastschutz ist nicht zwingend erforderlich, verhindert jedoch in diesen Fällen Folgeschäden.

8 Motoren

Als elektrischer Antrieb hoher Leistung für Strebförderer wird bis heute der wassergekühlte Asynchronmotor eingesetzt. Gründe dafür sind zum einen der einfache Aufbau und der daraus resultierende gut zu realisierende Schlagwetterschutz. Zum anderen werden durch ihn die antriebstechnischen Anforderungen in Verbindung mit den übrigen Antriebskomponenten erfüllt. Bei den unregelmotoren wurden sowohl ein- als auch mehrtourige Motoren gefordert, letztere wurden dann polumschaltbar ausgeführt (PU-Motor). PU-Asynchronmotoren werden bis zu einer Leistung von je 800 kW eingesetzt,

Motoren hoher Leistungsklassen für Strebförderer werden dagegen eintourig mit bis zu 1.800 kW ausgeführt. Um die geforderten hohen Schalzhäufigkeiten zu beherrschen und um die Vorgaben der geringen Motorabmessungen zu erfüllen, werden die Motoren grundsätzlich wassergekühlt ausgeführt. Solche Motoren sind für alle Spannungen verfügbar.

In enger Kooperation mit einem Bergbauzulieferer wurde bei der RAG in der zweiten Hälfte der 1990er Jahre der integrierte Frequenzumrichter entwickelt und eingesetzt. Der Frequenzumrichter variiert sowohl den Motorstrom als auch die Motorfrequenz, um die Drehzahl und das Drehmoment stufenlos zu regeln. Er führt Frequenz und Strom jederzeit mit geringem Schlupf nach und ist damit thermisch stabil. Der eingesetzte Frequenzumrichter steuert einen herkömmlichen Drehstromasynchronmotor, der in dessen Gehäuse integriert ist (s. Abbildung 16).



Abbildung 16: 1.000 kW-Frequenzumrichtermotor [Fa. Breuer]

Dieser Umrichter motor ist heute für Leistungen von bis zu 1.200 kW verfügbar und kann problemlos in explosionsgefährdeten Bereichen eingesetzt werden, da er keine Kommutatoren besitzt und deshalb eine Funkenbildung und Verschleiß ausgeschlossen ist. Er repräsentiert eine Antriebstechnik, mit der Sanftanläufe, die stufenlose Regelung der Drehzahl über der Motornenn Drehzahl und vieles mehr realisiert werden können. In Verbindung mit Getrieben verschiedener Hersteller ist das System inzwischen weltweit erfolgreich im Einsatz, insbesondere seitdem es nicht nur für 1.000 V-Netze, sondern auch für 3,3 kV (50 Hz) bzw. 4,16 kV (60 Hz) verfügbar ist.

9 Getriebe

Die einfachste Ausführung zur Umsetzung eines Drehmomentes ist ein starres Getriebe. Es kommen sowohl Stirnradgetriebe als auch Planetengetriebe zum Teil in Verbindung mit Kegelstirnradstufen zum Einsatz. Durch den einfachen Aufbau erhält man ein robustes und preiswertes Antriebssystem, das einfach zu warten ist, keine zusätzliche Steuerung braucht und damit weniger störanfällig ist. Nachteilig

ist, dass keinerlei Eingriff in die Drehmomentübertragung möglich ist. Es werden zurzeit Bergbaugetriebe bis zur Kenngröße 65 für Antriebsleistungen bis zu 1.200 kW eingesetzt.

Das Antriebssystem Safesydor wurde bis in die 1990er Jahre hinein sowohl an Hobel- als auch an Fördereranlagen eingesetzt. Die drehmomentbeeinflussende Komponente, eine Lamellenkupplung, ist bei diesem System in das Getriebe des Antriebsstranges integriert. Die Getriebe waren in den Bergbaukenngößen 15 und 25 mit Antriebsleistungen bis zu 400 kW umgesetzt. Es war ein Überlastschutz und ein eingeschränkter Leistungsausgleich möglich.

Das intelligente Antriebssystem CST wurde Anfang der 1990er Jahre entwickelt. Das zweistufige Getriebe mit Planetenantriebsstufe und Planetenabtriebsstufe beinhaltet eine per Servoventil stufenlos steuerbare, druckbeaufschlagte Mehrlamellenkupplung. Zu dem Antriebssystem gehört ein elektronischer Rechner, so dass sowohl Drehmomente als auch Drehzahlen definiert vorgegeben werden können. Die CST Kupplung (CST = „Controlled Start Transmission“) ist in der 2. Stufe des Getriebes integriert. Das Antriebssystem ist in den Leistungsklassen 30 (max. 500 kW), 45 (max. 800 kW), 65 (max. 1.200 kW) und 115 (max. 1.800 kW) verfügbar und weltweit im Einsatz. Es ermöglicht einen lastlosen Motor-Hochlauf, einen Sanftanlauf des Förderers, einen Schweranlauf des vollbeladenen Förderers, einen sehr guten Lastausgleich zwischen den Antrieben sowie einen extrem schnell ansprechenden Überlastschutz bei plötzlichen Kettenblockierungen (s. Abbildung 17).



Abbildung 17: Intelligentes Antriebssystem CST [Fa. Caterpillar Global Mining]

10 Kupplungen

Die altbewährte Strömungskupplung ist zwischen Motor und Getriebe angeordnet. Sie wurde in verschiedenen Leistungsklassen bis Anfang der 1990er Jahre hinein bis zu einer Antriebsleistung von 400 kW eingesetzt.

Die wassergefüllte Voith Turbo-Kupplung oder DTP-Kupplung ist zwischen Motor und Getriebe angeordnet. Sie wird in verschiedenen Leistungsklassen bis zu einer Antriebsleistung von 1.000 kW eingesetzt. In der Strömungskupplung erfolgt die Kraftübertragung hydrodynamisch mittels strömender Flüssigkeiten zwischen dem Motor als Antrieb und dem Getriebe als Abtrieb. Als Betriebsmedium ist für Anwendungen im untertägigen Bergbau wird eine Sonderbauform mit Wasser eingesetzt. Ermöglicht werden mit diesem System ein entlasteter Motorstart und Hochlauf, ein begrenzter Lastausgleich, eine Drehmomentenbegrenzung beim Anfahren, die sanfte Beschleunigung schwerster Massen, eine wirksame Dämpfung von Stößen und Schwingungen sowie eine verschleißarme Kraftübertragung (s. Abbildung 18).



Abbildung 18: DTP-Kupplung mit einem starren Getriebe und 800 kW Antriebsleistung [Fa. Voith]

Als Spezialform wird eine solche DTP-Kupplung von der Fa. Joy Global unter der Bezeichnung „TTT“ auch in ein Getriebe integriert angeboten, die Antriebstechnik ist allerdings identisch.

Es wurden in Deutschland insbesondere im Laufe der 1980er Jahre untertägige Versuche mit weiteren verschiedensten elektrischen und hydraulischen Antriebssystemen gemacht, auf die hier aber nicht weiter eingegangen wird.

Es wurden seit 2010 auch erfolgreich Systeme mit bis zu 800 kW Antriebsleistung mit abgesetzten Umrichtern und eintourigen Asynchronmotoren eingesetzt, so z. B. auf dem polnischen Bergwerk Bogdanka als Antrieb für eine Hobelanlage und einen Strebförderer (s. Abbildung 19).



Abbildung 19: Abgesetztes Umrichtersystem in einer Abbaustrecke [Fa. Caterpillar Global Mining]

Das vor allem in China bei sehr mächtigen Kohleflözen in vielen Streben angewendete Hangabzugverfahren (auch als „Longwall Top Coal Caving-Methode“ (LTCC) bekannt) mit einem zweiten Kettenkratzerförderer hinter dem speziellen Schildausbau erfordert auch hier spezielle Antriebslösungen, damit der Antrieb nicht in den Versatz ragt. Hierzu hat z. B. die Fa. Caterpillar Global Mining ein spezielles Zwischengetriebe entwickelt und erfolgreich eingesetzt (s. Abbildung 20).

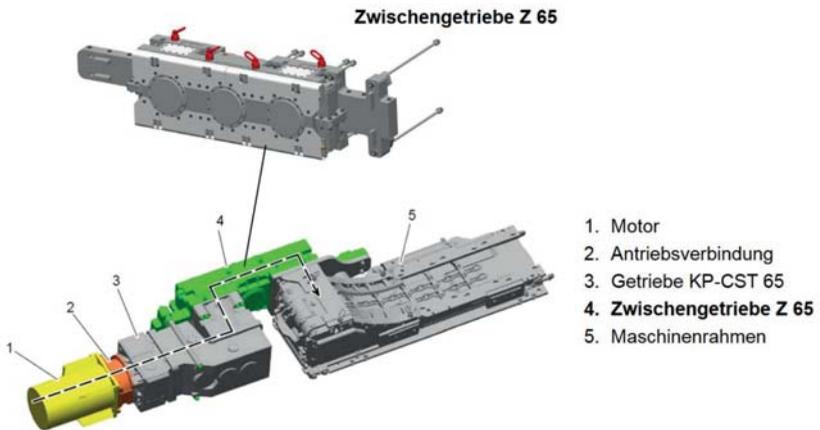


Abbildung 20: Spezialantriebssystem für eine möglichst schmale Konfiguration des Hilfsantriebes beim Hangabzugverfahren [Fa. Caterpillar Global Mining]

Die im Laufe der Jahre und Jahrzehnte mit steigender installierter Antriebsleistung und größer werdenden Kettendurchmessern steigenden Abmessungen des Strebförderers, vor allem aber der Antriebe, führten vor allem in Deutschland in Verbindung mit der steigenden Teufe des Abbaus und der damit verbundenen stärker werdenden Konvergenz zu immer größeren erforderlichen Streckenquerschnitten. Diese Entwicklung galt sowohl für Strebförderer für die schneidende als auch für die schälende Gewinnung.

11 Streckenförderer

Bei den Streckenförderern mit dem integrierten Brecher, auf die hier nicht näher eingegangen wird, wurde im Laufe der Jahre und Jahrzehnte die Förderkapazität jeweils auf die des Strebförderers angepasst. So besaßen beispielsweise die Streb- und Streckenförderer bis etwa Ende der 1980er-Jahre in der Regel die gleiche Breite, sie wurden aber mit unterschiedlichen Geschwindigkeiten betrieben. Seither besitzt der Streckenförderer gemäß dem Flaschenhals-Prinzip („bottle neck principle“) meist eine größere Breite und eine höhere Fördergeschwindigkeit als der Strebförderer. Als Antrieb wird am zumeist spanbaren Maschinenrahmen eine Motor/Getriebe-Kombination eingesetzt, die installierte Leistung beträgt bis zu 800 kW. Die Bandübergabe erfolgt heute mit Bandübergabewagen auf Kufen oder mit Raupenfahrwerk (s. Abbildung 21).



Abbildung 21: Streckenförderer im übertägigen Probeaufbau [Fa. Caterpillar Global Mining]

12 Zusammenfassung

Die Entwicklung von Strebförderern in den letzten 50 Jahren waren getrieben von der Forderung nach einer stetigen Erhöhung bzw. Maximierung der stündlichen Produktionsleistung. Die Konstruktion des Strebförderers ging in Richtung breiterer Rinnen, die zudem wegen der zeitgleichen Entwicklung stärkerer Walzenlader und Hobelanlagen auch den erhöhen Reaktionskräften Stand halten mussten. Bei der Systementwicklung sind die Erhöhung der Förderergeschwindigkeit bis auf heute maximal knapp 2 m/s, die Erhöhung der installierten Leistung auf bis zu 3 x 1.800 kW, die dazu passende Entwicklung stärkerer Getriebe und die dafür notwendige Erhöhung der Kettendrahtdicke auf bis zu 60 mm zu nennen. Vor allem aber mussten intelligente Antriebslösungen

entwickelt werden, um die enorm gestiegenen Antriebsleistungen sicher auf die Kette übertragen zu können. Das alles machte auch die aus verschiedenen Gründen vorteilhaften längeren Streben von bis zu 400 m und mehr möglich.

Genauso wichtig war natürlich eine Erhöhung der Verfügbarkeit des Gesamtsystems, einhergehend mit der Entwicklung intelligenter Überwachungssysteme. Last not least wurde auch die Wartungsplanung stetig verbessert. Die Abbildung 22 und Abbildung 23 fassen die Entwicklung über die letzten 50 Jahre nochmals anhand wesentlicher Kennwerte zusammen.

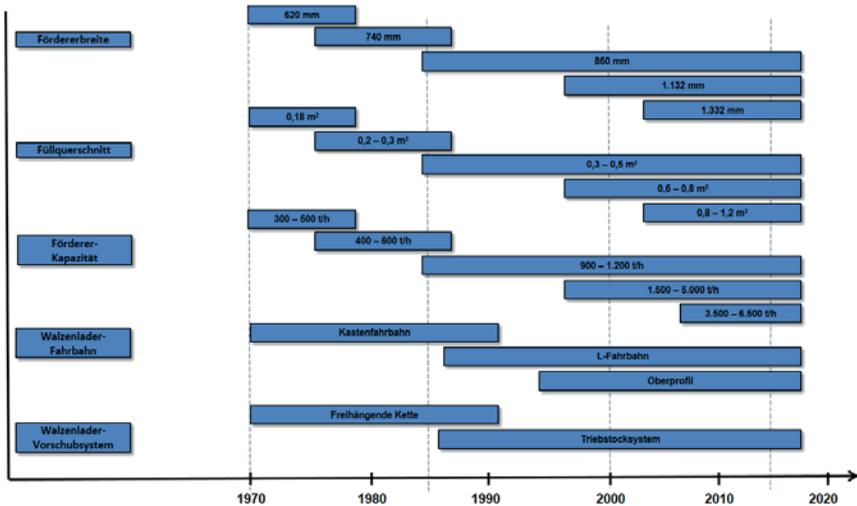


Abbildung 22: Entwicklungsschritte des Strebförderers (1)

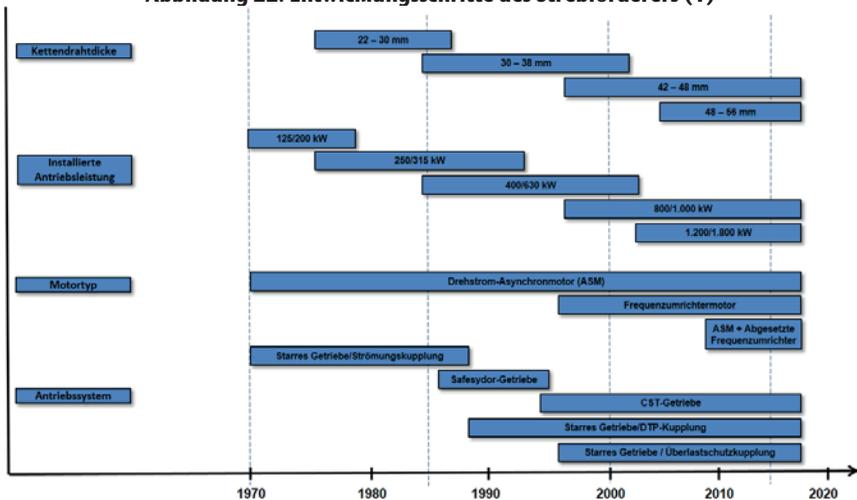


Abbildung 23: Entwicklungsschritte des Strebförderers (2)

13 Literaturverzeichnis

„Technikentwicklung im Abbau“; Prof. Dr.-Ing. M. Junker, Michael Lemke et al; Verlag GeoResources, 2017

Prof. Dr. Ulrich Paschedag
ulrich.paschedag@thga.de

Technische Hochschule Georg Agricola
Herner Straße 45
44787 Bochum



HAZEMAG



Unsere neuen Produkte...

DH Mining Systems wird HAZEMAG – ob Lader, Bohrwagen, Langlochbohrgeräte oder Schachtteuf-Equipment alle Produkte inkl. aller Ersatzteile und Service finden Sie ab sofort im Produktportfolio der HAZEMAG.

Bestellungen gern unter mining@hazemag.de



HDP 15



HME 200



HMF 1200 mit HLH 1000



HDT 2 und HSL 1200

HAZEMAG & EPR GmbH
Brokweg 75 · 48249 Dülmen, Germany

 +49 2594 77-0
 +49 2594 77-400

 info@hazemag.de
 www.hazemag.com



Aktueller Stand der Technik und Zukunftsperspektiven untertägiger mobiler Lade- und Transport-Systeme aus Sicht von Betreibern und Herstellern

K.-H. Wennmohs
M&R Consulting

1 Die Marktsituation

Stagnierende und schrumpfende Rohstoffmärkte führten in den vergangenen Jahren zu einem Rückgang in der Nachfrage von Bergbau-Ausrüstungen. Aufgrund dieser Marktsituation wurden Entwicklungen bei den Herstellern in diesem Segment auf ein Minimum zurückgefahren. Gleichzeitig erfolgte eine Bereinigung der Baureihenprogramme. Die große Typenvielfalt bei den Lade- und Transportfahrzeugen am Markt musste aus Kostengründen zurückgefahren werden. Diese Entscheidung war eigentlich schon längst überfällig und auch aus ökonomischen Gründen nicht vertretbar, allerdings auch mit Risiken behaftet.

Ab Mitte 2016 wurde aufgrund der veränderten globalen Rohstoffnachfrage ein Investitionsschub von den Bergbaugesellschaften ausgelöst, der nicht von allen Herstellern und Zulieferern durch Produktionserhöhung bewältigt werden konnte. Es erfolgten signifikante Marktveränderungen bei den Herstellern von Bergbauausrüstungen durch Übernahmen und Zusammenschlüsse. Ein markantes Beispiel ist die Übernahme von Joy Global durch Komatsu.

Diese neue Marktsituation setzte alle Beteiligten, wie Bergwerksgesellschaften, Herstellerfirmen und die Zulieferer von Bauteilen/Baugruppen für die Montage der Lader und Trucks in eine Art Aufbruchstimmung.

2 Antriebssysteme: Diesel, Elektro, Batterie, Hybrid

Die Gesamtzahl der weltweit eingesetzten Fahrlader und Minetrucks im Untertageeinsatz wird mit Berücksichtigung einer Grauzone auf etwa 22.000 Einheiten geschätzt.

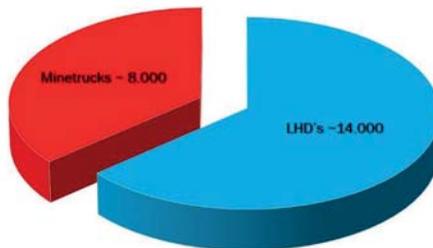


Abbildung 1: Weltweit eingesetzte Lader und Minetrucks (Summe ≈22.000 Geräte)

Die heute im Markt verfügbaren Antriebssysteme bei den LHD-Ladern sind:

- Hydrostatisch (Diesel)
- Hydrodynamisch (Diesel)
- Elektrisch (Kabel)
- Elektrisch (Batterie)
- Diesel & Speicher (Hybrid) KESS/KERS

Die Mehrzahl der Geräte wird nach wie vor von einem Dieselmotor angetrieben. Offensichtlich stellt diese Antriebsart die einfachste Lösung für die Bergwerke dar: Auch unter wachsenden wettertechnischen Problemen und der in zahlreichen Ländern verfügbaren eingeschränkten Dieselqualität, obwohl dem Betrieb von modernen Dieselmotoren dadurch Grenzen gesetzt sind.



Abbildung 2: LHD Lader und Minetruck [GHH Fahrzeuge]

Diese Erkenntnis ist auch bei den Herstellern von elektrisch über Kabel angetriebenen Lader angekommen, denn die mit dieser Technik angebotene Anzahl an Fahrzeuggrößen wird derzeit deutlich kleiner. Eine derartige Entwicklung ist eigentlich nicht nachvollziehbar, da die Anwender diese Technik mittelfristig dringend benötigen, und die Emissionswerte der Dieselmotore langfristig in fast allen Ländern zu Zulassungsbeschränkungen führen werden. Außerdem werden die Hersteller aufgrund der Umsatzerwartungen die Aktivitäten bei diesen Baureihen drosseln bzw. einfrieren. Weiterentwicklungen sind dann kaum noch vorstellbar.



Abbildung 3: Lader mit Kabeltrommel LF 21HE [GHH Fahrzeuge]

Die heute im Markt verfügbaren Antriebssysteme bei den Minetrucks sind:

- Hydrostatisch (Diesel)
- Hydrodynamisch (Diesel)
- Elektrisch (Fahrdraht)
- Elektrisch (Batterie)??
- Diesel & Speicher (Hybrid) KESS/KERS??

Bis auf wenige Typen wird der Markt von der Dieseltechnik dominiert. Elektrisch angetriebene Fahrzeuge sind als Exoten anzusehen, obwohl die Technik schon über einen langen Zeitraum erfolgreich eingesetzt wird. Möglichkeiten mit Batterieantrieb lassen sich zurzeit nur auf Baugrößen mit geringer Transportkapazität anwenden.



Abbildung 4: Minetruck mit Diesel-Motor [Epiroc/Atlas Copco]

Da die Notwendigkeit von Alternativenantriebsmöglichkeiten in vielen Bergbauregionen erkannt wurde und auch der zunehmende Anteil an Blockbruchbaubetrieben mit sehr großen Fördermengen mit der daraus resultierenden hohen Zahl an Ladefahrzeugen, hat die Suche nach Lösungen hohe Priorität.

Dies führt verstärkt bei den Herstellern zu Entwicklungsaktivitäten, z.B. Lader mit Batteriebetrieb und Hybrid-Technologie.

Zurzeit werden von einigen Herstellern LHD Lader mit Batterieantrieb in Bergwerken eingesetzt. Ein rein elektrischer Antrieb ohne Kabel ist verlockend. Es wird sich zeigen, ob dieser eingeschlagene Weg von den Anwendern angenommen wird. Es wird die Frage entscheidend sein, welche Lader Größen können mit dieser Technik abgedeckt werden.



Abbildung 5: Lader mit Batterieantrieb [General Electric Mining]

Einen interessanten Entwicklungsschritt machte die Firma Joy, heute Komatsu, mit der Einführung von dieselbetriebenen LHD Ladern in den Klassen 18 und 21 t mit einer neuartigen Variante mit Hybrid-Antrieb. Der Hauptantrieb erfolgt über einen Dieselmotor, der einen Generator antreibt. Der eigentliche Antrieb der Räder erfolgt jeweils über einem Elektromotor an allen 4 Rädern.



Abbildung 6: Hybrid-Lader 22 HD [Komatsu / Joy Global]

3 Fahrlader und Muldenkipper

Weltweit werden die LHD Fahrlader nach Transportkapazität eingestuft. Entsprechend etwa nach dieser Einteilung:

- Kleiner als 5,5 Tonnen
- 5,5 Tonnen bis 8,4 Tonnen
- 8,5 Tonnen bis kleiner 12 Tonnen
- 12 Tonnen bis kleiner 15 Tonnen
- 15 Tonnen bis kleiner 20 Tonnen
- 20 Tonnen und größer.

Die größten Geräte haben eine Transportkapazität von 25 t und werden von der Firma Sandvik gebaut. Der Antrieb erfolgt elektrisch über Kabeltrommel. Von dieser Baureihe sind einige seit Jahren erfolgreich im Bergwerk der LKAB in Kiruna im Einsatz.



Abbildung 7: Elektrolader LH 624E [Sanvik Mining & Construction]

Die Gesamtzahl der eingesetzten LHD Lader beträgt weltweit etwa 14.000 Geräte mit einer Grauzone. In dieser Menge sind ca. 200 verschiedene Modelle enthalten. Die Mehrzahl der Geräte wird von einem Dieselmotor angetrieben. Elektrisch über Kabel angetriebene Lader werden zunehmend in den kleineren Baugrößen eingesetzt etwa von 5 – 14 t. Es werden zunehmend Standardtypen eingesetzt. Auch typische Hardrock-Baureihen werden auf sogenannte Soft-Rock Versionen adaptiert.



Abbildung 8: Diesel-Fahrlader LH 621 [Sanvik Mining & Construction]

Die eingesetzten Muldenkipper oder Minetrucks sind in der Mehrzahl zweiachsig und werden über Dieselmotor angetrieben. Die Anzahl der elektrisch angetriebenen Geräte ist sehr gering. Das seit vielen Jahren bekannte „System: Kiruna Electric“ mit zwei Gerätetypen von 35 und 50 t wird mehr oder weniger als Exot betrachtet. Trotz der großen Systemvorteile ist die Bereitschaft der Bergwerke diese Technik einzusetzen gering.



Abbildung 9: Kiruna Electric EMT 25 [Epiroc / Atlas Copco]

Die Gesamtanzahl der weltweit eingesetzten Diesel angetriebenen Minetrucks beträgt mit einer Grauzone ca. 8000 darin sind rund 100 verschiedene Typen enthalten.

Eine Größenzuordnung kann nach vorliegender Aufstellung erfolgen:

- Kleiner als 18 Tonnen
- 18 Tonnen bis kleiner 26 Tonnen
- 26 Tonnen bis kleiner 36 tonnen
- 36 Tonnen bis kleiner 56 tonnen
- 56 Tonnen bis 65 tonnen
- 65 Tonnen und größer.

Bisher sind einige Versuche mit Geräten von 80 – 100 t Transportkapazität von verschiedenen Herstellern gemacht worden. Diese Typen hatten 3 und auch mehr Achsen, damit die Belastung der Reifen und Achsen nicht zu groß wurde. Die Problematik im Reifenverschleiss bei 3 und mehr Achsen ist nicht lösbar, wenn bei der Gesamtplanung eines Bergwerkes die Kurvenradien nicht auf diese Technik abgestimmt sind. Die angesprochene Dieselproblematik wird auch zum Umdenken in dieser Technik führen. Es sind keine Alternativen zu der bekannten Technik von Kiruna Electric in den Transportgrößen zwischen 30 und 60 t mittelfristig verfügbar.

4 Bewetterung, Automatisierung

In den nächsten Jahren werden Großtagebaue in den Tiefbau überführt werden. Diese neue Größen-Dimension von Bergwerken mit Fördermengen von mehr als 100.000 t pro Tag werden bei Dieselbetrieb erhebliche Vorkehrungen treffen müssen, um eine sogenannte Überdieselung der Grube zu vermeiden. Die möglichen Größen an Diesel - kW Untertage können 10.000 kW und mehr betragen. Daraus ergeben sich schon bei der Planung des Bergwerkes entsprechende Vorgaben hinsichtlich der Streckenquerschnitte und der

Streckenlängen. Die aus den Bewitterungsanforderungen resultierenden Problemen bei herkömmlichen Antriebssystemen rücken verstärkt in die wirtschaftlichen Betrachtungen der Unternehmen. Die Aufgabenstellung wird zunehmend anspruchsvoller, da Bewitterung und Klimatisierung sich als wichtiger Faktor in der Kostenrechnung der Bergwerke darstellt.

Der untertägige Transport, die Führung, erfolgt in vielen Bergwerken mit Fahrzeugen, die mit kleinen Modifikationen von Standard geländegängigen Fahrzeugen auf die untertägigen Gegebenheiten und sicherheitlichen Anforderungen abgestimmt sind. Auch unter dem Aspekt der problematischen Fahrbahn. Die Anzahl derartiger Fahrzeuge mit den verwendeten Dieselmotoren muss mittlerweile auch in die Berechnung der Wettermengen einfließen. Daher ist es an der Zeit auch für diese Einsatzfälle moderne bergbaugerechte Fahrzeuge, mit entsprechenden Antriebssystemen, einzusetzen. Die auch in der Lage sind, bei problematischen Fahrbahnverhältnissen, hohe Funktionsicherheit zu gewährleisten.



Abbildung 10: Transportfahrzeug MinCa 5.1 [Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH]

5 Ausblick

Das Volumen bzw. der Markt für Lade und Transportfahrzeuge für den untertägigen Einsatz wird sich bis zum Jahr 2025 voraussichtlich um 6 – 7 % pro Jahr steigern. Die Hauptursachen liegen in den zahlreichen Übergängen vom Tagebau in den Tiefbau, aber auch die wachsende Weltbevölkerung und der daraus entstehende zunehmende Bedarf an Rohstoffen wird diese Entwicklung tragen. Die Märkte der Zukunft liegen in Australien, Asien und Nordamerika. Der derzeitige positive Trend in der Bergbauentwicklung wird zunehmend unter Mangel an qualifizierten Personal leiden. Da in vielen Ländern nur wenig für die Ausbildung aufgewendet wird, ist der Zugang von moderner Technologie

besonders in der Lade - und Transporttechnik durch diese Tatsache stark eingeschränkt.

Die Abkehr von der Dieselsechnologie bei den LHD Fahrzeugen und Minetrucks ist mittelfristig unumkehrbar. Eine Alternative in der Antriebstechnik, auch bei größeren Bauarten, ist offensichtlich durch die Firma Komatsu also Joy Global gelungen. Diese Basistechnologie der Energierückgewinnung ist durchaus auch bei den kabelgebundenen Ladern und natürlich auch bei den Ladern mit Batterie vorstellbar.

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

M & R Consulting
Wilhelmshöhe 34 c
58454 Witten

Batterieelektrisch hybrid angetriebenes Befahrungsfahrzeug für den Bergbau untertage

L. Hauschild, D. Plagemann, F.-J. Paus
Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH

1 Einleitung

Weltweit werden Bergleute im untertägigen Bergbau mit Befahrungsfahrzeugen zu den Arbeitsstätten befördert. Diese Befahrungsfahrzeuge sind bisher dieselbetrieben und von der Technik her möglichst einfach und robust. Jedoch steht der Dieselantrieb wegen der zunehmenden Gefahr durch Abgasemissionen für die Gesundheit der Bergmänner immer mehr in der Kritik.

Die Abgasemissionen sind einerseits von dem Verbrennungsprozess des Kraftstoffs, andererseits von der Menge des verbrannten Kraftstoffs abhängig. Der Verbrennungsprozess wird durch Abgasnachbehandlungssysteme wie DOC, PDF und SCR, der Kraftstoffverbrauch durch bedarfsgerechte und effizientere Auslegung des Antriebs optimiert oder es werden Alternativen zum konventionellen Dieselantrieb gesucht. Aus diesem Grund steigt im Bergbau die Nachfrage nach alternativen, emissionsfreien oder -reduzierten Antriebskonzepten wie Hybrid- oder Elektroantriebe für Bergwerksfahrzeuge.

Ein weiterer Antrieb für den Einsatz alternativer Antriebe ist die Kostenreduzierung durch Senkung des Frischwetterbedarfs für die Abgasverdünnung und -ausförderung sowie der notwendigen Kühlung der durch die von den Dieselmotoren produzierten Abwärme.

2 Problemstellung

Um die gesundheitliche Belastung der Bergmänner durch Abgasemissionen der dieselmotorischen Antriebe zu reduzieren, wurden ähnlich wie im Straßenverkehr die zulässigen Emissionswerte auch im Bergbau in den letzten Jahren gesenkt. Zudem greifen andere Richtlinien das Thema auf und erschweren durch immer strengere Regeln und Auflagen den Einsatz von Dieselmotoren im Bergbau oder verbieten diesen sogar in der Zukunft. Hiervon betroffen sind nicht nur Produktionsmaschinen wie Muldenkipper oder Fahrlader, sondern auch Service- und Hilfsfahrzeuge.

3 Herausforderungen bei elektrischen Antrieben

Eine Herausforderung bei der Auslegung des elektrischen Antriebs sind unterschiedliche Batteriekonzepte und elektrische Konzepte.

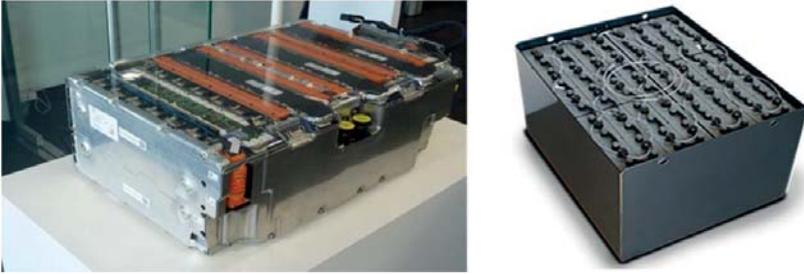


Abbildung 1: Lithium-Ionen- / Bleisäure-Batterie [Spear]

So werden Lithium-Ionen Batterien im Hoch-Volt-Bereich bei 700 V mit Gleichstrommotoren eingesetzt, wobei aus der Staplertechnik stammend, Blei-Säure-Batterien bei 80 V mit Wechselstrommotoren betrieben werden. Dadurch sind beide Systeme inkompatibel, was ein Tausch oder die Skalierbarkeit von Komponenten unmöglich macht.

Die Anforderungen und Einsatzbedingungen sind stark abhängig vom Fahrzeugtyp. Beispielsweise kann bei einem Fahrlader das Batteriegewicht ideal als Kontergewicht eingesetzt werden. Durch Integration der Ladezeit in den Arbeitszyklus und intelligente Planung der Interaktion mit anderen Maschinen kann die nutzbare Arbeitszeit der Maschine durch kurzes Nachladen erhöht werden.

Bei Maschinen zum Bohren, Berauben, Besetzen und Schleudern kann eine Kombination aus Diesel- und Elektroantrieb sinnvoll sein. Dabei wird die Fahrstrecke zwischen den Einsatzorten dieselmotorisch zurückgelegt und vor Ort dann elektrisch gearbeitet, was die Arbeitsbedingungen deutlich verbessert und die Belastungen durch Abgasemissionen verhindert oder reduziert.

Bei Maschinen mit langen Fahrten wie sie beispielsweise Muldenkipper bewältigen, ist auch ein elektrischer Antrieb mittels Oberleitung möglich. Für diese Anforderung bietet Paus ein Konzept, welches eine Kombination aus einer Oberleitung für die Fahrstrecken und einer Kabeltrommel auf dem Fahrzeug für das Befahren der Kipp-, Lade und Wartungsbereiche ermöglicht.

Im Allgemeinen müssen die Anforderungen der Maschine, wie Auslastung, Gewicht und Performance genau spezifiziert werden, um den Antrieb darauf optimal auszulegen. Dies behindert den Einsatz von gleichen oder einheitlichen Antrieben, folgend werden Kostenoptimierungen erschwert.

Eine Herausforderung für den Anwender ist die Anpassung der Infrastruktur für den Einsatz elektrisch angetriebener Fahrzeuge. So ist als Beispiel der Leistungsbedarf beim Schnellladen eines 6 t-Fahrladers ca. 200 kW.

Der Einsatz von elektrischen Antrieben erfordert ein Umdenken des Bedienerpersonals. So muss der Bediener vorausschauend den Einsatz des Fahrzeugs planen und den Reichweiten des Fahrzeugs und den Batterie-Lademöglichkeiten anpassen.

Für das Servicepersonal entstehen durch elektrische Antriebe neue Gefahren. Das Personal muss entsprechend geschult und mit neuem Equipment ausgestattet werden.

4 Herausforderungen durch den Einsatz im Bergbau

Die Einsatzbedingungen für Fahrzeuge im Bergbau sind überdurchschnittlich herausfordernd. Klimatische Bedingungen wie hohe Temperaturen, permanent auftretender matschiger und korrosiver Untergrund, tiefe Wasserdurchfahrten und hohe Luftfeuchtigkeit verlangen nach äußerst robuster Fahrzeugtechnik. Ein Beispiel hierfür sind die im Ölbad laufenden Lamellenbremsen, die sich durch Langlebigkeit und Robustheit bewährt haben, aber einen schlechten Wirkungsgrad aufweisen. Speziell der Bergbau mit seinen unterschiedlichen Bedingungen stellt nochmals eine besondere Bewährungsprobe dar für die neuen vollelektronischen Antriebssysteme, deren Zuverlässigkeit sich in der Praxis bestätigt hat.

Im alltäglichen Umgang mit den Fahrzeugen kommt es häufig zu Kollisionen durch die geringen und kleinen Streckenquerschnitte zwischen Stoß und Fahrzeug. Auch das muss entsprechend bei der Entwicklung und Konstruktion für Fahrzeuge im Bergbau berücksichtigt werden, was infolgedessen das Fahrzeuggewicht erhöht. Dem Anstieg des Gewichts und der Einsatz robuster, aber wenig effektiver Technik wurde bisher durch die Erhöhung der Antriebsleistung entgegen gewirkt, um die Fahrleistungen des Fahrzeugs gleich zu halten. Das ist bei dieselmotorischen Antrieben mit geringem Aufwand realisierbar, jedoch steigen damit der Kraftstoffverbrauch, die Abgasemissionen und der Wetterbedarf für das Fahrzeug.

Bergwerke unterscheiden sich zudem häufig durch die jeweiligen Streckenprofile. Dies ist bei dieselbetriebenen Fahrzeugen nicht wesentlich, jedoch für batteriebetriebene Fahrzeuge für die Auslegung des Antriebs und der Batterie sehr bedeutend.

Eine weitere Herausforderung ist der Service der Fahrzeuge. Dieser muss auch unter widrigen Bedingungen und so gut wie möglich mit Standard-Werkzeugen möglich sein.

5 Das Fahrzeug



Abbildung 2: MinCa 5.1 HY [Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH]

PAUS hat ein Befahrungsfahrzeug des Typs MinCa 5.1 mit Hybridantrieb mit den Zielen hoher Effektivität, emissionsloser Antrieb, Robustheit und Kompaktheit entwickelt. Hierbei ist ein kompaktes Befahrungsfahrzeug für 5 Personen, mit einer Nutzlast von 1200 kg und seriellem Hybridantrieb entstanden, der wahlweise rein elektrisch oder mit dieselmotorischer Unterstützung betrieben wird. Dadurch kann einerseits emissionsfrei in den Bereichen mit schlechter Bewetterung gefahren werden. Andererseits kann unabhängig des Einsatzfalls und der im Bergwerk ausgebauten Ladetechnik mit Unterstützung des Dieselmotors die Batterie während der Fahrt geladen und somit die Reichweite deutlich erhöht werden.

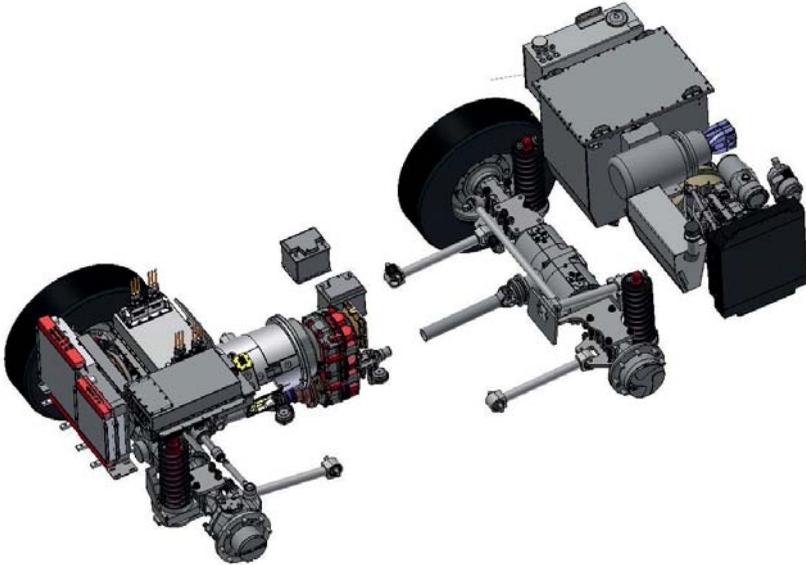


Abbildung 3: Antriebsstrang MinCa 5.1 HY [Hermann Paus Maschinenfabrik]

Der Antriebsstrang ist eine Kombination aus bewährten Komponenten wie Starrachsen und Verteilergetriebe gepaart mit elektrischen Antriebskomponenten wie Gleichstrommotoren als Antriebsmotor und Generator. Diese haben sich durch den Einsatz bei der Marine und anderen Off-Highway-Anwendungen bewährt und besitzen eine hohe Effizienz.

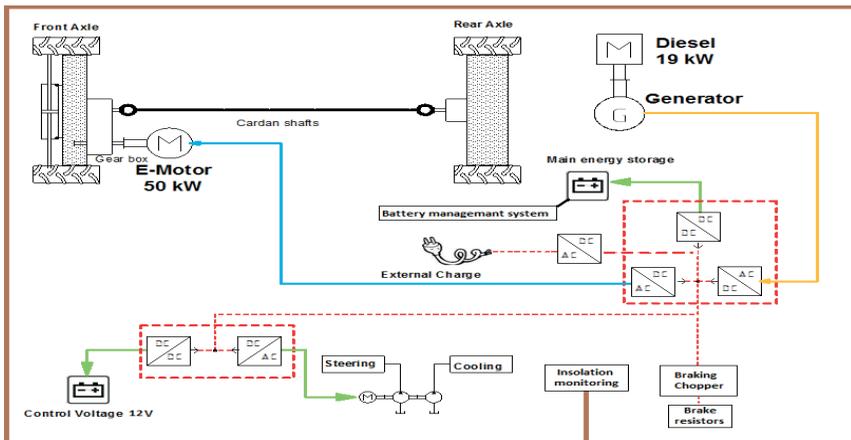


Abbildung 4: Elektrischer Antrieb [Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH]

Der elektrische Antrieb besteht aus dem Elektromotor, den Hoch- und Nieder-Volt Batterien, der Ladetechnik für diese sowie dem von einem Dieselmotor betriebenen Generator. Die Steuerung und Regelung des Elektromotors und Generators wird von Invertern übernommen. Diese sind speziell für Elektroantriebe ausgelegt und besitzen anpassungsfähige Steuerschnittstellen sowie integrierte Systemüberwachungen.

Um die Effizienz des Gesamtsystems und somit die Reichweite des Fahrzeugs zu optimieren wird die Bremsenergie rekuperiert, was gerade bei langen Gefällstrecken Vorteile bietet.

Das elektrische System ist mit einer Isolations-Überwachung ausgestattet, die das Fahrzeug in Falle eines Fehlers in den sicheren, stromlosen Zustand schaltet.

Alle Hauptkomponenten sind wassergekühlt, wodurch diese gegen äußere Einflüsse geschützt sind und das Antriebssystem temperaturunabhängig betrieben werden kann.



Abbildung 5: Antriebsmotor / Generator [Visedo]

Der Antriebsmotor und Generator sind Gleichstrom-Permanentmagnetmotoren, die mit einer Betriebsspannung von 500 V/DC betrieben werden. Der Antriebsmotor generiert ein kontinuierliches Drehmoment von 305 Nm für den Antrieb, der Generator produziert bis zu 60 A Strom für das Laden der Batterie.

Der Dieselmotor für den Generatorbetrieb hat eine Leistung von 19 kW und entspricht der aktuellen Abgasstufe Tier 4F. Durch die im Vergleich zum rein dieselmotorischen Antrieb geringe Leistung ist der Wetterbedarf entsprechend gering.

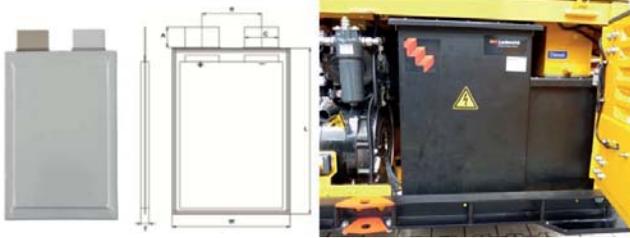


Abbildung 6: Hoch-Volt-Batterie [Leclanché]

Für den Antrieb wird eine Hoch-Volt-Batterie mit G/NMC (Lithium-Nickel-Mangan-Kobaltoxid) Speichermaterial verwendet. Diese hat eine nutzbare Kapazität von 21 kWh mit einer Systemspannung von 613 V. Der Ladestrom beträgt 43 A, der Entladestrom 129 A. Im Normalbetrieb bietet die Batterie 8.000 Ladezyklen (80 % DoD) und zeichnet sich durch robuste und bewährte Batterietechnologie sowie gutes Löschverhalten im Brandfall aus. Zudem ist die Energiedichte doppelt so hoch wie bei LTO (Lithium-Titanoxid)-Batterien, was bei Fahrzeugen dieser Gewichtsklasse entscheidende Vorteile bringt. Auch die Einsatztemperaturen von -20 °C bis $+55\text{ °C}$ sprechen für diese Batterietechnologie.

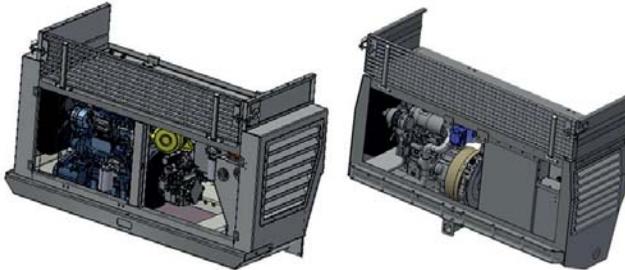


Abbildung 7: Antriebseinheit Diesel / Hybrid [Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH]

Die Antriebseinheit wurde so konstruiert, dass sie mit einem Diesel-, Hybrid- oder elektrischen Antrieb ausgestattet werden kann. Somit kann das Fahrzeug optimal an den Kundenanforderungen angepasst werden.

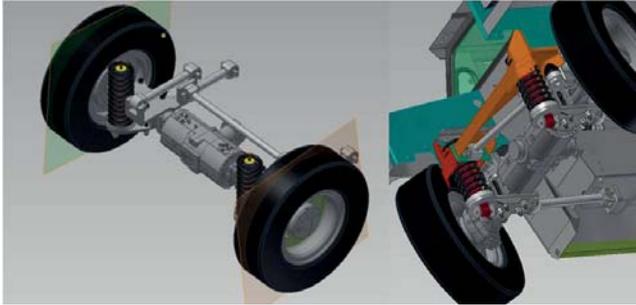


Abbildung 8: Fahrwerk [Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH]

Der Einsatz einer selbsttragenden Karosserie in Verbindung mit gefederten Achsen ermöglicht größten Fahrkomfort bei sehr kompakten Abmessungen. Die Schraubenfedern in Kombination mit an Längs- und Querlenker geführten Achsen bieten sehr gute Verschränkung und Off-Road-Eigenschaften.



Abbildung 9: Zentrales Steuergerät [Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH]

Die Antriebssteuerung wird von einem zentralen Steuergerät übernommen, das sowohl den internen Aufbau der Hard- und Softwarestruktur, als auch die Diagnose und Steuerung des Antriebssystems vereinfacht.



**Abbildung 10: Informations- und Bediendisplay
[Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH]**

Das Informations- und Bediendisplay basiert auf CAN-BUS-Kommunikation. Es lässt sich einfach und intuitiv über seitlich angeordnete Tasten bedienen und hat eine Tag-/Nachtumschaltung für eine optimale Ablesbarkeit. Hier werden permanent alle wichtigen Systemparameter dargestellt und über das Informationsmenü können detaillierte Daten ausgelesen und Diagnosen durchgeführt werden.

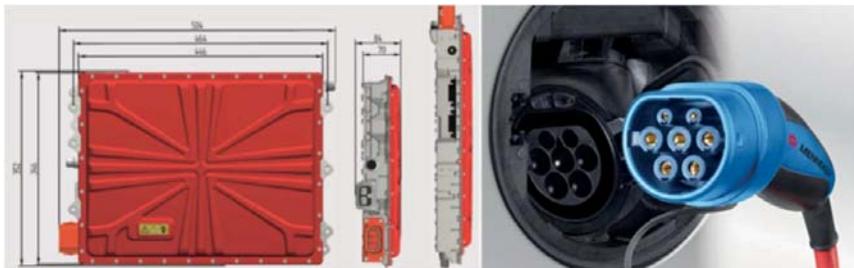


Abbildung 11: Ladegerät; Quelle: Brusa / Ladekabel mit Mennekes-Stecker [Mennekes]

Das Ladegerät kann sowohl mit 230 V/AC, als auch mit 400 V/AC mit Leistungen bis zu 22 kW geladen werden. Somit ist die Batterie nach einer knappen Stunde wieder voll einsatzfähig. Das Ladegerät hat ein integriertes Sicherheitssystem mit Funktionsüberwachung.

Als Ladekabel wird der weltweit bekannte „Mennekes“-Stecker verwendet, der von vielen namhaften Herstellern als Standard definiert wird. Das Stecker System bietet den Vorteil einer hohen Verfügbarkeit von länderspezifisch angepassten Ladestationen und hat sich unter allen Einsatzbedingungen bewährt.

6 Fazit

Die Maschinenfabrik Hermann Paus hat ein hybridbetriebenes Befahrungsfahrzeug für den Bergbau entwickelt und auf den Markt gebracht, welches einerseits robust, komfortabel und kompakt ist, andererseits durch den hochmodernen Hybridantrieb für die Zukunft im Bergbau steht.

Der Hybridantrieb macht das Fahrzeug von den Anforderungen des Streckenprofils unabhängig, der Generator übernimmt das Laden ohne Rücksicht/Einfluss der Infrastruktur des Bergwerks. Das Fahrzeug kann bei entladener Batterie auch dieselbetrieben bewegt werden.

Der modulare Aufbau der Antriebseinheit ermöglicht den Einsatz unterschiedlicher Antriebssysteme und eine variable Anpassung der Batteriegröße.

Ein umfangreiches Informations-und Überwachungssystem gibt dem Anwender Sicherheit in der Anwendung dieser neuen Technologie.

Lars Hauschild
lhauschild@paus.de

Dieter Plagemann
dplagemann@paus.de

Franz-Josef Paus
fpaus@paus.de

Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH
Siemensstr. 1-9
48488 Emsbüren

Der Sandvik LH621, vom Hardrock Lader zur Hochleistungsmaschine im deutschen Salz- und Kalibergbau

A. Jakobs
Sandvik Mining

Zusammenfassung

Der Sandvik LH621 wurde für den Erzbergbergbau entwickelt. Seit 2011 konnte Sandvik mit diesem größten Diesel Fahrlader sukzessive seine Marktanteile im Salz- und Kalibergbau, insbesondere in Deutschland, ausbauen. Durch stetige Weiterentwicklung wurde der LH621 für verschiedene Bergwerke ein bedeutender Planungsbestandteil zur Erreichung und Steigerung der gesteckten Produktionsziele. Dieser Trend soll auch in Zukunft durch Integration neuer Technologien wie der Fahrlader Automation fortgesetzt werden.

1 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 11 einen Fahrlader der 21 Tonnen Klasse her, welcher 2008 durch den LH621 abgelöst wurde. Die enormen Reißkräfte und Förderleistungen bei relativ niedrigem Maschinengewicht erwiesen sich zunächst als ideal für den Einsatz in globalen Erzbergbaubetrieben mit breiten und relativ hohen untertägigen Strecken oder Abbauen. Im Jahr 2011 konnte Sandvik zum ersten Mal Fahrlader vom Typ LH621 in Salz- und Kaligruben in den USA und Deutschland liefern [2].

Sandvik hat bisher Diesel Fahrlader zwischen 3 und 21 Tonnen Nutzlast in den Salz- und Kalibergbau geliefert. Abbildung zeigt den gesamten 3 Tonnen Lader LH202 und die 14 m³ Schaufel eines LH621 bei einem Transport zum Bergwerk Heilbronn der Südwestdeutschen Salzwerke.



Abbildung 1: LH202 mit LH621 Salzschaufel

2 Globale Verbreitung des LH621

In der ersten Dekade nach Einführung des 21 Tonnen Laders wurden ca. 120 Maschinen dieses Typs in zumeist große Erzbergbaubetriebe und an dort tätige Unternehmer geliefert. Schnell etablierte sich der Toro 11 und später der LH621 als leistungsstärkster Diesel LHD im Markt.

Seit 2011 konnten neben der nach wie vor starken Nachfrage im Erzbergbau 25 Maschinen in den Salz- und Kalibergbau in Deutschland, die USA und Kanada geliefert werden. Um dies zu ermöglichen, musste den besonderen Anforderungen des Salinarbergbaus Rechnung getragen werden. Die Konstruktion einer 14 m³ Schaufel und ein Schachttransport gerechter Demontagegrad stellten hierbei eine besondere Herausforderung dar [2].

Von den momentan im Einsatz befindlichen ca. 260 Fahrladern des Typs LH621 hat der Salz- und Kalibergbau mit fast 10 % mittlerweile einen signifikanten Stellenwert erreicht (Abbildung 2).

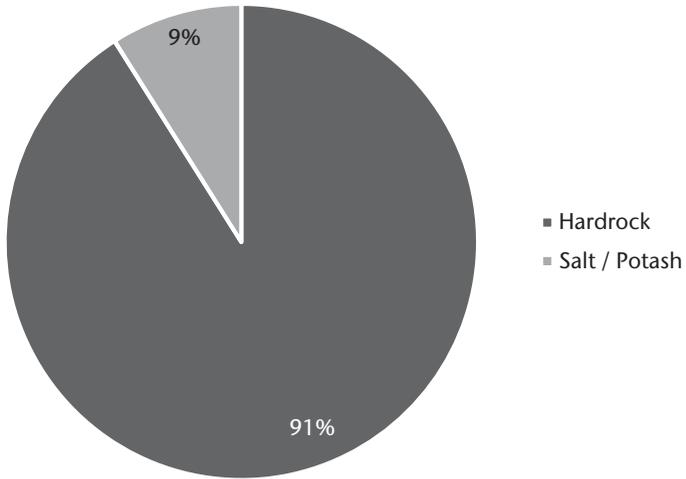


Abbildung 2: Verteilung zwischen Salz/Kali- und Erzbergbau

Durch die in den letzten Jahren stetig gestiegene Population im deutschen Salz- und Kaliberbergbau, werden nur in Australien mehr LH621 als in Deutschland betrieben (Abbildung 3).

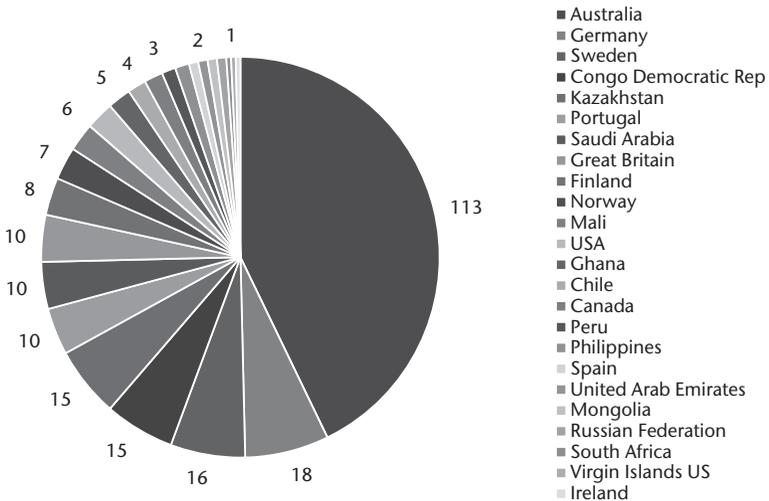


Abbildung 3: Globale Verbreitung des LH621

2.1 Einsatzgebiete

Der LH621 kommt bei verschiedenen Anwendungen zum Einsatz. Auf Grund der hohen Lade- und Förderleistung wird er zumeist in der Produktion eingesetzt. Der

Kurzpfeiler Kammerbau und der Strossenabbau sind bisher die am häufigsten bedienten Abbaumethoden. Das schnelle Füllen der 14 m³ Schaufel und die hohe Fahrgeschwindigkeit ermöglichen hohe Schichtleistungen, selbst bei langen Fahrstrecken.



Abbildung 4: Sandvik LH621 im Strossenabbau, Bergwerk Bernburg [1]

Im Streckenvortrieb mittels Bohren und Sprengen, trägt der LH621 dazu bei, ein Ort schnellstmöglich leer zu laden, den nächsten Zyklus einzuleiten und somit durch eine hohe Vortriebsleistung eine schnelle Erschließung neuer Abbaureviere zu ermöglichen.

Bestehende und ehemalige Salzbergwerke müssen oftmals zur Sicherstellung der Langzeitstabilität verfüllt werden. Außerdem stellt der Versatz von alten Grubenräumen eine zusätzliche Einnahmequelle für den Betreiber dar. Alte Abbaukammern werden hierbei aus der darüber liegenden Strecke mit Schüttgütern im Sturzversatz über ein Rolllloch verfüllt. Ehemalige Strossenabbaue werden sukzessive, in Bahnen versetzt. Ein firstschlüssiger Versatz von Pfeilerkammern und Strossen mit einer 14 m³ Schaufel ist jedoch schwierig, da durch Kippbewegungen zuvor versetztes Material mit der Schaufelschneide wieder aus dem Haufwerk herausgelöst wird. Mit der neu entwickelten Ejektorschaukel (Abbildung 5) kann Material mittels eines Schubbleches über zwei Zylinder aus der Schaufel herausgeschoben werden, ohne diese kippen zu müssen.



Abbildung 5: Ejektorschaukel für LH621

Diese bisher größte Ejektorschaukel für einen Untertagelader im Markt kann auch verwendet werden, wenn die Höhe im Kippstellen- oder Beladebereich eines Muldenkippers nicht für eine reibungslose Beladung ausreicht. Somit kann der LH621 noch vielfältiger eingesetzt werden.

3 Weiterentwicklungen und Verbesserungen

Neben Erweiterungen der Einsatzbereiche, wurde der LH621 seit Einführung permanent weiterentwickelt um den anwendungsspezifischen Anforderungen noch besser gerecht zu werden.

3.1 Motortechnologie

Nachdem die ersten vier Maschinen in Deutschland mit einem Volvo Penta Stufe III B Motor ausgeliefert wurden, kamen bei allen weiteren Stufe IV Motoren zum Einsatz. Die Motoren verwenden zur Abgasreduktion ein SCR-System und benötigen keinen Rußpartikelfilter (DPF). 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 Beladevorgang bewirkt einen extrem geringen Dieselverbrauch.

Der Stufe IV Motor von Volvo Penta ist optional mit der Motorbremse VEB (Volvo Engine Brake) erhältlich. Beim Fahren im Einfallen bremsst die VEB das Fahrzeug und verringert somit den Verschleiß der Radbremsen. Das unterstützende Eingreifen der VEB führt beim einfallenden Fahren des Weiteren zu einer besseren

Kontrolle über das Fahrzeug, so dass im Endeffekt sicherer und schneller gefahren werden kann.

Auf dem Steinsalzbergwerk Borth wurde der erste LH621 im Jahr 2013 mit einem Stufe III B Motor ausgeliefert. Das zweite Gerät dieses Typs wurde Anfang 2017 mit einem Stufe IV Motor in Betrieb genommen. Der 2017er Lader wird verstärkt im Strossenabbau mit Gefällestrecken bis zu 10° Einfallen eingesetzt, wobei auf Grund der VEB im zweiten Gang ohne Betriebsbremse bei leerer Schaufel gefahren werden kann. Der 2013er Lader darf unter gleichen Bedingungen nur mit Betätigung der Betriebsbremse in der ersten Lastschaltstufe gefahren werden um die Bremsöltemperatur zu begrenzen. Beim ansteigenden Fahren mit voller Schaufel machen sich 30 kW mehr Motorleistung bemerkbar, so dass auch hierbei eine höhere Fahrgeschwindigkeit gehalten werden kann (Tabelle 1).

Tabelle 1: Vergleich LH621 mit Stufe IIIB und IV Motor [esco - european salt company, Bergwerk Borth]

Fahrzeug	Motor	Leistung	VEB (Verzögern und Beschleunigen)	Geschwindigkeit Gefällestrecke 10° Neigung	Getriebebestellung geschlossene Wandlenkupplung	Motor- drehzahl [U/min]	Fahren mit leerer Schaufel
LH 621_2013	Volvo TAD1363VE	345 kW	—	5 km/h	1. Gang	1750	Brems- wirkung Gegen- druck Motor
LH 621_2017	Volvo TAD1374VE	375 kW	x	8-10 km/h	2. Gang	1750	mit VEB
Fahrzeug	Motor	Leistung	VEB	Geschwindigkeit Bergaufstrecke 10° Neigung	Getriebebestellung geschlossene Wandlenkupplung	Motor- drehzahl [U/min]	Fahren mit maximal gefüllter Schaufel
LH 621_2013	Volvo TAD1363VE	345 kW	—	6-8 km/h	2. Gang	1750-1250	fällt bis 6 km/h ab
LH 621_2017	Volvo TAD1374VE	375 kW	x	8 km/h	2. Gang	1750-1250	konstant mit 8 km/h

Im Verlauf des ersten Betriebsjahres lag die durchschnittliche Produktion des neueren Fahrladers ca. 1 t/h höher, obwohl beide Geräte zumeist unter ähnlichen Bedingungen mit zum Teil starkem Einfallen eingesetzt werden. Da die Spezifikationen der beiden Geräte sich abgesehen vom Motor nicht wesentlich unterscheiden, kann also von einem positiven Einfluss der VEB und der höheren Motorleistung auf die Fahrgeschwindigkeit und somit die Produktionsleistung ausgegangen werden. Ausgehend von ca. 3.000 Betriebsstunden pro Jahr und einem Marktpreis von 55 €/t [6], könnte somit von einer Umsatzsteigerung von ca. 165.000 € pro Jahr ausgegangen werden.

3.2 Feuerlöschsystem Sandvik Eclipse™

Auf die seit 2011 gelieferten LH621 wurden im Rahmen der Untertage montage schaumbasierende Feuerlöschsysteme von Dritten Anbietern gemäß Kundenwunsch installiert. Durch eine gute Zusammenarbeit mit den jeweiligen Herstellern konnten die Systeme auf den vorhandenen Einbauraum angepasst werden, so dass die Fahrlader allen Anforderungen des Brandschutzes gerecht werden.

Nachdem Sandvik bereits seit Jahren weltweit, jedoch insbesondere in Australien, Feuerlöschsysteme anbietet, kann das Eclipse™ System seit Dezember 2016 auch mit CE Konformität ausgeliefert werden.

Wie alle schaumbasierten Systeme, attackiert Sandvik Eclipse™ nach Auslösung alle drei Elemente, die im Falle eines Feuers zusammenwirken: Hitze, Brennstoff und Sauerstoff. Der gezielt versprühte Schaum legt einen Film über den Brennstoff und schneidet somit die Sauerstoffzufuhr ab. Das Übergreifen des Feuers auf benachbarte Komponenten wird dadurch verhindert und der flüssige Schaum kühlt die erhitzten Oberflächen augenblicklich herunter, so dass das Risiko des erneuten Entflammens ausgeschlossen wird (Abbildung 6).



Abbildung 6: Feuerdreieck [5]

Eine automatische Aktivierung und eine mögliche Auslöseverzögerung gehören zu den Standardfunktionen des Sandvik Eclipse™ Systems.

Anders als alle bisher auf dem Markt verfügbaren Systeme verwendet das Sandvik Eclipse™ System ein Fluor freies Löschmittel, welches bei Berührung mit der Haut nicht gesundheitsschädlich ist. Daher trägt es nicht nur zur Sicherheit, sondern auch zum nachhaltigen Gesundheitsschutz des untertägigen Personals bei.

Ein weiterer Unterschied zu den bisher in Deutschland auf den LH621 verbauten Feuerlöschsystemen ist das Aktivierungskonzept. Das Sandvik Eclipse™ System verwendet das patentierte „Loss-Of-Pressure“ Prinzip (LOP), bei dem ein Druckverlust durch feuerbedingte Beschädigung des Systems den Löschvorgang auslöst. Diese Verfahrensweise ist weitaus zuverlässiger, als nur bei steigenden Drücken („Rise-Of-Pressure“ Prinzip) zu reagieren.

Die letzten beiden 2017 in Deutschland ausgelieferten LH621 wurden bereits mit dem werkseitig installierten Sandvik Eclipse™ System ausgeliefert und in Betrieb genommen. Während der OEM Wartungen können nun auch die Feuerlöschsysteme mit einbezogen werden, so dass nicht zusätzlich ein dritter Anbieter hinzugezogen werden muss. Das Löschmittel wird durch Sandvik als Konzentrat geliefert und benötigt lediglich die Zugabe von Wasser in vorgegebener Dosierung.

Weitere Sandvik Lader mit diesem System stehen in Kürze zur Auslieferung bereit.

4 „LH621 4.0“

Industrie und Bergbau 4.0 geben in den letzten Jahren den Weg für die Zuliefererindustrie vor. Datenaufzeichnung, -auswertung und betriebsbegleitende Anpassung von Maschinenparametern rücken auch im Bergbau immer mehr in den Fokus. Automation und Semi-Automation von Fahrladern untertage werden auf Grund längerer Anfahrtswege infolge steigender Teufen eine immer größere Rolle spielen. Auch Firstsicherheit und die erhöhten Anforderungen an Abgasgrenzwerte stellen weitere Treiber für die Bergbauunternehmen in diese Richtung dar.

4.1 Datenmanagement

Sandvik OptiMine™ ist ein Informationsmanagement System, welches u.a. zur Schichtplanung, Auswertung von Maschinenzuständen (Abbildung 7) und zur Zuweisung und Abarbeitung von Arbeitsaufträgen eingesetzt wird.



Abbildung 7: Maschinenzustände von 2x LH621 auf dem Bergwerk Heilbronn [Südwestdeutsche Salzwerke]

Auf dem Salzbergwerk Heilbronn (Südwestdeutsche Salzwerke) wurde 2017, erstmals in Deutschland, das OptiMine™ System installiert. Neben Geräten anderer Hersteller sind derzeit sechs Sandvik Maschinen eingebunden, hiervon vier LH621. Im Laufe des Jahres 2018 sollen zusätzliche kundenspezifische Lösungen umgesetzt werden um den speziellen Anforderungen des Kammerpfeilerbaus im Salzbergbau gerecht zu werden und somit zu einer Effizienzsteigerung der Grube beitragen zu können.

4.2 Schnittstelle für Annäherungserkennung (Proximity Detection)

Die Erhöhung der Sicherheit für Bediener, anderes Personal untertage und der Schutz von Maschinen und Infrastruktur hat für die Bergbaubetreiber eine große Bedeutung. Weltweit gibt es diverse Anbieter von „Proximity Detection Systemen“ (PDS), deren Verbreitung lokal variiert und deren technische Ausführung sich vielfach an regionalen Richtlinien orientiert.

Seit ca. einem Jahr bietet Sandvik für alle CAN-bus gesteuerten Fahrlader eine PDS Schnittstelle zu den auf dem Markt verfügbaren Systemen an. Hierbei liefert das PDS ein Signal an den Bremskreislauf des Laders. Bei Detektion eines Hindernisses in der „Slowdown Zone“, wird der Fahrlader auf eine vordefinierte Geschwindigkeit gebremst. Erkennt das PDS zum Beispiel eine Person in der „Stop Zone“, wird die Notbremse des Laders aktiviert (Abbildung 8).

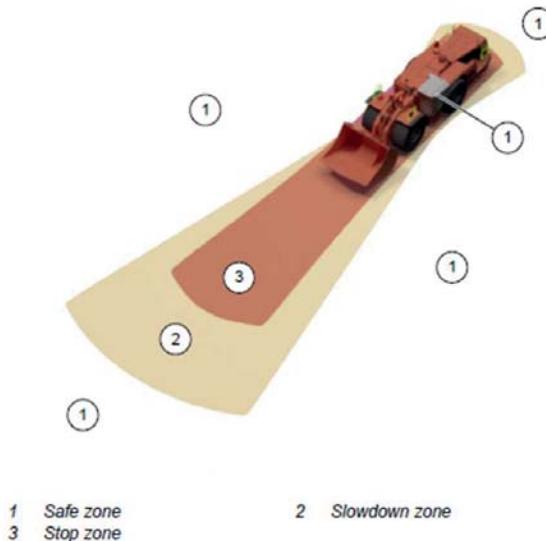


Abbildung 8: Einteilung der Überwachungszonen [3]

Nach Signalübertragung durch das PDS beginnt der Bremsvorgang spätestens nach 700 ms. Wie beim manuellen Betätigen der Bremse muss die Reaktionszeit des PDS bei der Berechnung des Bremsweges berücksichtigt werden. Tabelle 2 zeigt Bremsweg Beispiele des LH621 bei söhligem Fahren und einem Reibungskoeffizienten von 0,4 ohne Berücksichtigung der Reaktionszeit eines PDS [3].

Tabelle 2: Bremsweg Beispiele des LH621 bei söhligem Fahren und Reibungskoeffizient 0,4 [3]

Gear	Speed [km/hr]	Gradient	Coefficient of friction (μ)	Traveling distance during response time [m]	Breaking distance [m]	Total distance [m]
1	6			1,2	0,4	1,6
2	11	1:0 (Level)	0,40	2,2	1,2	3,4
3	19			3,7	3,6	7,3
4	34			6,6	11,4	18,0

Auch im deutschen Steinsalz- und Kalibergbau werden im Laufe des Jahres 2018 die ersten LH621 mit einer solchen Schnittstelle zum Einsatz kommen. Ein Lieferant für die PDS ist zum jetzigen Zeitpunkt jedoch noch nicht definiert.

4.3 Laderautomation

Das gestiegene Bewusstsein der Bergbaubetreiber bezüglich Sicherheit, größere Teufen, höhere Temperaturen, längere Anfahrtswege aber auch die Suche nach Möglichkeiten zur Leistungssteigerung haben der Automation von Fahrladern in den letzten Jahren immer mehr Aufmerksamkeit zu Teil werden lassen. Im Rahmen der Abgasgrenzwerte Thematik bietet auch die Laderautomation Möglichkeiten, die Einwirkungen auf das Personal zu reduzieren.

Sandvik AutoMine™ steht seit Jahren für ausgereifte Lader- und Truck Automationsprojekte weltweit. Bisher im Einsatz sind die Flottenautomation „AutoMine™ Fleet“, die Automation eines einzelnen Fahrladers in einem Abbaubereich „AutoMine™ Lite“ und der gleichzeitige Einsatz von mehreren Fahrladern in verschiedenen Abbaubereichen, welche durch einen Bediener gesteuert und überwacht werden (AutoMine™ Mult-Lite). Bei diesen Systemen orientiert sich der Lader über Laserscanner an den Stößen, wobei die Positionserkennung über den Abgleich mit bei Lernfahrten generierten Scandaten ermöglicht wird. Für alle bisherigen AutoMine™ Produkte ist eine W-LAN Abdeckung gemäß den spezifischen Systemanforderungen Voraussetzung. Der Fahrbetrieb sowie das Abladen des Gesteins erfolgt automatisiert. Das Laden kann je nach Einsatzfall manuell oder automatisiert durchgeführt werden.

Im deutschen Kali- und Steinsalzbergbau ist der Kammerpfeilerbau als Bergbaumethode am stärksten verbreitet. Hierbei konnte bisher jedoch kein Verkehrskonzept gefunden werden, welches die hohe Anzahl von zeitgleich operierenden Maschinen zielführend berücksichtigt. Zudem stellt der schnelle

Abbaufortschritt große Herausforderungen an die Durchführung von Lernfahrten zwecks Hinzufügen neuer Streckenabschnitte.

Für den Strossenabbau in einigen deutschen Steinsalzbergwerken könnte das AutoMine™ Lite System mit einem Sandvik LH621 jedoch eine gute Alternative zum manuellen Betrieb darstellen.

Mit AutoMine™ Tele-Remote wurde 2017 ein System auf den Markt gebracht, welches als semi-automatisches Assistenzsystem die Bedienung eines Fahrladers von einem Fahrerstand überträgt ermöglicht. Während bei diesem Einstiegssystem das Gaspedal vom Bediener betätigt wird, übernimmt das System zum größten Teil die Lenkung des Laders. Zwei Laserscanner bestimmen den Abstand zum Stoß, halten den Fahrlader auf der Ideallinie und beugen Kollisionen mit dem Stoß ggfs. durch gezieltes Abbremsen vor. Lediglich an Streckenkreuzen muss der Bediener durch Antippen des Joysticks die Fahrtrichtung vorgeben. Lernfahrten sind somit nicht notwendig.



Abbildung 9: AutoMine™ Tele-Remote [4]

Im Kammerpfeilerbau könnte das AutoMine™ Tele-Remote System speziell über Schichtwechsel zur Erhöhung der Produktionszeit und -leistung pro Tag beitragen. Auch der Einsatz im Schüttgüterversatz erscheint denkbar, da somit der Bediener nicht mehr den belastenden Einflüssen des Versatzmaterials (z.B. unangenehme Gerüche) ausgesetzt würde.

5 Schlussfolgerungen und Ausblick

Auf Grund seiner hohen Produktionsleistungen im globalen Erzbergbau konnte sich der Sandvik LH621 seit 2011 auch im Salz- und Kalibergbau durchsetzen. Merkmale wie die hohen Reißkräfte, die Robustheit und die hohe Einsatzverfügbarkeit waren hierbei der Schlüssel zum Erfolg. Die stetige, kundenspezifische Weiterentwicklung und Ausrichtung auf globale und lokale Anforderungen ermöglicht den Betreibern Produktionssteigerungen bei gleichzeitiger Emissionsreduktion und verbesserten Arbeitsplatzbedingungen für ihre Mitarbeiter.

Neben zukünftigen Entwicklungen der mechanischen Anteile des Laders wird insbesondere die Etablierung von OptiMine™, AutoMine™ und weiteren Assistenzsystemen zusätzliche Potenziale zur Optimierung der Einsatzpunkte und Ausweitung der Einsatzmöglichkeiten im deutschen Kali- und Steinsalzbergbau schaffen.

6 Literaturverzeichnis

- [1] Gourley, E, 2016. esco extracts the eons [online]. Verfügbar auf < minestories.com > [Abgerufen: 30.12.2017].
- [2] Jakobs, A, 2014. LH621 – the strongest hardrock LHD in the world enters salt and potash applications, im Tagungsband des 6th International Symposium - High Performance Mining, Aachen, Deutschland, S. 503 ff (RWTH Aachen University).
- [3] Sandvik Mining and Rock Technology, 2016. LH621 Betriebshandbuch.
- [4] Sandvik Mining and Rock Technology, 2017. AutoMine™ Equipment Automation and Teleoperation Systems [online]. Verfügbar auf < www.rocktechnology.sandvik > [Abgerufen: 28.12.2017].
- [5] Sandvik Mining and Rock Technology, 2017. Eclipse Kundenpräsentation.
- [6] TED (Tenders Electronic Daily), 2017. Deutschland-Koblenz: Auftausalz - 2017/S 198-406993 - Bekanntmachung vergebener Aufträge [online]. Verfügbar auf < ted.europa.eu > [Abgerufen:18.12.2017].

André Jakobs

andre.jakobs@sandvik.com

Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH
Gladbecker Str. 427
45329 Essen

Herausforderungen an die Bewetterung durch neue Arbeitsplatzgrenzwerte

J. Kegehoff

Korfmann Lufttechnik GmbH

1 Einleitung

Neue Arbeitsplatzgrenzwerte gelten für die gesamte Industrie. Bereits für elektrische Installationsarbeiten auf Baustellen während Fräsarbeiten von Schlitzten bedeuten die neuen Grenzwerte ein anpassen des bisherigen Bauablaufs. In anderen Industriesparten ist der Aufwand wesentlich umfangreicher, da diese mit vielen Peripheriebedingungen verknüpft sind. Im Tunnelbau ist beispielsweise der Arbeitsplatz nur eingeschränkt erreichbar und stellt die Projektplaner und Gesundheitsschutzkoordinatoren vor größere Aufgaben.

Mit der schwierigsten Bedingungen stellen sich jedoch im Bergbau ein. Viele Arbeitsstellen mit unterschiedlichsten Anforderungen befinden sich in einem untertägigen Betrieb mit stark eingeschränkten Versorgungszugängen.

Seit über einem Jahr arbeiten viele Betriebe und Bergbaukonzerne gemeinsam mit Maschinenherstellern, Gesundheitsschutzspezialisten und behördlichen Stellen an zukunftsorientierten Lösungen um die neuen arbeitsplatzgrenzwerte im Bergbau umsetzen zu können und gleichzeitig auf dem internationalen Markt wettbewerbsfähig zu sein.

Doch welche Regeln gelten derzeit und wie muss die Bewetterung verändert werden?

2 Regeln / Grenzwerte

Den Gesundheitsschutz im Bergbau regelt die „Gesundheitsschutz-Bergverordnung“ (GesBergV) mit der Gefahrstoffverordnung. Diese enthält selbst allerdings keine direkten Arbeitsplatzgrenzwerte, sondern verweist auf die Technische Regeln für Gefahrstoffe (TRGS).

Maßgeblich für die Bewetterung bzw. Luftqualitäten sind im Einzelnen:

- TRGS 400 Gefährdungsbeurteilung für Tätigkeiten mit Gefahrstoffen
- TRGS 402 Ermitteln und Beurteilen der Gefährdungen bei Tätigkeiten mit Gefahrstoffen: Inhalative Exposition.
- TRGS 554 Abgase von Dieselmotoren
- TRGS 559 Mineralischer Staub
- TRGS 900 Arbeitsplatzgrenzwerte
- TRGS 906 Verzeichnis krebserzeugender Tätigkeiten oder Verfahren nach §3 Abs. 2 Nr. 3 GefStoffV

Werden die in der TRGS angeführten Regeln technisch eingehalten, kann davon ausgegangen werden, dass die Anforderungen erfüllt sind und keine weiteren Maßnahmen erforderlich sind.

Für den Bergbau stellen sich insbesondere die Stickoxide (hauptsächlich nach Sprengungen), die Deselemissionen (Transportfahrzeuge, Bergbaumaschinen etc.) sowie Stäube als große Herausforderung dar. Stäube mit Quarzanteil sind als krebserregend eingestuft!

Seit Mai 2016 mit Inkraftsetzung zum 04.11.2016 setzt die TRGS 900 die Arbeitsplatzgrenzwerte für NO auf 2 ml/m³ (ppm) und NO₂ auf 0,5 ml/m³ (ppm) fest. Die Dieselmotoremissionen wurden im Mai 2017 auf 50 µg/m³ = 0,05 g/m³ gesenkt.

Diese Werte sind derzeit gültig und in der Industrie einzuhalten.

Für den Bergbau gilt seit 2016 eine 5-jährige Übergangsfrist bis 2021. Ende 2019 werden die bis dato umgesetzten Maßnahmen der Bergbaubetriebe geprüft.

Voraussichtlich sollen die Kohlenmonoxide ebenfalls gesenkt werden von derzeit 30 ppm auf 20 ppm.

Mit welchen Schwierigkeiten bzw. Einflüssen in der Bewetterung der Grubenbetriebe sind die Grenzwerte verbunden?

3 Einflüsse auf die Bewetterung eines Grubenbetriebes

Wenn die Förderleistung des Bergbaubetriebs mit dem Einsatz der derzeitigen Geräte unter Tage nicht verringert werden soll, wäre rein rechnerisch eine Frischluftmengenerhöhung des 8 bis 10-fachen in den meisten Betrieben notwendig. Dies ist aus verschiedenen Aspekten nicht zu realisieren. Eine wirtschaftliche Lösung liegt in der Optimierung aller Einzelkomponenten die einen direkten oder indirekten Einfluss auf die Bewetterung ausüben. Bei Betrachtung der drei Hauptemittenten von Sprenggasen, Dieselabgasen und Stäuben werden die Hauptproblematiken der Grenzwertsenkung deutlich.

Da hier nur der Einfluss auf die Bewetterung in Zusammenhang gebracht wird, wird der Aspekt einer betrieblichen Einschränkung von Sprengstoff-, und Dieselfahrzeugeinsatz nicht weiter verfolgt.

3.1 Sprenggase

Während auf den meisten Tunnelbaustellen die Sprenggase relativ schnell ins Freie geführt werden können, ist im Berg das weitverzweigte Netz der Stollen und Kammern problematischer. Die Stickoxide breiten sich verstärkt aus und verbleiben durch relativ niedrige Wettergeschwindigkeiten lange in der Grube. Die im rückwärtigen Bereich befindlichen Arbeitsstellen sind direkt betroffen. Eine Verminderung der Stickoxide bei der Sprengung ist bereits bei der Kali und

Salz durch einen neuen Sprengstoff erfolgreich entwickelt worden. Verbleibende Stickoxide müssen nun sorgfältig geführt ins Freie gebracht werden. Dafür wäre ein nicht im Arbeitsbetrieb eingebundener freier Querschnitt die Ideallösung. Bedeutet allerdings für viele Betriebe eine massive Veränderung der kompletten Wetterführung. Ein örtliches Überbrücken der in der Abluftrichtung befindlichen Arbeitsstellen mittels zusätzlicher Luttenführung scheint bei erster Betrachtung im Einzelfall möglich. Dabei sind allerdings die eigentliche konzentrierte Erfassung der Sprenggase zu realisieren, als auch weitestgehend Leckage Freie Luttenführung, da ansonsten eine Mindestkonzentration durch überdruck in der Lutte im Kreis läuft und im Stollen verbleibt. Die neuen Grenzwerte sind gerade an solchen Stellen nicht zu unterschätzen. Aus diesem Grunde sollte diese Variante sorgfältig durchdacht und nur als Notlösung umgesetzt werden.

3.2 Dieselemissionen

Die fortschreitende Mechanisierung der Gruben hat zur Folge, dass immer mehr dieselbetriebene Fahrzeuge für Transporte, Ladevorgänge, Abbau oder als Semimobile Einsatzgeräte unter Tage sind. Um mit der gleichen vorhandenen Frischluft die neuen DME- Grenzwerte einzuhalten, wären etwa sechs bis sieben von zehn Fahrzeugen still zu legen! Bisher wurde zu jedem Fahrzeug eine in den Arbeitsbereich zu liefernde Mindestfrischluftmenge festgelegt. Diese entsprechend der TRGS 554 oder nach den Emissionsangaben der Hersteller. Um bei dieselbetriebenen Fahrzeugen zu bleiben sind hier natürlich in erster Linie die Hersteller der Motoren gefragt die Ausstoßemissionen zu senken. Realistisch gesehen ist eine Reduzierung des Ausstoßes auf 1/10 nicht möglich. Doch jeder Ansatz in den Teilbereichen führt zu einer möglichen übergeordneten Multiplen Lösung.

Eine Umstellung auf Elektrofahrzeuge kann aus verschiedenen Aspekten ein Mammutprojekt für den Grubenbetrieb werden. So sind Ladestationen einzurichten die höhere Anforderungen an die elektrische Grubenversorgung stellen und Arbeitsprozesse auf die Kraft-, und Laufleistungen der Elektrofahrzeuge logistisch abzustimmen. Noch sind die Generationen von elektrobetriebenen Fahrzeugen für den anspruchsvollen Betrieb nicht für alle Bereiche voll verfügbar.

Bewetterungstechnisch stellt sich eine komplett andere Frage auf: Wie kann ein in Brand geratenes Elektrofahrzeug sicher gelöscht werden? Welche Rauchgase entstehen dabei? Diese Fragen bleiben zu diesem Zeitpunkt offen im Raume stehen.

Unabhängig verschiedener Teillösungen ist der Betrieb von Fahrzeugen durch die Betriebsführung bewetterungstechnisch zu optimieren. In welcher Tiefe und mit welchen Hilfsmitteln dies durchgeführt wird muss jeder Betrieb für sich und den spezifischen Anforderungen evaluieren.

Ein Hilfsmittel zur teilweisen oder gar vollständigen intelligenten Wetterführung sind Echtzeit Sensoren zur Messung der örtlichen Schadstoffkonzentrationen. Je nach vorhandenem digitalisiertem Wetternetz können diese eingebunden werden und effizient zur Optimierung der verfügbaren Wetter zum Fahrzeugeinsatz beitragen.

3.3 Stäube

Die Messung von Stäuben erfolgt über einen gewissen Zeitraum und wird rückwirkend ausgewertet. Eine anerkannte Echtzeitmessung ist derzeit nicht verfügbar und kann entsprechend nicht in ein Sensorsystem zur flexiblen Bewetterungsoptimierung eingebunden werden. Stäube sind weitestgehend zu vermeiden bzw. direkt an der Entstehungsstelle zu erfassen und zu filtern. Ansonsten sind die Grenzwerte nur schwerlich einzuhalten. Standortfeste Einrichtungen wie bspw. Bandübergaben als auch Bohrgeräte sind technisch gesehen gut zu entstauben. Schwieriger wird es bei Teilschnittmaschinen / Continuous Minern oder Stäuben aus Fahrstrecken. Eine Einhausung ist nur teilweise möglich bzw. schwer umzusetzen. Gerade bei den CM-Maschinen ist eine gewisse periphere Staubentwicklung fast unvermeidbar. Der Maschinenführer ist im gefährdeten Bereich aufgrund der Nähe zum Schneidkopf. Dies ist kein neues Problem, allerdings mit neuen Grenzwerten umso akuter. Eine Lösungsfindung ist aufgrund des Compliance Aspektes der Vorteilsnahme in der Zusammenarbeit von Maschinenhersteller, Lüftungs-, und Entstaubungsfachmann und Betreiber sehr schleppend und schwierig umzusetzen.

4 Bewetterungsproblematiken

Unzweifelhaft ist eine Lösung mit Erhöhung der Wetter für die gesamte Grube um ein etwa zehnfaches nicht durchführbar. Bergbaubetriebe müssen eine Multiple-Lösungsstrategie verfolgen um nicht das gesamte Bewetterungs-, und Betriebskonzept umzustellen. Dennoch wird es notwendig werden Hauptwetter-, und Sonderbewetterungsmengen örtlich zu erhöhen.

4.1 Hauptwetter

Hohe Hauptwettermengen implizieren hohe Luftgeschwindigkeiten und höhere Betriebsdrücke. Die Belastungen an das vorhandene Grubenausbaumaterial nehmen außergewöhnlich zu. Wetterbauwerke, Schachteinbauten werden stärker belastet und müssen verstärkt oder erneuert werden. Der höhere Druck an diesen Bauwerken erzeugt eine ebenfalls höhere Leckage, so dass Abdichtungen nachzubessern sind. Mit höheren Geschwindigkeiten in den Stollen kann teilweise nicht mehr gearbeitet werden (Maximalgeschwindigkeit in Arbeitsbereichen <6,0 m/s).

Feine Staube erheben sich und werden durch die Grubenbaue transportiert. Luftdichten konnen sich geringfugig andern was eine fruhere oder spatere Sattigung der Emissionen in der zugefuhrten Luft zur Folge hat.

4.2 Sonderbewetterung

Im Bereich der Sonderbewetterung erzeugen hohere Volumina bei gleichen Platzverhaltnissen hohere Drucke bei gleicher Luttengroe. Der Einfluss von Druckerhohung zum Luttendurchmesser betragt etwa x5. Zur ubersicht der Verhaltnisse in Lutten die beispielhaften Betrachtungen von Druckverhaltnissen in Abbildung 1 und Abbildung 2.

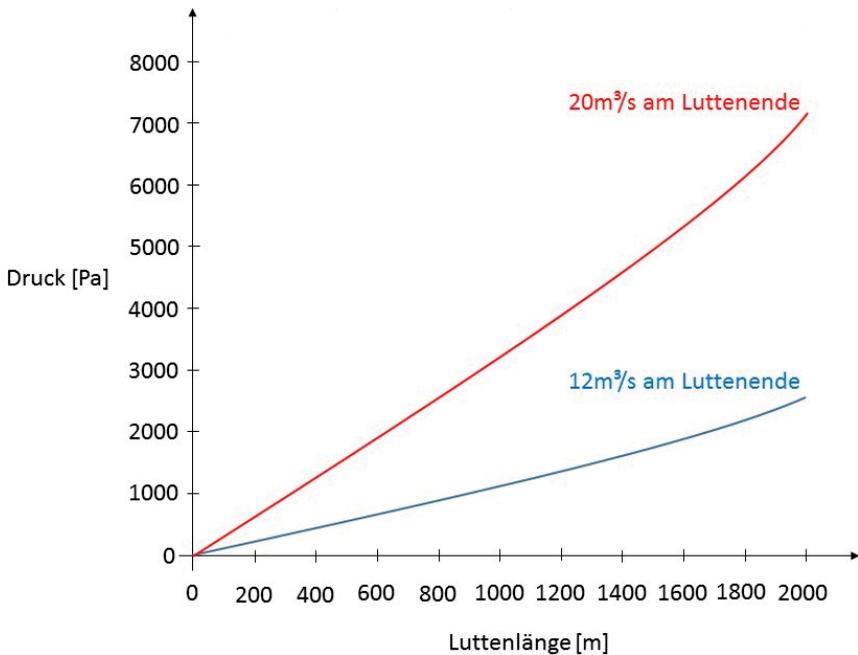


Abbildung 1: Beispielhafte Betrachtung von Druckverhaltnissen in A-Lutte mit $\varnothing 1,2$ m

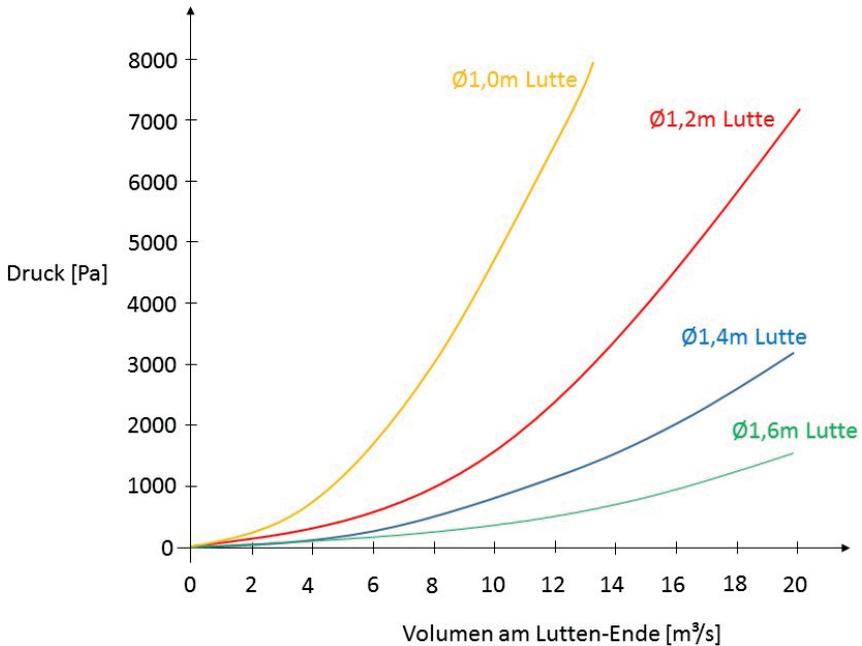


Abbildung 2: Beispielhafte Betrachtung von Druckverhältnissen in A-Lutte bei 2.000 m Luttenlänge

Des Weiteren erhöht der zusätzliche Druck die Anforderung an die Qualität der Lutte als auch an die Wartung bzw. der Reparatur. Ein weiterer Betrachtungspunkt ist die zusätzliche Erwärmung der Wetter. Pro etwa 1000 Pascal Druckerhöhung am Lüfter wird die Luft um etwa 1 Kelvin wärmer. Somit ist auch die Klimakontrolle mit in die Betrachtung einer Lösung nicht zu vernachlässigen und einzubeziehen.

Generell ist ein wesentlich erhöhter Energieaufwand für Haupt-, und Zusatzbewetterung erforderlich. Physikalisch erhöhen sich bei linearer Volumenerhöhung der Druck quadratisch und die notwendige Motorleistung kubisch. Dafür müssen Energienetze, Absicherungen, Kabel und Kabelwege vielfach umgestaltet werden. Effiziente Regel-, und Steuersysteme für alle Komponenten sind in der Lage entsprechende Leistungen jederzeit optimal anzupassen. Dies führt zur effizienten Auslastung der Komponenten und keiner Überdimensionierung die ein Vielfaches an Infrastruktur abverlangt.

Gerade in der Bewetterung können die Einzelkomponenten im Gesamtkonzept durch intelligente Vernetzung mit Sensoren optimiert werden. Ein „Ventilation on Demand“ mit übergeordneter Prozesssteuerung und Bewetterungsprogramm inkl. Simulationsmöglichkeit kann durch eingebundener Sensortechnik effizient

und flexibel arbeiten. Logistische Prozesse können so bewetterungstechnisch abgestimmt und eingeplant werden. Selbst ein einzelner Luttenvortrieb kann sich selbstständig nach dem heutigen Stand der Technik intelligent und vollautomatisch steuern. Nicht nur Wetterbedarfe werden zielgenau geregelt sondern auch eine Überwachung des Luttenzustands durch integrierte Prozessanalysen ist möglich. So können Wetterbedarfe möglichst fehlerfrei zugeordnet und ausgenutzt werden um Fehlwetter und Energieverluste zu vermeiden.

5 Fazit

Solange der Mensch noch nicht vollkommen aus dem Arbeitsprozess entbunden ist muss die Bewetterung der Grube in Zukunft auf die neuen Grenzwerte angepasst werden. Effizient kann dies nach der Analyse der wirklich möglichen Reduzierungen der verschiedenen Emissionen durchgeführt werden. Um diese Wetter-Optimierung energetisch klein zu halten ist eine übergeordnete Prozesssteuerung inkl. Messwerterfassung in den kritischen Arbeitsbereichen zu empfehlen.

Jens Kegenhoff
jens.kegenhoff@korfmann.com

Korfmann Lufttechnik GmbH
Hörder Str. 286
58454 Witten

Technikentwicklung in der Produktförderung der RAG

M. Lemke

RAG Aktiengesellschaft

Am 27. November 1968 wurde für einen der bedeutendsten Industriezweige der jungen Bundesrepublik Deutschland Geschichte geschrieben – es war der Tag der Gründung der Ruhrkohle AG (RAG) als zukünftiger Gesamtgesellschaft des Steinkohlenbergbaus unter Beteiligung von vorerst 26 Unternehmen des Ruhrbergbaus.

Nach der Unterzeichnung des Grundvertrags zwischen der Bundesrepublik Deutschland, den Bergbau-Altgesellschaften und der Ruhrkohle AG im Juli 1969 wurden vier Monate später sieben betriebsführende Bergbau-Aktiengesellschaften unter dem Dach der Ruhrkohle AG gegründet. Zum Unternehmen gehörten somit zunächst 52 Bergwerke, 29 Kokereien und fünf Brikettfabriken mit zusammen rund 186.000 Beschäftigten. Mit diesem Schritt wurde der traditionsreiche Steinkohlenbergbau an der Ruhr neu geordnet und für die Zukunft aufgestellt.

Aufgrund der besonderen Verhältnisse der Lagerstätte des deutschen Steinkohlenbergbaus ist es nicht verwunderlich, dass besonders im Ruhrbergbau - aber auch in den Kohlenrevieren der Saar, Ibbenbürens und in Aachen - Verfahren und Techniken zur Gewinnung der Kohle entwickelt wurden, die heute weltweit zum Einsatz kommen.

Mit der Gründung der Ruhrkohle AG begann aber auch ein politisch begleiteter, beispielloser Konzentrationsprozess in der deutschen Industriegeschichte, der dazu führte, dass ab dem Jahr 1998 mit Gründung der Deutschen Steinkohle AG (DSK) unter dem Dach der RAG nur noch ein Steinkohlenproduzent in Deutschland verblieb. Auch in dieser letzten Phase der Steinkohlenförderung in Deutschland, die im Jahr 2018, dem 50. Jahrestag der Gründung der RAG ihr Ende findet, kam es zu bedeutsamen technischen Entwicklungen, die noch heute im Weltbergbau Stand der Technik sind.

Um das in den letzten 50 Jahren erlangte Know-how des deutschen Steinkohlenbergbaus nachhaltig zu sichern, erarbeitet die RAG derzeit eine Buchreihe zur „Dokumentation der technischen Entwicklung bei RAG“. Es soll dem Techniker darüber hinaus als Impulsgeber für zukünftige technische Entwicklungen dienen.

Das gesamte Compendium besteht nach derzeitigem Stand aus folgenden Einzelbänden in sukzessiver Erscheinungsweise:

- Buch 1: Technikentwicklung und Forschung der RAG
- Buch 2: Technikentwicklung im Abbau
- Buch 3: Technikentwicklung in der Vorleistung
- Buch 4: Technikentwicklung in der Logistik
- Buch 5: Technikentwicklung in der Grubensicherheit (Band 1 und 2)
- Buch 6: Management- und Bildungssysteme für technische Prozesse
- Buch 7: Entwicklung des Markscheidewesens in der RAG – Planung und Gewinnung
- Buch 8: Entwicklung des Markscheidewesens in der RAG – Auswirkungen und Bergbaufolgen

Im Buch 4 werden die Entwicklungen der vergangenen fünf Jahrzehnte aus dem Bereich „Logistik“ dargestellt. Die Logistik unter Tage wurde durch die flächige Entwicklung des Steinkohlenbergbaus, z.B. durch Anschluss- oder Verbundbergwerke und die Zunahme der Gewinnungsteufe vor erhebliche Herausforderungen gestellt. Nicht zuletzt die deutliche Zunahme der zu transportierenden Gewichte machte entsprechende Sicherheitskonzepte erforderlich. Bis heute nimmt die RAG auf dem Gebiet der Arbeitssicherheit und des Gesundheitsschutzes einen im internationalen Vergleich mit anderen Bergbautreibenden, aber auch innerhalb der deutschen Industrie herausragenden Platz ein.

Die beiden Vorträge geben einen Einblick über die Technikentwicklung in der Logistik der RAG allgemein und im Bereich der Produktförderung im speziellen.

Michael Lemke
michael.lemke@rag.de

RAG Aktiengesellschaft
Shamrockring 1
44623 Herne

Vergleich der Bandfördererauslegung nach DIN und CEMA Standards

A. Pahl, A. Hutwalker, Prof. Dr. O. Langefeld
TU Clausthal

1 Einleitung

In den letzten Jahrzehnten haben sich, insbesondere im Bereich des Bergbaus, die Förderkapazitäten von Bandanlagen enorm erhöht. Heute werden Förderwege von 30 km oder Massenströme von bis zu 40.000 t/h von nur einer Anlage erreicht.^{1,2} Dies geht unweigerlich mit einer Steigerung der mechanischen Belastungen der einzelnen Bauteile einher. Die Dimensionierung einer Bandförderanlage zielt deshalb neben der bloßen Funktionalität auf eine Vielzahl von weiteren Anforderungen ab. Auch kleine Verbesserungen in der Auslegung bringen dabei, insbesondere bei großen Anlagen, ein enormes Einsparungspotential an Energie- und Wartungskosten während der Betriebsphase mit sich. Die Grundvoraussetzung darin liegt jedoch im Verständnis der komplexen Zusammenhänge zwischen vorherrschenden Kräften und Verlusten. Hierin liegt die Quelle der Motivation, die Berechnungsverfahren für die Dimensionierung kontinuierlich zu verbessern.

Durch verschiedene nationale Institutionen und Verbände wurden in den letzten Jahrzehnten Standards definiert und fortlaufend angepasst, um die aktuelle technischen Entwicklung zu dokumentieren und zu publizieren. Die geläufigsten sind dabei die US-Amerikanischen und Deutschen Berechnungsverfahren, die sich in ihren Einzelschritten teilweise erheblich unterscheiden. Nachfolgend soll zunächst eine Einführung in die Vorgehensweise bei der Auslegung und den zugehörigen Stand der Normungen gegeben werden und anschließend anhand einer überschlägigen Dimensionierung, beiden Standards folgend, die Äquivalenz der Ergebnisse überprüft und einige ausgewählte Berechnungsschritte detaillierter miteinander verglichen werden.

2 Allgemeines zur Dimensionierung von Bandförderern

Die Schritte, die zur Dimensionierung eines Bandförderers getätigt werden müssen, sind im Allgemeinen immer die gleichen, unterscheiden sich aber je nach zu Grunde gelegtem Standard in ihrer Ausführung. Eine Auslegung erfolgt meist nach dem gewünschten Massenstrom, üblicherweise in Tonnen pro Stunde angegeben. Bevor eine Berechnung erfolgen kann, müssen jedoch einige Grundparameter bekannt sein bzw. definiert werden.

¹ Mark Alspaugh (2008): Bulk Material Handling By Conveyor Belt 7, SME

² Bernd Küsel (2004): Record breakers!. World Coal, June 2004, pp. 69-71

Als Eigenschaften des Fördergutes spielen insbesondere die (Schütt-)Dichte, der dynamische Schüttwinkel und die Korngrößen eine Rolle. Auch die Abrasivität, der Mineralbestandteil und die Temperatur sowie einige weitere Kennwerte geben wichtige Auskünfte über mechanische und chemische Einflüsse auf den Fördergurt. Der Förderweg wird durch seine Länge, die zu überwindenden Höhenunterschiede und die daraus resultierenden Steigungen beschrieben. Die zuletzt genannte Größe ist dabei das Hauptkriterium für die Auswahl des Fördergurtes. Mit den handelsüblichen Flachgurten, nur diese sollen im Rahmen dieses Artikels in Betracht gezogen werden, lassen sich Neigungen von bis zu 20° überwinden. Für steilere Anwendungen steht eine Vielzahl von Spezialgurten zu Verfügung, unter Verwendung von Elevatorgurten ist selbst eine vertikale Förderung möglich.

Die Dimensionierung eines Bandförderers beginnt folglich immer mit der Ermittlung oben genannter Parameter. Mit diesen Informationen können die Gurtbreite und die Muldungsform festgelegt und mit der Bandgeschwindigkeit so aufeinander abgestimmt werden, dass die gewünschte Förderkapazität erreicht wird. Nach der Auswahl geeigneter Tragrollen und deren Abstand zueinander, ist eine überschlägige Berechnung der Widerstandskräfte in der Bandanlage möglich, aus der die notwendige Maschinenleistung zur Überwindung dieser Widerstände ermittelt werden kann. Letztendlich müssen auch die Antriebsstromeln in der Lage sein die Maschinenleistung auf das Band zu übertragen, weshalb eine Berechnung der an der Trommel wirkenden Umfangskräfte notwendig ist. Erst damit sind alle tatsächlich auf den Fördergurt wirkenden Kräfte bekannt und eine Auslegung von Zugträger und Deckplatten kann erfolgen.

3 Nationale und internationale Normen und Standards für die Gestaltung von Bandförderanlagen

Normen werden zur Vereinheitlichung und zur Definition von ingenieurtechnischen Standards, basierend auf dem Stand der Technik, erstellt. Dabei haben sie einen Richtliniencharakter und sind, solange nicht explizit durch ein Gesetz oder eine Verordnung anderweitig definiert, nicht rechtlich bindend. Jedoch hat sich ihre Verwendung in vielen Bereichen allgemein anerkannt durchgesetzt, oft werden sie auch zwischen Vertragspartnern als verbindlicher Standard für die Ausführung von Baumaßnahmen und der Dimensionierung und Konstruktion von Maschinen und Maschinenkomponenten festgelegt. Für Bandförderer existieren dabei verschiedene Regelwerke in unterschiedlichen Teilen der Welt. Während sich in Nord- und Südamerika der US-Amerikanische Standard durchgesetzt hat, wurden in Deutschland eigene Normenreihen veröffentlicht.

3.1 Deutsche Normen

In Deutschland werden Normen aller Art durch das Deutsche Institut für Normung (kurz: DIN) in verschiedenen Fachausschüssen erarbeitet. Das DIN ist Vollmitglied in der Internationalen Organisation für Normung (kurz: ISO). Die Grundlagen der Auslegung von Bandförderanlagen sind dabei in der Norm DIN 22101 *Stetigförderer – Gurtförderer für Schüttgüter – Grundlagen für die Berechnung und Auslegung* festgehalten. Diese Norm beinhaltet alle Grundschnitte der Dimensionierung, viele Details sind allerdings in separaten Normen definiert, beispielhaft sollen hier genannt werden: DIN 22102 *Textil-Fördergurte für Schüttgüter*, DIN 22107 *Tragrollenanordnungen für Gurtförderer für Schüttgut – Hauptmaße*, DIN 22109 *Textil-Fördergurte für den Steinkohlenbergbau*, DIN 22112 *Gurtförderer für den Kohlenbergbau unter Tage – Tragrollen*, DIN 15207 *Stetigförderer – Tragrollen für Gurtförderer – Hauptmaße der Tragrollen für Schüttgutförderer*. Darüber hinaus existieren verschiedene VDI-Richtlinien die sich ebenfalls mit der Thematik beschäftigen.

3.2 US-Amerikanischer CEMA Standard

In den vereinigten Staaten werden die Empfehlungen für das Design von Bandförderern von der *Conveyor Equipment Manufacturers Association* (kurz: CEMA) in Form des Handbuches *Belt Conveyors for Bulk Materials* herausgegeben. Die aktuellste Fassung liegt mit der siebten Edition aus dem Jahre 2014 vor. Die CEMA ist nicht Mitglied der ISO, jedoch werden einzelne Empfehlungen der Gesellschaft durch das amerikanische Pendant zur deutschen DIN, dem *American National Standards Institute* (kurz: ANSI) veröffentlicht.

4 Dimensionierung einer beispielhaften Bandanlage

Sowohl die DIN 22101 als auch das Handbuch der CEMA geben Formeln und Rechenwege vor, mit denen sich eine Bandanlage überschlägig dimensionieren lässt. In wie weit diese Rechnungen und Empfehlungen zu unterschiedlichen Ergebnissen führen, soll nachfolgend mit der Auslegung eines einfachen Bandförderers überprüft werden. Bei der Auslegung nach DIN 22101 wird für die Annahme einiger Parameter auf weitere DIN-Normen sowie das Handbuch *Fördergurte Berechnungen* der Firma ContiTech zurückgegriffen, dass im Wesentlichen der DIN 22101 folgt und um einige erfahrungsbasierte Angaben ergänzt. Soweit nicht explizit angegeben, sind die Angaben jedoch direkt aus der DIN 22101 übernommen. Um die Verwendung der Formeln aus dem CEMA Handbuch zu ermöglichen, werden die Berechnungen teilweise im angloamerikanischen Einheitensystem durchgeführt, jedoch anschließend in metrische Einheiten umgewandelt.

Als Grundlage für die Berechnung werden die in Tabelle 1 dargestellten Parameter verwendet, die eine Förderanlage in einem Kupfertagebau mit einer durchschnittlichen Größe repräsentieren sollen. Vorausgesetzt wird außerdem,

dass eine dreiteilige Muldungsform verwendet und Fördergut nur auf dem Obertrum transportiert wird.

Tabelle 1: Übersicht der Eingangsparameter für die beispielhafte Bandfördererdimensionierung

Horizontale Förderlänge	750 m
Höhenunterschied/Neigung	50 m/4°
Förderrichtung	Aufwärts
Material	gebrochenes Kupfererz
Massenstrom	5000 t/h
Schüttdichte	2,2 t/m ³
Maximale Stückgröße	200 mm
Dynamischer Schüttwinkel	15°

4.1 Auslegung nach DIN 22101

Fördergeschwindigkeit

In der DIN 22101 ist kein Berechnungsverfahren für die Fördergeschwindigkeit v vorgegeben. Das Handbuch von ContiTech gibt hingegen für Erz eine übliche Fördergeschwindigkeit von 1,75 – 4,25 m/s pro Sekunde an, für die Berechnung wird $v = 4 \text{ m/s}$ angesetzt.

Fördergurtbreite und Muldungswinkel

Die Ermittlung der Gurtbreite erfolgt über die Berechnung des notwendigen Füllquerschnittes A des Förderers, der dann mit dem theoretischen Füllquerschnitt A_{th} für verschiedene Gurtbreiten und Geometrien verglichen werden kann. Aus dem Massenstrom Q_m , der Fördergeschwindigkeit, der Schüttdichte ρ und dem Füllfaktor φ_1 berechnet sich der Füllquerschnitt zu:

$$A = \frac{Q_m}{v \cdot 3600 \cdot \rho \cdot \varphi_1} \quad (1)$$

Der Füllfaktor berücksichtigt die Reduktion des Füllquerschnittes in Folge geneigter Förderung und wurde nach ContiTech für eine Neigung der Förderstrecke von 4° zunächst mit $\varphi_1 = 0,99$ angenommen, eine gleichmäßige Fördergutaufgabe vorausgesetzt. Der notwendige Füllquerschnitt ergibt sich also zu nach Formel (1) zu 0,1594 m².

Die in Kapitel 5 erläuterten Formeln (23) und (24) zeigen, dass unter Verwendung einer Bandbreite B von 1200 mm und einem Muldungswinkel λ von 30° ein

theoretischer Füllquerschnitt von $0,1612 \text{ m}^2$ erreicht wird und sich diese Geometrie somit für die geforderte Kapazität eignet. Mit der nun ausgewählten Bandgeometrie ergibt sich nach DIN 22101 ein Füllfaktor von $\varphi_1 = 0,9859$ und ein benötigter Füllquerschnitt von $A = 0,16 \text{ m}^2$. Die Annahme von ContiTech und die Berechnung nach der Norm sind damit nahezu deckungsgleich, die gewünschte Kapazität wird mit der Geometrie abgedeckt.

Auswahl der Tragrollen

Empfehlungen zu Auslegung und Anordnung der Tragrollen finden sich nicht in der DIN 22101. Die Mantellängen der Tragrollen für verschiedene Gurtbreiten sind in der DIN 22107 für die ausgewählte Gurtbreite von 1200 mm und einer dreiteiligen Muldung mit $l_m = 465 \text{ mm}$ angegeben. Die üblichen Nenndurchmesser d_r für diese Bandbreite sind demnach 108 mm, 133 mm und 159 mm. Eine obere Grenze der Umdrehungszahl wird in der VDI 2341 mit $n_R = 650 \frac{1}{\text{min}}$ genannt. Die Drehzahl für den entsprechenden Nenndurchmesser lässt sich bei bekannter Fördergeschwindigkeit mit Formel (2) berechnen:

$$n_R = \frac{v \cdot 60}{\pi \cdot D_r} \cdot 1000 \quad (2)$$

Daraus ergibt sich für $d_r = 108 \text{ mm}$ eine Drehzahl von $n_R = 707 \frac{1}{\text{min}}$, für $d_r = 133 \text{ mm}$ von $n_R = 574 \frac{1}{\text{min}}$ und für $d_r = 159 \text{ mm}$ von $n_R = 480 \frac{1}{\text{min}}$. In Anlehnung an VDI 2341 wird der Tragrollendurchmesser von 133 mm ausgewählt, die Drehzahl liegt unterhalb der dort genannten Grenze.

Tragrollenabstand

Nach DIN 22101 lässt sich die minimale Gurtzugkraft berechnen die notwendig ist, um den relativen Gurtdurchhang auf einen empfohlenen Wert von maximal 0,01 zu begrenzen. Um Umkehrschluss lässt sich daraus bei bekannten Gurtzugkräften der Tragrollenabstand ermitteln. Nach VDI 2431 ist dem Tragrollenabstand aber auch durch die maximale Korngröße k und die Schüttdichte des Fördergutes eine Grenze nach oben gesetzt, ein Zusammenhang der in leicht abgewandelter Form im Handbuch von ContiTech für eine erste Abschätzung des Tragrollenabstands genannt wird. Die in der VDI 2431 genannte empirische Formel für den maximalen Tragrollenabstand $l_{o\text{max}}$ im Obertrum lautet:

$$l_{o\text{max}} = \frac{20}{\sqrt[5]{k \cdot \rho}} \quad (3)$$

Mit den Eingangsparametern ergibt sich aus Formel 3 ein Wert von $1,48 \text{ m}$, der als Tragrollenabstand l_o im Obertrum für die weitere Berechnung verwendet wird.

Ebenfalls in der VDI 2431 wird der übliche Tragrollenabstand l_u im unbeladenen Untertrum mit als das zwei bis vier fache von l_o angegeben. Für die weitere Berechnung wird

$$l_u = 3 \cdot l_o \quad (4)$$

angenommen, sodass l_u zu 4,44 m wird.

Bewegungswiderstände und Antriebsleistung

Nach DIN 22101 setzt sich der Bewegungswiderstand F_W eines Bandförderers im stationären Betriebszustand aus dem Hauptwiderstand, dem Nebenwiderstand, dem Steigungswiderstand und dem Sonderwiderstand zusammen.

Der Hauptwiderstand F_H wird dabei als linearer Zusammenhang zwischen der Förderlänge l und allen in Bewegung befindlichen Massen aufgefasst, die sich aus der Masse der drehenden Teile der Tragrollen m'_R , des Fördergurtes m'_G und des Fördergutes m'_L zusammensetzen. Mit dem Reibungsbeiwert f berechnet sich der Widerstand wie folgt:

$$F_H = l \cdot f \cdot g [m'_R + (2 \cdot m'_G + m'_L) \cdot \cos \delta] \quad (5)$$

m'_R wird aus den Massen der drehenden Teile der Tragrollen des Ober- und Untertrums und deren Abstand zueinander berechnet:

$$m'_R = \frac{m_{RO}}{l_o} + \frac{m_{Ru}}{l_u} \quad (6)$$

Als Masse für die Tragrollen im Obertrum m_{RO} und im Untertrum m_{Ru} werden Richtwerte aus dem Handbuch von ContiTech übernommen. Mit $m_{RO} = 22,3 \text{ kg}$ und $m_{Ru} = 22,2 \text{ kg}$ wird m'_R zu 20,07 kg/m.

Um das Gewicht des noch nicht berechneten Fördergurtes abzuschätzen, wird aus dem Handbuch von ContiTech ein Richtwert von $2 \cdot m'_G + m'_R = 77 \text{ kg/m}$ für eine „normale Anlage“ mit der gegebenen Gurtbreite übernommen und das Gurtgewicht zu $m'_G = 28,47 \text{ kg/m}$ zurückgerechnet.

Die Masse des Fördergutes berechnet sich mit

$$m'_L = \frac{Q_m}{3,6 \cdot v} \quad (7)$$

zu 347,2 kg/m.

Der Reibungsbeiwert wird in Anlehnung an DIN 22101 mit $f = 0,02$ angenommen. Als Hauptwiderstand ergibt sich dann nach Formel (5) ein Wert von $F_H = 56,05 \text{ kN}$.

Der Nebenwiderstand F_N setzt sich aus Trägheits- und Reibungswiderständen zusammen, die nicht über die gesamte Länge des Förderers auftreten. Mit zunehmendem Förderweg verliert er deshalb im Verhältnis zum Hauptwiderstand an Bedeutung und kann der DIN 22101 folgend, sofern der Förderweg mehr als 80 m beträgt, nach Formel (8) pauschal als ein Anteil von ebendiesem ermittelt werden.

$$F_N = (C - 1) \cdot F_H \quad (8)$$

Die Norm gibt für die Förderlänge von 750 m einen Beiwert C von 1,13 an, sodass sich für den Nebenwiderstand $F_N = 6,5 \text{ kN}$ ergibt.

Der Steigungswiderstand wird mit

$$F_{st} = h \cdot g \cdot m'_L \quad (9)$$

zu $F_{st} = 170,30 \text{ kN}$ bestimmt.

Mit dem Sonderwiderstand F_s können darüber hinaus noch mögliche Widerstände durch auf Sturz gestellte seitliche Tragrollen und weitere Anbauteile berücksichtigt werden. Für die an dieser Stelle überschlägig ausgeführte Dimensionierung werden letztere vernachlässigt. Der maßgebliche Sturzwiderstand im Obertrum soll in die Berechnung einbezogen werden, wobei pauschal angenommen wird, dass alle seitlichen Tragrollen auf einen Sturzwinkel ε von $0,5^\circ$ gestellt sind:

$$F_{Rst} = l \cdot c_{Rst} \cdot \mu_3 \cdot |\sin \varepsilon| \cdot \cos \delta \cdot g \cdot (m'_G + m'_L) \quad (10)$$

Der Reibbeiwert μ_3 zwischen Gurt und Tragrolle wird mit 0,5 und der Beiwert c_{Rst} für den Sturzwiderstand mit 0,43 angenommen. Der Sturzwiderstand berechnet sich dann zu $F_{Rst} = 5,17 \text{ kN}$.

Der Gesamtwiderstand resultiert dann aus der Summe der Einzelwiderstände zu $F_W = 238,02 \text{ kN}$.

Daraus kann nach Formel (11) die benötigte Antriebsleistung für den stationären Betriebszustand zu $P_W = 952,1 \text{ kW}$ berechnet werden.

$$P_W = F_W \cdot v \quad (11)$$

4.2 Auslegung nach CEMA-Standard

Fördergeschwindigkeit

Das Handbuch der CEMA gibt übliche Fördergeschwindigkeiten für verschiedene Anwendungen an. Das im Beispiel geförderte Kupfererz wird der dort aufgeführten Klasse *heavy, hard, sharp edged ore, coarse crushed stone, refuse* zugeordnet, für das eine Bandgeschwindigkeit von 400 – 1200 fpm empfohlen wird. Für die Berechnung wird eine Geschwindigkeit von $v = 800 \text{ fpm}$ (4,06 m/s) ausgewählt.

Fördergurtbreite und Muldungswinkel

Nach dem CEMA Standard wird durch die maximale Korngröße und deren Anteil an der Korngrößenverteilung eine untere Begrenzung der Bandbreite vorgegeben. Für einen dynamischen Schüttwinkel von 20° und einem Feinkornanteil von 90 Prozent darf die Korngröße 1/3 der Gurtbreite nicht überschreiten.

Unter Einhaltung oben genannter Vorgabe wird für die Auswahl der Gurtbreite empfohlen eine äquivalente Kapazität Q_{100} bei einer Fördergeschwindigkeit von 100 *fpm* (0,51 *m/s*) zu berechnen und aus Tabellenwerten die geeignete Konfiguration aus Bandbreite und den nach CEMA üblichen Muldungswinkeln von 20, 35 und 45° auszuwählen³.

$$Q_{100} = \frac{Q \cdot 2000}{\rho} \cdot \left(\frac{100}{v}\right) \quad (12)$$

Der Massenstrom ist zuvor in die amerikanische *short ton* und die Schüttdichte zu *lbf/ft³* zu konvertieren:

$$Q_{100} = \frac{5511,6 \frac{tn \ sh}{h} \cdot 2000}{137,35 \frac{lbf}{ft^3}} \cdot \left(\frac{100}{800 \ fpm}\right) = 10032 \frac{ft^3}{h}$$

Aus den Tabellenwerken wird entnommen, dass bei einer Gurtbreite von 48'' (1219 mm) und einem Muldungswinkel von 45° mit einer äquivalenten Kapazität von 10229 *ft³/h* der am nächsten über der geforderten Kapazität liegende Wert erreicht wird.

Auswahl der Tragrollen

Die CEMA klassifiziert Tragrollen abhängig von ihrer Belastungsfähigkeit aufsteigend nach den Klassen B bis F. Der erste Schritt bei der Auswahl einer Tragrollenklasse ist es darum, die zu erwartende Belastung CIL (calculated idler load) einer Rolle zu berechnen:

$$CIL = ((W_b + (W_m \cdot KI) \cdot SI) + IML) \quad (13)$$

Dabei ist W_b die durch das Gurtgewicht hervorgerufene Streckenlast, W_m die Streckenlast des Fördergutes (beide in *lbf/ft*), SI der Tragrollenabstand (*ft*), KI der so bezeichnete *lump size adjustment factor*, ein Faktor der die Zusatzbelastung durch grobstückiges Fördergut berücksichtigt und IML (idler misalignment load) die Last durch falsche Anordnung der Tragrollen (*lbf*).

³ Anmerkung: Die CEMA verwendet an dieser Stelle Q als Formelzeichen sowohl für den Massen- als auch den Volumenstrom.

Ein Richtwert für die Gewichtskraft des Fördergurtes wird aus Tabellenwerken des Handbuches entnommen und beträgt $17 \frac{lb_f}{ft}$ ($25,3 \frac{kg}{m}$).

Das Gewichtskraft des Fördergutes berechnet sich nach Formel (14) zu $229,65 \frac{lb_f}{ft}$.

$$W_m = \frac{Q \frac{tn \cdot sh.}{h} \cdot 2000}{60 \cdot v} \quad (14)$$

Für die gegebene Schüttdichte und Bandbreite wird ein Tragrollenabstand von 3 ft (0,91 m) im Obertrum und 10 ft (3,05 m) im Untertrum als üblich angegeben und für die Berechnung verwendet.

Der *lump size adjustment factor* ergibt sich aus der Schüttdichte und der maximalen Korngröße aus Tabellenwerken zu $KI = 1,2$

Es wird eine optimale Anordnung der Tragrollen vorausgesetzt und der Wert IML an dieser Stelle vernachlässigt.

Nun kann nach Formel (13) $CIL_t = 843,74 lb_f$ (Obertrum) und $CIL_r = 170 lb_f$ (Untertrum) berechnet werden. Für das Untertrum wird dabei $W_m = 0$ gesetzt.

Mit den berechneten CIL-Wert kann durch Vergleich mit dem durch die CEMA vorgegebenen zulässigen Belastungen die angemessene Tragrollenklasse ausgewählt werden. In diesem Fall würde die Auswahl der Klasse D, der zweitstärksten Klasse, genügen, da ihre Rollen eine Last von 1200 lbf im Obertrum, bzw. 425 lbf im Untertrum, letzteres bei Rückführung des Bandes mit einer Tragrolle, aufnehmen können. Es sei darauf hingewiesen, dass die Belastungsangaben für eine Drehzahl von 500 rpm eine Lebensdauer von 60.000 Betriebsstunden ansetzen und eine höhere Belastung und Drehzahl durchaus zulässig ist. Diese würde jedoch zu einer Verringerung der Lebensdauer führen, die nach CEMA ebenfalls berechnet werden kann. Als Tragrollendurchmesser wird 6“ (152,4 mm) aus einer Liste von Standarddurchmessern ausgewählt, die Drehzahl von 500 rpm wird so mit 509 rpm nur geringfügig überschritten.

Bewegungswiderstände und Antriebsleistung

An dieser Stelle soll mit dem bis zur 5ten Edition des CEMA Handbuches gebräuchlichen Methode (CEMA Historical Method) der Bewegungswiderstand und die benötigte Antriebsleistung abgeschätzt werden. Diese Methode ist laut CEMA für kürzere Bandförderer mit einem Förderweg von unter 3000 ft (914,4 m) mit weiteren Einschränkungen verwendbar. Erstmals in der 6ten Edition des Handbuches wurde die CEMA Universal Design Method eingeführt. Mit dem Verfahren ist eine iterative Ermittlung der über die einzelnen Abschnitte eines beliebig komplexen Förderweges auftretenden Änderungen der Gurtzugkräfte möglich. Die Methode betrachtet insgesamt dreizehn Einzelkomponenten, diese

werden über den Förderweg aufsummiert und können erfahrungsbasiert durch so bezeichnete Modifying Factors angepasst werden. Die Bandbreite möglicher Ergebnisse ist hier wesentlich größer, hängt von den gewünschten Sicherheiten sowie vielen weiteren Faktoren ab und erschwert den rechnerischen Vergleich mit dem Verfahren nach DIN 22101.

Die Berechnung des Widerstandes (Effective Tension) nach der historical Method erfolgt nach Formel (15). Prinzipiell besteht diese aus drei Teilen, welche die Widerstände die über die gesamte Bandlänge auftreten, Widerstände durch das auf- oder abwärts fördern des Fördergutes und Einzelwiderstände darstellen.

$$T_e = l \cdot K_t (K_x + K_y \cdot W_b + 0,015 \cdot W_b) + W_m (l \cdot K_y \pm h) + T_p + T_{am} + T_{ac} \quad (15)$$

Die einzelnen Größen sind, soweit nicht schon vorangegangen eingeführt:

- K_t (Ambient Temperature Correction Factor) ist ein dimensionsloser Faktor der den erhöhten Lagerwiderstand in den Tragrollen und verminderte Flexibilität des Fördergurtes durch extrem niedrige Umgebungstemperaturen berücksichtigt. Er findet Anwendung für Temperaturen unter 30°F (-1,11°C) und wird in dieser Berechnung vernachlässigt.
- K_x (Idler Friction Factor) gibt den über den Förderweg auftretenden Reibungswiderstand in den Tragrollen und zwischen diesen und dem Fördergurt in $\frac{lbf}{ft}$ an. Er ist nach Formel (16) abhängig von der Streckenlast des Fördergurtes und des Fördergutes, der Kraft A_i die notwendig ist um den Reibungswiderstand in einem sich drehenden Tragrollensatz zu überwinden und dem hier als S_i bezeichneten Tragrollenabstand.

$$K_x = 0,00068 \cdot (W_b + W_m) + \frac{A_i}{S_i} \quad (16)$$

A_i ist für verschiedene Tragrollenklassen und Durchmesser angegeben und wird daraus mit 1,5 lbf übernommen. Es ergibt sich daraus für K_x ein Wert von $0,655 \frac{lbf}{ft}$.

- K_y ist ein dimensionsloser Faktor der den Widerstand berücksichtigt der dadurch entsteht, dass sich der Fördergurt und das aufliegende Material bei der Bewegung über die Tragrollen verformt und an diese anpasst. Für Standardförderer kann ein Näherungswert aus Tabellenwerken übernommen werden, der in diesem Fall 0,016 beträgt. Für das unbeladene Untertrum ist der Wert bereits in Formel (15) pauschal mit 0,015 angenommen.
- T_p ist der Widerstand der sich zum einen aus der Biegung des Fördergurtes um die Antrieb- und Umlenktrommeln als auch durch den Reibungswiderstand in den Lagern der Trommeln ergibt. Für die

Berechnung wurde ein Wert von 400 lbf für eine Anordnung aus zwei Trommeln aus den Angaben der CEMA übernommen.

- T_{am} ist die Kraft mit der das Fördergut an den Aufgabestellen beschleunigt wird. Mit Formel (17) ergibt sich unter Annahme einer Relativgeschwindigkeit $v_0 = 0$ des Fördergutes zur Förderrichtung ein Wert von 1228 lbf.

$$T_{am} = 2,8755 \cdot 10^{-4} \cdot Q \cdot (v - v_0) \quad (17)$$

- T_{ac} ist die notwendige Antriebskraft die sich aus allen weiteren Anbauteilen, in etwa den Sonderwiderständen nach der Deutschen Norm entsprechend, ergibt. Da diese von den Berechnungen der Widerstände nach DIN 22101 mit Ausnahme des Sturzwiderstandes ausgenommen wurden und dieser nach CEMA bereits mit dem Wert K_x berücksichtigt wird, soll auch hier eine Vernachlässigung erfolgen.

Mit allen zuvor ermittelten Werten ergibt sich nach Formel (15) eine Widerstandskraft von 51240 lbf oder 227,9 kN.

Die erforderliche Antriebsleistung zum Überwinden der Widerstandskräfte wird nach CEMA wie folgt berechnet:

$$hp = \frac{T_e \cdot v}{33000} \quad (18)$$

Daraus ergibt sich eine Antriebsleistung von 1242,2 hp bzw. 926,3 kW.

4.3 Ergebnisse

Grundsätzlich ist ein exakter rechnerischer Vergleich der DIN und CEMA Standards nicht möglich, da an vielen Stellen Werte und Parameter erfahrungsbasiert angenommen und abgeschätzt werden müssen. Die dargestellten Rechnungen dienen in erster Linie dem Aufzeigen unterschiedlicher Vorgehensweisen und Lösungsansätzen.

Die Ergebnisse der überschlägigen Dimensionierung sind in Tabelle 2 zusammengefasst. Empfehlungen zur Fördergeschwindigkeit sind nach beiden Standards sehr ähnlich, Unterschiede ergeben sich hier nur durch die verschiedenen Einheitensysteme. Dass sich daraus nicht zwangsläufig die gleiche Gurtgeometrie, also Gurtbreite und Muldungswinkel, ergibt, ist auf unterschiedliche Ansätze in der Berechnung des theoretischen Füllquerschnittes zurückzuführen.

Bei der Bestimmung des Tragrollenabstands wurden viele Vereinfachungen getätigt. Sowohl nach der DIN 22101 als auch nach dem CEMA Standard wären Gurtzugkräfte und Rollenabstand noch so anzupassen, dass ein jeweils unterschiedlich angesetzter Grenzwert für den relativen Gurtdurchhang nicht

überschritten wird. Zu weiterer Studie der Tragrollenparameter wird auf einen Beitrag von A. Gladysiewicz verwiesen⁴.

Insgesamt führt die grobe Auslegung einer Bandanlage, auch unter Vernachlässigung einiger Details, zu ähnlichen Ergebnissen, die Abweichung zwischen den beiden errechneten Antriebsleistungen beträgt etwa 3 %.

Tabelle 2: Ergebnisse der überschlägigen Auslegung eines Bandförderers nach DIN und CEMA Standard

	DIN 22101	CEMA
Fördergeschwindigkeit	4 m/s	4,06 m/s
Gurtbreite	1200 mm	1219,2 mm
Tragrollenneigung	30°	45°
Tragrollendurchmesser	133 mm	152,4 mm
Tragrollendrehzahl	574 rpm	509 rpm
Tragrollenabstand Untertrum	1,48 m	0,91 m
Tragrollenabstand Obertrum	4,44 m	3,05 m
Widerstandskraft	238,02 kN	227,9 kN
Antriebsleistung	952,1 kW	926,3 kW

5 Vergleich ausgewählter Berechnungsschritte

5.1 Berechnung des Füllquerschnittes

Die Ermittlung des theoretischen Füllquerschnittes hat elementaren Einfluss auf die Dimensionierung einer Bandanlage. Meist am Anfang einer Berechnung stehend werden hierdurch maßgeblich die angenommene Kapazität und damit alle weiteren Rechenschritte beeinflusst. Die geometrische Beschreibung des Füllquerschnittes unterscheidet sich dabei in den DIN und CEMA Standards und führt zu verschiedenen Ergebnissen.

Grundlegende Unterschiede

Nach ContiTech sind typische Gurtbreiten deutscher Hersteller 300, 400, 500, 600, 650, 800, 1000, 1200, 1400, 1600, 1800, 2000, 2200, 2400, 2600, 2800, 3000

⁴ A. Gladysiewicz (2015): Optimale Gestaltung von Tragrollensätzen - Analyse der Vorgehensweise nach CEMA. In: 20. Fachtagung Schüttgutfördertechnik, „Schüttguthandling im Zeitalter von Industrie 4.0“, S.127-142, Magdeburg

und 3200 mm. Die Standard US Gurtbreiten bewegen sich von 18-60“ (457 mm – 1524 mm) in 6“ (152 mm) Schritten und von 60-120“ (1524 mm – 3048 mm) in 12“ (305 mm) Schritten.

Minimale Gurtbreite:

In der DIN 22101 ist eine Untergrenze für die Gurtbreite nicht klar definiert. Die VDI 2341 gibt die Empfehlung, dass die Gurtbreite „ungefähr das Dreifache der maximalen Kantenlänge einzelner, im Schüttgut enthaltener Stücke und das Vierfache der maximalen Kantenlänge bei überwiegend stückigem Material betragen“ sollte.

Die CEMA gibt abhängig vom dynamischen Schüttwinkel und dem Fein- bzw. Grobkornanteil folgende Empfehlung:

“For a 20-degree surcharge, with 10 percent lumps and 90 percent fines, the recommended maximum lump size is one-third of the belt width (BW/3); for all lumps and no fines, the recommended maximum lump size is one-fifth of the belt width (BW/5); for a 30-degree surcharge, with 10 percent lumps and 90 percent fines, the recommended maximum lump size is one-sixth of the belt width (BW/6) and, for all lumps and no fines, the recommended maximum lump size is one tenth of the belt width (BW/10).”

Nutzbare Gurtbreite:

Nach DIN 22101 reduziert sich die Gurtbreite B auf die nutzbare Gurtbreite b :

$$b = 0,9 \cdot B - 50 \text{ mm } (B \leq 2000 \text{ mm}) \quad (19)$$

$$b = B - 250 \text{ mm } (B > 2000 \text{ mm}) \quad (20)$$

Analog dazu hat die CEMA die “standard edge distance” c , also den minimalen Abstand zwischen dem Fördergut und dem äußeren Ende des Gurtes definiert:

$$c = 0,055 \cdot B + 0,9'' \quad (21)$$

$$(c = 0,055 \cdot B + 22,86 \text{ mm})$$

Die nutzbare Gurtbreite, der DIN 22101 entsprechend, berechnet sich daraus wie folgt:

$$b = B - 2 \cdot c \quad (22)$$

Tabelle 3 zeigt die Ergebnisse einer Berechnung der nutzbaren Gurtbreite nach beiden Standards für verschiedene metrische Gurtbreiten. Es ist ersichtlich, dass die Abweichungen für relativ kleine Gurtbreiten noch sehr gering sind, mit steigender Gurtbreite jedoch mit bis zu 5 % immer größer werden. Die CEMA weist jedoch darauf hin, dass insbesondere für sehr schmale und breite Gurte die

nutzbare Gurtbreite von den mit Formel (21) berechneten Werten abweichen kann und nach weiteren Parametern ermittelt werden muss.

Tabelle 3: Vergleich der nutzbaren Gurtbreite von metrischen Gurten nach DIN und CEMA Standard

B [m]	b-DIN22101 [m]	b-CEMA [m]	Abweichung [%]
0,4	0,31	0,31	-0,09
0,8	0,67	0,67	0,56
1,2	1,03	1,02	0,76
1,6	1,39	1,38	0,85
2,0	1,75	1,73	0,91
2,2	1,95	1,91	1,97
2,4	2,15	2,09	2,86
2,6	2,35	2,27	3,60
2,8	2,55	2,45	4,24
3,0	2,75	2,62	4,79
3,2	2,95	2,8	5,27

Theoretischer Füllquerschnitt:

Die DIN 22101 und das CEMA Handbuch beschreiben den standardmäßigen Füllquerschnitt mit jeweils unterschiedlichen Geometrien.

Nach DIN 22101 wird der Füllquerschnitt als eine zusammengesetzte Fläche aus einem Dreieck $A_{1,th}$ und einem Trapez $A_{2,th}$ betrachtet, wie in Abbildung 1 dargestellt. Die Flächeninhalte berechnen sich wie folgt:

$$A_{1,th} = [l_m + (b - l_m) \cdot \cos \lambda]^2 \cdot \frac{\tan \beta}{4} \tag{23}$$

$$A_{2,th} = (l_m + \frac{b - l_m}{2} \cdot \cos \lambda) \cdot \frac{b - l_m}{2} \cdot \sin \lambda \tag{24}$$

Der Füllquerschnitt ist dann die Summe der Einzelflächen:

$$A_{th} = A_{1,th} + A_{2,th} \tag{25}$$

Die Länge der mittleren Tragrolle l_m kann dabei der DIN 22107 entnommen werden.

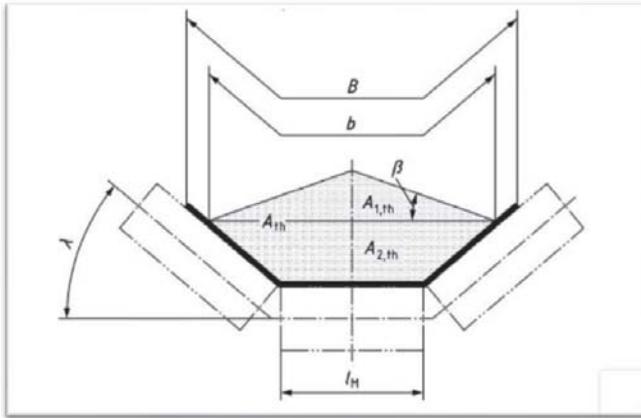


Abbildung 1: Theoretischer Füllquerschnitt für eine dreiteilige Tragrollenanordnung. DIN 22101

Die CEMA betrachtet den Füllquerschnitt A_s (Originalbezeichnung: CEMA Standard Cross Sectional Area) wie in Abbildung 2 dargestellt als ein Trapez mit einem aufgesetzten Kreissegment. Die Formel zur Berechnung des Flächeninhaltes enthält viele dimensionslose Verhältniswerte, sodass sie sowohl für angloamerikanische als auch für metrische Einheiten verwendet werden kann:

$$A_s = 2 \cdot BW^2 \cdot \left[r_{sch}^2 \cdot \left(\frac{\Phi_s}{2} - \frac{\sin \Phi_s \cdot \cos \Phi_s}{2} \right) + \left(\frac{b_c}{2} \cdot b_{wmc} \cdot \sin \beta \right) + b_{wmc}^2 \cdot \frac{\sin \beta \cdot \cos \beta}{2} \right] \quad (26)$$

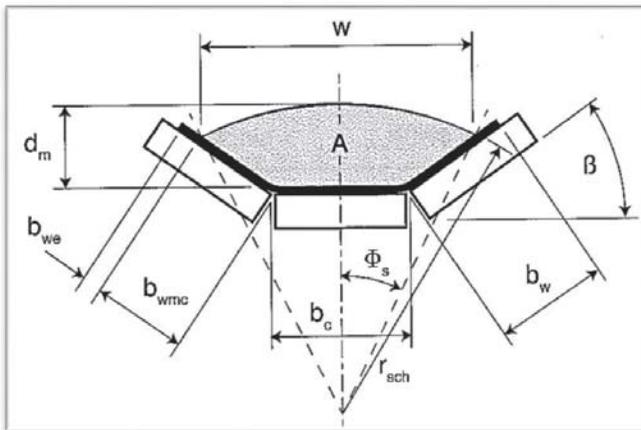


Abbildung 2: Theoretischer Füllquerschnitt für eine dreiteilige Tragrollenanordnung. Belt Conveyors for Bulk Materials, 7th Edition.

Dabei ist BW die Gurtbreite, β der Muldungswinkel und Φ_s der dynamische Schüttwinkel. Die Winkel sind in die trigonometrischen Funktionen in Gradmaß und ansonsten im Bogenmaß einzusetzen. b_c ist das Verhältnis zwischen der Mantellänge einer Tragrolle nach CEMA zu der Gurtbreite. Im Falle der dreigeteilten Muldung wird dieses errechnet mit:

$$b_c = \frac{0,371 \cdot BW(in) + 0,25(in)}{BW(in)} \quad (27)$$

Oder

$$b_c = \frac{0,371 \cdot BW(mm) + 6,35(mm)}{BW(mm)} \quad (28)$$

Des Weiteren wird b_{we} , das Verhältnis der *standard edge distance* aus Formel (21) zur Gurtbreite, benötigt um daraus b_{wmc} , das Verhältnis von der Länge der seitlichen Tragrolle mit Fördergutkontakt zur Gurtbreite, zu ermitteln:

$$b_{wmc} = \frac{1 - b_c}{2} - b_{we} \quad (29)$$

Das Verhältnis des Radius der gerundeten Fördergutoberfläche zur Bandbreite wird als r_{sch} bezeichnet:

Abweichungen der Ergebnisse

Die DIN und CEMA Standards weisen die bereits aufgezeigten Unterschiede in der Berechnung des Füllquerschnittes auf. Bei der nutzbaren Gurtbreite konnten Abweichungen zwischen den Ergebnissen die erzielt werden bereits nachgewiesen werden. Um zu klären, wie Füllquerschnitte die sich nach oben beschriebener Vorgehensweise ergeben nun tatsächlich voneinander abweichen, wurde eine Beispielrechnung für die üblichen metrischen Gurtbreiten vorgenommen. Als dynamischer Schüttwinkel wurde dabei zunächst 15° bei einem Muldungswinkel von 30° angenommen.

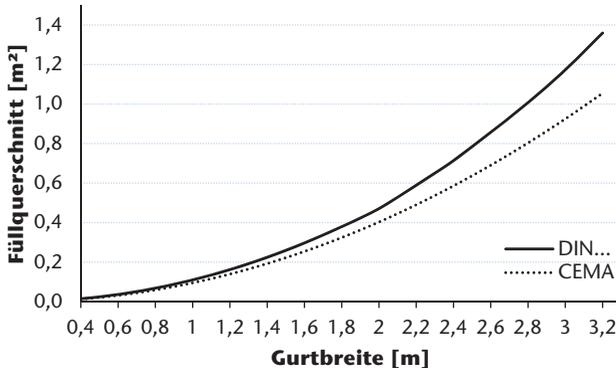


Abbildung 3: Theoretischer Füllquerschnitt nach DIN und CEMA Standard für eine dreigeteilte Tragrollenanordnung, einem Muldungswinkel von 30° und einem dynamischen Schüttwinkel von 15°

Es zeigt sich, dass der Füllquerschnitt nach CEMA grundsätzlich etwas kleiner als der des DIN Standards ist. Bei Gurtbreiten unter 2000 mm bewegt sich die Abweichung dabei zwischen 14 und 17 Prozent und steigt für breitere Gurte an. Bei einem 3200 mm Fördergut beträgt sie schließlich 29 %. Es liegt nahe, dass die ab einer Gurtbreite von 2000 mm stark ansteigende Differenz auch auf die Berechnung der nutzbaren Gurtbreite zurückzuführen ist, da ab hier nach DIN 22101 eine andere Formel, siehe Formel (19) und (20), angewandt wird. Die Ergebnisse sind in Abbildung 3 grafisch dargestellt.

Eine weitere Beispielrechnung soll zeigen, welchen Unterschied diese Abweichungen in der Kapazität ausmachen. Bei einer Fördergeschwindigkeit von 4 m/s und einer Schüttdichte von $2,2 \text{ t/m}^3$ ergeben sich für die oben ermittelten Werte Abweichungen in der Kapazität von etwa 65 t/h für eine Gurtbreite von 400 mm, 1000 t/h für eine Gurtbreite von 1400 mm und fast 10000 t/h bei einem 3200 mm breiten Gurt (vgl. Tabelle 4).

Tabelle 4: Vergleich der Förderkapazitäten verschiedener Gurtbreiten bei Berechnung des Füllquerschnittes nach DIN und Cema Standard bei einer dreigeteilten Tragrollenanordnung, einem Muldungswinkel von 30°, einem dynamischen Schüttwinkel von 15°, einer Fördergeschwindigkeit von 4 m/s und einer Schüttdichte von 2,2 t/m³.

Gurtbreite [m]	Kapazität-DIN [t/h]	Kapazität-CEMA [t/h]	Abweichung [%]
0,4	446	390	14
0,8	2140	1856	15
1,2	5108	4406	16
1,6	9394	8040	17
2,0	14912	12758	17
2,4	22610	18561	22
2,8	31900	25447	25
3,2	43078	33417	29

6 Fazit

Die deutschen Standards zur Dimensionierung von Bandanlagen sind in einer Vielzahl von DIN-Normen und VDI-Richtlinien festgehalten. Im Gegensatz dazu liegt mit dem Handbuch *Belt Conveyors for Bulk Materials* der CEMA ein Werk vor, in dem alle Schritte der Auslegung vereint sind.

Eine Berechnung der notwendigen Antriebsleistung für eine Bandanlage führt nach beiden Standards zu ähnlichen Ergebnissen, mehr Aussagekraft hat jedoch der Vergleich einzelner Rechenschritte. So zeigen sich bei der Berechnung des theoretischen Füllquerschnittes erhebliche Unterschiede, die sich aus unterschiedlichen Annahmen der Querschnittsgeometrie ergeben.

Ein rechnerischer Vergleich der Widerstandsberechnung, insbesondere zwischen dem DIN-Standard und dem von der CEMA neu eingeführten Verfahren, der *CEMA Universal Method* ist schwierig, da die CEMA hier wesentlich mehr unverbindliche Empfehlungen gibt und Parameter abgeschätzt werden müssen, die DIN Standards hingegen in der Regel weniger solchen Spielraum lassen. Es bleibt fraglich, mit welcher Methode die besseren Ergebnisse erzielt werden können, jedoch hängt bei der Auslegung nach dem Handbuch der CEMA das Ergebnis wesentlich mehr von der Erfahrung des ausführenden Ingenieurs ab. Diese Aussage ist nicht nur auf die Ermittlung der Widerstände begrenzt, sondern hat allgemein Gültigkeit für den gesamten Vergleich des CEMA-Standards mit den Deutschen Regelwerken.

7 Quellen

- Alspaugh, M. (2008). *Bulk Material Handling by Conveyor Belt 7*. Littleton, Colo.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- ContiTech. (2013). *Fördergurte Berechnungen*. Hannover: Continental Aktiengesellschaft.
- Conveyor Equipment Manufacturing Association. (2002). *Belt Conveyors for Bulk Materials, 5th Edition*.
- Conveyor Equipment Manufacturing Association. (2014). *Belt Conveyors for Bulk Materials, 7th Edition*.
- DIN 15207-1:2000-10 *Stetigförderer – Tragrollen für Gurtförderer – Hauptmaße der Tragrollen*.
- DIN 22101:2011-12 *Stetigförderer – Gurtförderer für Schüttgüter – Grundlagen für die Berechnung und Auslegung*.
- DIN 22107:1984-08 *Tragrollenanordnungen für Gurtförderer für Schüttgut*.
- Gladysiewicz, A. (2015): *Optimale Gestaltung von Tragrollensätzen - Analyse der Vorgehensweise nach CEMA*. In: 20. Fachtagung Schüttgutfördertechnik, „Schüttguthandling im Zeitalter von Industrie 4.0“, S.127-142
- Küsel, B. (2004). Record breakers! *World Coal*, Juni, S. 69-71.
- VDI 2341 *Gurtförderer für Schüttgut, Tragrollen und Tragrollenabstände*. (2007).

Andreas Pahl
andreas.pahl@tu-clausthal.de
Univ.-Prof. Dr. Oliver Langefeld
oliver.langefeld@tu-clausthal.de

Alexander Hutwalker
alexander.hutwalker@tu-clausthal.de

TU Clausthal
Institut für Bergbau
Erzstraße 20
38678 Clausthal-Zellerfeld

Akustische Kamera

Die Akustische Kamera ist ein präzises und hochflexibles Messsystem zur Visualisierung und Lokalisierung von Geräuschen.

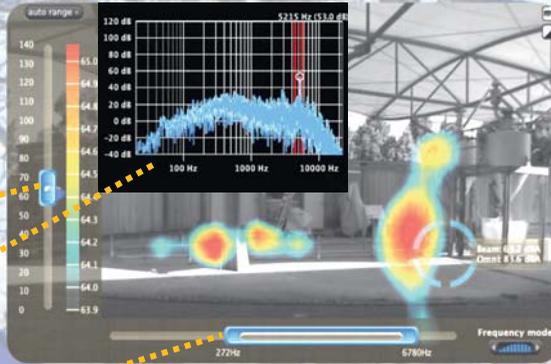
Frequenzbereich ca. 50—20.000 Hz

Entfernung zur Schallquelle ca. 1—2.000 m

Anzeigebereich
Lautstärke

Frequenzspektrum

Frequenzbereich
der Analyse



Geräusche einer pneumatischen Förderanlage

Prof. Dr.-Ing. habil. Sylvio Simon

BTU Cottbus-Senftenberg

Universitätsplatz 1

01968 Senftenberg

Raum 4.219

T: +49 (0)3573 85 425

F: +49 (0)3573 85 409

E: Sylvio.Simon@b-tu.de

Kontakt direkt über:

Tragrollenpruefstand@b-tu.de

Schallemissionen von Tragrollen

- Schallleistung in Abhängigkeit von der Gurtgeschwindigkeit
- Chargenprüfung mit Medianangaben
- Abklingverhalten des Tragrollenmantels
- Eigenfrequenzen

Unrundheit

- Rundlaufabweichung mit Lasermessung
- Kreisformabweichungen

Planung von Gurtförderanlagen

- objektive Prüfkriterien bei Beschaffung geräuscharmer Tragrollen
- Nachweis akustischer Eigenschaften des geprüften Bauteils
- Kriterien für Lieferanforderungen
- Erleichterung der Planung / Genehmigung von Gurtförderanlagen

www.b-tu.de/tragrollenpruefstand



Tragrollenprüfstand

Untersuchungen zur Wirkung von Kreisformabweichung und Exzentrizität auf das akustische und mechanische Laufverhalten von Tragrollen in Hochleistungsgurttörderanlagen

R. Schneider, T. Rieder, S. Hertschier, J. Magister, Prof. Dr. S. Simon, Prof. Dr. P. Biegel

BTU Cottbus-Senftenberg

Dr. D. Täschner

Lausitz Energie Bergbau AG

1 Einleitung

Während im Tagebau früher das Augenmerk primär auf einen zuverlässigen und wirtschaftlichen Abbau und Transport von Rohstoffen gerichtet war, spielen heutzutage noch einige andere Aspekte eine entscheidende Rolle. Da die Abbaugelände immer weiter in besiedelte Gegenden vordringen und die Vorgaben im Umweltschutz sich verschärfen, ist der Betreiber in zunehmendem Maße bestrebt, unter anderem die Geräuschemissionen der Tagebaugroßgeräte zu senken. Da sich speziell Gurttörderanlagen im Bereich des Vorschritts über große Entfernungen erstrecken und an den Rändern der Tagebaue verlaufen, tragen diese zu einem großen Teil zur Geräuschemission bei. Tragrollen sind oft zu Tausenden in den Förderanlagen verbaut und bei der akustischen Wirkung von entscheidender Bedeutung. Um eine Gesundheitsgefährdung für die beschäftigten Mitarbeiter durch Lärm zu vermeiden und die Auswirkungen auf angrenzende Siedlungen auf ein Mindestmaß zu begrenzen, existieren gesetzliche Vorschriften und Richtlinien. Die Gesetze und Verordnungen zum Umweltschutz und Arbeitsschutz sollen eine Reduzierung der Lärmimmissionen erreichen.

Laut den Immissionsrichtwerten¹ der Technischen Anleitung zum Schutz gegen Lärm (TA Lärm) darf nachts in Kerngebieten, Dorf- und Mischgebieten der Beurteilungspegel von 45 dB(A) nicht überschritten werden, in reinen Wohngebieten liegt die Grenze sogar bei 35 dB(A). Zum Vergleich: Eine leise Unterhaltung oder leise Musik wird mit einem Schalldruckpegel von 40 dB(A) angegeben.

Der durch den Betrieb der Gurttörderanlagen entstehende meterbezogene Schalleistungspegel L_W beträgt im Durchschnitt etwa 80 bis 100 dB(A). Durch Reduktion der Schallemission könnten die Planungen der Streckenverläufe optimiert werden, was zu wirtschaftlichen Einsparungen führt. Weiterhin ist, wenn die für Tagebaueinrichtungen zu beachtenden Richtwerte eingehalten werden, auch die Genehmigung für die Einrichtung und den Betrieb solcher Anlagen einfacher abzusichern.

¹ Tagebaue sind in Deutschland vom Geltungsbereich der TA Lärm ausgenommen, die Werte werden jedoch zum Anhalt genommen, um die Immissionswirkungen zu bewerten.

Um genaue Kenntnisse über die Schallemission von Tragrollen zu erlangen, wurde in Zusammenarbeit der ehemaligen VEM AG (jetzt LEAG) und der ehemaligen Hochschule Lausitz (jetzt BTU Cottbus-Senftenberg) ein Tragrollenprüfstand entwickelt.

Im Rahmen einer Baugruppenprüfung auf diesem Prüfstand werden akustische und mechanische Kenngrößen von Tragrollen untersucht.

Bestandteile dieser Untersuchungen sind:

- Hochfahrprüfläufe – Dabei wird eine Tragrolle unter Prüflast auf eine Umfangsgeschwindigkeit von 10 m/s beschleunigt und der Schalldruckpegel aufgezeichnet. Dies ermöglicht die Berechnung der Schallemission in Abhängigkeit von der Umfangsgeschwindigkeit.
- Ermittlung des Abklingverhaltens – Durch Anschlagversuche wird das Eigenschwing- und Dämpfungsverhalten einer Tragrolle erfasst.
- Erfassung der Tragrollengeometrie – Die präzise Beschreibung der Geometrie des Tragrollenmantels ermöglicht Rückschlüsse auf mögliche Anregungsursachen.

2 Grundlagen – Modell zur Anregung und Lärmemission von Tragrollen

2.1 Mechanismen der Schallentstehung

In zahlreichen Untersuchungen konnte nachgewiesen werden, dass bei sonst intakten Tragrollen der Stahlmantel die Hauptschallquelle während des Laufes darstellt.

Betrachtet man eine Tragrolle, so sind zwei grundlegende Schwingformen der Tragrolle bzw. des Tragrollenmantels anzunehmen. Zum einen tritt die Schwingung axial über die Mantellänge und zum anderen in Umfangsrichtung auf. Beide Schwingformen kommen am Tragrollenmantel sowohl allein als auch als Überlagerung vor.

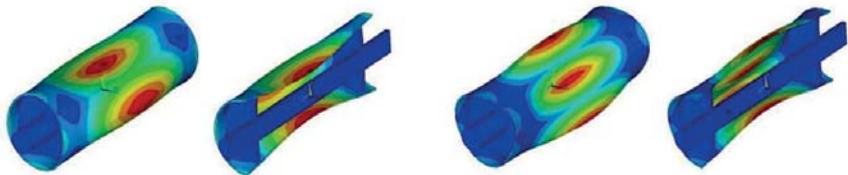


Abbildung 1: Schwingformen am Tragrollenmantel - Modalanalyse [Käs-01]

Dabei sind die Eigenfrequenzen von der Geometrie der Tragrolle abhangig. Veranderungen von Gröen wie Mantellange oder Manteldicke föhren zu einer Verschiebung der Eigenfrequenzen. Kommt es zu einer mechanischen K rperschallanregung des Tragrollenmantels, kann dies zur Abstrahlung von Luftschall föhren.

2.2 Mechanismen der Anregung

Damit es zu einer Schallemission kommen kann, m ssen die schwingfahigen Strukturen eines K rpers angeregt werden, wobei der K rperschall in Luftschall umgewandelt wird. Bei der Tragrolle kann dabei zwischen einer inneren und aueren Anregung unterschieden werden.

Die innere Anregung entsteht durch Abroll- und Gleitbewegungen der Tragrollenbauteile wie in den Abdichtungen oder Walzlagern. Dieser Anteil tragt in einem sehr geringen Ma zur Gesamtschallemission der Tragrolle bei. Zunehmender Lagerverschlei kann jedoch zu einer starken K rperschallanregung föhren, welcher auf den Tragrollenmantel  bertragen und dort als Luftschall emittiert wird.

Der Hauptteil der Anregungen erfahrt die Tragrolle von auen durch die Abrollbewegung zwischen dem Tragrollenmantel und dem F rdergurt. Diese werden durch die geometrischen Unstetigkeiten auf den Laufflachen von Mantel und Gurt beeinflusst und k nnen in Form von Anbackungen, Gurtst oen oder -l chern und Rundlaufabweichungen der Tragrolle vorliegen. Weiterhin kann es durch die Abrollbewegung zu einer aeroakustischen Erzeugung von Luftschall kommen.

Bei mehreren Messungen konnte nachgewiesen werden, dass es, unabhangig von der mechanischen Anregung, immer zu einer bestimmenden Schallemission durch den Tragrollenmantel kommt, welcher in seinen Eigenfrequenzen emittiert. Daf r wurden Vergleichsmessungen mit baugleichen Tragrollen (TR) durchgef hrt (Abbildung 2). Die erste Rolle ist unbeschadigt und dient als Referenz. Bei der zweiten Rolle wurde mittig und axial auf dem Mantel ein 120 mm langer Klebestreifen aufgebracht, um eine Anregung durch eine Anbackung oder Schweinaht zu simulieren. Die dritte Rolle weist einen Innenringschaden im linken Walzlager auf. Wie eindeutig zu erkennen ist, unterscheiden sich die Testrollen in der H he der ermittelten Schalldruckpegel. Die bestimmenden Terzbandpegel liegen jedoch immer bei den Eigenfrequenzen des Tragrollenmantels.

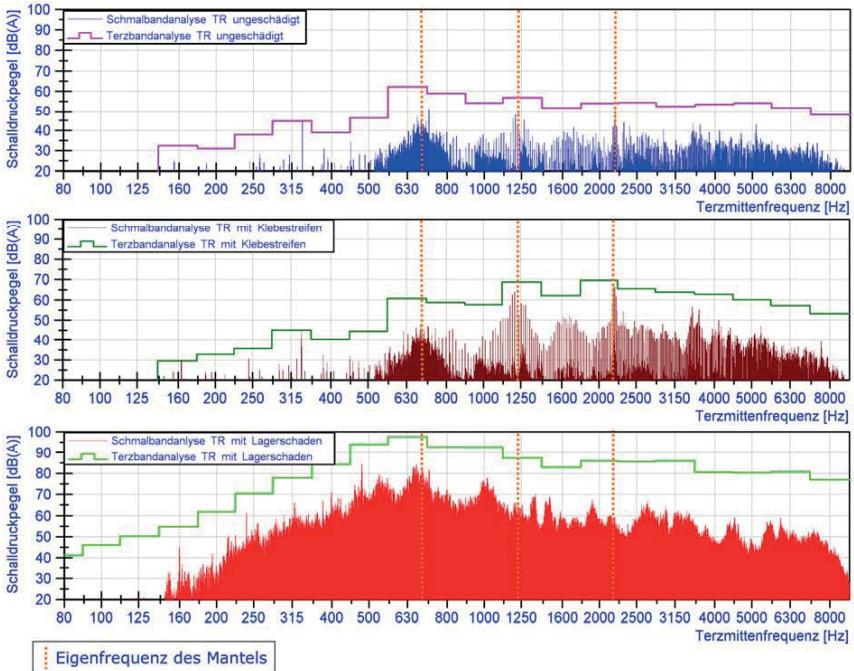


Abbildung 2: Vergleich der Schalldruckpegel von baugleichen Tragrollen (1 ungeschädigt; 2 mit einem 120 mm langer Klebestreifen mittig und axial auf dem Mantel; 3 mit einem Wälzlerschaden auf dem Innenring)

Da die äußeren Anregungen unter anderem sehr stark von der Beschaffenheit des Mantels und den Rundlaufeigenschaften der Tragrolle abhängen, wird im Rahmen der Tragrollenprüfung eine Rundlaufprüfung durchgeführt. Dabei werden an drei Stellen des Tragrollenmantels die geometrischen Unstetigkeiten mithilfe von Lasern erfasst (Abbildung 3).

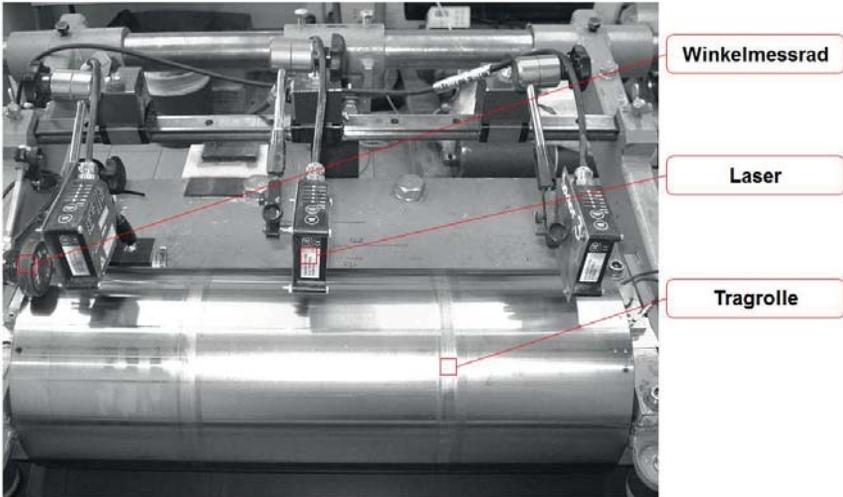


Abbildung 3: Messaufbau der Rundlaufprüfung

Es zeigte sich, dass die ermittelte Rundlaufabweichung nicht ausreicht, um Rückschlüsse auf die zu erwartende akustische Wirkung der Tragrollen zu erhalten. So zeigten baugleiche Tragrollen im Neuzustand mit gleichgroßen Werten für die Rundlaufabweichung Unterschiede von bis zu 10 dB(A) in der Schallemission während eines Prüflaufes am TPS.

Um die Geometrie des Tragrollenmantels genauer zu beschreiben, wurde ein Verfahren entwickelt, mit dem aus der gemessenen Rundlaufabweichung die Größen Kreisformabweichung (KFA) sowie Exzentrizität (EXZ) der Drehachse berechnet werden können (Abbildung 4).

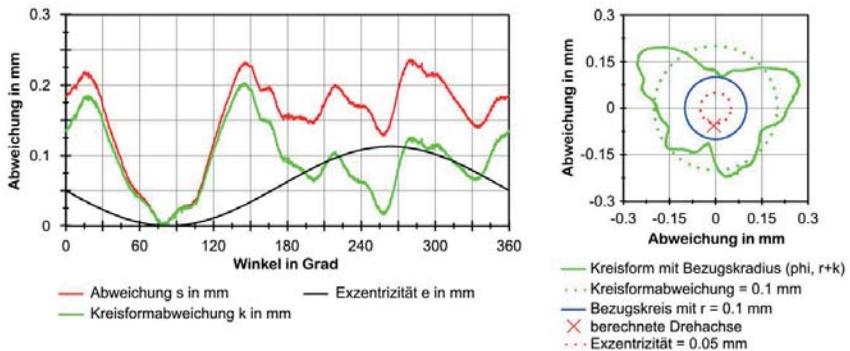


Abbildung 4: Rundlaufeigenschaften einer Tragrolle mit gewaltem Stahlmantel

Die Anregungen, die über die Exzentrizität und die Kreisformabweichung erfolgen, führen im Weiteren zu unterschiedlichen Systemreaktionen. Während die Schwingformen des Tragrollenmantels unverändert bleiben, ändern sich die Schwingungsamplituden und damit die Intensität des abgestrahlten Schalls. Weiterhin wirken unterschiedliche Kraftverläufe auf die Wälzlager. Diese lassen sich mit Dehnungsmessstreifen an der Tragrollenachse bestimmen.

2.3 Dämpfung

Unter Dämpfung versteht man die Umwandlung von Schwingungsenergie in eine andere Energieform. Einem schwingenden System wird Energie entzogen, sodass die Amplituden freier Schwingungen mit der Zeit exponentiell abnehmen und erzwungene Schwingungen endlich bleiben. Darum ist die Dämpfung in der Maschinenakustik ein grundsätzlich wünschenswerter Effekt. Man unterscheidet in Dämpfung von Luftschall auf seinem Ausbreitungsweg (Absorption) und in Dämpfung von Körperschall. Für den Anwendungsfall Tragrolle ist hauptsächlich die Körperschalldämpfung von Bedeutung. Die Umwandlung mechanischer Schwingungen geschieht nach Kollmann im Wesentlichen durch die folgenden Effekte [Kol-02]:

- Die innere Dämpfung eines Werkstoffes ist auf mikrophysikalische Vorgänge zurückzuführen, wie z. B. Gleitung an Kristallebenen, Wandern von Versetzungen und Umordnungen im atomaren bzw. molekularen Bereich. Bei Metallen ist die innere Dämpfung im akustikrelevanten Frequenzbereich eher gering. Kunststoffe weisen deutlich bessere Dämpfungswerte auf.
- An konstruktionsbedingten Fugen von Bauteilen (Lagersitze, Welle - Nabe - Verbindungen) tritt die sogenannte Fugendämpfung auf. In diesen Fugen kommt es bei schwingender Beanspruchung zu Mikrobewegungen. Die daraus entstehende Reibung führt zur Fugendämpfung. Sie liefert in der Regel einen größeren Beitrag bei der Dämpfung von Körperschall in Maschinen.

3 Mechanische Wirkungen der unterschiedlichen Anregungsformen

Die durch das Abrollen der Tragrolle erzeugten Kraftwirkungen lassen sich mit Hilfe von Dehnungsmessstreifen an der Tragrollenachse ermitteln. Für zwei Prüfrollen mit einer Kreisformabweichung und einer Exzentrizität von 0,5 mm sind die gemessenen Kraftverläufe² in Abbildung 5 beispielhaft dargestellt.

² Die Untersuchungen wurden am Verschleißprüfstand der BTU C-S mit einer Vorspannkraft von 6000 N durchgeführt.

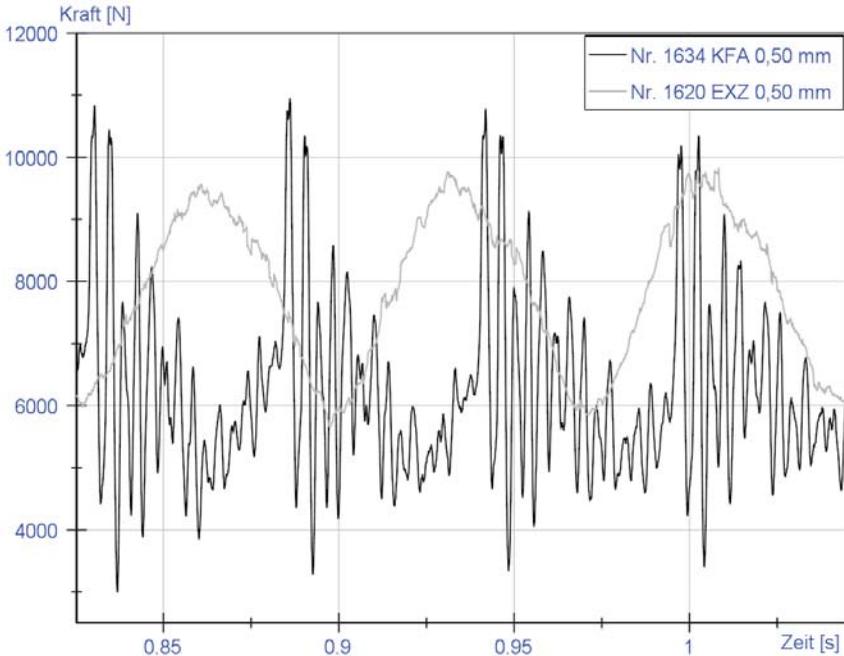


Abbildung 5: Kraftwirkung auf die Wälzlager an zwei Prüfrollen

Während bei einer exzentrischen Rolle ein harmonischer, sinusförmiger Kraftverlauf erzeugt wird, ruft eine Kreisformabweichung auf der Oberfläche eine Stoßanregung und somit einen Kraftimpuls hervor, welcher in der weiteren Drehung ausschwingt. Ausgehend von den verschiedenen Kraftverläufen wird eine unterschiedliche Wirkung auf die Lebensdauer und den Verschleiß der Wälzlager und Abdichtungen vermutet.

Für die rechnerische Abschätzung der zu erwartenden Lebensdauer lassen sich zwei Rechenmodelle heranziehen – die nominelle Lebensdauerberechnung für Wälzlager und das Modell der Betriebsfestigkeit:

Nominelle Lebensdauer L_{10} der Wälzlager:

$$L_{10} = \left(\frac{C}{P}\right)^p \text{ [SKF-03] mit } P = F_m \text{ und}$$

$$F_m = \left(\frac{\int_T F^p \cdot dt}{T}\right)^{1/p} \text{ [Alb-04]}$$

Schädigungsgrad D nach dem Betriebsfestigkeitsmodell:

$$D = \sum_i h_i \cdot S_{ai}^k \text{ [Hai-05]}$$

Hierin sind:

C	—	dynamische Tragzahl [N]
P	—	äquivalente Lagerbelastung [N]
p	—	Lagerlebensdauerbeiwert [-]
F_m	—	Mittellast auf das Wälzlager [N]
F	—	Kraft zum Zeitpunkt t [N]
T	—	Zeitraum der Kraftwirkung [s]
h_i	—	Häufigkeit der Spannungsamplitude S_i [-]
S_a	—	Spannungsamplitude bzw. Kraftamplitude [N]
k	—	Wöhlerlinienexponent [-]

Beide Berechnungsmodelle liefern für die Beispielrollen aus Abbildung 5 unterschiedliche Ergebnisse. Nach dem Modell der nominellen Lebensdauerberechnung besitzt die Tragrolle mit der Kreisformabweichung die höhere Einsatzdauer. Wird jedoch der Schädigungsgrad nach dem Betriebsfestigkeitsmodell ermittelt, ist die längere Betriebsdauer bei der Rolle mit der Exzentrizität zu erwarten.[Sch-06]

Welches Modell der tatsächlichen Lebensdauer der Wälzlager am nächsten kommt und für deren Ermittlung am geeignetsten ist, soll mit Hilfe von Verschleißprüfungen untersucht werden. Ausfallstatistiken deuten jedoch darauf hin, dass überdrehte Rollen mit einer Exzentrizität und einer geringen Kreisformabweichung langlebiger sind, als die mit einer ausgeprägten Kreisformabweichung (z. B. durch eine Schweißnaht).

Ziel weiterer Untersuchungen ist zudem, die direkten Beanspruchungen auf der Laufbahn des Wälzlagerinnenrings zu ermitteln. Da dieser bei den betrachteten Tragrollen konstruktionsbedingt stehend ausgeführt ist, wird er im Vergleich zum rotierenden Außenring stärker beansprucht und verschleißt infolge dessen stärker.

4 Erörterung praxisnaher Probleme bei der Fertigung, Handhabung und Betrieb von lärmoptimierten Tragrollen

Aufgrund der erhöhten mechanischen Anforderungen an die Tragrollengeometrie resultieren daraus auch gesteigerte Ansprüche an die Fertigung und den späteren Einsatz von lärmoptimierten Tragrollen.

Wie festgestellt wurde, sind besonders achsparallele Kreisformabweichungen kritisch zu beurteilen, da diese sich in hohem Maße auf die Geräuschentwicklung auswirken. Während der Fertigung und späteren Handhabung sollte demnach großer Wert darauf gelegt werden, derartige Unstetigkeiten auf dem Tragrollenmantel zu vermeiden. Beispielsweise kann eine unsachgemäße und unvorsichtige Handhabung der Tragrollen beim Transport und Einbau zu Riefen im Tragrollenmantel führen, welche kaum messbar sind, jedoch große Auswirkungen auf den Geräuschpegel haben.

Weiterhin führen Fehler bei der Konservierung oft zu Veränderungen der Manteloberfläche und machen die hohen Genauigkeiten im Überdrehprozess meist wirkungslos.

Beim Betrieb von Gurtförderanlagen mit lärmoptimierten Tragrollen ist insbesondere darauf zu achten, dass im Fall eines Austausches von Einzelrollen oder Girlanden nur gleichartige Tragrollen montiert werden. Der Einsatz von akustisch nicht optimierten Tragrollen als Ersatz würde eine merkliche Erhöhung des meterbezogenen Schallpegels der Anlage zur Folge haben, abhängig von Bauform und Anzahl der artfremden Tauschrollen. Ebenso ungünstig wirken sich lärmoptimierte Tragrollen aus, welche noch längere Zeit mit einem Lagerschaden betrieben werden. Diese Rollen fallen in der Regel nicht sofort, beispielsweise durch Blockieren, aus und bleiben noch bedingt einsatzfähig. Der Schaden am Wälzlager sorgt jedoch im fortgeschrittenen Zustand zu einer nicht unerheblichen Körperschallerzeugung, welche wiederum den Tragrollenmantel zum Schwingen anregt und dadurch einen hohen Lärmpegel verursacht. Die Erhöhung der Schalleistung L_w einer Gurtförderanlage für steigende Anteile von lautereren Tragrollen ist in Abbildung 6 dargestellt.

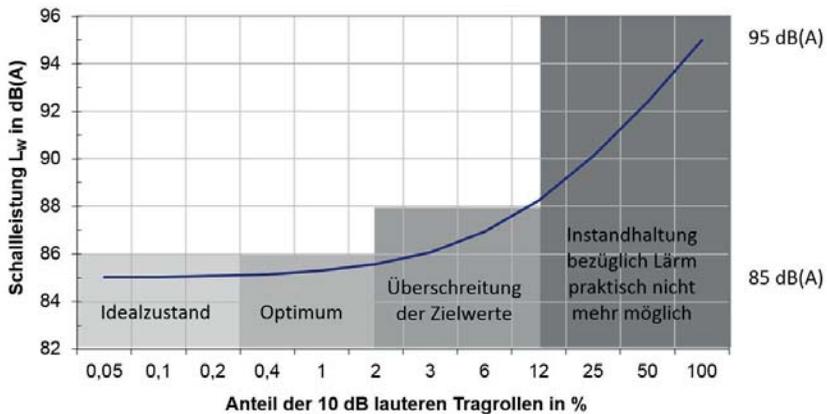


Abbildung 6: Modellbeispiel des Einflusses von 10 dB lautereren Tragrollen einer Gurtförderanlage auf die mittlere Schalleistung [Täs-07]

Die meisten Veränderungen des Tragrollenmantels sind in der Regel nur sehr oberflächlich und laufen sich bei dem Betrieb der Gurtförderanlage in einem verhältnismäßig geringen Zeitraum ab. Während der Inbetriebnahmephase der Anlage oder der Qualitätskontrolle der Tragrollen kann es jedoch dazu kommen, dass aufgrund der genannten Mängel erhöhte Geräuschemissionen gemessen werden. Im schlimmsten Fall werden die angestrebte Kenngrößen für den Betrieb der Gurtförderanlage überschritten und die Immissionsrichtwerte im Anlagenbetrieb überschritten.

5 Fazit

Die niedrigen Geräuschemissionen beim Betrieb von lärmoptimierten Tragrollen werden durch erhöhte Anforderungen in der Bearbeitungsgenauigkeit erreicht. Das Hauptaugenmerk liegt dabei in der Regel beim Überdrehen des Tragrollenmantels, um dessen Oberfläche und das Abrollverhalten zu optimieren. Unstetigkeiten auf diesem führen in Verbindung mit dem kontaktierenden Fördergurt zu einer mechanischen Anregung des Tragrollenmantels. Dieser gerät in Schwingung und emittiert Luftschall. Die Wälzlager besitzen im einwandfreien Zustand keinen großen Einfluss auf die Schallemissionen von Tragrollen, können aber schon im leicht beschädigten Zustand zu einer erheblichen Körperschallanregung beitragen. Diese überträgt sich anschließend wiederum auf den Tragrollenmantel, welcher anschließend in seinen Eigenfrequenzen emittiert.

Um eine Aussage zu den erwarteten Lärmemissionen durch das Abrollverhalten und die Unstetigkeiten auf dem Tragrollenmantel treffen zu können, wurde ein Verfahren entwickelt, um aus der Rundlaufabweichung die Kreisformabweichung und Exzentrizität der Drehachse zu berechnen. Besonders achsparallele Kreisformabweichungen auf dem Mantel haben sich dabei als akustisch kritisch herausgestellt.

Weiterhin sorgen ein exzentrischer Lauf und die Kreisformabweichung für unterschiedliche Belastungsverläufe auf die einzelnen Bauteile der Tragrolle. Prinzipiell wird zwischen einem harmonischen Kraftverlauf und einer stoßförmigen Anregung unterschieden. Schlussfolgernd werden unterschiedliche Auswirkungen auf die Lebensdauer der Einzelkomponenten, im Speziellen auf die Wälzlager und Abdichtungen der Tragrollen, erwartet. Um jedoch abschließende Aussagen dazu treffen zu können, werden weitere Untersuchungen durchgeführt.

Um die Geräuschemissionen der lärmoptimierten Gurtförderanlagen im Betrieb zu erreichen und gering zu halten, werden gewisse Anforderungen an die Herstellung, Handhabung und Instandhaltung der Anlagen gestellt. Einerseits sind verminderte Toleranzen bezüglich der Kreisformabweichung und Exzentrizität lärmoptimierter Tragrollen gegenüber herkömmlichen Stahlmanteltragrollen erforderlich. Des Weiteren ist darauf zu achten, dass es bei der Handhabung und Konservierung nicht zu einer nachträglichen Veränderung des Tragrollenmantels kommt.

Besonders achsparallele Kreisformabweichungen sind zu vermeiden. Während der Einsatzdauer der Gurtförderanlagen sollten defekte Tragrollen möglichst frühzeitig und nur durch gleichartige, ebenfalls lärmoptimierte Rollen ersetzt werden, um auch längerfristig ein geringes Geräuschniveau sicherzustellen.

6 Literaturverzeichnis

- [Käs-01] Käso R.: FE-Berechnung Leitrolle, Hochschule Lausitz (FH), Senftenberg, 2009
- [Kol-02] Kollmann F., Schösser T. & Angert R.: Praktische Maschinenakustik, Springer, Berlin, 2006
- [SKF-03] SKF Gruppe: Hauptkatalog – Das Wälzlagerhandbuch für Studenten, 2008
- [Her-02] HERNSCHIER S.: Untersuchungen zur Schalldämpfung von Stahlmanteltragrollen an Hochleistungsgurtt Förderanlagen in Abhängigkeit von konstruktiven Parametern, Hochschule Lausitz (FH), Senftenberg, 2009
- [Alb-04] Albert M., Köttrisch H.: Wälzlager, Springer-Verlag, 1987
- [Hai-05] Haibach E.: Betriebsfestigkeit – Verfahren und Daten zur Bauteilberechnung, VDI-Verlag GmbH, Düsseldorf, 1989
- [Sch-06] Schneider R.: Untersuchungen zur Wirkung von harmonischen und stoßartigen Kraftverläufen auf die Lebensdauer von Wälzlagern in Tragrollen, BTU Cottbus-Senftenberg, Senftenberg, 2016
- [Täs-07] Täschner D.: Untersuchungen der akustischen Wirkung von Tragrollen zur zielgerichteten Lärminderung an Gurtt Förderanlagen, Freiburger Forschungshefte, Bergbau, C 546, Technische Universität Bergakademie Freiberg, Freiberg, 2014

Robert Schneider
robert.schneider#1@b-tu.de
Jan Magister
jan.magister@b-tu.de

Thomas Rieder
Prof. Dr. Sylvio Simon
sylvio.simon@b-tu.de

Stephan HERNSCHIER
stephan.hernschier@b-tu.de
Prof. Dr. Peter Biegel

BTU Cottbus-Senftenberg
Labor für Fördertechnik, R. 4.133
Universitätsplatz 1
01968 Senftenberg

Dr. Dirk Täschner

Lausitz Energie Bergbau AG
Vom-Stein-Straße 39
03050 Cottbus

Simulation von Kreiselbrechern mit Hilfe gekoppelter DEM- und Maschinensimulation

Prof. Dr. A. Katterfeld, C. Richter

Otto-von-Guericke Universität Magdeburg

H. Otto

IBAF GmbH

Dr. P. Szczelina, E. Rossiter

ThyssenKrupp Industrial Solutions GmbH

1 Einleitung

In vielen Industriebereichen spielt die Massenstrom-Zerkleinerung von mineralischen Gütern eine entscheidende Rolle. Vor allem im unter- und übertägigen Bergbau sind die Anforderungen bzgl. der Durchsatzleistung und der Robustheit an die sogenannten Primärbrecher und deren Antriebssysteme enorm gestiegen. Die Auslegung der gesamten Antriebskette hängt dabei im besonderen Maße von der Interaktion zwischen Maschine und zu zerkleinerndem Gut ab. Bislang stützt sich die Auslegung von Maschine und Antrieb auf semi-empirische Lastannahmen, die eine sehr starke Abstrahierung des Brechraumes und der darin stattfindenden Prozesse erforderlich machen.

Um den steigenden Anforderungen an die Brechtechnik gerecht zu werden, ist ein genaueres Verständnis der im Brecher ablaufenden Prozesse unter Berücksichtigung der realen industriellen Bedingungen notwendig. Experimentell ist dies aufgrund der eingeschränkten Analysemöglichkeiten und der extremen Kosten für eine Prototypenfertigung kaum möglich. Die gestiegene Leistungsfähigkeit der Rechentechnik ermöglicht heute aber die Simulation der Prozesse in der Massenstrom-Zerkleinerung selbst der größten industriellen Brecher. Dabei kann die Gut-Zerkleinerung durch die sogenannte Diskrete Elemente Methode (DEM) simuliert werden. Um die Auswirkung der Zerkleinerung auf den Antrieb der Maschine zu berücksichtigen ist jedoch zusätzlich die Kopplung der DEM mit einer Maschinensimulation notwendig.

Anhand der beispielhaften Simulation eines industriellen Kreiselbrechers werden die Analysemöglichkeiten aufgezeigt, die eine detaillierte Ableitung der auslegungsrelevanten Belastung des Antriebsstranges ermöglichen.

2 Anforderung an Antriebe von Primärbrecher

Kreiselbrecher ermöglichen die Massenstrom-Zerkleinerung von großen Mengen an Hartgestein. Sie werden in der Rohstoffindustrie sehr häufig dazu eingesetzt, um das durch Sprengen gewonnene Gestein so zu zerkleinern, dass Stetigförderer (Gurtförderer) den weiteren Transport übernehmen können. Aktuelle Kreiselbrecher erlauben die Zerkleinerung von bis zu 8.500 t/h Hartgestein (Diorit, Granit etc.). Die Bruchfestigkeit des Materials erreicht dabei Werte bis zu 500 MPa

(Spitzenwerte). Eingangskorngrößen von $> 1\text{ m}$ sind dabei keine Seltenheit. Im ersten Brechvorgang sollen diese sehr großen Gesteinsbrocken bis auf eine Korngröße von 300-400 mm zerkleinert werden. Kreiselbrecher zeichnen sich durch ihre hohe Leistungsfähigkeit, den wirtschaftlichen Betrieb sowie durch die im Vergleich zu anderen Brechern niedrigen Wartungs- und Unterhaltungskosten aus. ThyssenKrupp Industrial Solutions treibt seit 1898 die Technologie zur Konstruktion von Kreiselbrechern voran und ist mit diesem Know-How der weltweit führende Hersteller dieser Brechtechnologie.

Abbildung zeigt den allgemeinen Aufbau eines Kreiselbrechers anhand des Beispielsbrechers KB63-75. Der Kreiselbrecher besteht aus einem Brechkegel der auf der Brechachse sitzt, die über eine Exzenterbuchse in eine taumelnde Bewegung versetzt wird. Der taumelnde Brechkegel bewegt sich in einem axialsymmetrischen Brechergehäuse. Dadurch verengt und weitet sich periodisch der dem Gut zur Verfügung stehende Brechraum und der Spalt zwischen Brechbacken und Brechkegel ändert sich kontinuierlich während des Umlaufs. Dadurch wirken auf das Brechgut periodisch Druck- und Schlagbelastungen. Das zerkleinerte Material sinkt immer tiefer in den Brechraum hinab bis es die kleiner werdende Korngröße erlaubt, durch den unteren Ringspalt zu fallen.

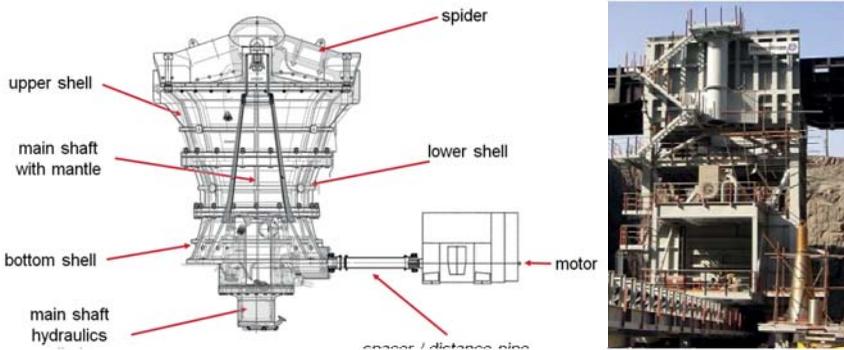


Abbildung 1: Allgemeiner Aufbau eines Kreiselbrechers (links) und Foto des Kreiselbrechers KB 63-75 (1000 kW @ 495 U/min, 332 t Gesamtgewicht)

Der Kegelmantel ist beweglich auf der taumelnden Welle gelagert. Große Kraftspitzen bei der Zerkleinerung können so reduziert werden. Die Welle wird über einen Elektromotor mit bis zu 1000 kW Leistung angetrieben. Tabelle 1 zeigt die technischen Daten eines beispielhaften Kreiselbrechers.

Die Antriebe von Primärbrechern können zu den Schwerlastantrieben gerechnet werden. Die rauen Umgebungsbedingungen sowie der sehr unregelmäßige Betrieb mit kontanter Belastung, wenn der Brechraum voll ist, und sehr hohen Spitzlasten bis zur dreifach Nennleistung bei Beschickung nach Leerlauf, stellen hohe Anforderungen an die verwendeten Motoren. Üblicherweise werden eigens

entwickelte Schwerlastmotoren für Kreiselbrecher eingesetzt. Hauptsächlich werden Schleifring-Asynchronmotoren verwendet. Diese Motoren zeichnen sich durch die folgenden Punkte aus:

- Hohes Motordrehmoment,
- Einfacher Aufbau,
- Wartungsfrei.

Tabelle 1: Technische Daten eines Kreiselbrechers

Brechertyp, Maße, Leistung	
Brechertyp:	Kreiselbrecher KB 63-75
Brechleistung:	1.800 – 6.000 t/h, je nach Einsatzfall
Brechspalt OSS (design):	150 – 215 mm, je nach Einsatzfall
Exzenterhub (design):	38 – 50 mm, je nach Einsatzfall
Brechmaulöffnung:	1600 mm
Max. Kegeldurchmesser:	1900 mm
Achshub (Hydraulikzylinder):	280 mm
Drehzahl Exzenterbuchse:	137 U/min
Gesamtgewicht, ohne Aggregate und Zubehör:	270.000 kg
Motor:	650 kW, 495 U/min, 50 Hz

Der global steigende Rohstoffbedarf vor allem bei Kupfer und Seltenen Erden führt in der Bergbauindustrie dazu, immer größere Rohstoffmengen zu fördern. Steigende Rohstoffpreise führen zudem dazu, dass auch Minen mit geringem Rohstoffgehalt erschlossen werden. Dies lässt die Mengen an zu förderndem tauben Gestein steigen. Daher werden immer höhere Massenströme von Primärbrechern gefordert.

Für die Entwicklung immer größerer Kreiselbrecher sind jedoch präzise Lastannahmen für die Konstruktion des Brechers und die Auslegung des Antriebs notwendig. Ein einfaches Scale-Up von Brechergröße und Motorleistung ist aufgrund der komplexen Brechvorgänge nicht möglich. Aufgrund der Baugröße sind experimentelle Untersuchungen an Prototypen aus Kosten- und Zeitgründen nicht möglich. Die Optimierung der Brechraumgeometrie und der operativen Parameter während des Entwicklungsprozesses ist daher nur sehr schwierig möglich.

Ein neuer Ansatz zur Ermittlung der Lastannahmen und zur Optimierung verschiedenster Parameter stellen Computersimulation auf Basis der Diskrete Elemente Methode (DEM) dar, die mit Maschinensimulationsmodellen gekoppelt sind. Dabei kann in der DEM der Zerkleinerungsvorgang numerisch abgebildet werden. Das Maschinensimulationsmodell wiederum berücksichtigt das

kinematische Verhalten aller beweglichen Teile des Brechers unter Last sowie das komplette Antriebssystem. Solche gekoppelten DEM-Maschinensimulationen basierend auf Open-Source-Software bieten großes Potential und werden erst seit wenigen Jahren für die Analyse realer industrielle Problemfälle eingesetzt.

3 Simulationsmodell

3.1 DEM-Modell

Im Gegensatz zu kontinuumsmechanischen Berechnungsmodellen, die die realen Zerkleinerungsvorgänge in Brechern und den Einfluss der vielfältigen Konstruktions- und Betriebsparameter nur mit Hilfe von empirischen Daten abbilden können, können solche Prozesse direkt mit Hilfe von Computersimulationen auf Basis der Diskrete Elemente Methode (DEM) analysiert werden. Dies ist möglich, da in der DEM das Bewegungsverhalten jedes Einzelpartikels unter Berücksichtigung der wirkenden Kontaktkräfte berechnet wird. Die Simulation von Bruchprozessen ist durch die Bildung von Konglomeraten möglich. Die kugelförmigen Einzelpartikel werden mit Hilfe von so genannten Bonds zusammengehalten. Bonds kann man sich als zementartige Verbindungsstellen auf Basis eines virtuellen Biegebalkens zwischen den Einzelpartikeln vorstellen. Die parallel zum normalen Kontakt etablierten Bonds können Zug- und Druckkräfte sowie Momente aufnehmen. Während die DEM für die Simulation der Einzelkornzerkleinerung bereits mehrfach vor allem für akademische Fragestellungen eingesetzt wurde [1], liegen kaum Forschungsergebnisse für die industriennahe Massenstromzerkleinerung vor. Bislang hat sich die DEM-Simulation vor allem im Bereich der Schüttgutförderertechnik zu einem Standardwerkzeug z.B. zur Optimierung von Gutübergabestellen entwickelt [2]-[5].

Neben den Parametern für das Verhalten der Einzelpartikel (E-Modul, Dämpfungsparameter, Reibwerte) müssen zur Definition der Parallel-Bonds weitere Simulationsparameter definiert werden: Bondsteifigkeit, Bondfestigkeit, Bondradius. Außerdem ist die Art und Weise der Erzeugung des Konglomerats, d.h. der inneren Anordnung der Partikel und des sich ergebenden Spannungszustands wesentlich für den sich einstellenden Bruchprozess.

Hauptnachteil der DEM ist die Rechenintensivität der Methode. Die notwendige Kontaktterkennung für jedes Einzelpartikel und die für die numerische Integration notwendigen kleinen diskreten Zeitschritte sind hauptverantwortlich für die langen Rechenzeiten. Der kritische Zeitschritt ist direkt proportional zur Partikelmasse und umgekehrt proportional zur Partikelsteifigkeit. Größere Zeitschritte bedeuten kürzere Rechendauern bis zum Erreichen einer bestimmten Simulationszeit, kleinere Zeitschritte vergrößern entsprechend die Rechendauer. Für die Simulation dynamischer Systeme wie z.B. Gutübergabestellen oder Brechern liegen typische Zeitschritte im Bereich von 10^{-6} s, wobei nach

Rechendauern zwischen mehreren Stunden und mehreren Tagen meist Simulationszeiten von 30 - 60 s erreicht werden.

Aufgrund der genannten Nachteile kann die große Anzahl von Einzelpartikeln in realen Partikelsystemen bislang nicht ohne Idealisierungen abgebildet werden. Solche Idealisierungen sind:

- Reduzierung der Partikelanzahl durch Vernachlässigung der Feinfraktionen,
- Berücksichtigung von ausschließlich kugelförmigen Primärpartikeln,
- Reduzierung der Steifigkeit (d.h. des E-Moduls) der Partikel.

Aufgrund der notwendigen Idealisierungen können bekannte physikalische Eigenschaften der zu zerkleinernden Materialien nicht direkt in das Simulationsmodell übertragen werden. Vielmehr ist die Kalibrierung der Simulationsparameter essentiell, damit realistische Simulationsergebnisse erzielt werden können.

Für die Charakterisierung von zu zerkleinernden Festkörpern wie Hartgestein werden üblicherweise der E-Modul (bzw. Kompressionsmodul) und die Druckfestigkeit angegeben. Diese Parameter werden in Druckversuchen ermittelt und sind für viele Materialien in Tabellenwerken verfügbar. Allgemein muss jedoch festgestellt werden, dass aufgrund der numerisch notwendigen Reduzierung der Partikelsteifigkeit keine sinnvollen Ergebnisse der reinen Druckfestigkeit erreicht werden und daher andere Kalibrierungsmethoden notwendig sind. Um trotz reduzierter Partikelsteifigkeit ein realistisches Bruchverhalten zu erreichen, können die Simulationsparameter mit der aus Uniaxial-Druckversuchen bestimmten Bruchfunktion in Abhängigkeit von der Beanspruchung ermittelt werden. Unter Bruchfunktion wird dabei die Korngrößenverteilung in Massenprozent verstanden. Die Beanspruchung wird vom Komprimierungsgrad bestimmt und in Prozent des approximierten Ausgangsdurchmessers des Probekörpers angegeben. Ziel dieses Kalibrierungsverfahrens ist nicht das Erreichen einer bestimmten Druckfestigkeit sondern die möglichst realistische Nachbildung des Bruchverhaltens bei einer bestimmten Beanspruchung. Dazu werden reale und simulierte Massenverteilung des gebrochenen Materials mit einander verglichen. Die bei der Komprimierung entstehenden Kräfte können erfasst und zusammen mit den real ermittelten Kräften aus den Druckversuchen zur Berechnung eines Korrekturfaktors verwendet werden. Die in der Simulation ermittelten Kräfte und Momente können mit diesem Korrekturfaktor multipliziert werden, um trotz reduzierter Partikelsteifigkeit realitätsnahe Beanspruchungen der Bauteile in der Simulation zu erhalten.

3.2 Maschinenmodell

Für die Durchführung einer realitätsnahen Simulation ist die Rückwirkung der Partikelkräfte aus der DEM-Simulation auf ein Maschinenmodell zwingend zu berücksichtigen. Wie oben beschrieben, können z.B. Kraftspitzen den Kegelmantel in Rotation versetzen, wodurch die auftretenden Kräfte deutlich reduziert werden.

Der Kreiselbrecher wurde hierfür als Mehrkörpersystem in OpenModelica modelliert und über das standardisierte Functional Mockup Interface (FMI) [10] als Bibliothek (Functional Mockup Unit – FMU) in die DEM-Simulation eingebunden. Der Antriebsstrang des Kreiselbrechers wird als eindimensionales Starrkörpersystem modelliert, was die Wechselwirkung von Antriebsmoment und Drehzahl zwischen Motor und Exzentrerscheibe bzw. Brechkegel vereinfachend aber mit guter Genauigkeit abbildet.

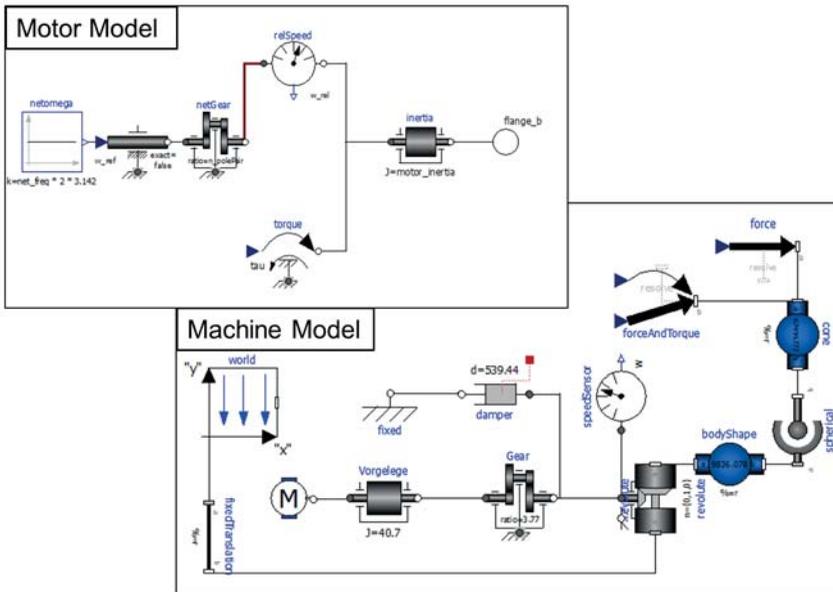


Abbildung 2: Maschinenmodell Kreiselbrecher erstellt in OpenModelica

Abbildung 2 zeigt den schematischen Aufbau des MKS Modells. Im Motormodell wird aus Netzfrequenz, Nennleistung der E-Maschine und Polpaarzahl bei bekannter aktueller Drehzahl des Motors das Antriebsmoment aus einem hinterlegten Motorkennfeld berechnet. Dieses Moment wirkt auf die Vorgelegewelle, die die Antriebsleistung wiederum an die Exzentrerscheibe überträgt. Leerlaufverluste werden über eine viskose Dämpfung abgebildet. Der eigentliche Brechkegel steht mit einem Kugelgelenk auf der Exzentrerscheibe und

kann sich so um seine Längsachse drehen. Die Kräfte, die in der DEM auf die Oberflächengeometrie des Kegels wirken, werden zu einem resultierenden Belastungsvektor für Kräfte und Momente aufsummiert und auf den Kegel des MKS Modells übertragen. Eine in der DEM wirkende Kraft hat somit direkten Einfluss auf den Bewegungsvorgang des Brechers sowie auf dessen benötigte Antriebsleistung.

4 Simulationsergebnisse

Abbildung 3 zeigt anhand einer Bildsequenz den Gutfluss und den Brechvorgang als ein Hauptergebnis der gekoppelten DEM-Maschinensimulation. Das Bild zeigt einen Querschnitt durch den Brecher, um die Vorgänge im Inneren des Brechers zu dokumentieren. Deutlich zu erkennen ist das schrittweise Zerkleinern der großen Gesteinsbrocken, die dadurch immer tiefer in den Brechraum sinken. Anhand des dazugehörigen Videos ist ebenfalls erkennbar, dass zwar der Kegelmantel langsam zurückrotiert, die Steine sich jedoch nicht mitdrehen. In der Bildsequenz soll der Augenmerk vor allem auf die großen Gesteinsbrocken $d \geq 150$ mm gelenkt werden. Das umgebende Feingut (kugelförmige Primärpartikel) ist transparent dargestellt.

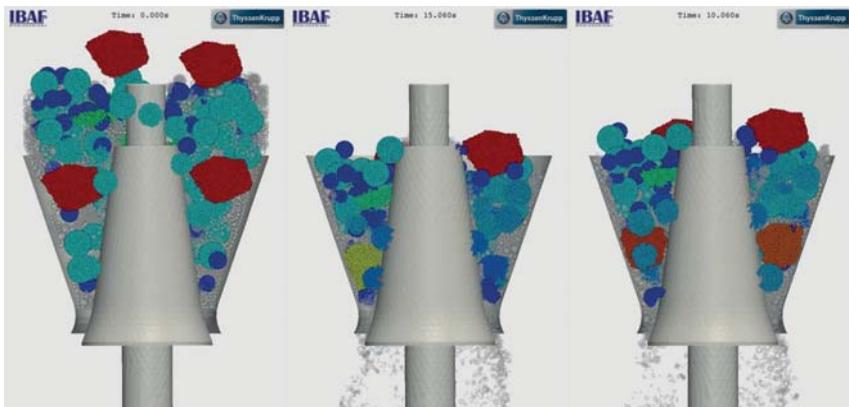


Abbildung 3: Bildsequenz zur Visualisierung des Gutflusses im Kreiselbrecher.

Dargestellt ist eine Schnittansicht durch die Längsachse des Brechers. Die Partikelfarbe kennzeichnet die Größe der Gesteinsbrocken, um den eigentlichen Brechvorgang zu visualisieren. Kugelförmige Primärpartikel sind transparent dargestellt. Kleine „Clumps“ ($d < 150$ mm) sind blau dargestellt, große Brocken sind rot gekennzeichnet.

Die qualitativen Bilder des Gutstroms und des Brechvorgangs sind nicht die einzigen Ergebnisse des gekoppelten Simulationsansatzes. Durch die Implementierung eines Maschinenmodells ist es möglich die Drehzahl, das

Drehmoment, die Antriebsleistung über der Zeit und dem geförderten Massenstrom gegenüberzustellen. Abbildung 4 zeigt die geglätteten Werte der quantitativen Simulationsergebnisse.

Die Analyse der Diagramme in Abbildung 4 erlaubt die Aussage, dass der simulierte Brecher einen mittleren Massenstrom von 4000 t/h aufweist. Nach ca. 12,5 s stellt sich im Brecher ein quasi-stationärer Zustand ein, bei dem eine mittlere Antriebsleistung von 425 kW bei einem mittleren Drehmoment von 8,75 kNm vom Motor abverlangt werden. Obwohl die Kalibrierung der Bruchfunktion der gebondeten Primärpartikel noch nicht abgeschlossen ist und dazu an verschiedenen Ansätzen weiter geforscht wird, zeigen die ersten Simulationsergebnisse eines industrienahen Anwendungsszenarios erstaunlich realitätsnahe Werte.

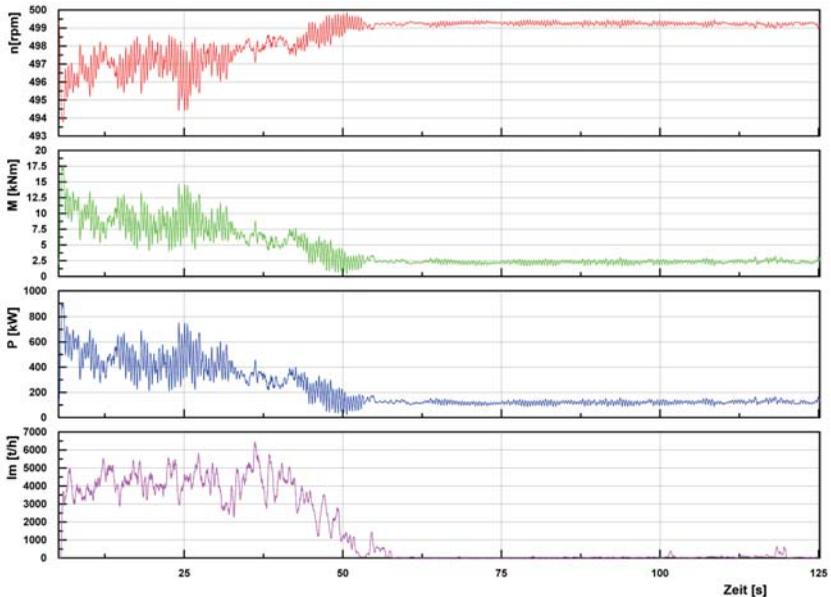


Abbildung 4: In der Simulation gemessene Drehzahl, Drehmoment, Antriebsleistung und Massenstrom im Kreiselbrecher

5 Zusammenfassung

Es wurde ein gekoppeltes Simulationsmodell für Kreiselbrecher entwickelt und vorgestellt, mit der die Ermittlung der Lastannahmen für die Dimensionierung der in der Zerkleinerungstechnik eingesetzten Schwerlastantriebe ermöglicht wird. Während mit der Diskrete Elemente Methode auf Basis von gebondeten Primärpartikeln die Bruchvorgänge im Brecher abgebildet werden, werden die aus der Interaktion von Maschine und Gestein resultierenden Kräfte an ein

Maschinenmodell weitergeleitet, mit dem das realitätsnahe lastabhängige Verhalten berücksichtigt werden kann.

Da beide Simulationsverfahren auf idealisierten Simulationsmodellen beruhen ist eine Kalibrierung der Simulationsparameter und eine Validierung der Simulationsergebnisse notwendig. Die vorgestellten qualitativen und quantitativen Simulationsergebnisse für einen industriellen Kreiselbrecher mit großer Durchsatzleistung zeigen aber bereits sehr gute Übereinstimmung mit denen in der Praxis gewonnenen Erkenntnissen. In Zukunft soll vor allem an der Verfeinerung und Präzisierung der Kalibrierungsstrategien gearbeitet werden. Immer leistungsfähigere Rechentechnik werden zukünftig immer weniger stark idealisierte Simulationsmodelle ermöglichen.

6 Literaturverzeichnis

- [1] Jeschke, H.: Massenstromzerkleinerung von Beton. Fortschritt-Berichte VDI Reihe 3 Nr. 852. Düsseldorf: VDI-Verlag 2006
- [2] Gröger, T., Katterfeld, A.: Einsatz der Diskrete Elemente Methode in der Schüttguttechnik: Grundlagen und Kalibrierung In: Schüttgut, Vol. 12 (2006) Nr. 7, S. 480-486
- [3] Minkin, A., Katterfeld, A., Gröger, T.: Einsatz der Diskrete Elemente Methode in der Schüttguttechnik: Wendel- und Schneckenförderer. In: Schüttgut, Vol. 13 (2007) Nr. 1, S. 16-26
- [4] Gröger, T., Katterfeld, A.: Einsatz der Diskrete Elemente Methode in der Schüttguttechnik: Gutübergabestellen, In: Schüttgut, Vol. 13 (2007) Nr. 3, S. 202-213
- [5] Gröger, T., Katterfeld, A.: Einsatz der Diskrete Elemente Methode in der Schüttguttechnik: Becher- und Kratzerförderer. In: Schüttgut, Vol. 13 (2007) Nr. 4, S. 276-282
- [6] Itasca Consulting Group Inc.: PFC3D - Theory and Backround
- [7] Szczelina, P.: Auslegung von Backenbrechern durch Modellierung des Körnerverhaltens, Dissertation, TU Bergakademie Freiberg, 2000
- [8] Unland, G.: The Principles of Single-Particle Crushing. Handbook of PowderTechnology, Volume 12. Elsevier. Amsterdam. 2007
- [9] Jeschke, H., Poppy, W., Schubert, W.: Zerkleinerung von Beton im Prallbrecher - Zerkleinerungsbedingungen für Abbruchbeton im Prallbrecher. In: 3. Fachtagung Baumaschinentechnik. Dresden 2006
- [10] Blochwitz, T. Otter, M.: The Functional Mockup Interface for Tool independet Exchange of Simulation Models. 8h Modelica Conference 2011

Prof. Dr. André Katterfeld
andre.katterfeld@ouvjg.de
Christian Richter

Hendrik Otto

Eduardo Rossiter

Dr. Piotr Szczelina

Otto-von-Guericke-Universität
Magdeburg
Lehrstuhl Förder- und
Materialflusstechnik
Universitätsplatz 2
39106 Magdeburg

IBAF GmbH
Listemannstr. 10a
39104 Magdeburg

ThyssenKrupp
Industrial Solutions AG
BU Resource Technologies
Schleebergstraße 12
59320 Ennigerloh

Simulation von Fördergurten mittels der DEM

E. Fimbinger, Dr. M. Prenner
Montanuniversität Leoben

1 Einleitung

Die „Diskrete Elemente Methode“ (DEM) ist ein etabliertes Werkzeug um Schüttgutbewegungen zu simulieren. Sie bietet aber auch die Möglichkeit, komplexes Werkstoffverhalten abzubilden. Der Lehrstuhl für Bergbaukunde - Fördertechnik und Konstruktionslehre an der Montanuniversität Leoben entwickelt derzeit in Zusammenarbeit mit der BECKER 3D GmbH eine Simulationsmethodik, mit deren Hilfe das Verhalten von Fördergurten während eines Schüttguttransportprozesses simuliert werden kann.

In der Fördertechnik wird die DEM hauptsächlich zur Simulation von Schüttgutbewegungen eingesetzt, wobei Fördergurte üblicherweise als ideal starre Körper betrachtet werden. Die DEM bietet aber auch die Möglichkeit, den Fördergurt selbst aus miteinander verbundenen diskreten Elementen aufzubauen. Mittels eines „bonded particle“-Kontaktmodells, einem Modell zur Verbindung von Partikeln, welches auf der „Timoshenko Beam Theory“ basiert, lässt sich das Verhalten von Fördergurten abbilden. Damit können deformierbare Fördergurte in Interaktion mit Schüttgut simuliert und deren Verhalten wie Deformationen, Bewegungen, Spannungen etc. berechnet werden. Die Analyse von beispielsweise Dehnung, Durchhang, Muldungsbildung, Bruch- oder Laufverhalten von Fördergurten wird dadurch ermöglicht. Kopplungen von DEM zu FEM („Finite Elemente Methode“) sind hierbei nicht erforderlich.

Fördergurte sind üblicherweise Multimaterialverbundbauteile, die im Wesentlichen aus einer Gummi-Stahlseil- oder Gummi-Gewebe-Struktur aufgebaut sind. Durch entsprechende Berücksichtigung der aus dem Gurtaufbau resultierenden Gurteigenschaften im Modell zur Partikelverbindung lässt sich das Verhalten eines solchen Fördergurtes, aufgebaut aus Gummischichten im Verbund mit Gurteinlagen, über diskrete Elemente realitätsnah abbilden. Das Verfahren ist grundsätzlich auch auf andere Maschinenbaukomponenten anwendbar.

2 Problemstellung

Zur Gestaltung und Dimensionierung von gängigen Gurtförderanlagen stehen bereits etablierte Regelwerke zur Verfügung. Für die Entwicklung von komplexen und neuartigen Gurtfördersystemen können diese Regelwerke aber nur bedingt eingesetzt werden. Um beispielsweise das Ein- und Ausmuldungsverhalten, die Gurtführung in Kurven, die auftretenden Gurtspannungen, das Bruchverhalten etc. zu veranschaulichen, können Simulationsmethoden eingesetzt werden.

Einen Ansatz, um das Verhalten eines Gurtes abzubilden, stellt die "Finite Elemente Methode" (FEM) dar. Mit dieser Methode können Verformungen, Spannungen, Bruchverhalten usw. eines Gurtes berechnet werden. Probleme dieses Ansatzes stellen sich allerdings dabei, das Gurtverhalten in Interaktion mit dem zu transportierenden Schüttgut abzubilden.

Für die Simulation von Schüttguttransportprozessen wird üblicherweise die "Diskrete Elemente Methode" (DEM) eingesetzt. Dabei werden Gurtförderer gebräuchlich als ideal steif implementiert und erfahren daher keine Deformationen durch das transportierte Schüttgut. Auswirkungen auf den Gurt sind mit diesem Ansatz somit nicht darstellbar.

Um das Verhalten des Gurtes aufgrund der Interaktionen mit dem Schüttgut zu simulieren, kann eine gekoppelte DEM-FEM-Simulationen durchgeführt werden. Solche gekoppelten Simulationen sind zumeist rechenintensiv und mit einem Mehraufwand zum Einrichten von Simulationen verbunden. Hierbei werden zwei grundsätzlich verschiedene und ursprünglich voneinander unabhängige mathematische Lösungsansätze miteinander gekoppelt, zumeist über eine entsprechende Schnittstelle in zwei voneinander getrennten Software-Umgebungen. Für diese Methodik sind somit drei Software-Pakete erforderlich: für die DEM-Simulation, für die FEM-Simulation und für die verbindende Schnittstelle. Damit Wechselwirkungen zwischen dem Gurt und dem Schüttgut in beiden Software-Umgebungen berücksichtigt werden können, ist für die Simulation des Fördergurtverhaltens eine bidirektionale Kopplung über die Schnittstelle essentiell. Ohne bidirektionaler Kopplung würden beispielsweise Kräfte aus dem Schüttgut der DEM in die FEM übergeben, jedoch resultierende Gurtdeformationen in der FEM nicht wieder in die DEM zurückübermittelt werden (unidirektionale Kopplung). Bidirektionale Kopplungen für den betreffenden Anwendungsfall sind noch in der Entwicklungsphase.

Ein Ansatz, der derzeit am Lehrstuhl für Bergbaukunde - Fördertechnik und Konstruktionslehre an der Montanuniversität Leoben entwickelt wird, ist die Simulation des Gurtes innerhalb der DEM-Umgebung, durch den Aufbau des Gurtes aus miteinander verbundenen diskreten Elementen. Damit verbundene Vorteile sind unter anderem:

- realitätsnahe Simulation der Gurtförderanlage durch Berücksichtigung des Gurtverhaltens beim Schüttguttransport
- nur eine Simulationsmethode bzw. Software-Umgebung erforderlich (DEM)
- keine weitere Simulationssoftware und keine Schnittstellen
- geringere Simulationskosten
- günstig hinsichtlich
- Aufbau der Simulation
- Implementierung der notwendigen Bewegungsabläufe
- Auswertung und Visualisierung der Ergebnisse

Mit Fortschreiten der Computertechnologie und der dadurch steigenden, effizient berechenbaren Partikelmenge, können Fördergurte beziehungsweise Bauteile zunehmend exakter und detaillierter durch hochauflösendere Modelle aus kleineren diskreten Elementen dargestellt werden.

3 Aufbau der Gurtsimulation mittels der DEM

Im Gegensatz zur klassischen finiten Elemente Methode wird der Gurt aus diskreten Elementen aufgebaut. Durch Zusammenhängen dieser Elemente zu einem Netz aus eng miteinander verbundenen Partikeln wird ein deformierbarer Gurt in der DEM-Umgebung modelliert. Die Eigenschaften eines solchen Gurtes werden einerseits durch die Partikeleigenschaften und andererseits durch die Eigenschaften der Partikelverbindung („bonds“) bestimmt. Über die Definition des Kontaktes zwischen den Gurtpartikeln und den Schüttgutpartikeln werden Wechselwirkungen zwischen Gurt und Schüttgut ermöglicht.

3.1 Gurtaufbau aus Partikeln

Um den Gurt aus einer Schicht mehrerer verbundener Gurtpartikel aufzubauen und dabei eine möglichst durchgehende Oberfläche des Gurtes zu erhalten, ist eine enge Partikelanordnung erforderlich. Eine rechteckige Anordnung erwies sich im Vergleich zu einer dreieckigen Anordnung (in ebener dichtester Packung) als vorteilhaft, da die Definition der Gurteigenschaften und die Analyse der Simulationsergebnisse in Längs- und Querrichtung bei rechteckiger Anordnung günstiger sind. Abbildung zeigt eine rechteckige, Abbildung 2 eine dreieckige Anordnung von Gurtpartikeln, je in isometrischer Ansicht (links) und in der Ansicht von oben, normal auf die Gurtoberfläche (rechts).

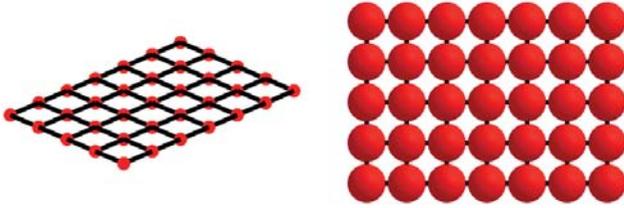


Abbildung 1: Rechteckige Anordnung von verbundenen Gurtpartikeln

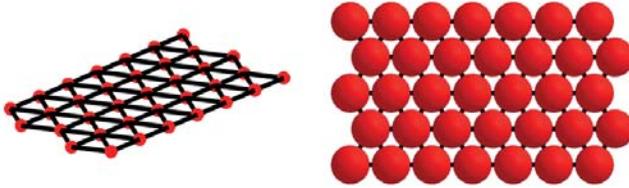


Abbildung 2: Dreieckige Anordnung von verbundenen Gurtpartikeln

Beim Aufbau des Gurtes aus einer Partikelschicht wird als Gurtpartikeldurchmesser die Gurtdicke gewählt. Durch die Kugelform der Gurtpartikel, welche aneinandergereiht die Oberfläche des Gurtes bilden, entsteht eine strukturierte Gurtoberfläche mit Vertiefungen zwischen den Partikeln, wodurch es zu einer zusätzlichen, geometriebedingten Reibung zwischen Schüttgutpartikeln und Gurt kommt. Je größer die Schüttgutpartikel im Vergleich zu den Gurtpartikeln sind und je enger die Gurtpartikel aneinander gereiht sind, desto geringer ist dieser zusätzliche Reibungseffekt. Um Gurtpartikel eng anordnen zu können wurde in der Partikelverbindungsmethodik ein Parameter implementiert, mit dem der Kontakt von Gurtpartikeln zueinander deaktiviert werden kann. Durch entsprechendes setzen dieses Selbstkontakt-Parameters können Gurtpartikel miteinander überlappen, ohne dass es zu abstoßenden Kräften oder sonstigen Kontakterscheinungen kommt. Gurtpartikel können somit überschneidend angeordnet werden, wie in Abbildung 3 dargestellt. Durch engeres Anordnen der Gurtpartikel wird die entstehende Gurtoberfläche zunehmend geglättet und auch ein mögliches Eindringen oder Verklemmen von kleinen Schüttgutpartikeln zwischen Gurtpartikeln wird verhindert. Zudem könnte durch eine entsprechende Wahl der Partikelabstände eine Volumens- oder Querschnittsflächen-Äquivalenz des Fördergurtes zum DEM-Gurt-Modell hergestellt werden, was sich vorteilhaft auf die Parameterdefinition der Partikelverbindung auswirkt.

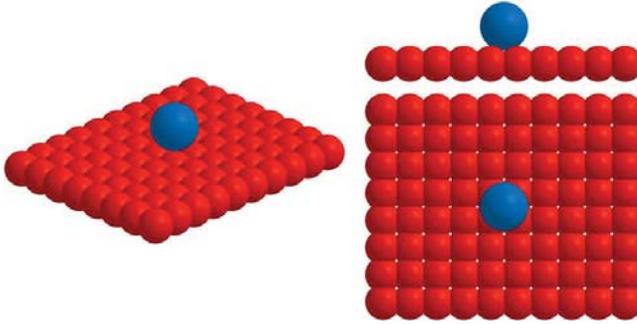


Abbildung 3: Aufbau des Gurtes aus überschneidenden Gurtpartikeln (rot) und am Gurt liegender Schüttgutpartikel (blau)

3.2 Verhalten auf Biegung und Zug

Die Methodik zum Verbinden der Gurtpartikel basiert auf der „Timoshenko Beam Theory“, wobei jeweils zwei Partikel miteinander verbunden werden. Durch seinen inneren Aufbau mit Zugträgern ist der Gurt inhomogen beschaffen, was sich dadurch äußert, dass der Gurt zwar einerseits biegeweiches, aber andererseits auch zugsteifes Verhalten aufweist. Um dieses Verhalten in der Partikelverbindung abzubilden wurde ein Parameter in Form eines Reduktionsfaktors in die Methodik implementiert. Dieser Reduktionsfaktor beschreibt das Verhältnis von Biege- zu Zugverhalten der Partikelverbindung. Die Modellierung einer zugsteifen und zugleich biegeweichen Partikelverbindung wird mittels dieser Methodik ermöglicht.

3.3 Gurtgeneration – Einbau des Gurtes in eine Anlage

Um den in der DEM-Umgebung aus Gurtpartikeln generierten Gurt in die Anlage einzubauen bestehen mehrere Möglichkeiten. Die Anlage besteht dabei aus sämtlichen mit dem Schüttgut und auch dem Gurt in Interaktion stehenden Komponenten, wie Schurren, Tragrollen, Trommeln, etc.

Eine wesentliche Problematik die sich beim Einbau des Gurtes in die Anlage stellt, ist die Handhabung von im Einbauzustand vorhandenen Gurtspannungen. Diese entstehen beispielsweise durch Vorspannen des Gurtes in Form von Zugspannungen, aber auch durch Umlenken des Gurtes an Trommeln in Form von Biegespannungen. Auch durch die Muldung des Gurtes sind im Bogenbereich der Muldung Biegespannungen im Gurt im Einbauzustand vorhanden. Im unbelasteten, spannungsfreien Zustand wäre der Gurt über die gesamte Länge flach und unverformt.

3.4 Gurtgeneration im Ruhezustand

Eine Methode den Gurt in die Anlage einzubauen, ist den abgewickelten, ungedehnten Gurt, als ebenes Gurtstück mit entsprechender Länge und Breite zu generieren und diesen endlichen Gurt entlang dem Weg des Lasttrums und des Leertrums, über die Tragrollen und um die Trommeln herum, in die Anlage einzufädeln. Nach dem Einfädeln ist eine Verbindung der beiden Gurtenden über entsprechende abschließend zu generierende Partikelverbindungen erforderlich um den Gurt endlos zu verbinden.

Eine weitere Methode den Gurt in seinen Einbauzustand zu bekommen erfolgt über Zusammenbau der Anlage um den endlos generierten Gurt. Dabei wird ein ringförmiger Gurt generiert und dieser über entsprechendes Bewegen der Anlagenkomponenten in seine Einbaulage verformt. Abbildung 4 zeigt von oben nach unten die Verformung des anfangs ringförmigen Gurtes in seinen Einbauzustand durch entsprechendes Verschieben der Trommeln und Tragrollen. Der unverformte Ausgangszustand des Gurtes ist bei dieser Methode kein ebenes Gurtstück, sondern ein endloser Gurt mit relativ großem Ringdurchmesser. Der Ringumfang des generierten Gurtes entspricht der ungedehnten Gurtlänge. Im Vergleich zum Einfädeln eines endlichen Gurtes hat diese Methode den Vorteil, dass die Endverbindung zu einem geschlossenen Gurt entfällt, da der Gurt bereits endlos generiert wird.



Abbildung 4: Verformung eines endlosen ringförmigen Gurtes in seinen Einbauzustand durch Zusammenbau der Anlage eines beispielhaften Gurtförderers

3.5 Betrachtung des Simulationsaufwands

Die Simulation des Fördersystems setzt sich jeweils aus einer Vorsimulation und einer Hauptsimulation zusammen. Die Vorsimulation ist erforderlich um den Gurt in die Anlage einzubauen und die Voraussetzungen für das anschließende

Simulationszenario, die Hauptsimulation, zu schaffen. Eine effiziente Simulation zeichnet sich durch ein Rechenaufwandsverhältnis von Haupt- zu Vorsimulation zugunsten der Hauptsimulation aus.

Die beiden beschriebenen Methoden mit Gurtgeneration im Ruhezustand haben den Nachteil, dass der erforderliche Vorsimulationsaufwand relativ hoch ist. In beiden Fällen wird der Gurt über große Verschiebungen im Raum in seine eigentliche Einbaulage gebracht.

Weitere Probleme der beiden Methoden sind, dass eine Endlosverbindung der Gurtenden aufwändig herzustellen ist und möglicherweise eine Gefahr zur Bildung von inhomogenen Gurtverbindung darstellt, sowie die Tatsache, dass vor allem bei ringförmigen Endlosgurten der Berechnungsraum aufgrund des großen anfänglich vom Gurt eingenommenen Volumens ebenfalls groß sein muss, was zu einer aufwändigen und ressourcenintensiven Berechnung führt. In beiden Fällen sind auch Änderungen am Fördersystem, beispielsweise der Gurtbreite oder der ungedehnten Länge, mit einer erneuten Durchführung der gesamten Simulation, inklusive der aufwändigen Vorsimulation verbunden.

3.6 Gurtgeneration in einbauzustandsnaher Form

Um den Vorsimulationsaufwand zu reduzieren wird der Gurt in einbauzustandsnaher Form generiert. Diese Form entspricht dem idealisierten CAD-Modell des Gurtes, wie es für Fördergurte bei der CAD-Konstruktion von Gurtförderanlagen üblich ist. Darin sind Gurtdurchhänge nicht berücksichtigt und sämtliche Verformungen vereinfacht modelliert, beispielsweise entlang der Ein- und Ausmuldungsstrecken. Abbildung 5 zeigt die CAD-Konstruktion (links) und das CAD-Modell des Gurtes (rechts) eines beispielhaften Gurtförderers wie in Abbildung 4. Wesentliche Herausforderungen zur Generation des Gurtes in der einbauzustandsnahen Form ergeben sich daraus, dass die in diesem Verformungszustand vorhandenen Deformationsverhältnisse zu berücksichtigen sind. Für jedes Gurtpartikel müssen dazu Lage und Orientierung sowie die Eigenschaften der Partikelverbindungen zu den jeweiligen Nachbarpartikeln ermittelt und in der DEM-Umgebung entsprechend initialisiert werden. In Abbildung 6 ist der auf Basis des CAD-Modells generierte Gurt in Darstellung der Partikelverbindungen (links) und in halbtransparenter Gurtpartikeldarstellung (rechts) abgebildet. Der Gurt wird nach dieser Methode in einer Form sehr nahe am Einbauzustand generiert, was durch einen Vergleich der Abbildung 4 (links unten) und der Abbildung 6 (rechts) verdeutlicht wird.



Abbildung 5: Vereinfachtes CAD-Modell eines beispielhaften Gurtförderers (li.) mit Flächenmodell des Gurtes (r.)



Abbildung 6: In der DEM-Umgebung generierter Gurt in Darstellung der Partikelverbindungen (li.) und mit halbtransparenten Gurtpartikeln (r.)

Die Vorsimulation zum Einbau des Gurtes wird durch die Gurtgeneration in einbauzustandsnaher Form gänzlich vermieden. Lediglich eine verhältnismäßig kurze Vorsimulation ist erforderlich, um die idealisierten Annahmen aus dem CAD-Modell auszugleichen, um beispielsweise den Durchhang des Gurtes zwischen den Tragrollen zu erhalten.

Wird der Gurt unbewegt initialisiert, also im Stillstand der Förderanlage, dann kann das Anfahren der Anlage simuliert werden indem der Gurt beispielsweise über entsprechende Geschwindigkeitsfelder oder gar an bewegten Antriebstrommeln angetrieben wird. Über eine Kontaktpaarung des Gurtes zu der Antriebstrommel können somit Antriebsverhältnisse abgebildet und in ähnlicher Weise auch Verluste an Tragrollen, Gleittischen oder anderen mit dem Gurt in Kontakt stehenden Bauteilen berücksichtigt werden.

Um den Anfahrvorgang der Förderanlage zu überspringen und den Gurt bereits im bewegten Zustand zu initialisieren, besteht bei der Generation in einbauzustandsnaher Form zudem die Möglichkeit dem Gurt eine Anfangsgeschwindigkeit festzulegen. Dabei wird zu den oben genannten Eigenschaften der Lage, Orientierung und Partikelverbindung zusätzlich jedem Partikel der vorgegebene Geschwindigkeitsvektor in Bewegungsrichtung zugewiesen.

4 Anwendung der Simulationsmethodik

Im Folgenden wird die Anwendung der vorgestellten Simulationemethode anhand eines konkreten Beispiels zur Simulation von Fördergurten verdeutlicht. Als Beispiel wird die Konstruktion eines Deckgurtförderers mit ungünstig gestalteter Umlenktrummel des Deckgurtes herangezogen, wobei das Schüttgut in einem durch den Deckgurt geschlossenen Förderquerschnitt befördert wird. In diesem Beispiel sollte die Einmuldungsstrecke verhältnismäßig kurz ausgeführt werden, wofür ein elastischer Deckgurt und eine konisch gestaltete Umlenktrummel des Deckgurtes geplant wurden. Die Geometrie der Umlenktrummel wurde dabei an den Muldungswinkel des Förderquerschnitts angepasst. In Abbildung 7 sind der Aufbau des Deckgurtförderers und die Ausführung der konischen Umlenktrummel dargestellt. Die entwickelte Methode zur Simulation von Fördergurten bietet die Möglichkeit, das Verhalten der Gurte im Betrieb der Anlage und auftretende Probleme aufgrund der gewählten Konstruktion zu verdeutlichen.

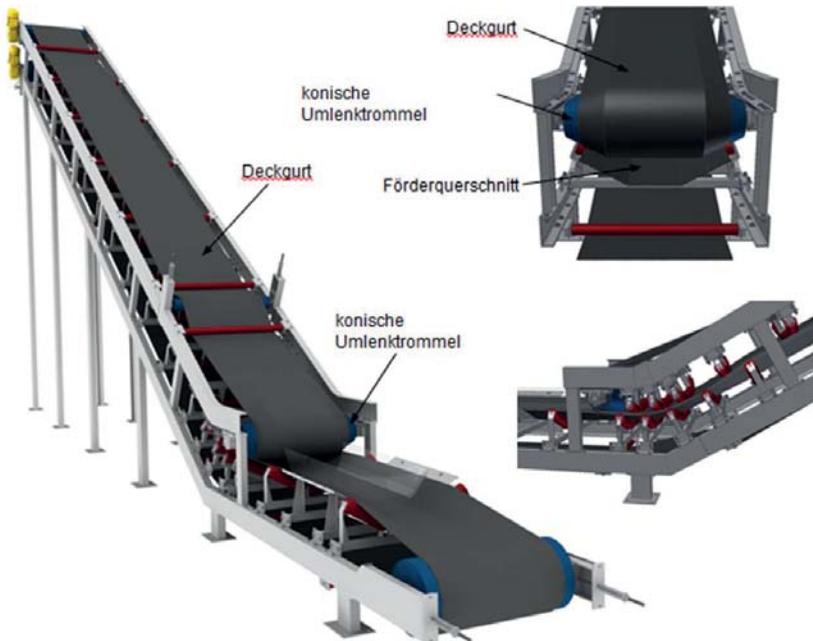


Abbildung 7: CAD-Modell des Deckgurtförderers

Wie erwartet bereitet die gewählte Trommelform Probleme, die mithilfe der Simulation aufgezeigt werden. Durch die stark konische Form der Umlenktrummel werden ungünstige Gurtspannungsverhältnisse verursacht, die in Abbildung 8 zu erkennen sind. Wie dargestellt kommt es an der Trommel zu

höheren Gurtspannungen im Bereich der Gurtmitte und zum Spannungsverlust im Randbereich des Gurtes, wodurch der Gurt an den beiden Gurtkanten den Kontakt zur Trommel verliert. Das Abheben des Gurtes von der Trommel und die sich dabei bildenden gewellten Gurtkanten sind in Abbildung 9 ersichtlich. Die kugelförmigen Gurtpartikel sind für die grafische Darstellung des Gurtes als Würfel dargestellt.

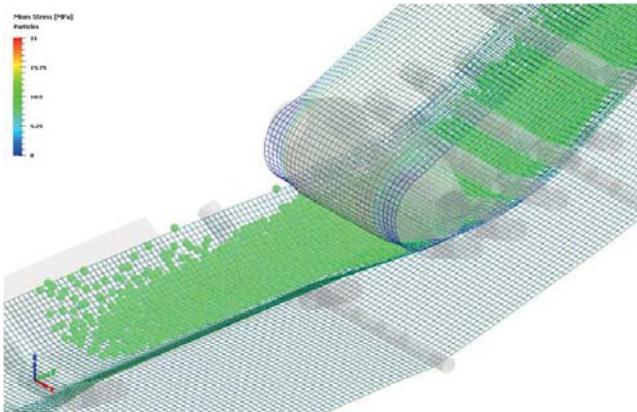


Abbildung 8: Gurtspannungen an der konischen Umlenkrolle

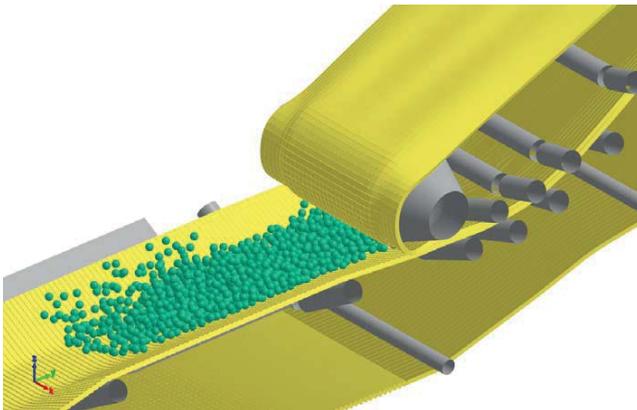


Abbildung 9: Abheben des Gurtes an den beiden Gurtkanten von der Umlenkrolle

Aufgrund der ungünstigen Gurtspannungsverhältnisse und aufgrund des Abhebens des Gurtes von der Trommel an den Gurtkanten, kann die Ausführung der Umlenkrolle in der geplanten, konischen Form nicht empfohlen werden.

Mit dieser Simulationsmethode lassen sich Verformungen und Verhalten des Gurtes durch Ein- und Ausmulden, durch Füllvorgänge, durch Gurtschiefläufe, durch Horizontal- und Vertikalkurven, durch Gurtdurchhang zwischen Tragrollen

usw. analysieren. In Abbildung 10 wird das Einzugsverhalten von Schüttgut in den Förderquerschnitt zwischen die beiden Gurte des Deckgurtförderers dargestellt. Dabei ist die Verformung der beiden Gurte bei fortschreitendem Materialfluss deutlich erkennbar. Die Gurtpartikel sind dabei wieder als Würfel dargestellt.

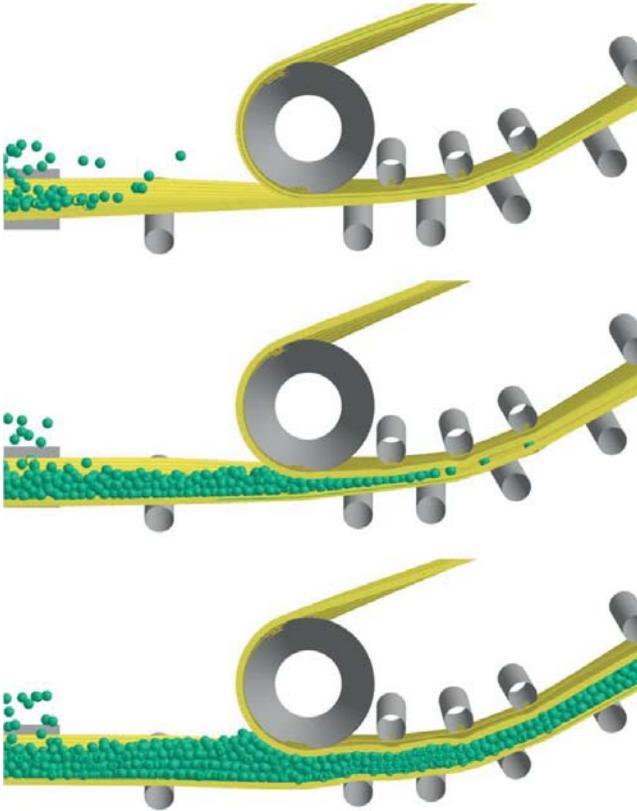


Abbildung 10: Schüttguteinzug zwischen die beiden Gurte (Schnittansicht)

Die Methode eröffnet die Möglichkeit, aus den berechneten Gurtpartikelpositionen ein CAD-Modell des verformten Gurtes zu erstellen. Der Gurt kann dann in die CAD-Konstruktion im verformten Zustand eingebaut werden.

Mit der Methode können ebenfalls Gurtspannungen beispielsweise aufgrund des Beladevorgangs, des Antriebes, der Gurtumlenkung oder der Gurtführung im Allgemeinen aufgezeigt werden. Das Verfahren kann auch zur Antriebsauslegung (zur Ermittlung von Kräften beziehungsweise Momenten), zur Bauteilauslegung oder auch zur Ermittlung von Anlagenverlusten herangezogen werden. Auch das Versagen eines Gurtes mit den entsprechenden Folgen kann abgebildet werden. In

Abbildung 11 sind das Anreißen und der Rissfortschritt bis zum Abriss eines flachen Gurtes abgebildet.

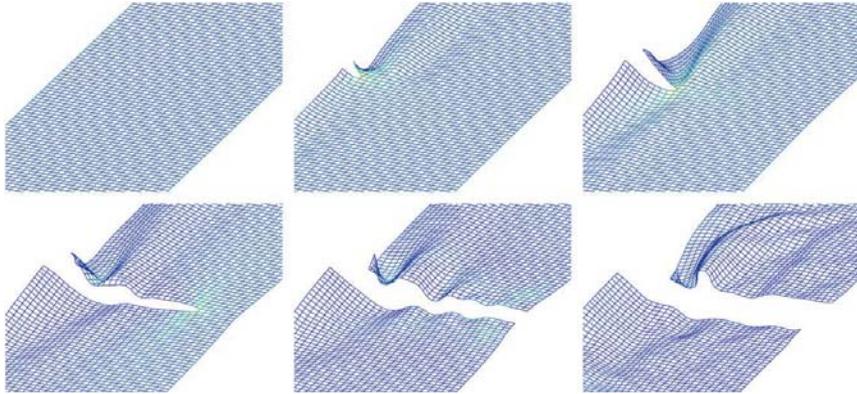


Abbildung 11: Anreißen und Rissfortschritt eines flachen Gurtes

5 Aussicht

Mit kontinuierlichem Anstieg der Rechenleistung der verfügbaren Computersysteme können zukünftig immer detailreichere Simulationen aufgesetzt werden. Die Detailstufe und auch die maximale Länge der simulierten Gurte unterliegen derzeit noch gewissen Einschränkungen. Um die Anzahl der Gurtpartikel gering zu halten, werden die Gurte aus einer einzelnen Partikelschicht aufgebaut. Die Anzahl effizient berechenbarer Partikel und damit auch die simulierbare Gurtlänge steigen mit zunehmender Rechenleistung. Durch einen detaillierteren Aufbau des Gurtes können sowohl Einlagen wie Stahlseile oder Gewebestrukturen, aber auch verschiedene Gummischichten abgebildet werden. Dafür erhalten die Partikel und Partikelverbindungen entsprechende Eigenschaften.

Am Lehrstuhl für Bergbaukunde - Fördertechnik und Konstruktionslehre an der Montanuniversität Leoben wird die vorgestellte Simulationsmethode angewandt und in Zusammenarbeit mit der BECKER 3D GmbH auch weiterentwickelt, beispielsweise durch die Entwicklung neuer Modelle der Partikel und deren Verbindungen. Anstelle der kugelförmigen Partikel bietet sich für den Aufbau von Gurten die Verwendung ein alternatives Partikelmodells an. Zur Modellierung einer glatten Gurtoberfläche würde sich die nahtlose Anordnung würfelförmiger Partikel eignen. Da jedoch ausschließlich die Würfel Flächen an der Trag- und an der Laufseite in Kontakt mit Schüttgut beziehungsweise Anlagenkomponenten kommen (abgesehen an den beiden Gurtkanten), kann das würfelförmige Partikelmodell auf diese beiden Flächen reduziert werden. Die Kontaktfläche dieses Partikelmodells besteht dann nur mehr aus zwei gegenüberliegenden,

rechteckigen Flächen. Innerhalb des Forschungsprojektes wird auch an einer Methode zur Abbildung der Querdehnung eines unter Zugbelastung stehenden Gurtes gearbeitet. Hierfür wird speziell das Modell der Partikelverbindung weiterentwickelt.

Die vorgestellte Methodik wurde speziell für die Simulation von Fördergurten entwickelt, sie ist aber grundsätzlich auch auf andere Maschinenbauteile anwendbar. Beispielsweise ist die Simulation von Seilen und Netzen ein weiterer Anwendungsbereich der Methodik. Die gewonnenen Erkenntnisse lassen sich grundsätzlich auf andere Materialien, Anlagenkomponenten aber auch auf andere Wissenschaftszweige außerhalb des Maschinenbaus anwenden.

Eric Fimbinger
eric.fimbinger@unileoben.ac.at

Dr. mont. Michael Prenner

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

Aufbau eines Strömungsversuchsstandes und Durchführung von Versuchen zur Untersuchung von auftretenden Effekten bei der vertikalen Förderung von Feststoff-Wasser- Gemischen in einem Großversuchsstand über 136 m Höhe im Rahmen des europäischen Forschungsprojektes „Blue Mining“

T. Müller, Prof. Dr. H. Mischo
TU Bergakademie Freiberg
J. von Wijk
IHC MTI B.V.

Zusammenfassung

Mit dem Ziel, vertikale Transportsysteme für den Tiefseebergbau weiterzuentwickeln, wurden im Rahmen des europäischen Forschungsprojektes „Blue Mining“ in zwei Fallstudien verschiedene kontinuierliche Strömungsförderprozesse betrachtet. Anhand dieser Untersuchungen wurden Rahmenbedingungen für einen Versuchsstand und die darin durchzuführenden Versuche erarbeitet. Grundlegende Untersuchungen unter Laborbedingungen erfolgten bisher an Versuchsständen bis zu 12 m Höhe. Die dabei gewonnenen Erkenntnisse sollen unter realistischen Bedingungen validiert werden. Zu diesem Zweck erfolgte die Auslegung und Planung eines Versuchsstandes über eine Höhe von 136 m in einem Schacht des Altbergbaus. Im Folgenden werden die Auslegung und der Aufbau der Versuchsanlage beschrieben, wobei auf die verschiedenen Komponenten der Anlage eingegangen wird. Im weiteren Verlauf wird die Versuchsdurchführung dargelegt.

1 Einführung

Seit den 1970er und 80er Jahren wurden in verschiedenen Forschungsprojekten die Möglichkeiten zum Abbau von Rohstoffvorkommen auf dem Meeresboden erforscht. Dabei wurden in Testprojekten erfolgreich Methoden zum Abbau aus großen Tiefen bis zu 5.000 m Wassertiefe erprobt. Etwa wurde mittels Airliftverfahren im Testbetrieb bis 70 t/h Manganknollen (Manganese Nodules, MnN) gefördert [1]. In weiteren Projekten sollte neben der technischen Machbarkeit auch die wirtschaftliche Machbarkeit erwiesen werden. Allerdings wurden weiterführende Vorhaben den Änderungen auf dem Weltmarkt nach dem Ende des kalten Krieges gestoppt. Mit dem zunehmenden Bedarf seltenen Elementen für die Elektronikindustrie und den Änderungen auf dem Rohstoffmarkt rücken Vorkommen in der Tiefsee (Wassertiefe über 200 m) erneut in den Fokus zur Rohstoffsicherung. Im Zuge der europäischen Rohstoffpolitik zur Sicherung kritischer Rohstoffe sind verschiedene Forschungsprojekte zum Tiefseebergbau angesetzt. Derzeitig bereits geplante Vorhaben wie das Nautilus Projekt zum Abbau des Vorkommens Solwara 1 [2] in der Bismarcksee, oder das japanische Projekt zur Förderung vor der Küste Okinawas [3] zielen auf

Wassertiefen von 2.500 m bis 3.000 m. Vertikale Transportsysteme (Vertical Transport Systems, VTS) stellen dabei ebenso eine Herausforderung dar wie die erforderlichen Gewinnungsgeräte. Im Rahmen des europäischen Forschungs- und Entwicklungsprojektes BLUE MINING liegt ein Hauptaugenmerk auf der weiteren Entwicklung von Fördersystemen für den Tiefseebergbau [4]. Zu diesem Zweck wurden innerhalb zweier Fallstudien kontinuierliche Fördersysteme berechnet. Zum einen für die Förderung von Massivsulfidieren (Seafloor Massive Sulfides, SMS) aus bis zu 1.600 m Wassertiefe und der Förderung von Manganknollen aus bis zu 5.000 m Wassertiefe. Die Grundlage für die Berechnungen bildeten bekannte Lagerstätten und deren Kennwerte, wie etwa die des deutschen Lizenzgebietes der Clarion- Clipperton Zone (CCZ) im Zentralpazifik für die MnN-Studie. Daneben spielten allerdings auch wirtschaftliche Faktoren, wie die resultierende angepeilte Produktionsrate von 400 t/h, eine wesentliche Rolle zur Auslegung der Fördersysteme [5]. Im Wesentlichen wurden zwei kontinuierliche VTS näher betrachtet, das Airliftverfahren und Pumpensysteme aus Zentrifugalpumpen wie sie derzeit im offshore Bereich eingesetzt werden (Abbildung).

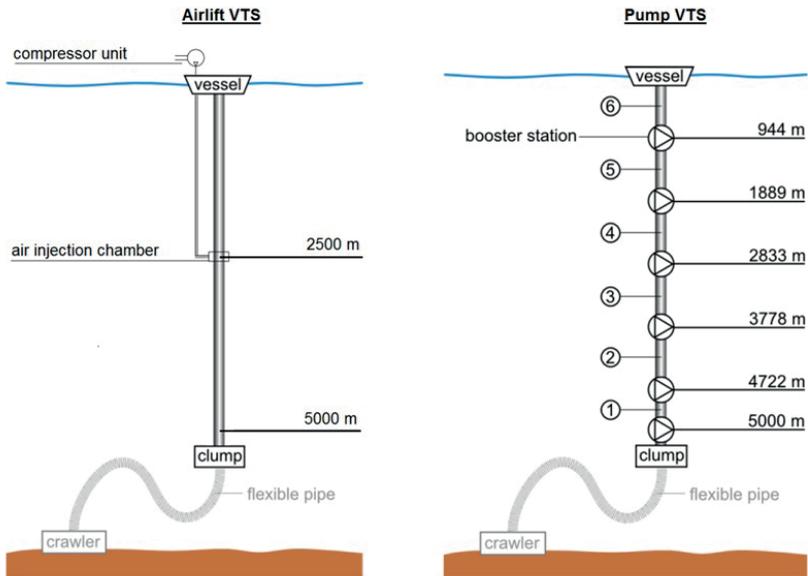


Abbildung 1: Airlift und Pumpensystem zur Förderung aus großen Tiefen [6]

Die Betrachtung der Problematik der VTS in den Fallstudien erfolgte durch mehrere Projektpartner mit dem Ziel kritische Komponenten und Arbeitszustände zu erkennen und zu diskutieren. Basierend auf den Ergebnissen der Fallstudien und vorangegangener Forschungsarbeiten wurden daraufhin Konzepte zu

Versuchsständen erarbeitet in welchen vertikalen Rohrströmungen untersucht werden sollten. Ein Schwerpunkt lag dabei auf der Untersuchung der Sinkgeschwindigkeiten und Wandreibungen in Strömungsmedien mit unterschiedlichen Kornfraktionen und dem damit verbundenen Strömungseffekten wie dem Stopfen- Effekt. Erkenntnisse und Berechnungsmodelle aus vorangegangenen Untersuchungen aus Laborversuchsständen (Förderhöhe bis 9 m, Rohrdurchmesser DN 100 mm [7]) sollten dabei unter realeren Bedingungen und Größenverhältnissen validiert werden, sowie neue Erkenntnisse zur Implementierung von VTS für den Tiefseebergbau gewonnen werden. Der für das Projekt installierte strömungstechnische Versuchsstand zur Untersuchung von Strömungseffekten in vertikalen, hydraulischen Fördersystemen hatte eine Gesamthöhe von 136 m. Aufbau des Versuchsstandes und Durchführung der Versuche erfolgten im Sommer 2017

2 Parameter zur Auslegung und Planung des Versuchsstandes

Die Auslegung des Versuchsstandes erfolgte als geschlossener Strömungskreislauf in welchen Probenmaterial (Kies und Sand) in eine Wasserströmung injiziert werden konnte und anschließend an die Versuche wieder von der Wasserphase separiert werden konnte. Die Förderung des Strömungsmediums erfolgte durch eine Zentrifugalpumpe innerhalb einer großen U-Form bestehend aus Fallleitung und Steigleitung. Der vertikale Förderprozess innerhalb der Steigleitung sollte durch entsprechende Messtechnik überwacht werden. Des Weiteren musste die Steigleitung Lotrecht, ohne Krümmungen oder Abschrägungen verlaufen und in regelmäßigen Abständen mit Drucksensoren ausgerüstet werden. Zur Kontrolle und gegebenenfalls Austausch der Sensoren sollten diese erreichbar installiert sein.

2.1 Technisch/ Technologische Vorgaben

Für die Konstruktion des Versuchsstandes waren damit verschiedene technische und technologische Faktoren gegeben. So war die Zielgröße für die Höhe der vertikalen Steigleitung mit mindestens 50 m veranschlagt um im Vergleich mit einem kleineren Versuchsstand brauchbare Daten gewinnen zu können. Im besten Fall sollte die Höhe der vertikalen Steigleitung über 100 m betragen.

Andere Parameter wie Rohrdurchmesser wurden durch die vorhandene Technik bestimmt. Wesentlich für die Auslegung war die vorhandene Zentrifugalpumpe mit einer Leistung von $P_{\text{mech}}=55 \text{ kW}$ bestimmend. Im Folgenden sind wesentliche Größen zur Auslegung stichpunktartig zusammengefasst:

- Rohrrinnendurchmesser DN= 150 mm
- optimale Länge Steigleitung $L \geq 100 \text{ m}$
- Verhältnis Korngrößen zu Rohrdurchmesser $d/DN < 1/5$ und
damit $d < 30 \text{ mm}$
- Max. Strömungsgeschwindigkeit $v_{\text{max}}= 5 \text{ m/s}$
- Max. Feststoffvolumenkonzentration in der Strömung $c_{V,\text{max}}= 20 \%$

Aufgrund dieser Vorgaben wurde das Probenmaterial entsprechend Tabelle 1 gewählt. Materialeigenschaften und definierte Größen wie Feststoffvolumenkonzentration und Höhe des Versuchsstandes sind wiederum bestimmende Faktoren zur Auslegung des Rohrleitungssystems.

Tabelle 1: Probenmaterial

Material	Korngröße [mm]	Rohdichte [kg/m ³]
Sand	0/2	2.610
Kies	8/16	2.630

Zur Erfassung der benötigten Daten kamen folgende Messsysteme zur Anwendung:

- Erfassung des Druckprofils entlang der Steig- und Teilen der Fallleitung durch Druckmessung in regelmäßigen Abständen durch piezoelektrische Drucksensoren
- Temperaturmessungen mittels thermoelektrischer Sensoren
- Messung des Feststoffvolumen in einem 1 m langen Rohrabschnitt am oberen Ende der Steigleitung durch Messung der Leitfähigkeit des Strömungsmediums (Conductivity Concentration Meter, CCM)
- Die Messung der Leitfähigkeit erfolgte in einem Rohrabschnitt aus durchsichtigem PVC Rohr und ermöglichte hier ebenso die Nutzung einer Hochgeschwindigkeitskamera
- Oberhalb des CCMs erfolgte eine Volumenstrommessung mittels elektromagnetischer Durchflussmessung (Electro Magnetic Flowmeter, EMF)

Aufgrund der niedrigen Leitfähigkeit wurde Polyethylen (PE) als Rohrmaterial für die Steig- und auch Falleitung gewählt.

2.2 Bedingungen vor Ort

Ebenso entscheidend für das endgültige Design wie die technischen Parameter waren die örtlichen Bedingungen an dem zur Verfügung stehenden Schachte. Als Standort wurde das 8. Lichtloch des Rothschönberger Stollns (RSS) gewählt. Dieser befindet sich in der nahe der Stadt Freiberg gelegenen Gemeinde Halsbrücke und ist wie die Schächte des Forschungs- und Lehrbergwerkes (FLB) „Reiche Zeche“ der TU Bergakademie Freiberg an den RSS angeschlossen. Die Auffahrung des 8. Lichtloches erfolgte zwischen 1872 bis 1877 im Zuge der Auffahrung des RSS. Die Teufe des Schachtes beträgt 136 m. In einer Teufe von etwa 42 m schließt der Annastollen an den Schacht an. Bis in diese Teufe des Annastollens ist die Schachtröhre durch ein Natursteinmauerwerk ausgebaut, unterhalb des Annastollens im standfesten Gebirge erfolgte kein zusätzlicher Ausbau der Schachtröhre. In Folge des Hochwassers 2002 kam es zum Verbruch der Umfahrung des RSS im Bereich des Halsbrücker Spates. Mit dem Ziel der Aufwältigung des ursprünglichen Verlaufes des Rothschönberger Stollns zum Zwecke des Hochwasserschutzes wurde das 8. Lichtloch 2003 ertüchtigt. Im Rahmen der Sanierungsarbeiten diente der Schacht als Hauptförderschacht und zur Personenfahrgang. Hierfür wurden alte Einbauten des Fahrten- und Rohrtrums aus Holz geraubt und durch Bühnen, Fahrten und Einstrichen aus verzinktem Stahl ersetzt. Die Vertonnung besteht aus Schutznetzen für den Berg- und Tunnelbau. Seit dem Abschluss der Arbeiten nutzt das Sächsische Oberbergamt den Schacht als Zugang für Kontrollbefahrungen des RSS. Eine maschinelle Förderung stand vor Ort nicht zur Verfügung und musste für die Baumaßnahmen und Versuche mit in die Planung einbezogen werden. Für die Planung der Installationen erfolgten des Weiteren eine genaue Erfassung der Bühnen- und Zwischenträgerabstände sowie zwei Messkampagnen zur Erfassung der natürlichen Wetterbewegungen im Sommer und Winter, sowie Radonmessungen. Die Wettermessungen zeigten einen kontinuierlichen ausziehenden Wetterstrom. Eine künstliche Bewetterung war für den Aufbau und Betrieb der Anlage nicht erforderlich. Allerdings stellt das resultierende Grubenklima besondere Anforderungen an die zu verwendende Technik. Durch die Kondensation der aufsteigenden und gesättigten Wetter und dem Zutritt von Grundwasser über Klüfte kommt es zum permanenten Niederschlag im Schacht.

3 Aufbau des Versuchsstandes

Im Folgenden werden die einzelnen Bestandteile des Versuchsstandes dargestellt und kurz beschrieben. Dabei erfolgt eine Unterteilung in übertägige und untertägige Installationen. Abbildung 2 soll dabei einen groben Überblick über die gesamte Anlage und den Schacht geben. Die Auslegung und das Design der Anlage folgen dabei den zuvor dargelegten Parametern.

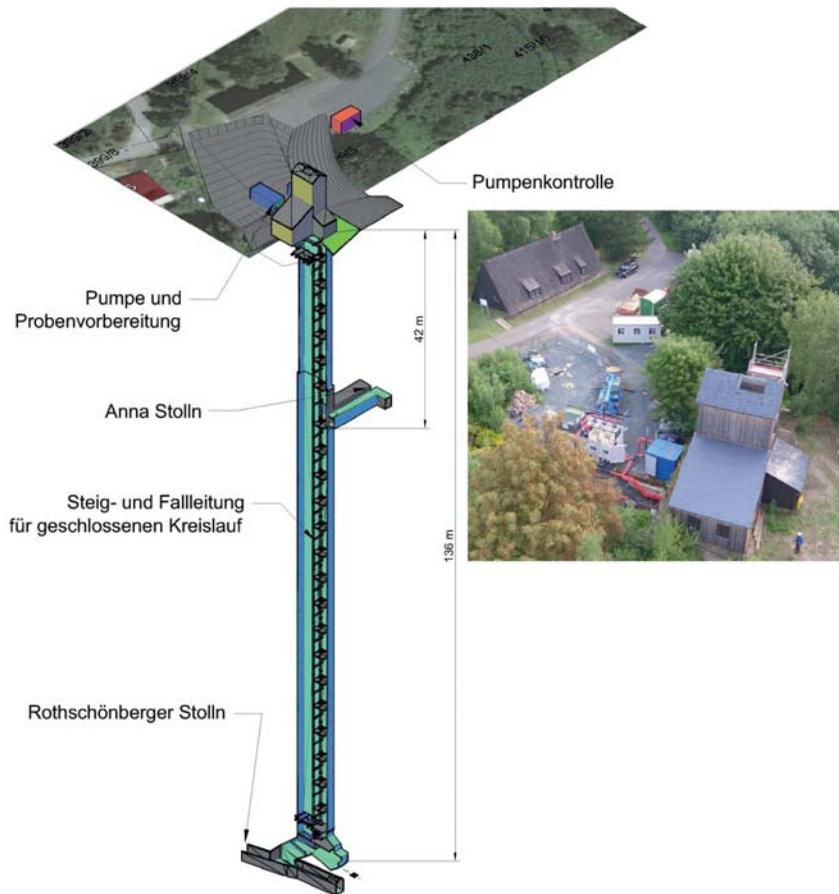


Abbildung 2: Gesamtübersicht Anlage und Schacht

3.1 Übertägige Anlagen

3.1.1 Pumpenkontrolle

Die Steuerung und Überwachung des Förderprozesses erfolgte ausgehend von einem Bürocontainer. Sämtliche Sensordaten aus dem Schacht und von der Pumpe wurden hier visualisiert und von einer Person überwacht.

3.1.2 Probenvor- und Aufbereitung, sowie Pumpe

Wie in Abbildung 3 und Abbildung 4 dargestellt bestand die Anlage aus zwei Hauptkomponenten, zum einen die 55 kW Zentrifugalpumpe in einem 10 Fuß Container und der Probenvor- und Aufbereitung in einem 20 Fuß Container. Diese kompakte und mobile Anlage zum injizieren des

Probenmaterials in den Strömungskreislauf und zum anschließenden separieren wurde speziell für die Versuche entwickelt und gebaut. Zwei Personen waren während der Versuche damit beauftragt die Anlage zu kontrollieren und die Sperrventile der Probenvorratsbehälter (Trichterbehälter) und der Öffnungsklappen zur Separation zu bedienen und den Separationsvorgang zu überwachen und gegebenenfalls den Prozess abzubrechen.

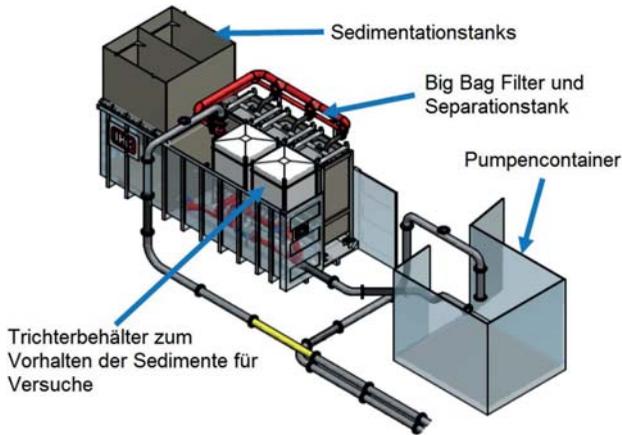


Abbildung 3: 3D Modell der kompletten Anlage



Abbildung 4: Installierte Anlage

Die Anlage untergliedert sich in folgende Bestandteile:

- Zwei Sedimentationstanks mit einem Fassungsvermögen von je $7,5 \text{ m}^3$ (das Rohrleitungssystem der gesamten Anlage und der Pumpe fasste etwa $5,6 \text{ m}^3$).
- Zwei Trichterbehälter als Vorratsbehälter für das Probenmaterial. Diese wurden vor den Versuchen mit der jeweiligen Menge an Sedimenten beschickt und richtete sich dabei nach dem jeweiligen Experiment (siehe Tabelle 3).
- Einem Separationstank in welchen drei Big Bags als Filter gehängt werden konnten.

3.1.3 Fördertechnische Anlage (FTA)

Für den Materialtransport während der Aufbau- und Rückbauphase wurde eine Förderhaspel mit der Bezeichnung MPW 25 auf der Schachtanlage installiert. Diese wurde 1982 von der SDAG Wismut Cainsdorf gebaut und 2011 modernisiert. Sie verfügt über eine Nutzlast von 25 kN bei einer mechanischen Leistung von 5,5 kW, wobei die Fördergeschwindigkeit auf 0,16 m/s gedrosselt ist, da die Förderung ungeführt erfolgt. Die FTA wurde ebenso für den Nutzungszeitraum vorgehalten, einerseits für mögliche Materialfahrten und zum anderen im Notfall für die Personenrettung. Dazu wurde das in Abbildung 5 dargestellte spezielle Rettungsgestell befestigt.



Abbildung 5: Rettungsgestell oberhalb der Arbeitsbühne auf der Hängebank

3.2 Untertägige Anlagen

3.2.1 Rohrleitungssystem und Sensoren

Wie im vorhergehenden Kapitel erläutert wurde aufgrund der geringen Leitfähigkeit PE als Rohrmaterial gewählt, damit sollte eine Beeinflussung der Messergebnisse minimiert werden. Die Rohre wurden entsprechend der DIN Normen DIN EN 8074 und 8075 dimensioniert. Anders als bei Stahlrohren erfolgt die Rohrauswahl über die notwendige Wandstärke und den Außendurchmesser. Die Berechnung der notwendigen Wandstärke erfolgte damit auf Basis folgender Werte die sich aus den technischen Vorgaben ergeben haben:

- | | |
|---|---------------------------|
| ○ gewünschter Rohrrinnendurchmesser | DN= 150 mm |
| ○ max. hydraulischer Druck durch Förderprozess: | $p_{max}= 21 \text{ bar}$ |
| ○ angenommene Standzeit | $X= 1,700 \text{ h}$ |
| ○ mittlere Temperatur im Schacht | $t= 11,5^{\circ}\text{C}$ |
| ○ Sicherheitsfaktor | $C= 2$ |

Daraus ergab sich der Rohrtyp DIN 8074 – 200 – SDR 7,4 – PE 100 mit folgenden Werten:

- | | |
|----------------------------------|--|
| ○ Außendurchmesser | $D= 200 \text{ mm}$ |
| ○ Wandstärke | $e_n= 27,4 \text{ mm}$ |
| ○ Rohrmasse | $m= 14,9 \text{ kg/m}$ |
| ○ resultierende Innendurchmesser | <u>$DN= 145,2 \text{ mm}$</u> |

Die Rohre wurden entsprechend der Abstände der Zwischenträger der Vertonung mit einer Länge von durchschnittlich rund 11,5 m produziert und mit Schwerlastschellen an flexiblen Konsolen an den Zwischenträgern befestigt. Für die Montage wurden die Rohre mittels Mobilkran in den Schacht gehängt (Abbildung 6). Beginnend im Schachttiefsten wurden die Rohre zunächst auf ein vorinstalliertes Stahl- U Segment aufgesetzt und befestigt.



Abbildung 6: Einsatz des Mobilkranes bei der Rohrinstallation

3.2.2 Stahl U-Form und Ablassventil am Fuß der Versuchsanlage

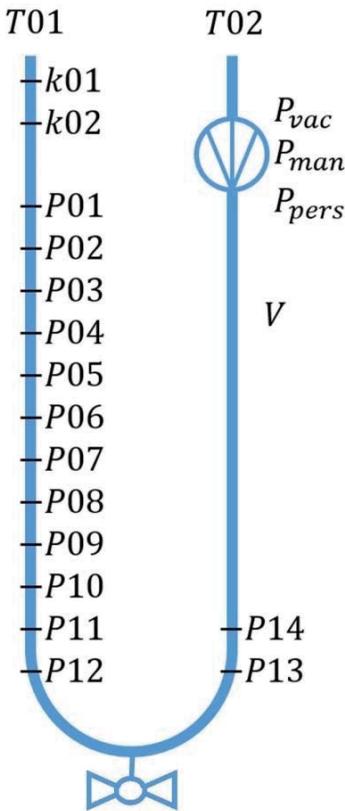
Oberhalb des Füllortes des Schachtes wurde ein massives U- Segment aus Stahl platziert. Die U-Form diente in erster Linie der Umleitung des Förderstromes von der Falleitung zur Steigleitung, verfügte aber zudem über ein entsprechend ausgelegtes Kugelventil mit Antrieb. Dieses Ventil ermöglichte es den Versuchsstand regulär oder auch im Notfall zu entleeren. Im Regelbetrieb würde darüber nur Wasser aus dem Versuchsstand abgelassen, jedoch würde im Notfall (etwa Ausfall der Zentrifugalpumpe) eine Notentleerung erfolgen können um damit zu vermeiden, dass Sedimente den Versuchsstand zusetzen. Im Vorfeld des Ablassventils wurde ein Auffang- und Drainagebecken errichtet um die Sedimente vor dem RSS aufzufangen.

Die Anordnung und Auslegung des Ablassventils im Tiefsten der U-Form erwies sich allerdings als problematisch. Während der Separation eines Sand-Kies Tests musste eine Öffnung des Systems initiiert werden, da aufgrund geringer Strömungsgeschwindigkeiten im Verlauf der Separation nur ein Teil der Sedimente gefördert werden konnten und ansonsten ein Verstopfen des Systems drohte. Aufgrund dessen das Ventil etwa 45 Sekunden zum vollständigen öffnen benötigte und Steig- als auch Falleitung über dieses Ventil entwässerten kam es in der Steigleitung zu einer Verstopfung von etwa 10 m Länge. Dieser konnte mittels Hochdruckpülverfahren wieder gelöst werden. Abgesehen von diesem Einzelfall kam es zu keinen weiteren Verstopfungen.

3.2.3 Positionierung der Sensorik

Um zu ermöglichen, dass defekte Sensoren im Notfall problemlos ausgetauscht werden konnten wurde die Positionierung der Drucksensoren entsprechend der Bühnenabstände definiert. Noch vor der Installation der Rohre im Schacht wurden die notwendigen Bohrungen für die Sensoren durchgeführt. In Folge dessen war es unbedingt notwendig die Rohre in der richtigen Reihenfolge und Ausrichtung zu installieren. Nach der Fertigstellung wurden die exakten Distanzen der Drucksensoren zueinander noch einmal gemessen. In Tabelle 2 sind die gemessenen Abstände wiedergegeben. Diese Abstände wurden später zur Kontrolle der Sensoren genutzt (Messung hydrostatischer Druck und Vergleich mit berechnetem Wert). Zusätzlich zur Position der Drucksensoren sind in der Abbildung in Tabelle 2 die Positionen für die Temperaturmessungen (T01 Steigleitung und T02 Falleitung) und die Messpunkte für die Leitfähigkeitsmessung des CCM (k01 und k02) vermerkt.

Tabelle 2: Sensorabstände Drucksensoren, (P Drucksensoren, k Leitfähigkeitsmessung und T Temperatursensoren)



Sensor	Abstand zum darunterliegenden Sensor [m]
P01	11,20
P02	9,94
P03	11,99
P04	11,22
P05	11,24
P06	11,23
P07	11,21
P08	11,15
P09	10,89
P10	5,94
P11	7,57
P12	4,23
Ablassventil	/

4 Versuchsdurchführung

Die Versuchsdurchführung erfolgte in den Sommermonaten 2017. Tabelle 3 gibt dabei einen Überblick über die verschiedenen Versuche welche gefahren werden sollten. Dabei bezieht sich die Bezeichnung wie etwa E02 auf das Versuchsmaterial (in dem Fall Sand), wobei zu jeder Volumenstoffkonzentration einzelne Versuche gefahren wurden. Anschließend an die Versuche wurden Proben von den genutzten Materialien für Siebanalysen genommen und entsprechend bezeichnet.

Die Bezeichnung E02 $c_v=10\%$ bedeutet also, dass der Einzelversuch mit 10 % Sand im Fördersystem gefahren wurde (etwa 0,5 - 0,6 m³ Sand).

Zunächst erfolgte eine Erprobung der Anlage ausschließlich mit Wasser, wobei alle Versuchsabläufe durchexerziert wurden und auf Funktionalität getestet wurden. Dabei wurde ebenso die Separation simuliert. Erste Tests wurden mit nur geringer Befüllung Sand durchgeführt. Dies hatte zum Ziel die Anlage weiter zu testen und die berechneten Reibungswerte zu überprüfen. Des Weiteren sollten grundlegende Erfahrungen in der Bedienung der komplett aufgebauten Anlage gesammelt werden (alle einzelnen Komponenten, sowie Separationsanlage wurden im Vorfeld der Installation vor Ort erprobt). Die Überwachung und Steuerung des Strömungsvorganges erfolgte ausgehend von der Pumpensteuerung. Über einen Monitor wurden Druckmessungen, sowie Strömungsgeschwindigkeit und Feststoffvolumenkonzentration ausgegeben, wobei die Pumpe durch einen Frequenzumrichter angesteuert wurde. Eine solche Ausgabe ist in Abbildung 7 dargestellt. Aufgrund der zunehmenden Instabilität des Strömungsvorganges mit abnehmender Strömungsgeschwindigkeit erforderte die Steuerung viel Erfahrung und Kenntnisse im Umgang mit der Anlage. Aufgrund der Bauweise der Anlage als geschlossener Kreislauf nahm die Feststoffvolumenkonzentration (gemessen durch k01 und k02) sukzessive zu, wie man an der Wellenform in Abbildung 7 erkennen kann. Um ein Verstopfen der Anlage und damit einhergehende Druckstöße zu vermeiden musste der Förderprozess durch den Anlagenfahrer rechtzeitig unterbrochen und die Separation eingeleitet werden.

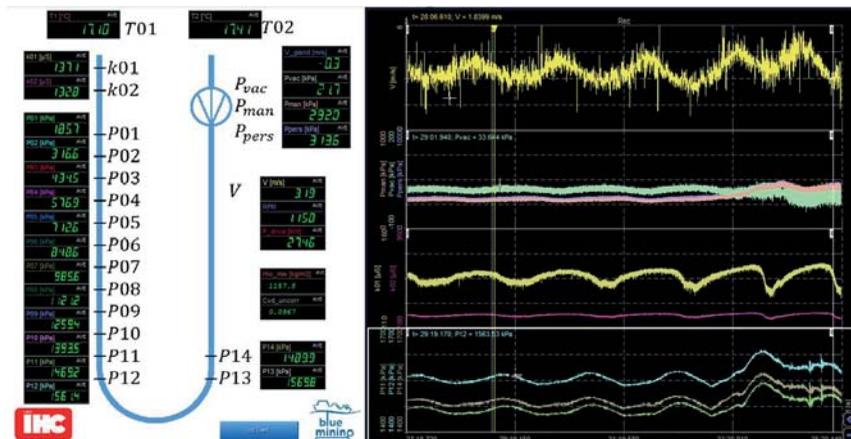


Abbildung 7: Datenausgabe zur Anlagensteuerung

Zusätzlich zu den ursprünglich geplanten Versuchsanordnungen konnten am Ende der Versuchslaufzeit mit Unterstützung der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) Experimente mit Manganknollen

gefahren werden. Dazu standen bis zu 900 kg an originalen Manganknollen aus dem deutschen Lizenzgebiet der CCZ zur Verfügung. Allerdings mussten diese im Vorfeld auf die entsprechende Korngröße (analog zum Kies 8/16) gebrochen und gesiebt werden. Dies geschah am Institut für Aufbereitungsmaschinen der TU Bergakademie Freiberg. Die verwendeten Manganknollen wurden anschließend weiterführenden Versuchen zur Aufbereitung zugeführt.

Tabelle 3: Auflistung durchgeführte Versuche

Bezeichnung	Strömungsgeschwindigkeit		Versuchsmaterial
	Feststoffvolumenkonzentration		
	v [m/s]	c _v [%]	
E01	2; 3; 4	0	Wasser
E02	2; 3; 4	5; 10; 15	Sand
E03	2; 3; 4	5; 10; 15	Kies
E04	2; 3; 4	5; 10	Sand, Kies 1:1
E05	2; 3; 4	5; 10	Sand, Kies 1:2
E06	2; 3; 4	5; 10	Sand, Kies 2:1
E07	2; 3; 4	5	Manganknollen

Im Folgenden ist der Versuchsablauf im Einzelnen beschrieben:

4.1 Vorbereitung

Im Vorfeld jeder Versuchsdurchführung mussten die Sedimentationstanks mit Frischwasser befüllt werden, welche zu Beginn der Versuche als Wasserreservoir zum Befüllen der Anlage dienten. Des Weiteren wurden neue Big Bags in spezielle Gestelle oberhalb des Separationstanks eingehängt und die Trichterbehälter entsprechen des durchzuführenden Testlaufs mit Sedimenten befüllt.

4.2 Befüllung der Anlage

Zunächst erfolgten das Befüllen der Versuchsanlage mit Wasser aus einem der Sedimentationstanks, sowie die Entlüftung der Anlage. Danach war eine Kontrolle der Drucksensoren auf Funktionstüchtigkeit mittels des hydrostatischen Druckes und errechneter Vergleichswerte möglich.

4.3 Wassertest

Versuchsdurchlauf mit Wasser, E01. Zur Überprüfung aller Messgeräte wurde vor jedem feststoffbeladenen Testdurchlauf ein Durchlauf nur mit Wasser durchgeführt. Dabei wurde die Strömungsgeschwindigkeit schrittweise von 4 auf 1 m/s reduziert. Anschließend wurde die Anlage deaktiviert und die Messungen kurz ausgewertet und der hydrostatische Druck erneut kontrolliert (Überprüfung auf Leckagen). Durch die Messung der Druckwerte konnten die Reibungsverluste ermittelt und mit den theoretisch berechneten Werten verglichen werden. So war eine Aussage über die Funktionsfähigkeit der Sensoren möglich und ob ein Austausch oder erneute Kalibrierung erforderlich gewesen wäre.

4.4 Injektion der Sedimente

Jeder Versuchsdurchlauf für Feststoffbeladung begann durch erneutes Erhöhen der Strömungsgeschwindigkeit auf 3,5 m/s. Die Strömung wurde nun über ein Bypass System unterhalb der Trichterbehälter entlanggeführt und die Schieber der Behälter geöffnet. Durch die Strömung wurden die vorbereiteten Sedimente nach und nach in die Strömung gezogen. Das aus dem System verdrängte Wasser entwich aus dem Versuchsstand über die Entlüftung.

4.5 Versuchsdurchlauf

Nach Beendigung der Befüllung wurde die Strömungsgeschwindigkeit auf 4 m/s erhöht und nachdem sich das System stabilisiert hatte für etwa 5 Minuten gehalten. Anschließend wurde die Geschwindigkeit schrittweise verringert und jeweils für etwa 5 bis 10 Minuten gehalten während sämtliche Messdaten aufgenommen wurden.

4.6 Beendigung des Experiments und Separation

Erreichte der am CCM gemessene Feststoffvolumenanteil einen Wert über $cV > 30\%$ und sank zur selben Zeit die Durchflussgeschwindigkeit unter 2 m/s wurde mit der Separation der Sedimente begonnen. Diese Mindestgeschwindigkeit richtet sich nach der Minimalgeschwindigkeit die notwendig ist um die Strömung in den horizontalen Rohrabschnitten aufrecht zu erhalten. Dazu wurde die Geschwindigkeit zunächst wieder erhöht und der zweite gefüllte Sedimentationstank zur Strömung hinzugeschaltet. Der Fördervolumenstrom wurde über die Big Bags in das Separationsbecken geleitet, wobei die Sedimente in den Big Bags aufgefangen wurden. Das Feststoff-Wasser Gemisch im Versuchsstand wurde in diesem Prozess durch frisches Wasser ausgetauscht. Anschließend erfolgte die Entleerung des Versuchsstandes durch das Ablassventil am Fuß der U-Form. Das Wasser aus den Separationstanks wurde in einen der Sedimentationstanks gepumpt in welchem sich die feinen Sedimente absetzen konnten und abgezogen werden konnten. Die Klarwasserphase wurde anschließend wieder für Versuche genutzt. Die genutzten Sedimente wurden aus der Separationsanlage entfernt und in einem Container abgelagert. Für jeden Versuch wurden lediglich unbenutzte Kiese und Sande verwendet.

Eine derartige Versuchsdurchführung war auf eine Versuchsdauer von 75 Minuten je Versuch ausgelegt, insofern der Förderprozess nicht vorzeitig beendet wurde. Aufgrund der notwendigen Vorbereitungen und Nacharbeiten vor jedem Test konnte pro Tag lediglich ein Versuch mit Feststoffförderung realisiert werden.

5 Ausblick

Die hier vorgestellten Strömungsversuche erfolgten innerhalb des Sommers und Spätsommers 2017 und konnten erfolgreich beendet werden. Anschließend an die Versuche erfolgte der Rückbau der Anlage, welcher inzwischen abgeschlossen ist. Bedingt durch das Projektende im Frühjahr 2018 wurde nach Abschluss der Bauarbeiten mit den Arbeiten an den Abschlussberichten für die EU begonnen. Aufgrund der Datenmenge erfolgt die weitere Auswertung der Versuch noch und es kann derzeit nur ein Ausblick gegeben werden. Zusätzlich zu den direkt im laufenden Versuch genommenen Daten wie Bildaufnahmen mittels Hochgeschwindigkeitskamera, Druckverläufe, Stoffkonzentration und Volumenströme wurden im Nachgang Probenmaterialien weiter untersucht und Siebanalysen durchgeführt um Aussagen zum Kornbruch treffen zu können. Die gewonnen Messdaten zu Druckverläufen und Stoffkonzentration müssen aufgrund des Systemeigenen Rauschens zunächst weiter aufbereitet und in einen Kontext mit der verwendeten Materialzusammensetzung und den Strömungsgeschwindigkeiten gebracht werden. Aus diesen Daten sollen Reibungswerte und Massenschlupf bestimmt werden welche einen Rückschluss auf die Sinkgeschwindigkeiten der einzelnen Kornfraktionen geben können. Die so gewonnen Kennwerte fließen zur Validierung wieder in das anfangs in der Einführung erwähnte Berechnungsmodelle (Wijk, 2016 [7]) ein und sollen so helfen die Berechnungen für große Anlagen und Kornfraktionen zu verbessern. Des Weiteren wurden Proben der Rohre entnommen um Aussagen über den Verschleiß des Rohrmaterials während der Förderung treffen zu können. Zusätzlich zu den Standard PE Rohren wurden im übertägigen Bereich Proberohre mit verschleißarmer Innenbeschichtung verbaut und getestet. Planung und Bau, sowie Durchführung der Versuche lieferten Erkenntnisse welche in der Umsetzung weiterführender Versuche genutzt werden können, wie etwa die Anordnung und Auslegung von Ablassventilen.

6 Acknowledgements

Dieses Projekt und die damit Verbundenen Forschungstätigkeiten erhielten Mittel aus dem 7. EU-Forschungsrahmenprogramm Grant Agreement Number 604500. Die Versuche wurden durch die Projektpartner Royal ICH (Niederlande) und der TU Bergakademie Freiberg durchgeführt. Die beteiligten Projektpartner danken im Besonderen der Firma Gerodur MPM Neustadt in Sachsen, welche die PE Rohre für die Versuche zur Verfügung stellte.

7 Literaturverzeichnis

- [1] R. Kaufman, J. Latimer und D. Tolefson, „The Design and Operation of a Pacific Ocean Deep- Ocean Mining Test Ship: R/V Deepse Miner II,“ Offshore Technology Conference, pp. 33-43, 6 May 1985.
- [2] „Nautilus project homepage,“ Nautilus, 2017. [Online]. Available: www.nautilusminerals.com.
- [3] „Japan Times online article,“ 6 September 2017. [Online]. Available: <https://www.japantimes.co.jp>.
- [4] EU, „Homepage Blue Mining Project,“ [Online]. Available: www.bluemining.eu.
- [5] Terms of Reference for VTS design, BLUE MINING D4.11, 2014.
- [6] J. v. Westende, „An optimized concept for the Vertical Transport System, BLUE MINING D5.31,“ unveröffentlicht, 2015.
- [7] J. v. Wijk, Vertical Hydraulic Transport for deep sea mining, a study into flow assurance, 2016.
- [8] Breakthrough Solutions for the Sustainable Deep Sea Mining Value Chain, 2013.

Toni Müller

toni.mueller@mabb.tu-freiberg.de

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

Jort van Wijk

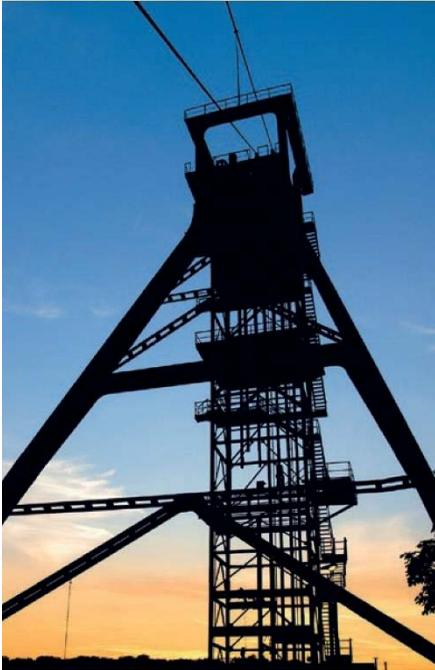
jm.vanwijk@ihcmti.com

IHC MTI B.V. The Netherlands

Helmut Mischo

helmut.mischo@mabb.tu-freiberg.de

BECORIT - INNOVATION MIT GESCHICHTE



Unsere Erfolgsgeschichte beginnt im Jahr 1926 mit der Herstellung von Reibmaterialien für Bergbauanwendungen der Förder- und Hebetechnik. Bereits zwanzig Jahre später entwickelt **BECORIT GmbH** Bremsbeläge für die Schienenfahrzeuge und wird weltweit zu einem der renommiertesten Hersteller von Reibmaterialien. Mithilfe technologischer Innovationen entwickeln wir für Sie zuverlässige Produkte mit exzellenter Qualität.



Vielfalt und Flexibilität - MIT SICHERHEIT

Weltweit sorgen unsere Werkstoffe für einen optimalen Reibwert zwischen Seil und Futterung. Neben den klassischen Einsatzgebieten Bergbau und Seilbahnen, finden Sie unsere Produkte in Seilwinden, Fahrgeschäften, Stahlwalzwerken, Crashtest-Anlagen und in der Aufzugstechnik – überall dort, wo es auf Traktion und Sicherheit ankommt.

UNSER FUTTER HÄLT - WAS WIR VERSPRECHEN

Unter konsequenter Einhaltung der Normen ISO 9001, ISO 14001 und ISO 50001 erfolgt die Herstellung unserer Produkte an unserem Standort in Recklinghausen, Deutschland. Unsere Treibscheibenfutter werden gemäß deutscher Norm DIN 21258:2007-10 geprüft und sind nach §5 der deutschen „Bergverordnung für Schacht und Schrägförderanlagen“ (BVOS) zugelassen.

Modernisierung der Transportlogistik in der Untertageverwertung Bernburg

T. Mersch, B. Groß

esco - european salt company GmbH & Co.KG

In diesem Beitrag wird die Neuausstattung der Untertageverwertung Bernburg mit moderner Transporttechnik beschrieben.

Bereits seit 1992 wird im Steinsalzbergwerk Bernburg der esco – european salt company GmbH & Co.KG eine Untertageverwertung (UTV) betrieben. Als Bergversatz eingebracht werden verschiedene industrielle Reststoffe, Schlämme, Stäube, Bodenaushub oder auch Abbruchmaterial welche vom Partnerunternehmen AUREC GmbH nach zugelassenen Rezepturen zu Bergbauversatzstoffen mit definierten bodenmechanischen Eigenschaften aufbereitet werden. Diese werden über eine Bandanlage einer Schachtfalleitung aufgegeben. Ein Pralltopf mit angeschlossenem Schwingförderer übergibt das Material auf die untertägige Bandanlage. Diese endet in einem Silo, aus welchem die Fahrzeuge beladen werden. Das Versatzmaterial wird in ausgesalzene Kammern gefahren und dort verstürzt (Abbildung). Außerdem werden Reststoffe in BigBags angenommen. Diese werden abhängig vom Material entweder dem Sturzversatz beigegeben oder gestapelt. Jährlich werden rund 250.000 t Bergbauversatzstoff in loser Form und zusätzlich 10.000 Stück BigBags versetzt.

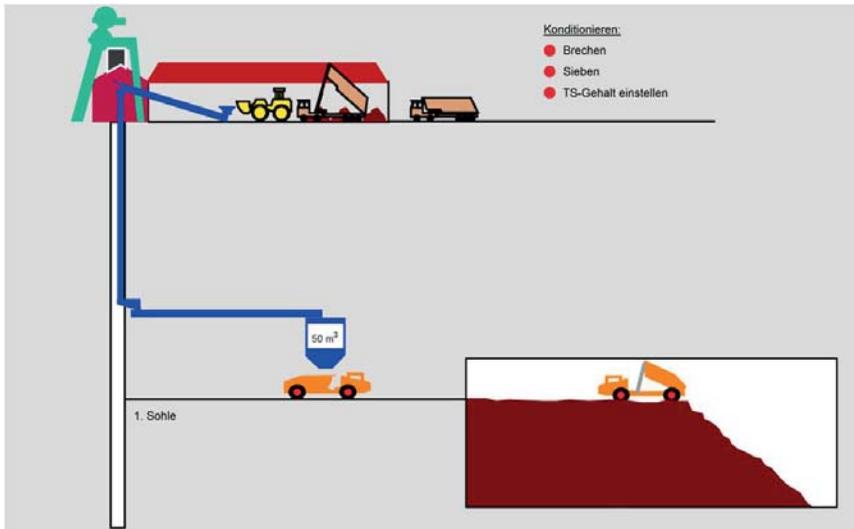


Abbildung 1: Prinzipskizze der UTV Bernburg

Nach rund 3,6 Mio t eingebrachtem Bergversatz sind die zu versetzenden Hohlräume im Ostfeld der Grube nahezu vollständig verfüllt, so dass zu Beginn des Jahres 2016 das Anschlussfeld UTV Nordfeld unter der Ortslage Ilberstedt in Betrieb genommen wurde. Ziel der UTV ist, die bergbauinduzierten Senkungen an der Tagesoberfläche und deren Auswirkungen zu minimieren.

Zwischen Schacht Gröna und UTV Nordfeld ist ein Transportweg von rund fünf km zu bewältigen. Dieser Transport sollte nach den ersten Planungen komplett mit Bandanlagen bewältigt werden. Erst das Verstärken im Nordfeld sollte mittels Trucks erfolgen. Im Verlauf der Planung wurde das Konzept geändert in der Form, dass zwischen Schacht Gröna und Beladesilo 423 m Transport mit Bandanlagen erfolgt, das Material dort in ein Beladesilo abgeworfen und die weitere Strecke bis zum Verstärken des Materials im Versatzabbau mit LKW gefahren wird (Abbildung 2).

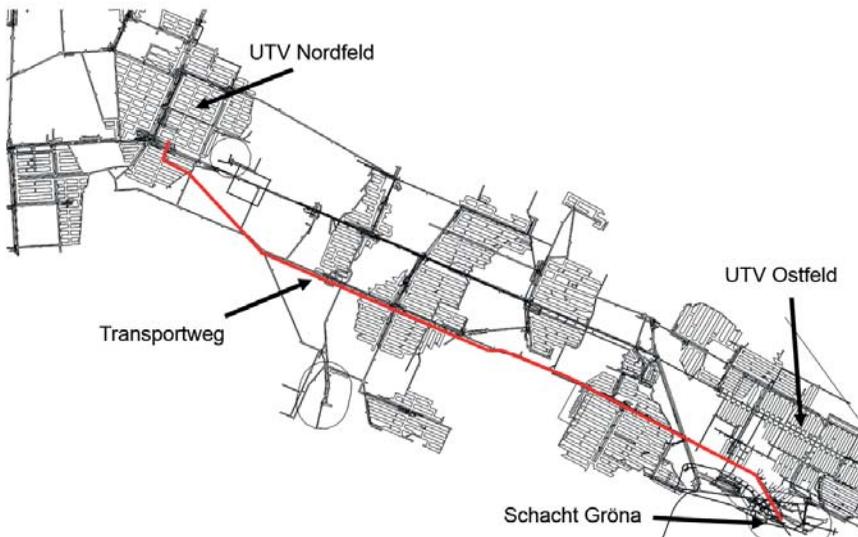


Abbildung 2: Transportweg zwischen Schacht Gröna und UTV Nordfeld

Der Umbau vom Ostfeld auf das Nordfeld wurde genutzt, um die Transportlogistik der UTV zu ergänzen und auf einen modernen Stand zu bringen.

Im Ostfeld werden heute noch Dietlas Muldenkipper eingesetzt, die ursprünglich in der Steinsalzgewinnung verwendet wurden (Abbildung 3). Diese über 30 Jahre alten Fahrzeuge werden für den Betrieb des Nordfeldes durch aktuelle LKW ersetzt.



Abbildung 3: Dietlas Muldenkipper im Versatzabbau

Für den Bandtransport zwischen Falleitung und Beladesilo wurde die vorhandene Anlage um ein weiteres baugleiches Band ergänzt. Es handelt sich hierbei um ein Tragluftband der Firma Airconveyor. Diese Bänder sind im Obertrum vollständig gekapselt, der Gurt läuft auf einem Tragluftpolster (Abbildung 3).



Abbildung 4: Neuerrichtetes Teilstück der Bandanlage

Die Kapselung der Anlage sorgt in Verbindung mit Filtern an jeder Übergabe für staubarmen Betrieb. Die belastete Tragluft wird gefasst, entstaubt und über eine 2,5 km lange Luttentour dem Abwetterstrom zum Hauptgrubenlüfter beigegeben. Die Arbeitsbereiche der UTV werden so wirkungsvoll entlastet.

Die Bandanlage ist erforderlich, weil in unmittelbarer Schachtnähe ein Übergabepunkt auf die Transportfahrzeuge nicht realisierbar war. Sie überwindet

eine Höhendifferenz von 40 m und übergibt das Material in ein Silo mit 150 m³ Fassungsvermögen (Abbildung 5). Dieses Silo am östlichen Ende der Transportstrecke belädt die LKW und dient als Puffer zwischen kontinuierlicher Bandförderung und LKW-Betrieb.



Abbildung 5: Beladesilo

Das Silo wurde durch eine örtliche Stahlbaufirma konstruiert und gebaut. Es ist zur Verhinderung von Anbackungen im Konusbereich mit Luftkanonen ausgestattet. Der Materialaustrag erfolgt über ein Siloaustragsband. Zur Staubbekämpfung ist eine Staubabsaugung aufgebaut. Das Silo wird von den LKW in Vorwärtsfahrt durchfahren. Eine in der Tragkonstruktion eingebaute Kamera überträgt per Funk den Beladevorgang auf den Monitor der Rückfahrkamera im LKW. Der Fahrer ist jederzeit über den Beladevorgang informiert ohne die Kabine verlassen zu müssen. Die Bedienung des Silos erfolgt über Funkfernsteuerungen. Dies trägt dazu bei, dass die Fahrer ihren Arbeitsplatz nicht verlassen müssen und optimal vor Staub geschützt sind. Eine alternative Bedienung über Taster am Schaltschrank ist möglich.

Für die Erneuerung der Fahrzeugflotte gingen die ersten Überlegungen von Bergbauspezialfahrzeugen aus. Aufgrund ergonomischer und ökonomischer Vorteile fiel die Entscheidung letztlich auf einen Straßen-LKW wie er auch auf Baustellen und Steinbrüchen zum Einsatz kommt. Ausgewählt wurde der MAN TGS 41.400 8x8 BB. Das Fahrzeug verfügt über eine Nutzlast von 25 t. Dies entspricht bei dem Versatzmaterial einem Volumen von 25 m³. Der LKW ist vierachsig mit Allradantrieb bei einer Motorleistung von 290 kW. Die Abgasanlage entspricht Euro 6. Die Mulde ist eine Schubwandmulde von Fliegl die mit einem motorisch betriebenen Planenverdeck geschlossen wird. Die Schubwandmulde bietet den Vorteil, dass beim Entladen des Fahrzeuges der Schwerpunkt nicht nach oben wandert und damit die Standsicherheit des Fahrzeuges gerade an

Böschungen gewahrt bleibt, außerdem wird weniger freie Höhe über dem Fahrzeug benötigt (Abbildung 6).



Abbildung 6: LKW – Flotte MAN TGS

Wesentliche Vorteile von LKW gegenüber Bergbauspezialfahrzeugen sind:

- Geringerer Investitionsbedarf,
- günstiges Verhältnis von Nutz- zu Totlast,
- geringere Betriebs- und Instandhaltungskosten, Diesel und Reifen,
- schnelle Ersatzteilverfügbarkeit,
- deutlich besserer Fahrkomfort und besserer Übersichtlichkeit und damit angenehmerer Arbeitsplatz im Sinne der ergonomischen und sicherheitlichen Bedingungen.

Voraussetzung für den erfolgreichen Einsatz von LKW sind jedoch ein guter Fahrbahnbau mit regelmäßiger Pflege in den Transportstrecken und gemäßigte Geländebedingungen vor Ort sowie durchgehend eine Streckenhöhe > 4 m. Die LKW sind elektronisch bei 50 km/h abgeregelt, diese 50 km/h werden auf der Transportstrecke auch gefahren. Für das Manövrieren an der Böschungskante ist eine leistungsfähige Rückfahrkamera installiert. Zusätzlich sind die LKW mit einer Kabinenluftversorgung nach BGI (Berufsgenossenschaftliche Information) 581 ausgestattet. Diese ist z.B. vorgeschrieben für Baumaschinen die in geschlossenen Räumen bei Abbrucharbeiten eingesetzt werden. Sie besteht aus der dichtschießenden Fahrerkabine und einem Filtersystem. Die Filter reinigen die angesaugte Außenluft und zusätzlich in einem Kreislauf die Innenluft der Fahrerkabine. In den Ansaugtrakt ist ein Aktivkohlefilter integriert. In Kombination mit der serienmäßigen Klimaanlage lässt sich die Innentemperatur individuell einstellen. Die Funktionsfähigkeit der Anlage wird durch

Luftdrucksensoren überwacht und akustisch und optisch angezeigt. Vor dem Hintergrund der sich verschärfenden Arbeitsplatzgrenzwerte für Staubexposition werden nach und nach alle Fahrzeuge der UTV mit derartigen Filtersystemen ausgestattet.

Der erste LKW war im Jahr 2014 einsatzbereit. Zum ausgiebigen Testen des Fahrzeugs und zur Schulung der Fahrer wurde er genutzt, um das Salz der Streckenauffahrungen bzw. -sanierungen zu transportieren. Die Beladung erfolgte mit einem Radlader Volvo L 110 H (Abbildung 7). Dieser wird heute für Nebenarbeiten in der UTV eingesetzt.



Abbildung 7: Beladen des LKW mit Radlader Volvo L 110 H

Aufgrund der guten Erfahrungen mit MAN wurde das Transportsystem der Grube auf LKW umgestellt. Neben den Grubentransporten wie Diesel und Sprengstoff wird auch der BigBag-Transport der UTV mit einem MAN TGS mit Abrollcontainersystem abgewickelt. Zum Handling der Container ist ein Standartsystem von Meiller aufgebaut (Abbildung 8). Bis zu 12 BigBags finden auf der Transportpalette Platz. Sie können entweder an der Böschungskante verstürzt oder mittels Gabelstapler abgenommen und gestapelt werden. Diese Ausführung des MAN TGS verfügt über einen zuschaltbaren hydrostatischen Vorderachsenantrieb. Das Serienfahrzeug löst die in die Jahre gekommene Zugmaschine mit Sattelaufleger ab.



Abbildung 8: BigBag-Transport mit Abrollcontainer

Die beschriebenen Fahrzeuge und Anlagen sind seit zwei Jahren im täglichen Einsatz und haben sich sehr gut bewährt. Durch modernen Maßstäben gerecht werdende ergonomische Bedingungen haben die Fahrzeuge ein hohes Maß an Akzeptanz bei den Fahrern. Die Transportlogistik wurde dem Stand der Technik entsprechend modernisiert und befindet sich heute auf einem hohen Leistungsniveau bei optimalen arbeitssicherheitlichen Bedingungen.

Der nächste Schritt der Modernisierung könnte eine Automatisierung der LKW sein. Mit einer auf automatisierte Fördertechnik spezialisierten Firma als Partner betreiben wir ein F+E Projekt „Autonome Trucksteuerung Grube“ mit dem Ziel, die LKW der UTV fahrerlos zu betreiben. Diese Technik ist in abgesicherten Verkehrsräumen bei geringen Geschwindigkeiten inzwischen weit verbreitet, z.B. beim Materialtransport in Produktionshallen oder beim Containerumschlag in Seehäfen. Auch im öffentlichen Verkehrsraum wird das autonome Fahren immer öfter getestet und vielleicht in naher Zukunft serienreif entwickelt sein. Die übertägigen Systeme können jedoch auf GPS als Positionierhilfe zurückgreifen, was untertägig nicht möglich ist. In der Grube wurde ein ca. 400 m langes Teilstück der Transportstrecke mit einem Leitdraht ausgestattet. Am Test-LKW wurden an den Achsen Antennen montiert die die Lage des Fahrzeuges zum Leitdraht erfassen. Fahrversuche verliefen erfolgversprechend. So ist es bereits möglich, das Fahrzeug auf externen Befehl zu starten, am Leitdraht autonom zu beschleunigen, zu lenken, zu stoppen und das Fahrzeug stillzusetzen. Das Fahrzeug erreicht dabei die Geschwindigkeit von 50 km/h. Problematisch ist bei

dieser Geschwindigkeit noch die sichere Erkennung von flachen Hindernissen im Fahrweg. Als nächste Schritte sind das autonome Navigieren des Fahrzeuges im Versatzabbau und unter dem Beladesilo sowie das automatische Beladen und Abschieben des Materials geplant. Nach Klärung der technischen Details muss für einen autonomen Betrieb ein schlüssiges Sicherheitskonzept erstellt werden.

Über diese Folgeprojekte wird vielleicht auf einem der nächsten Kolloquien zu berichten sein.

Torsten Mersch
t.mersch@esco-salt.com

Benjamin Groß
b.gross@esco-salt.com

esco – european salt company GmbH & Co. KG, Werk Bernburg
Kustrenaer Weg 7
06406 Bernburg

Weiterentwicklung erprobter Transport- und Einlagerungstechniken für wärmeentwickelnde hochradioaktive Abfälle im Zuge veränderter Sicherheitsanforderungen

Ph. Herold, W. Filbert
DBE Technology GmbH

Zusammenfassung

Die Endlagerung in tiefen geologischen Formationen stellt die Vorzugsvariante der Entsorgung von hochradioaktiven Abfällen und ausgedienten Brennelementen in Deutschland dar. In der Vergangenheit erfolgte dazu entsprechend damals geltender Sicherheitskriterien bereits die Entwicklung von Einlagerungskonzepten, wie der horizontalen Streckenlagerung und der vertikalen Bohrlochlagerung. Dazu wurde jeweils ein Prototyp der Einlagerungsvorrichtung gebaut und deren technische Machbarkeit inkl. Zuverlässigkeit und Sicherheit demonstriert. Die Aktualisierung der Sicherheitsanforderungen aus dem Jahr 2010 und der Neustart der Standortsuche führten zu veränderten Randbedingungen für die Endlagerplanung. Neben Salzformationen stehen nun auch Tongestein und Kristallingesteine im Fokus. Zusätzlich ist die Anforderung einer Rückholbarkeit während der Betriebszeit zu erfüllen. Dies führt zwangsläufig zur Anpassung der Einlagerungskonzepte und der entsprechenden Technik. Die DBE TECHNOLOGY GmbH stellt sich diesen Fragestellungen und führt Weiterentwicklungen der bereits erprobten Systeme sowie Neuentwicklungen durch.

1 Einleitung

Die Endlagerung in tiefen geologischen Formationen bildet die Vorzugsvariante zur Entsorgung ausgedienter Brennelemente und wärmeentwickelnder hochradioaktiver Abfälle. Ziel ist es, diese Stoffe dauerhaft und sicher von der Biosphäre abzutrennen und damit Mensch und Umwelt vor den schädlichen Auswirkungen der ionisierenden Strahlung sowie toxischen Bestandteilen zu schützen. Die Sicherheit soll dabei über ein Multi-Barrieren Konzept gewährleistet werden, bei dem über lange geologische Zeiträume hinweg das Gebirge die wesentliche Sicherheitsfunktion übernimmt. Die Langzeitsicherheit des Endlagersystems stützt sich im Wesentlichen auf die passive Sicherheitsfunktion des Wirtsgesteins und/oder je nach Wirtsgesteine auf technische und geotechnische Barrieren. Eine aktive Kontroll- und Überwachungsfunktion durch den Menschen ist nicht angestrebt und nicht erforderlich.

Auf dem Gebiet der Bundesrepublik Deutschland gibt es unterschiedliche potenzielle Wirtsgesteine für ein geologisches Endlager. Grundsätzlich ist eine Endlagerung in Salzgestein, Tongestein oder Kristallingestein möglich. Mit der Novellierung des StandAG (StandAG, 2017) in 2017 und der vorangegangenen

Arbeit der Kommission "Lagerung hoch radioaktiver Abfallstoffe" wurde ein Neustart der Standortsuche beschlossen. Ziel ist es, aus den potenziellen Wirtsgesteinsformationen bis 2031 einen Standort zu finden, der für den Nachweiszeitraum von 1 Mio. Jahre die Sicherheit am besten gewährleistet. Dort soll ein Endlager errichtet werden, das bis Mitte des Jahrhunderts den Einlagerungsbetrieb aufnimmt.

Unabhängig von der aktuellen Standortsuche wurden im Rahmen verschiedener Forschungs- und Entwicklungsvorhaben konkrete Einlagerungsvarianten entwickelt. Hervorzuheben sind dabei die horizontale Streckenlagerung von selbstabschirmenden Behältern und die vertikale Bohrlochlagerung von nicht abgeschirmten Kokillen. Beide Einlagerungsvarianten wurden in der Vergangenheit durch geeignete Demonstrationsversuche bereits in den Stand der Technik überführt. Sie sind damit grundsätzlich genehmigungsreif und für die bisher favorisierten Wirtsgesteine Salz (Bollingerfehr et al., 2011) und Tongestein (Jobmann et al., 2017) anwendbar. Neue Untersuchungen (Bertrams et al., 2017) zeigen, dass diese Einlagerungsvarianten in angepasster Form auch für kristalline Wirtsgesteine nutzbar sind. Die seit 2010 geltenden Sicherheitsanforderungen stellen an die erprobten Einlagerungsvarianten neue Anforderungen. Die Auswirkungen dieser veränderten Anforderungen auf die Einlagerungstechnik sollen im Weiteren beispielhaft am Einlagerungskonzept der horizontalen Streckenlagerung beschrieben werden.

2 Horizontale Streckenlagerung – Stand der Technik

Im Einlagerungskonzept der horizontalen Streckenlagerung ist vorgesehen, dass u.a. Brennstäbe aus den ausgedienten Brennelementen der verschiedenen Leistungsreaktortypen in POLLUX®-Behältern eingelagert werden. Entsprechend der maximalen Auslegungstemperatur werden für unterschiedliche Wirtsgesteine verschiedene Behälter eingesetzt, die sich in ihrer maximalen Beladung unterscheiden. Der prinzipielle Aufbau ist stets gleich. Ein POLLUX®-Behälter besteht aus einem Innen- und einem Außenbehälter. Die Endlagerbehältermasse des beladenen POLLUX®-10 beträgt rund 65 t und ist für eine Auslegungstemperatur bis 200°C an der Oberfläche des Behälters konzipiert. Der kleinere POLLUX®-3 hat eine Masse von ca. 38 t und ist bei einer Auslegungstemperatur von 100°C an der Oberfläche des Behälters für den Einsatz im Tongestein geeignet. Die Endlagerbehälter sollen direkt auf der Sohle der als Blindstrecken ausgeführten Einlagerungsstrecken abgelegt werden. Der Streckenquerschnitt richtet sich nach der Einlagerungstechnik. Für den POLLUX®-10 ist ein Mindestquerschnitt von 17 m² nötig.

Der untertätige Transport erfolgt gleisgebunden. Eine Batterielokomotive zieht den beladenen Plateauwagen zur entsprechenden Einlagerungsstrecke. Am Einlagerungsort steht die Einlagerungsvorrichtung in Strecken (ELVIS) zum

Aufnehmen und Ablegen des Behälters bereit (siehe Abbildung 1). Mit Hilfe der Einlagerungsvorrichtung wird der am Einlagerungsort auf dem Plateauwagen bereitgestellte POLLUX®-Behälter vom Plateauwagen abgehoben und nach Zurückziehen des Plateauwagens auf der Streckensohle abgelegt.

Die beschriebene Einlagerungstechnik wurde von der DBE bereits Mitte der 1990er entwickelt. Damals wie heute müssen entsprechend des AtG (§ 7 II Nr. 3) alle Maßnahmen die zur „... Vorsorge gegen Schäden durch die Errichtung und den Betrieb der Anlage...“ getroffen werden nachweislich dem Stand von Wissenschaft und Technik entsprechen. Um diese Genehmigungsvoraussetzung zu erfüllen, wurden seitens der DBE Demonstrationsversuche mit Prototypen der Einlagerungstechnik durchgeführt. Mit den Versuchen konnte die Funktionsfähigkeit und Zuverlässigkeit der Vorrichtungen und aller bis dahin nicht dem Stand der Technik entsprechenden Anlagenteile nachgewiesen werden. Während der ca. 2.000 Einlagerungszyklen gab es nur eine Störung. Zusätzlich wurden auch Maßnahmen zu Behebung möglicher Betriebsstörungen erprobt. Die Einlagerungstechnik wurde damit in den Stand der Technik überführt. Für eine potenzielle Genehmigung steht damit eine nutzbare und genehmigungsfähige Technik zur Verfügung.



Abbildung 1: Versuchsstand zur Demonstration der Streckenlagerung von POLLUX-Behältern [Filbert, 1995]

3 Veränderte Anforderungen und notwendige Weiterentwicklungen

Die am 30. September 2010 vom Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit herausgegebenen Sicherheitsanforderungen an die Endlagerung wärmeentwickelnder radioaktiver Abfälle (BMU, 2010) berücksichtigen den aktuellen Stand von Wissenschaft und Technik und

konkretisierend das Sicherheitsniveau, das ein nach StandAG ausgewähltes Endlager erfüllen muss. Die Sicherheitsanforderungen gelten während Erkundung, Planung, Genehmigung, Errichtung, Betrieb und auch für den Verschluss eines Endlagers in tiefen geologischen Formationen und folgen dabei dem Planungsgrundsatz der Reversibilität. Dementsprechend ist in jedem Entwicklungsschritt die Möglichkeit geben, auf veränderte Bedingungen oder Entwicklungen zu reagieren und bereits getroffene Entscheidungen zu korrigieren. Während der Betriebszeit des Endlagers wird die Reversibilität von Entscheidungen durch eine Rückholbarkeit der Abfälle gewährleistet. Rückholbarkeit ist per Definition "...die geplante technische Möglichkeit zum Entfernen der eingelagerten radioaktiven Abfallbehälter aus dem Endlagerbergwerk..." (BMU, 2010). Mit den Sicherheitsanforderungen wird die Rückholbarkeit erstmals in Deutschland als Auslegungsanforderung festgelegt und ist heute Genehmigungs-voraussetzung für ein Endlager für ausgediente Brennelemente und wärmeentwickelnde hochradioaktive Abfälle.

Während der Konzeption und Auslegung eines Endlagers ist darauf zu achten, dass die technischen Maßnahmen zur Rückholung die passive Sicherheit des Endlagers nicht beeinträchtigen. Rückholbarkeit nach dem in den Sicherheitsanforderungen festgelegten Sicherheitsverständnis bedeutet somit nicht, dass ein permanenter Zugriff möglich und eine direkte Überwachung jedes einzelnen Behälter gegeben sein muss. Vielmehr steht die Funktionsfähigkeit des gesamten Endlagersystems im Vordergrund. Eine Offenhaltung einzelner Grubenteile über den aus betrieblichen Zwängen resultierenden Zeitraum hinaus ist dementsprechend nicht vorgesehen. Aus diesem Verständnis heraus favorisiert die DBE TECHNOLOGY GmbH das sogenannte "Re-Mining"-Konzept als Vorzugsvariante für eine mögliche Rückholung von Behältern aus einem Endlager. Die Behälter werden entsprechend der Endlagerauslegung eingelagert und die Zugänge werden verschlossen. Im Falle einer Entscheidung zur Rückholung erfolgt die erneute Auffahrung der Zugänge und die Entnahme der Behälter. Mit der Rückholungsoption besteht die Möglichkeit die eingelagerten Behälter aus der passiven Sicherheit des Gebirges wieder zu entfernen und zurück in die (aktive) menschliche Obhut zu überführen.

Wie die Einlagerungstechnik muss auch Rückholungstechnik nachweislich dem Stand der Technik entsprechenden. Passend zu dem von der DBE TECHNOLOGY GmbH entwickelten Rückholungskonzept (Bollingerfehr et al., 2014) wurde auch die bestehende Einlagerungstechnik an die Erfordernisse einer möglichen Rückholung angepasst. Die Neukonstruktion der modifizierten Einlagerungsvorrichtung in Strecken (mELVIS) basiert auf dem existierenden und bereits erprobten Prototyp. Die Hauptkomponenten der Rückholungsvorrichtung sind: der starre Grundrahmen mit vier Stempeln als Hubeinrichtung, eine Rahmenkonstruktion zum Aufnehmen, Halten und Tragen von

Endlagerbehältern ohne Nutzung der Tragzapfen mit Lasten von bis zu 65 t und die Raupenfahrwerke. Der Entwurf der Konstruktion erfolgt mit dem Ziel größter möglicher Zuverlässigkeit der mELVIS. Hierzu wird ein möglichst einfacher Aufbau der Struktur mit einer auf das Notwendigste reduzierten Zahl von beweglichen Elementen angestrebt. Dort, wo bewegliche Komponenten erforderlich sind, werden bewährte Serienbauteile zu verwenden.

Jede der vier Fahrwerksgondeln ist um die Achse ihrer Hubsäule drehbar. Das Heben und Senken erfolgt mittels der an den vier Stempeln angeordneten Spindelhubtrieb. Jeder Spindelhubtrieb verfügt über einen Elektroantrieb mit mechanischem Getriebe. Nach heutigem Kenntnisstand wird davon ausgegangen, dass nach einer unbestimmten Einlagerungsdauer die Tragzapfen während der Rückholung nicht mehr nutzbar sind bzw. der Nachweis zu deren Nutzbarkeit praktisch nicht zu führen ist. Deshalb werden zwei von Hydraulikzylindern angetriebene Zangen vorgesehen, die den Behälter direkt an der Mantelfläche fassen. Die Zangen sind an zwei zusätzlichen Querträgern des Tragrahmens verlagert. Die vier aktiven Hydraulikzylinder der Zangen werden über einen Druckkreis angesteuert, so dass letzte Positionstoleranzen in der Positionierung der mELVIS gegenüber dem Gebinde zwangsfrei ausgeglichen werden können.

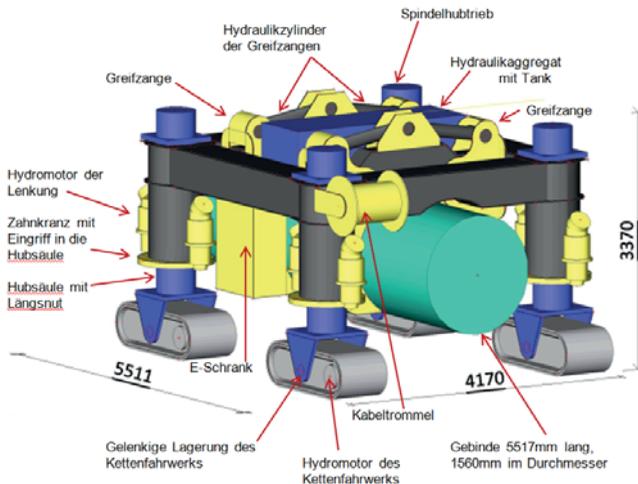


Abbildung 2: Darstellung mELVIS im angehobenen Zustand, mit Behälter

4 Zusammenfassung

Die Endlagerung hochradioaktiver Abfälle und ausgedienter Brennelemente in tiefen geologischen Formationen stellt die Vorzugsvariante der Entsorgung von hochradioaktiven Abfällen und ausgedienten Brennelementen in Deutschland dar. In der Vergangenheit erfolgte dazu entsprechend damals geltender Sicherheitskriterien bereits die Entwicklung von Einlagerungskonzepten, wie der horizontalen Streckenlagerung und der vertikalen Bohrlochlagerung entsprechend geltender Sicherheitskriterien. Dazu wurden Prototypen der Einlagerungsvorrichtungen gebaut und deren technische Machbarkeit inkl. Zuverlässigkeit und Sicherheit demonstriert. Die Aktualisierung der Sicherheitsanforderungen und der Neustart der Standortsuche führten zu veränderten Randbedingungen. Die Anforderung der Rückholbarkeit wird mit den Sicherheitsanforderungen erstmal in Deutschland angewendet und ist heute Genehmigungsvoraussetzung für ein Endlager für wärmeentwickelnde hochradioaktive Abfälle und ausgediente Brennelemente. Im Zuge der Neuentwicklung geeigneter Rückholungskonzepte wurden auch die benötigten Vorrichtungen weiterentwickelt und bilden damit die Basis für die Überführung dieser Konzepte durch Demonstrationsversuche in den Stand der Technik.

5 Literaturverzeichnis

- AtG, 2015 Atomgesetz in der Fassung der Bekanntmachung vom 15. Juli 1985 (BGBl. I S. 1565), zuletzt geändert durch Artikel 1 des Gesetzes vom 20. November 2015 (BGBl. I S. 2053)
- Bertrams et al., 2017 N. Bertrams, P. Herold, M. Herold, J. Krone, A. Lommerzheim, S. Prignitz, E. Simo Kuate: Entwicklung eines technischen Konzeptes für ein generisches Endlager für wärmeentwickelnde Abfälle und ausgediente Brennelemente im Kristallingestein in Deutschland – Abschlussbericht, September 2017, Peine
- BMU 2010 Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit: Sicherheitsanforderungen an die Endlagerung wärmeentwickelnder radioaktiver Abfälle, Berlin, 2010
- Bollingerfehr et al., 2001 W. Bollingerfehr, W. Filbert, C. Lerch, M. Tholen: Vorläufige Sicherheitsanalyse Gorleben, Arbeitspaket 5 - Abschlussbericht, GRS-Bericht GRS-272, Köln, 2011
- Bollingerfehr et al., 2014 W. Bollingerfehr, P. Herold, S. Dörr, W. Filbert: Auswirkungen der Sicherheitsanforderung Rückholbarkeit auf existierende Einlagerungskonzepte und Anforderungen an neue Konzepte – Abschlussbericht, DBE TECHNOLOGY GmbH, Februar 2014, Peine
- Filbert, 1995 W. Filbert: Handhabungsversuche zur Streckenlagerung - Hauptband T 60, Direkte Endlagerung ausgedienter Brennelemente, DBE, September 1995, Peine
- Jobmann et al., 2017 M. Jobmann, A. Bebiolka, S. Jahn, A. Lommerzheim, J. Maßmann, A. Meleshyn, S. Mrugalla, K. Reinhold, A. Rübél, L. Stark, G. Ziefle: Sicherheits- und Nachweismethodik für ein Endlager im Tongestein in Deutschland - Synthesebericht Projekt ANSICHT, DBE TECHNOLOGY GmbH, März 2017, Peine
- StandAG Standortauswahlgesetz vom 5. Mai 2017 (BGBl. I S. 1074), zuletzt geändert durch Artikel 2 Absatz 16 des Gesetzes vom 20. Juli 2017 (BGBl. I S. 2808)

Philipp Herold
philipp.herold@bge.de

Wolfgang Filbert

DBE TECHNOLOGY GmbH
Eschenstraße 55
31224 Peine

Methoden zur Inline-Stoffstromanalyse mittels Machine Learning

T. Wendel, T. Vraetz, Dr. R. Baltes, Univ.-Prof. Dr. K. Nienhaus
RWTH Aachen

1 Einleitung

Die zunehmende Entwicklung von Technologien und der höher werdende Grad der Automatisierung hat den Abbau von komplexen Lagerstätten in den letzten Jahrzehnten angetrieben. Dabei rückt u.a. der Transport von größeren Mengen an Schüttgut zunehmend in den Fokus technischer Optimierungen. Als eine Voraussetzung für ein zunehmendes Maß an Automatisierung sollen möglichst viele Prozessinformationen - und dazu zählt auch die Zusammensetzung eines Stoffstroms - aus den sensorisch erfassbaren Daten abgeleitet werden. Die Kenntnis über das geförderte Rohmaterial ermöglicht eine Steigerung der Ressourcennutzung, da das geförderte Material gezielter Aufbereitungsprozessen zugeführt werden kann. Die Entwicklung neuer technischer Lösungen und Verfahren stellt eine ökologische und wirtschaftlich nachhaltige Versorgung mit Rohstoffen und Energie zukünftig sicher. [1] [2]

Der Vorteil von LWIR (engl. Long Wavelength Infrared) und AE (engl. Acoustic Emission) ist ihre Unempfindlichkeit und ihre Robustheit gegenüber mechanischen Belastungen und rauen Umgebungen. Beide Verfahren sind zerstörungsfreie Messmethoden, die im Bergbau, in der Prozessautomatisierung und -überwachung Anwendung finden. [2]

Das Institut Advanced Mining Technologies (AMT) der RWTH Aachen setzte in den vergangenen Jahren LWIR Kameras und AE Sensorik für die Prozessautomatisierung und -steuerung in verschiedenen Projekten ein. Basierend auf den Methoden zur Bildverarbeitung und Signalauswertung sowie der damit einhergehenden Bestimmung charakteristischer Kennwerte wurden verschiedene Arten zur Analyse von Stoffströmen entwickelt. Dies ermöglichte beispielweise die automatisierte Zuführung von Wasser zu einem Massenstrom, die Detektion und Abscheidung zu heißen Materials sowie die Unterscheidung verschiedener Bodentypen innerhalb eines kontinuierlich geförderten Stoffstroms. [2]

2 Grundlagen der Infrarotthermographie

Die Infrarotthermographie (IR) hat sich in den letzten Jahrzehnten stetig weiterentwickelt. Diese Entwicklung ist insbesondere auf den technischen Fortschritt in der Mikrosystemtechnik, der IR Detektoren und der Computertechnik zurückzuführen. Durch die Infrarotthermographie wird die für das menschliche Auge unsichtbare Infrarotstrahlung visualisiert, wodurch zusätzliche Informationen generiert und komplexe Sachverhalte bzw. Prozesse vereinfacht dargestellt werden können. [1]

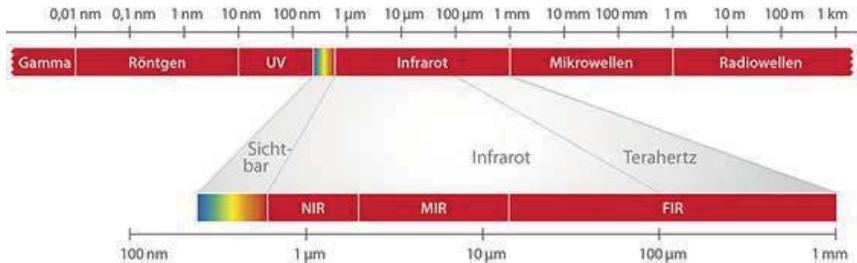


Abbildung 1: Elektromagnetisches Spektrum

Jeder Körper mit einer Temperatur über dem absoluten Nullpunkt emittiert Energie in Form von elektromagnetischer Strahlung. Infrarotstrahlung ist dem elektromagnetischen Spektrum zugeordnet und befindet sich zwischen dem sichtbaren Licht und dem Mikrowellenbereich (Abbildung). Die emittierte Strahlung eines Körpers ist dabei abhängig von seiner Temperatur, dem Material sowie von der Oberflächenbeschaffenheit und der Abstrahlungsrichtung. [3] [4]

Infrarotkameras detektieren die emittierte Infrarotstrahlung eines Körpers und visualisieren diese als Graustufen- oder Falschfarbenbild. Infrarotkameras arbeiten häufig im langwelligen Wellenlängenbereich zwischen $8\ \mu\text{m}$ – $14\ \mu\text{m}$ und nutzen dabei das sogenannte atmosphärische Fenster. In diesem Fenster kann die langwellige Infrarotstrahlung die Atmosphäre durchqueren. Abbildung 2 verdeutlicht, dass Strahlung mit einer Wellenlänge von $\lambda_1 < d$ vom Luftmolekül d reflektiert wird, wobei die Strahlung mit einer Wellenlänge von $\lambda_2 > d$ das Molekül passiert. Daher eignet sich LWIR für die schwierigen Umgebungsbedingungen in der Rohstoffindustrie. Der Spektralbereich des atmosphärischen Fensters ist daher sehr gut für passive Infrarotmessungen anwendbar. Ein weiterer Vorteil des langwelligen Infrarotbereichs, im Vergleich mit dem sichtbaren Licht, ist die geringere Beeinflussung durch Aerosole. Daher eignen sich langwellige Infrarotkameras zur Realisierung von Automatisierungslösungen. [5] [6] [7]

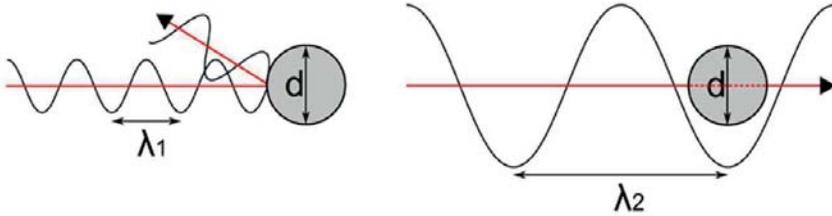


Abbildung 2: Kurzwellige Strahlung wird von einem Molekül reflektiert (links), langwellige Strahlung passiert das Molekül (rechts)

3 Grundlagen Acoustic Emission

Die AE Technologie hat ihre Ursprünge in der zerstörungsfreien Prüfung von Bauteilen, wie beispielsweise von Brücken und Druckbehältern. Physikalische Prozesse, wie plastische Verformung, Ermüdung, Risswachstum, Reibung oder äußere mechanische Beanspruchungen können AE Ereignisse hervorrufen (vgl. [8]). Ausgehend von den Forschungsergebnissen der Zugversuche durch Dr. Joseph Kaiser (vgl. [9]) wurde die Technologie über die Jahre in vielen Anwendungsfeldern zu einem Werkzeug zur Gewinnung von Prozessinformationen genutzt. Vielseitige Anwendungsfelder sind in der Elektrotechnik, im Maschinenbau, den Werkstoffwissenschaften, aber auch der Medizintechnik vorzufinden. Die am AMT untersuchten Forschungsbereiche beinhalten Verfahren zur Lagerdiagnose, die Untersuchung des Ermüdungsverhaltens von Bauteilen, die Bewertung von Schneidprozessen sowie die hier vorgestellte Methodik zur Stoffstromcharakterisierung. [10]

Die Nutzung der AE Technologie als Analysewerkzeug ist auch innerhalb der Rohstoffproduktion nicht gänzlich neu. Bei den bisherigen Anwendungsgebieten werden jedoch zumeist Korngrößenverteilungen von vergleichsweise homogenen Stoffströmen untersucht (vgl. [11]). Das am AMT entwickelte Verfahren zur Stoffstromcharakterisierung beruht auf einem kontinuierlichen Transport von Materialien und der Analyse kontinuierlicher AE Signale. Bei diesem Vorgang werden durch fortwährende Stöße/Impulse lokale Deformationen und Risse, in diesem Fall an den Prallplatten der Bandübergabestellen, erzeugt. Am Ort der Initiierung resultieren diese Mechanismen in einer Freisetzung von Energie. Die freigesetzte Energie äußert sich in elastischen Oberflächenwellen, welche sich durch den Festkörper ausbreiten und durch entsprechende Sensorsysteme aufgezeichnet werden können.

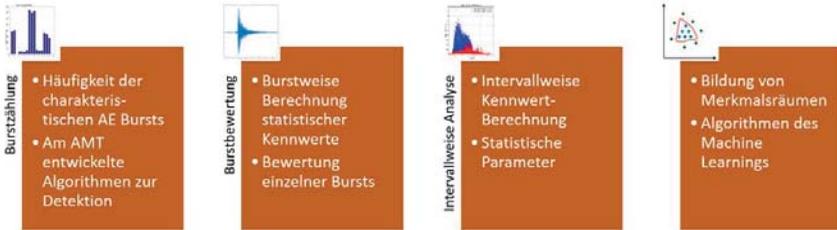


Abbildung 3: Verfahren zur AE Datenanalyse

Am AMT konnten innerhalb verschiedener Anwendungsfälle unterschiedliche Verfahren zur Bewertung von AE Signalen erarbeitet werden (Abbildung 3). Neben der Auswertung durch den Vergleich intervallweise errechneter Parameter haben sich vor allem Methoden zur signalformbasierten Ereigniserkennung, -zählung sowie -bewertung transienter Ereignisse (AE Bursts) etabliert und bewährt. AE Bursts zeichnen sich nach DIN 1330-9 (vgl. [12]) durch einen definierten Start- und Endpunkt aus. Neben der Verwendung eines statischen Grenzwerts, konnten in der Vergangenheit komplexere Algorithmen, die die Zuverlässigkeit und Genauigkeit der Detektion verbessern, entwickelt und verifiziert werden. Diese Verfahren nutzen den charakteristischen Verlauf eines transienten Ereignisses zur Detektion. Die Bewertung singulärer Ereignisse erfolgt durch die statistische Analyse und den anschließenden Vergleich vom Start- bis zum Endpunkt. Alle Informationen aus einem Rohsignal zusammen genommen bilden eine Basis für die Klassifizierungsmethoden mittels Machine Learning.

4 Grundlagen Machine Learning

In der Literatur wird das Gebiet des Machine Learnings oftmals in Supervised („überwachtes“) und Unsupervised („unüberwachtes“) Machine Learning unterschieden¹ [13]. Die Klassifizierung ist eine Teildisziplin des Unsupervised Machine Learnings, bei der verschiedene Kombinationen von Merkmalen und Labels in Klassen zusammengefasst werden. Diskrete und/oder kontinuierliche Merkmale bilden dabei die Menge der Eingangsdaten. Die Labels entsprechen den numerischen oder kategorischen Attributen der zugehörigen Ergebniswerte. Innerhalb einer sogenannten Trainingsphase ermittelt ein spezifischer Algorithmus den funktionalen Zusammenhang zwischen den Merkmalen der Eingangsdaten und den dazugehörigen, bekannten Ergebniswerten. Das Ergebnis der Berechnung ist ein mathematisches Vorhersagemodell. Dieses Modell beschreibt den funktionalen Zusammenhang zwischen Merkmalen und Labels.

¹ Wörtliche Übersetzungen der Fachsprache des „Machine Learnings“ sind auch in der deutschsprachigen Literatur eher unüblich und werden aus diesem Grund auch innerhalb dieser Publikation nicht verwendet.

Zur Bildung des Modells werden repräsentative, modellbildende Daten ausgewählt. Diese modellbildenden Daten werden in Trainings- und Validierungsdaten partitioniert. Auf Grundlage der Trainingsdaten wird ein Vorhersagemodell erstellt, bei denen die den Merkmalen zugehörigen Labels einzelner Klassen bekannt sind. Anschließend werden zur Überprüfung des erstellten Modells die Validierungsdaten in das Modell gespeist. Bei den zuvor partitionierten Validierungsdaten ist das Vorhersageergebnis ebenfalls bekannt. Die Bewertung des Vorhersagemodells erfolgt durch den abschließenden Vergleich der Übereinstimmung zwischen Vorhersage und tatsächlichem Ergebnis. Zur Erhöhung der Genauigkeit bei der Vorhersage wird der Vorgang der Partitionierung bei der Modellbildung mehrmals wiederholt. Die Partition der modellbildenden Daten variiert dabei in den jeweiligen Wiederholungen. Mithilfe des repräsentativen Vorhersagemodells kann schlussendlich die Gesamtdatenmenge analysiert werden. Dabei werden die Merkmale von Daten, deren Labels nicht bekannt sind, in das Vorhersagemodell geladen. Dieses ermittelt auf Basis der Trainingsphase die zugehörigen Labels und ermöglicht so die entsprechende Klassifizierung. [14]

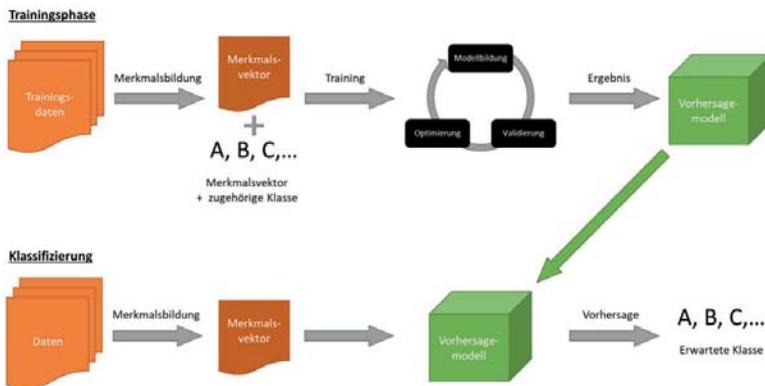


Abbildung 4: Vorgehensweise in Anlehnung an [15]

5 Anwendungsbeispiele zur Stoffstromanalyse in der Rohstoffindustrie

Die Stoffstromanalyse in der Rohstoffindustrie ist in verschiedenen Kontexten von Relevanz. Dabei können sowohl die Menge des Stoffstroms als auch seine Zusammensetzung von Interesse sein. Die unterschiedliche Abstrahlung verschiedener Materialien bzw. ihrer Zustände im Infrarotbereich ermöglichen Rückschlüsse auf die Zusammensetzung oder das Mischverhältnis eines Stoffstroms. [5]

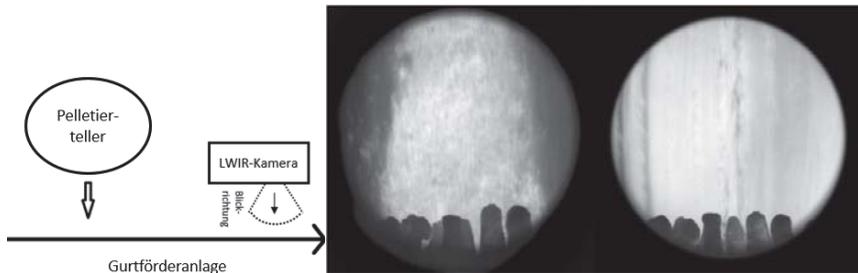


Abbildung 5: Schematischer Versuchsaufbau (Links, vgl. [8]) und Infrarotaufnahme des Mischgutes (Mitte und rechts)

Im Rahmen eines Projektes wurde der Feuchtegrad eines Stoffstroms analysiert. Ziel des Projektes war es, den Feuchtigkeitsgehalt einer Kraftwerksasche zu bestimmen, um der Weiterverarbeitung Asche in gleichbleibender Qualität zu liefern. Die Mischung der Asche mit Wasser erfolgt über einen Pelletierteller. Zum Weitertransport fällt das Mischgut auf eine Gurtförderanlage. In Transportrichtung des Gurtförderers ist eine LWIR Kamera gemäß Abbildung 5 (links) montiert. Abbildung 5 (Mitte und rechts) zeigt Infrarotaufnahmen des Mischguts mit unterschiedlichen Feuchtegehalten. Das mittlere Bild zeigt zu feuchtes Mischgut, wohingegen das rechte Bild eine Aufnahme bei zu trockenem Mischgut abbildet.

Innerhalb der Analyse werden unter Zuhilfenahme von Bildauswertungsalgorithmen Kennwerte für die jeweiligen Zustände generiert. Durch die Algorithmen wird ein Vektor im mehrdimensionalen Raum erzeugt, welcher die Charakteristik des Stoffstroms beschreibt. Durch Algorithmen des Machine Learnings (hier: k-Nearest-Neighbor) wird der erzeugte Vektor mit einer bestimmten Wahrscheinlichkeit einer definierten Mischgutklasse (zu trocken, gewünschter Feuchtegehalt, zu feucht) zugeordnet. [16]

Ein weiteres Anwendungsbeispiel der Analyse mittels LWIR Kamera ist die Detektion von erhöhten Temperaturen innerhalb eines Stoffstroms. Durch unterschiedliche Temperaturen des gleichen Materials entsteht ein Unterschied in der Strahlungsintensität, welcher durch die LWIR Kamera registriert werden kann. Über eine entsprechende Bildverarbeitung und analyse kann das heiße Material zuverlässig detektiert, ein Notfallprogramm eingeleitet und Brände vermieden werden. [16]

Aufbauend auf den Erfahrungen in der Analyse von unterschiedlichen Feuchtigkeitsgehalten bei Kraftwerksaschen wurde das Verfahren um die Analyse verschiedener Bodentypen eines Tagebaus erweitert. Zusätzlich zur Analyse mittels LWIR Kamera wurden zeitgleich AE Daten an unterschiedlichen Messpunkten akquiriert. Abbildung 5 zeigt den schematischen Versuchsaufbau

der Tagebau-Messung. Um den Stoffstrom der verschiedenen Bodentypen optimal detektieren zu können, ist die LWIR Kamera mittig über dem Förderband angebracht worden. Die AE Messstellen wurden an Positionen angebracht, an denen der Stoffstrom einen freien Fall vollzieht und auf eine Prallplatte auftrifft (hier: Bandübergabestellen). Anhand eines Messprotokolls wurden die Bodentypen eindeutig bestimmt und definierten Zeiträumen zugeordnet. Durch das Zusammenfügen unterschiedlicher Kennwerte mittels der Algorithmen und Methoden des Machine Learnings konnten basierend auf Trainingsdaten Vorhersagen hinsichtlich der geförderten Bodentypen sowohl auf Basis der IR (vgl. [17]) als auch AE Daten erarbeitet werden. Die Genauigkeit der Vorhersagemodelle lag im Rahmen dieser ersten Machbarkeitsstudie bei knapp über 80 %. Eine zukünftige Kombination der Analysen beider Sensorsysteme erhöht die Wahrscheinlichkeit der richtigen Zuordnung einzelner Bodentypen weiter.

Nach dem gleichen Prinzip, wie im Tagebau, wurde für die Erkennung von flinthaltigen und -freien Stoffströmen ein Versuch innerhalb eines Kalksteinbruchs realisiert. Dabei wurden insgesamt vier AE Messstellen und eine IR Messstelle innerhalb der Förderanlage installiert. Dazu wurde eine LWIR Kamera über einem Förderband angebracht. Die AE Sensoren wurden an unterschiedlichen Bandübergabestelle appliziert. Durch die Auswertung der generierten Daten sowie die anschließende Verarbeitung in Trainings- und Vorhersagemodellen konnte je nach Klassifizierungsmodell eine Genauigkeit von über 90 % erarbeitet werden.

Zukünftig werden am AMT weitere Anwendungsfälle im Fokus der Forschungsarbeiten evaluiert. Konkret werden in naher Zukunft weitere Untersuchungen zur Unterscheidung von Gips- und Anhydrit-Stoffströmen innerhalb eines Forschungsprojekts der industriellen Gemeinschaftsforschung der AiF vorangetrieben. Im Rahmen des derzeit laufenden EU-Forschungsprojektes BlueNodules (vgl. [18]) wird zudem ein Konzept zur Charakterisierung von Manganknollen unter Wasser und Druck basierend auf AE erarbeitet.

Hauptziel am AMT ist die Implementierung eines zuverlässigen, schnellen sowie kostengünstigen Verfahrens zur Stoffstromcharakterisierung in Aufbereitungs- und Produktionsanlagen rohstoffproduzierender Industriezweige. Das mittelfristige Ziel ist die Implementierung des Verfahrens in robuste Sensorsysteme. Langfristiges Ziel ist es, ein Echtzeit-Messsystem zur Inline-Analyse von Materialströmen mittels AE und LWIR in Aufbereitungs- und Gewinnungsanlagen zu integrieren. Abbildung 6 dokumentiert den Prozessausschnitt sowie das potentielle Ergebnis einer frühzeitigen Charakterisierung mittels eines derartigen Messsystems.

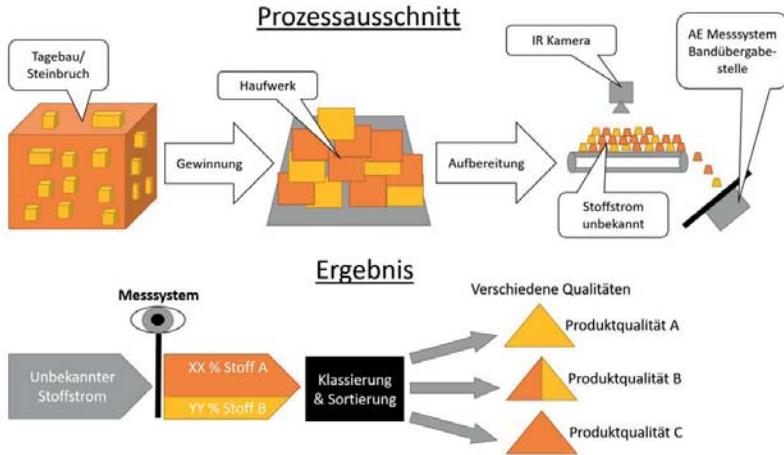


Abbildung 6: Prozessschaubild und Applikation des Messsystems zur Stoffstromcharakterisierung (schematisch)

6 Zusammenfassung und Ausblick

Eine qualitative Echtzeitanalyse für Stoffströme in der Rohstoffindustrie bietet das Potential zur Effizienzsteigerung für nachfolgende Prozessschritte der Aufbereitung bzw. der bedarfsgerechten Mischung verschiedener Produktqualitäten. Die hier vorgestellten Technologien Acoustic Emission Analyse und Infrarotbildanalyse zeigen sowohl in Laborversuchen als auch bei Demonstrationsversuchen im Feld ihre Leistungsfähigkeit.

Bei den vorgestellten Verfahren sind basierend auf den jeweiligen Sensordaten zeitintervallbasierte und/oder diskrete Kennwerte gebildet worden. Dabei werden den Kennwerten einzelne Klassen von Stoffstromzusammensetzungen manuell zugeordnet. Diese Kennwerte mit zugeordneten Klassen werden in Datensätze zum Training eines Lernalgorithmus und zur Verifikation des Trainingsmodells unterteilt. Beide Datenmengen sind dabei überschneidungsfrei. Anschließend erfolgt mit den Trainingsdaten die Erstellung des mathematischen Datenmodells, welches mit den Verifikationsdaten geprüft wird. Als Ergebnis steht am Ende des Lernprozesses ein Datenmodell zur Verfügung, welches neue Sensordaten interpretieren und selbständig Stoffstromklassen zuordnen kann.

Die Methodik zur Charakterisierung eines Stoffstroms basierend auf AE konnte bereits in unterschiedlichen Regionen zur Patentreife gebracht werden (vgl. [19]; PCT/DE2015/100504: Verfahren und Anordnung zur Analyse eines Stoffstroms).

Zukünftig gilt es in länger andauernden Versuchsreihen im industriellen Einsatz die Leistungsfähigkeit hinsichtlich der Langzeitzuverlässigkeit unter Beweis zu stellen. Die Methodik wird dabei am Institut Advanced Mining Technologies der RWTH Aachen weiter im Rahmen von Forschungs-, Entwicklungs- und Technologietransferprojekten mit industriellen Partnern der Rohstoffindustrie verfolgt und erprobt.

7 Literaturverzeichnis

- [1] Vollmer, M.; Möllemann, K.: Infrared Thermal Imaging. Fundamentals, Research and Applications. Wiley-VCH, Weinheim, 2013.
- [2] Eicientopf, B.; Baltes, R.; Fietz, N.; Nienhaus, K.: Potential Use Cases of LWIR Cameras for Automation and Process Monitoring. 30th Conference on Condition Monitoring and Diagnostic Engineering Management, United Kingdom, 2017.
- [3] Nienhaus, K.; Warcholik, M.; Büschgens, C.; Müller, D.: Belt Positioning and Skewing Revention in Lignite Mining Using Long-Wavelength Infrared Cameras. 12th international Symposium on Continuous Surface Mining (ISCSM), Aachen, 2014.
- [4] Schuster, N.; Kolobrodov, V.G.: Infrarotthermographie. Wiley-VCH, Weinheim, 2004.
- [5] Bartnitzki, T.: Forschung für den Bergbau 4.0. Bergbau, Energie und Rohstoffe 2015. S. 234-240.
- [6] Nienhaus, K.; Pretz, T.; Wotruba, H.: Sensor Technologies: Impulses for the Raw Materials Industry. Shaker, Aachen, 2014.
- [7] Fouad, N.; Richter, T.: Leitfaden Thermographie im Bauwesen. Theorie, Anwendungsgebiete, praktische Umsetzung. Fraunhofer, Stuttgart, 2008.
- [8] Seruby, C. B.: An Introduction to Acoustic Emission, in: Journal of Physics, 1987
- [9] Kaiser, J.: Untersuchungen über das Auftreten von Geräuschen beim Zugversuchen, Dissertation, München, 1950
- [10] Vraetz, T.; Boos, F. D.; Röllinger, D.; Bernet, C.; Büschgens, C.; Baltes, R.; Nienhaus, K.: Potentials and applications of the acoustic emission technology in mining and heavy machinery. In: Tagungsband zum AKIDA 2016. Aachen, 2016, pp. 119-130. – Veröffentlicht auf dem Publikationsserver der RWTH Aachen University
- [11] Tudeshki, H.; Hertel, H.: Acoustic based granulometric analysis, in: Tagungsband Sensor-Based Sorting 2012, Aachen, GDMB Heft 128, ISBN:978-3-940276-44-5

Tobias Wendel
twendel@amt.rwth-aachen.de
Dr. Ralph Baltes

Tobias Vraetz
Univ.-Prof. Dr. Karl Nienhaus

RWTH Aachen
Advanced Mining Technologies (AMT)
Wüllnerstr. 2
52056 Aachen

S-I-B

Ingenieurgesellschaft mbH

&

S-I-T

Tunnelsicherheit GmbH

- Arbeitssicherheit
- Gefahrstoffmanagement
- Sicherheits- und Gesundheitsschutzkoordination
- Brandschutz
- SCC / QM
- Schulung & Zertifizierung
- Erstellung von Brandschutz-/ Rettungskonzepten
- Leiter Tunnel-/ Rettungswehr
- Ausbildung ertüchtigter Rettungskräfte (ERK) im Rohrvortrieb

~~wüsste~~ ~~hätte~~
~~sollte~~ ~~würde~~ ~~könnte~~
machen!

Störungsfreier Kettenbetrieb durch sensorgestütztes Monitoring

Prof. Dr. G. Philipp
Thiele GmbH & Co. KG

Abstract

The service life and operational reliability of mining chains is affected by three key damage factors: wear, corrosion and fatigue. This is not solely limited to coal-face chain installations but applies to other conveying and lifting systems too. Whereas wear can be quantified by taking external measurements under operating conditions, the same cannot be done for chain fatigue, an outwardly imperceptible phenomenon that is caused by cyclic loading, or for progressive corrosion with cracking. This can be remedied by using measuring systems incorporated into the chain link to record the stress levels arising. In the case of conveyor installations it is quite conceivable that these measurement data could be transmitted promptly or, even better, in real time - to the drive units so that the entire system might be protected and the chain preserved.

The paper begins by presenting the development potential and aims of the project. It then goes on to examine current progress in this area using two practical applications. The first relates to a 10-day measurement trial conducted in July 2016 on a chain conveyor installed at the Sobierski colliery operated by the Tauron Wydobycie company. The second involves a 24-hour measurement campaign carried out on a fallpipe vessel. In this case a chain-suspended fallpipe is being used to place broken rock along the routes of offshore pipelines and/or to ensure that the pipeline itself is embedded and fixed into place. This offshore deployment is soon to be continued using an enhanced version of the sensor system.

1 Einleitung

Vermutlich haben bereits frühmenschliche Kulturen Ketten aus Naturfaser geknüpft. Nachweise hierfür sind in Ermangelung schriftlicher Aufzeichnungen nicht zu führen. Erste Fragmente von Ketten als Schmuck- oder Kultgegenstand aus Edelmetallen lassen sich etwa 5000 Jahre zurückdatieren. [Phi99] Abgesehen von Kettenhemden, die von der Antike bis ins frühe Mittelalter als „Schutzpanzer“ für Ritter und Krieger benutzt wurden [Sen01], sind die ersten Ketten aus Eisenwerkstoffen für technische Zwecke im Erzbergbau zur Schachtförderung und Wasserhebung eingesetzt worden (vgl. Georgius Agricola: De re metallica libri XII (1546)). Sie wurden später vom Drahtseil (Albertseil) vollständig verdrängt. In der Streckenförderung untertägiger Steinkohlenbergwerke wurde 1928 erstmals ein Kettenförderer eingesetzt. [HA29]

Im Jahr 1941 begann die Mechanisierung des Strebbaus mit Kettenförderer an langer Gewinnungsfront. [Dom55] Heute werden eigener Recherche zufolge - in etwa 2000 Streben weltweit Kettenförderer eingesetzt.

Ogleich der untertägige Bergbau auf Kohle sowie auch auf Kali wegen seines hochproduktiven Ausbringens und seiner sehr schwierigen Einsatzbedingungen und dem damit verbundenen Verschleiß einen bedeutenden Markt für technische Ketten darstellt, ist über den Schädigungs- und Alterungsverlauf von Ketten im Betrieb wenig bekannt. Dies gilt in gleichem Maße für artverwandte Einsatzgebiete von Ketten. Betriebliche Beanspruchungen, Kraftspitzen und Fehlnutzungen lassen sich allenfalls aus indirekten Aufzeichnungen (z.B. Motorströme, Abschaltungen, Betriebs- und Wartungsprotokollen) ableiten. Diese „ingenieurforensische“ Vorgehensweise wird oft um eine „pathologische“ Bewertung der Schadensbauteile ergänzt. Erkenntnisse aus Schadensteilbeurteilungen kommen leider – wie die Erkenntnisse einer Obduktion in der Medizin – zu spät.

Es liegt daher nahe, eine miniaturisierte Messtechnik in das Bauteil Kette zu integrieren, um während der Einsatzdauer Daten aufzuzeichnen und diese im Nachgang lernend zu nutzen. Wünschenswert wäre jedoch darüber hinaus ein aktives Eingreifen in das Betriebsgeschehen, um den Schädigungs- und Alterungsprozess erkennbar zu verlangsamen.

2 Kettenbeanspruchung im Betrieb

Für Ketten gilt allgemein, dass sie funktions-, verfahrensbedingten Beanspruchungen ausgesetzt sind. Bei Ketten, die zum Heben oder Abspannen dienen, beschränkt sich dies auf reine Kraftübertragung gegebenenfalls mit stochastisch verteilten Zugschwellbeanspruchungen. Je nach Einsatzumständen kommt zusätzlich Korrosion und Temperatur (Einsatz in Heißbetrieben oder in der Arktis) hinzu (vgl. Tabelle – fett hervorgehobene Punkte). Entsprechend „übersichtlich“ sind die Anforderungen an eine sensortechnische Überwachung. Bei Förderketten und insbesondere bei Ketten im untertägigen Strebau erweitert sich die Beanspruchungspalette enorm. Entscheidend tritt bei den Förderketten die Notwendigkeit, neben Kräften auch Geschwindigkeiten zu transferieren, hinzu. Nur dadurch ist eine Leistungsübertragung von den Antrieben auf die Kette und schließlich das Fördergut zu realisieren. Verfahrensbedingt wird sie an den Kettenrädern an Antrieben und Umkehren umgelenkt und in Fördererschleifen seitlich ausgelenkt. Aus funktions- und verfahrensbedingten Beanspruchungen resultieren Verschleiß und Ermüdung. Zusätzlich erzeugen Grubenklimate, Wasserzuflüsse und Bedüsung zur Staubbekämpfung korrosive Umfeldbedingungen, denen Ketten untertage grundsätzlich ausgesetzt sind. Einzig die Temperatur ist in Bergbaubetrieben unkritisch. Neben den auslegungskonformen sind noch, so belegt es täglich die betriebliche Praxis,

außerordentliche Beanspruchungen zu erwartenden. Diese sind die bekannten betrieblichen „Crash-Szenarien“, wie Blockierungen des Kettenbandes, Kettenverklankungen an den Antriebs- und Umlenkkrädern sowie Schwer- bzw. oftmals auch Schwerstanlauf des Förderers. Einen vollständigen Überblick gibt die Tabelle .

Tabelle 1: Systematik Kettenbeanspruchung (mod. nach [KA93])

	Auslegungskonform	Außerordentlich
Funktionsbedingt	Kraftübertragung	
	Geschwindigkeitsübertragung	
Verfahrensbedingt	Umlenkung / Abwinkelung	Blockierung
	Seitliche Auslenkung	Verklankung
	Stochastisch verteilte Zugkraftwechsel	Schweranlauf
Resultierende	Verschleiß	
	Ermüdung	
Zusätzliche	Korrosion	
	Temperatur	
		Unangepasste Vorspannung

3 Entwicklungspotenziale Ketten-Monitoring

Frei nach Albert Schweitzer ließe sich formulieren: Das technisch Machbare hat Grenzen, das technisch Denkbare nicht. Denkbares in Machbares umzusetzen, ist Teil eines jeden technischen Problemlösungsprozesses. Beim Ketten-Monitoring hat das Umsetzen von denkbaren Lösungen in machbare Technik gerade erst begonnen, entsprechend lang ist die Anforderungsliste.

Letztlich geben die Betriebsbeanspruchungen die zu überwachenden Größen und Zustände vor. Neben der passiven Aufzeichnung von Daten wäre zusätzlich auch ein aktives, unterstützendes Eingreifen in die Systemsteuerung wünschenswert. Dadurch könnten Standzeit verkürzende Überbeanspruchungen vermieden und / oder Totalausfälle (Kettenbrüche) verhindert werden. Es sind drei unterschiedliche Herangehensweisen denkbar, die einzeln oder kombiniert einsetzbar wären. Nicht alles lässt sich bereits realisieren. Forschungsergebnisse zum Einsatz von Sensorik

in Maschinen- und Bergbautechnik ermutigen jedoch dazu, diese zum Teil visionären Gedanken weiter zu verfolgen.

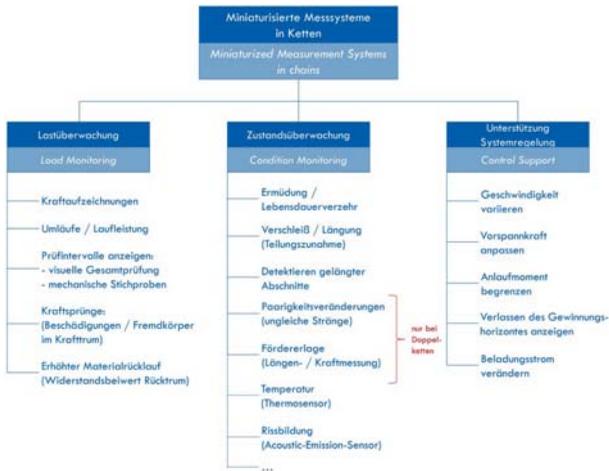


Abbildung 1: Lösungsansätze für ein ganzheitliches Ketten-Monitoring

3.1 Lastüberwachung

Kräfte lassen sich in Kettengliedern relativ einfach mittels einer integrierten Messtechnik erfassen. Bei Kraftbeaufschlagung eines Kettengliedes erfahren die Schenkel eine Querkontraktion und bewegen sich – wenn auch im linear-elastischen Bereich optisch nicht erkennbar – aufeinander zu. Durch Einfügen von Stegen, in die wiederum Dehnmessstreifen, verschaltet in einer Wheatstonebrücke, eingefügt sind, können kraftproportionale Signale erfasst werden. Diese Signale müssen nun in geeigneter Weise verstärkt, übertragen und ausgewertet werden. Die Übertragung der Daten ist jedoch nur an geeigneter Stelle des Förderers möglich. Dazu bietet sich der Einlauf in das Fördertrum (Obertrum) an, da die Kette dort in der Regel spannungslos und unbedeckt ist.

3.1.1 Auslegungskonforme Beanspruchung

Kraft und Kraftverläufe und im Falle der Förderketten zusätzlich auch Geschwindigkeiten lassen sich, wie später noch näher erläutert wird, bereits heute sicher und problemlos erfassen. Aus diesen Aufzeichnungen sind Umläufe und Laufleistungen ermittelbar. Somit wiederum könnten nach bestimmten Laufleistungsabschnitten vorher festgelegte Prüfintervalle angezeigt werden, sei es für eine visuelle Gesamtprüfung der Kette / des Kettenbands oder für die Entnahme und mechanische Untersuchung von Stichproben. Als zwar auslegungskonform, aber dennoch insbesondere bei den Kettenherstellern kritisch eingeordnete Beanspruchung gilt Schweranlauf,

der die Ketten an ihre Auslegungsgrenzen führt. Auch diese Ereignisse sind sicher über die Kraftverläufe zu detektieren.

3.1.2 Außerordentliche Beanspruchung

Ebenfalls ableitbar aus den Kraftverläufen sind Beschädigungen und Fremdkörper im Förderer sowie ein temporär erhöhter Materialanfall im Rücktrum durch veränderte Kraft- bzw. Widerstandsbeiwerte. Dokumentieren lässt sich ebenfalls durch Messungen der Kraftverläufe die hochgradig Ketten schädigenden Beanspruchungen durch Blockierungen und Verklankungen.

Sowohl auslegungskonforme als auch außerordentliche Beanspruchungen, die über Kraft- bzw. Kraftverlaufsmessungen ermittelt werden, sind jedoch nur mit gewissem Zeitverzug in Abhängigkeit des möglichen Ausleseorts der Datenspeicher zu erfassen.

3.2 Zustandsüberwachung

Mit entsprechenden elektronischen Speichermedien und über funkbasierte Datenübertragung sind mindestens einmal pro Umlauf echtzeitnahe Zustandsüberwachungen von Förderketten denkbar. Allerdings steigen mit der Anzahl der zu erfassenden Messwerte der Speicherbedarf und der Energiebedarf des Messsystems. Während der Speicherbedarf über Datenreduktion und Datenklassierung begrenztbar ist, ist die benötigte Energie allenfalls über situativ angepasste Abstraten und über Abschaltmodi insbesondere bei Stillständen beeinflussbar. Sofern es nicht gelingt von außen Energie zuzuführen (z.B. Induktion, Wandlung von Bewegungsenergie oder zumindest in unbewegten oder nur wenig bewegten Applikationen kabelgebunden vorstellbar), ist die Batteriekapazität der limitierende Faktor. Dabei ist Batterieaustausch in Wartungsfenstern denkbar.

3.2.1 Direkt messbare Größen

Ketten und insbesondere Förderketten unterliegen schwellenden Lastwechseln, die wiederum auch weit unterhalb der statisch mechanischen Grenzwerte zum rissbehafteten Versagen führen. Aufzeichnungen der Kraftstöße und des Lastverlaufs sind sensortechnisch möglich. Die anfallende Datenflut muss jedoch in geeigneter Weise verdichtet und ausgewertet werden. In der Dissertation Pierburg wurde die technische Umsetzbarkeit belegt (siehe auch 4.1). [Pie09]

3.2.2 Indirekt messbare Größen

Über genaue Zeiterfassungen korreliert mit den jeweils aktuellen Geschwindigkeiten ließen sich die Abstände von Sensoren erfassen. Dadurch wäre es möglich, gelangte Kettenabschnitte bei entsprechender Sensordichte zu lokalisieren, die ansonsten nur durch unterschiedliche Motorströme zu detektieren sind.

Bei Doppelketten käme hinzu, dass Paarigkeitsveränderungen zwischen parallel installierten Strängen nicht nur über Längendifferenzen, sondern zusätzlich durch stark divergierende Kräfteverteilungen zwischen den nebeneinander laufenden Strängen zu erkennen wären.

Schließlich wären bei Doppelketten ebenfalls Rückschlüsse auf die Fördererlage durch gemittelte Kräftedifferenzen zwischen den beiden Strängen möglich.

3.2.3 Zusätzlich messbare Größen

Leistungsübertragende Ketten, dazu zählen Förderer- und Hobelketten im Strebbaubereich, sind grundsätzlich reibbeansprucht. An den äußeren Kettengliedschenkeln führt die eingeleitete Reibenergie infolge der betriebsüblichen Geschwindigkeiten zu punktuellen Blitztemperaturen im Millisekundenbereich, die oberflächlichen Gefügeumwandlungen (Martensit) nach sich ziehen. In dieser aufgehärteten Reibzone bilden sich Oberflächenrisse, die in den an den Außenschenkel vorliegenden Druckzonen aufgefangen und gestoppt werden [Phi14]. Treten sie jedoch seitlich in der Zugzone mit entsprechenden Zugspannungen oder werden sie durch überlagernde Korrosion in eine Wachstumsphase überführt, ist das Versagen des betreffenden Kettengliedes eine Frage der Zeit.

Es ist davon auszugehen, dass derartige Strukturveränderungen durch Rissbildung und Risswachstum innerhalb des Kettengliedes und die dadurch hervorgerufene schlagartige Entspannung der Atombindungen zu hochfrequenten Festkörperwellen führen. Acoustic-Emission-Sensoren erfassen derartige Wellen in einem Frequenzbereich von bis zu mehreren MHz. Das Brechen einer Druckbleistiftmine lässt sich mittels AE-Sensoren auf einer Bahnschiene noch in 30 Metern Entfernung erkennbar erfassen [Boo15]. Bei der Analyse des Bruchverhaltens von Gestein beim Schneidprozess wurde die grundsätzliche Eignung von Acoustic Emission bereits nachgewiesen [MPh17]. Es ist daher gut vorstellbar, diese Sensorik auch in ein miniaturisiertes Ketten-Monitoring-System zu integrieren und für die Vorhersage zu erwartender Kettenbrüche infolge von Reibrissen zu nutzen.

Ähnliches gilt für die zweite Phase eines Korrosionsgeschehens im Steinkohlenbergbau. Diese ist durch trans- oder interkristallines Risswachstum vor dem eigentlichen Versagen gekennzeichnet. Die vorgelagerte Loch- oder Muldenfraßkorrosion dürfte sensorisch kaum zu erfassen sein (siehe Folgendes).

3.2.4 Nicht erfassbare Größen

Die fertigungsbedingten Oberflächenrauigkeiten von Ketten bieten als Lokalelemente dem elektrochemischen Angriff ideale Voraussetzungen. Besonders gefährdet sind Kettengliedbereiche, an denen feuchtes Fördergut anbackt. Durch ständigen Wechsel von Trocknung und Durchfeuchten vor allem mit

Bedüsungswässern wird die Aggressivität des Elektrolyten erhöht. Betroffen hiervon sind der mittlere äußere Rundungsbereich und die beiden Spalten zwischen Nachbargliedern im Rundungsinnenen. Tendenzaussagen zur Korrosionsgefährdung einzelner Lagerstätten sind über Untersuchungen von Kohleproben möglich, allerdings fehlt eine statische Absicherung. Dazu ist die Untersuchung weiterer Proben erforderlich.

Wirkungsvoll kann man dem Korrosionsangriff nur durch Feuerverzinkung begegnen [Phi16]. Da die Komplexität des Korrosionsgeschehens in seiner Anfangsphase durch sensorische Messung nicht erfasst werden kann, bleibt nur ein präventives Verhindern des Korrosionsbeginns.

3.3 Unterstützung Systemregelung

Bei stationären Anwendungen ist es ein Leichtes, die Daten an die übrigen Steuerungssysteme zu transferieren (siehe 4.2.2 z.B. Schüttungsstopp bei Verstopfung Fallrohr). In bewegten Kettensystemen müssen zunächst geeignete Datenübergabepunkte eingerichtet werden. Sofern es gelingt, die Sensordaten in regelmäßigen Abständen auszulesen, ist ein Datenabgleich mit anderen Teilsystemen des Strebbetriebs und möglicherweise verbunden mit Steuerempfehlungen an diese möglich.

3.3.1 Datentransfer an Antriebe und Vorspannungsregelung

Über die Kraftverläufe ließe sich auf die erforderlichen situativ erforderlichen Vorspannkkräfte berechnen. Geschwindigkeitsanpassungen insbesondere in eine Verschleiß minimierende „Schleichfahrt“ bei leerlaufendem Förderer sind ebenso denkbar.

3.3.2 Datentransfer an Gewinnungsmaschinen

In Hinblick auf möglichen Datentransfer an die Gewinnungsmaschine ließen sich neben einer angepassten Beladungsgeschwindigkeit (Differenz aus Geschwindigkeit Förderer und Gewinnungsmaschine) auch über Kraftsprünge in der Kette Hinweise auf ein Verlassen des Flözhorizontes und den Mitschnitt von Nebengestein generieren.

4 Realisierte Entwicklungsschritte

Der Einbruch ist geschossen zur Nutzung miniaturisierter Messsysteme für das Ketten-Monitoring. *Durchschlägig* ist dieser Entwicklungs-Vortrieb aber noch lange nicht.

4.1 Entwicklungshistorie

Die Idee, Kettenkräfte mittels einer in das Kettenglied integrierten Messtechnik zu erfassen, war bereits einige Jahre alt, bevor es 2001 tatsächlich gelang, öffentliche Fördermittel bewilligt zu bekommen (Tabelle 2).

Tabelle 2: Entwicklungshistorie Ketten-Monitoring

Zeit	Projekt / Versuch	Kosten	Fördersumme	Ergebnisse
2002 bis 2004	IFK	1,5 Mio. €	0,7 Mio. €	Entwicklung Mess- und Speicherstrategie Zuverlässige Erfassung Belastungsdaten auf Prüfständen und im Versuchsförderer Funktionsfähiger Demonstrator
2011 bis 2015	i-MaSS (Projektpartner 40 %)	4,5 Mio. €	3,4 Mio. €	Parametrierbares Sensormodul mit bis zu 4 unterschiedlichen Signaleingängen Vergrößerung Bandbreite Abtastrate von 3,5 – 3906 Hz (war 3 – 25 Hz) 2 Anwendermodi: Kurzzeit (Umlauf) und Langzeit (Lebensdauererfassung) mit Datenreduktion durch Klassierung Funktionsfähige Messeinheit
2015	Offshore-Steinschüttung	n/a	n/a	Vollständige Krafterfassung Abgleich mit bisher genutzten Druckmessbuchsen
2016	Strebförderer	n/a	n/a	10-tätige störungsfreie Messkampagne mit dem Messsystem i-MaSS im Realbetrieb Nachweis Betriebstauglichkeit

Der Kostenrahmen eines „vorindustriellen“ Forschungsprojekts, ohne konkrete Aussicht auf ein marktfähiges Produkt war weder von der THIELE GmbH & Co.KG zu vertreten, ganz zu schweigen von Mitteln des damaligen BGMR (Lehr- und Forschungsgebiet für Betriebsmittel zur Gewinnung mineralischer Rohstoffe) der RWTH Aachen. Damit sind die beiden wesentlichen Entwicklungspartner des Projektes genannt. Als drittes trat die IMST GmbH aus Kamp-Lintfort als Entwickler der Hard- und Software für die Mikroelektronik.

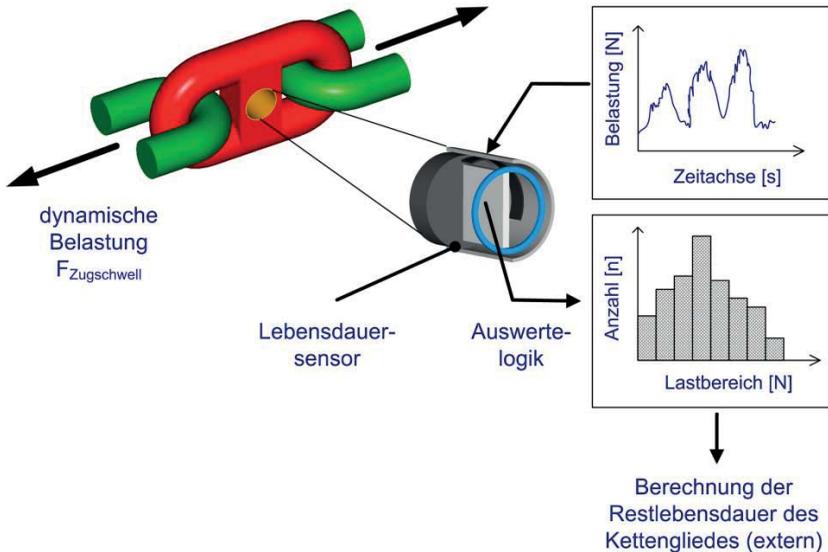


Abbildung 2: Funktionsprinzip einer intelligenten Kette (Bildquell: [PI09])

Die Entwicklung schloss mit einem funktionsfähigen Demonstrator ab (vgl. Funktionsprinzip in Abbildung 2). Auf Prüfständen gelang der Nachweis, dass die Abweichung der erfassten Lastwechsel kleiner 1 % blieb. Auch die Versuche, die Messsysteme in einer realen Fördererumgebung kabellos auszulesen, gelang. [Pie09]

Es dauerte insgesamt sieben Jahre nach Abschluss des ersten Projekts, bis weitere Erforschungen und Erprobungen durch eine neue öffentliche Förderungen ermöglicht wurde. Innerhalb eines Verbundprojektes mit den Beteiligten des ersten Projektes erweitert um die Unternehmen Eickhoff Bergbautechnik und Eickhoff Antriebstechnik (als Vertreter des Schwermaschinenbaus) sowie Simertis GmbH (Mehrkörpersimulation).

Das erreichte Ziel des i-MaSS-Projekts war die Entwicklung eines dezentralen, funkbasierten und autark arbeitenden Messsystems, das

- die dauerhafte und lückenlose Messung analoger Größen erlaubt,
- modular aufgebaut und skalierbar ist,
- energieeffizient einsetzbar ist (situativen Abtastraten und Messdauern, intel-ligentes Energiemanagement),
- Daten verarbeitet und speichert,
- durch seine Robustheit widrigen Umgebungseinflüssen widersteht und unempfindlich auf Temperatureinflüsse reagiert.



Abbildung 3: Prinzipdarstellung neuer i-MaSS-Sensor

Die beiden in Tabelle 2 aufgelisteten Betriebserprobungen werden im Folgenden beschrieben.

4.2 Betriebserprobungen

Messketten sind relativ einfach in bestehende Systeme einzubauen, zumal die integrierte Sensorik weder das Kettenglied schwächt noch seine Beweglichkeit einschränkt. Mögliche Einsatzrisiken sind im Vorfeld - soweit möglich - auszuschließen. Beim Strebförderereinsatz war eine Kapselung der Messtechnik und ihrer Stromversorgung zu gewährleisten. Bei der Steinschüttung war der Ausschluss eines etwaigen Bruchrisikos der Messkette sicherzustellen.

4.2.1 Strebförderer

Das Bergwerk Sobierski der Tauron Wydobycie S.A. ist eines der modernsten im oberschlesischen Revier. In einem Grubenfeld von 65 km² befinden sich drei Streben im Verhieb. Damit wird eine Bruttoförderung von 14.500 Tonnen pro Fördertag erzielt.

4.2.1.1 Einsatzbeschreibung

Für den Versuchseinsatz wurde der Betriebspunkt 305 im Flöz 209 ausgewählt. Die Bauhöhe wurde streichend mit etwa 5 Grad einfallen abgebaut.

Tabelle 3: Streb- und Maschinendaten Betriebspunkt 305 Bergwerk Sobierski

Strebdaten	
Durchschnittliche Flözmächtigkeit	3,9 m
Streblänge	300 m
Einfallen	5 Grad
Technische Daten Gewinnung	
Walzenladertyp	Joy 7 LS22
Schnittbreite	800 mm
Marschgeschwindigkeit	7 - 10 m/min
Förderertyp	Nowomag PSZ 950/ 3 x 500
Antriebleistung (eingesetzt)	1000 kW
Hauptantrieb	500 kW
Nebenantrieb	500 kW
Hydrodynamische Kupplung	562 DTPKWL2
Kettentyp	Flachkette 42 x 146 mm
Kratzerabstand	8 Glieder
Kettengeschwindigkeit	1,31 m/s

Mitte Juli 2016 wurde ein zehntägiger Versuch durchgeführt. Dazu wurden zwei Messketten, bestehend aus jeweils fünf Kettengliedern, in die wiederum zwei Messglieder mit Sensorik, Speicherkarte und Energieversorgung integriert waren (Abbildung 4). Die Messketten wurden parallel eingebaut und per Funkfernbindung gestartet.



Abbildung 4: Messglied vor dem Verschluss durch Gießmasse

4.2.1.2 Ergebnisse

Im Wesentlichen lassen sich folgende Ergebnisse der Versuchsmessung herausstellen (vgl. Abbildung 5) [Phi17]:

- Die versatzseitige Kette weist durchgängig eine höhere Kraft auf als die kohlenstoßseitige, vermutlich infolge größerer verschleißbedingter Längung auf der Kohlenstoßseite (muss durch weitere Messungen belegt werden).
- Während des Kettenumlaufs zeigen sich die erwarteten Kraftverläufe (Kraftaufbau bis zu den Antrieb). Ebenfalls erkennbar sind bereits mehrfach nachgewiesene Kraftausschläge um die Trendlinie infolge trockener Reibschwingungen.
- Bei einer Schweranlaufsituation wurde der Förderer insgesamt siebenmal in 13 Minuten gestartet und abschnittsweise leer gefahren, bevor er stabil anlief. Dabei wurden Startkräfte von etwa 700 kN gemessen. Das entspricht bereits 40 % der Kettenprüfkraft. Anzumerken ist, dass der Förderer kurze Zeit später mit einem dritten Motor ausgestattet wurde, der in diesem Fall die Anfahrkräfte nochmals erhöht hätte.
- Die Kettengeschwindigkeit ist beladungsabhängig. Bei einer Kettenkrafterhöhung um jeweils 100 kN sinkt sie linear um 0,3 m/s

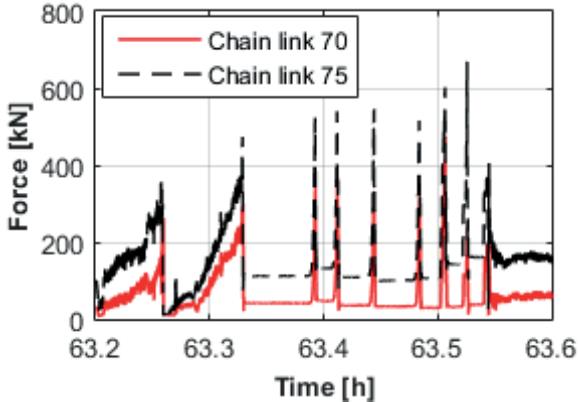


Abbildung 5: Ausschnitt Mitschrieb Kettenkräfte Schweranlauf bei etwa 63 Stunden

Insgesamt hat der Unterversuch belegt, dass eine mehrtätige lückenlose Erfassung der Kettenkräfte möglich ist. Es gilt nun, die Messstrategien, die Datenklassierung und Datenspeicherung so weit zu entwickeln, dass Messungen über längere Zeiträume möglich sind. Außerdem sind technische Einrichtungen an geeignetem Ort im Förderer zu entwickeln, die einen Datentransfer entweder für weitere Datennutzung zum Ketten-Monitoring oder aber Unterstützung anderer Systemsteuerungskomponenten ermöglichen.

4.2.2 Offshore-Steinschüttung

Im Offshore-Unterwasserbau werden zur Verlegung von Pipelines Trassen auf dem Meeresgrund durch das Aufschütten von Gesteinsmaterial eingeebnet. Für die spätere Fixierung der Pipelines werden sie mit Gesteinsmaterial überschüttet. Dazu werden Spezialschiffe mit einem Gesteinsvorrat von etwa 25.000 Tonnen verwendet. Solche Schiffe dienen als schwimmender Bunker. Aus ihrem Laderaum wird das Material dosiert abgezogen, über Gurtförderer zu einem Schüttkopf transportiert und schließlich durch ein Fallrohr gezielt auf den Meeresgrund versenkt.

4.2.2.1 Einsatzbeschreibung

Das mit dem Schüttgut beladene Schiff begibt sich vom Beladepunkt mit bis zu 14 Knoten (rund 26 km/h) auf die Schüttstelle zu. Dort wird das Schiff unter Zuhilfenahme seitlicher Antriebe, die an Bug und Heck angebracht sind, über der Schüttstelle positioniert. Der Schüttkopf (ROV= Remote Operated Vehicle), ausgerüstet mit eigenen Positionierungsantrieben und Videokameras, wird an Seilen bis zu 1200 Meter herabgelassen, mithin europäischer Schachtteufe vergleichbar. Über der Schüttstelle unter Wasser angelangt, wird das aus Rohrsegmenten bestehende, an Kette aufgehängte Schüttrohr / Flexible Fallpipe) nachgeführt.

Ist die Verbindung hergestellt, kann die Schüttung beginnen. Im Schiffsinnenen wird das Material abgezogen, über einen Bandförderer auf eine Dosiereinheit (Feeder) überführt und schließlich in das Schüttrohr hineingegeben (Abbildung 6).

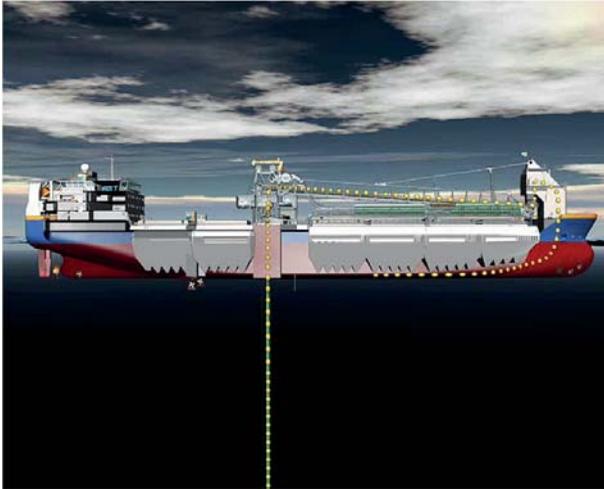


Abbildung 6: Arbeitsprinzip eines Schüttschiffs

Mit etwa 0,5 bis 1 m/s sinkt das Schüttmaterial auf den Meeresgrund oder die Pipeline nieder. Dort wird es durch den Schüttkopf entsprechend der Erfordernisse verteilt (Abbildung 7).



Abbildung 7: Schüttkopf im Einsatz

Ein „Crash-Szenario“, das technisch schwer zu beherrschen und hohe Kosten verursachen würde, wäre ein „Stopper“ im Schüttrohr, um es bergmännisch auszudrücken. Mit anderen Worten: Die plötzliche Verstopfung insbesondere im unteren Rohrbereich, die nicht oder zu spät detektiert wird. Das hätte zur Folge, dass das Schüttrohr aufgrund der hohen Eigenmasse aus Rohr und festsitzendem Material nicht mehr geborgen werden kann. Zurzeit werden die Kräfte mittels Druckzellen am Rohrwiderlager an Bord überwacht. Dabei handelt sich um eine indirekte und zeitverzögerte Überwachung. Kraftmessungen in der die Rohrleitung haltenden Kette wären erheblich genauer und echtzeitnäher.

4.2.2.2 Ergebnisse

Im August 2015 wurde auf einem Schüttschiff für 24 Stunden ein Betriebsversuch ermöglicht. Die beiden eingesetzten Messketten mit insgesamt vier Messgliedern wurden vorab in den Prüfeinrichtungen der THIELE GmbH & Co.KG kalibriert, um die digitalen Messaufzeichnungen in Kräfte übersetzen zu können (Abbildung 8)



Abbildung 8: Messketten am Einlauf Fallrohr

Zunächst wurde zwischen der steuerbordseitigen und backbordseitigen Kette eine geringe Kraftdifferenz festgestellt. Da diese während der gesamten Messkampagne unverändert blieb, ist von einer Längendifferenz der Kettenstränge auszugehen. Versatz der Rohrleitung infolge von Strömungen scheidet wegen der konstanten Kraftdifferenz aus.

Welche Kraftausschläge die Bewegung der Rohrleitung durch das Wasser nach sich zieht, ist in Abbildung 9 zu erkennen. Die Krafthochlagen kennzeichnen die Schüttung, die Krafttiefenlagen die Videoüberwachung der Schüttergebnisse.

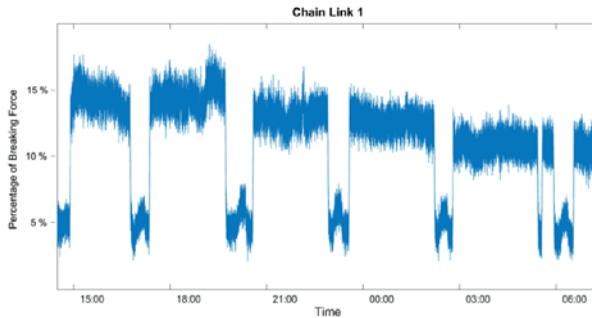


Abbildung 9: Exemplarischer Kraftverlauf

Deutlich sind die Kraftauschläge auch während der Messfahrt zu erkennen.

Die Messung zeigt eine in dem gewählten Zeitfenster fallende Tendenz mit der Anzahl der Schüttungen. Offensichtlich ist die Schüttmenge zurückgefahren und entsprechend der Kamerabeobachtungen angepasst worden.

Als weitere wesentliche Erkenntnis ist das zeitnähere Erfassen der realen Kräfte in der Kette (Abbildung 8) festzuhalten. Die indirekte Messung über Druckbuchsen an den Rohwiderlagern detektiert Kraftveränderungen mit einem Zeitversatz von etwa 2,5 Minuten, gut erkennbar am ersten Kraftanstieg in Abbildung 10

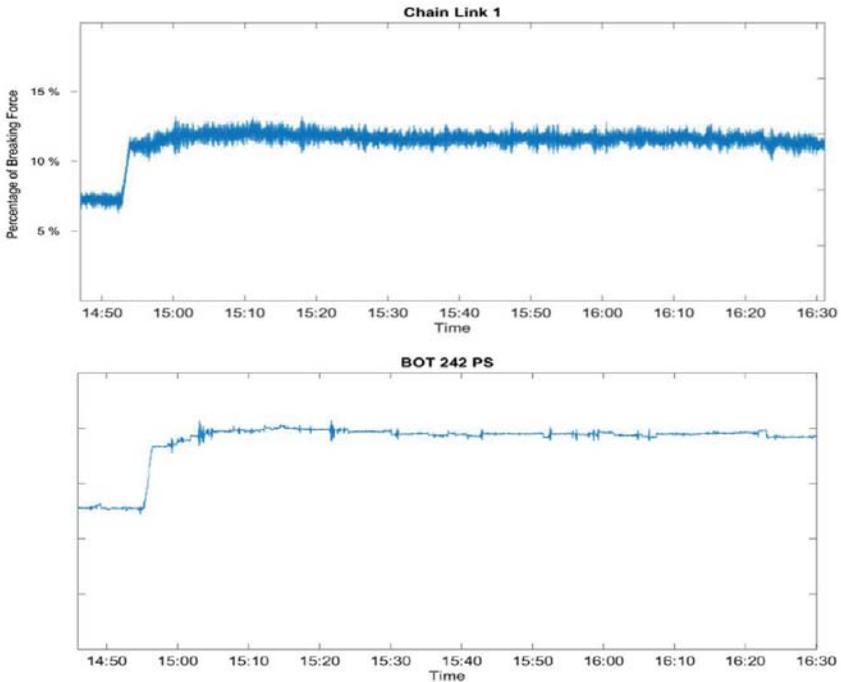


Abbildung 10: Vergleich Kraftverläufe Kettensensor und Druckbuchsen-Widerlager

Selbstredend ist die Auflösung des Kraftgeschehens mittels der integrierten Sensorik hochauflösender als die gedämpfte indirekte Messung in den Druckbuchsen.

5 Zusammenfassung und Ausblick

Ketten werden in verschiedenen technischen Anwendungsgebieten genutzt. Sie übertragen Zugkräfte zum Sichern, Heben und Bewegen von Lasten. Erweitert wird ihre Funktion durch die zusätzliche Übertragung von Geschwindigkeitsgrößen beim Kettentrieb und insbesondere beim Fördern von Schüttgütern. Vielfach ist dabei Raumbeweglichkeit unabdingbar, die nur durch Gliederketten, nicht jedoch durch Gelenkketten, darstellbar ist.

Betriebliche Regelbeanspruchungen und die nicht zu vernachlässigenden außerordentlichen Beanspruchungen führen zu Kettenschädigungen (Verschleiß, Korrosion, Ermüdung), die von außen bis auf messbaren Verschleiß nicht zu erfassen sind. Sie lassen sich durch Untersuchungen von Prüfstücken aus dem Betrieb bestenfalls abschätzen. Schlimmstenfalls bringt erst die nachträgliche Untersuchung von Schadensgliedern Erkenntnisse über den eigentlichen Verlauf eines Betriebseinsatzes.

Über ein Monitoring der Kette mittels miniaturisierter Sensortechnik ließe sich eine Überwachung mit einem Frühwarnsystem für drohende Kettenschäden, die immer zu kostenträchtigen Betriebsunterbrechungen führen, realisieren. Denkbar darüber hinaus sind auch aktive Unterstützungsimpulse in das Regelsystem des Gesamtsystems zu übertragen (situative Anpassung Antriebsleistung, Geschwindigkeit, Vorspannkräfte etc.).

In zwei unterschiedlichen Erprobungseinsätzen wurde die grundsätzliche Betriebseignung bereits vorhandener Prototypen-Monitoring-Systeme bewiesen. Zum einen wurde eine Strebfördererkette auf dem polnischen Steinkohlenbergwerk So-bierski zehn Tage lückenlos überwacht. Zum anderen wurden auf einen Schüttschiff die Kräfte in Aufhängeketten des Fallrohrs aufgezeichnet, um echtzeitnah kritische Betriebssituationen zu detektieren.

Die größte noch offene Herausforderung ist die Energieversorgung über längere Zeit sicherzustellen. Neben der Weiterentwicklung der Batterietechnik ist die Optimierung der Messstrategien mit einem minimierten Energieverbrauch das vordringliche Ziel.

Konkret wird zurzeit ein Folgeprojekt auf einem Fallrohrschiff weiterverfolgt.

6 Literaturverzeichnis

- [Boo14] Boos, Franz D.: Acoustic Emission bei der Maschinen- und Prozess-überwachung – Neue Analysemethoden und Anwendungsgebiete. Dissertation RWTH Aachen (2014).
- [Dom55] Dommann, G. und B. Filzek: Unser Beitrag zur Entwicklung der Bergbau-Gütekettten. Firmenschrift Westfalia Lünen 1955.
- [Haa29] Haarmann, A.; Versuche mit amerikanischen Lademaschinen im deutschen Bergbau. Glückauf Nr. 27 (1929), S. 922 – 928.
- [MPh17] Philipp, M., T. Vraetz und Th. Bartnitzki: Akustischer Fingerabdruck schneidender Gewinnungsmaschinen. World of Mining 2/17, S. 89 – 97.
- [Kac93] Kaci, V. und M. Wölfle: Beanspruchung von Ketten im Betrieb. Glückauf 129 (1993), S. 420 – 424.
- [Phi99] Philipp, G.: Die Rundstahlkette als Element der Leistungsübertragung bei Förderern im Strebbau. Dissertation RWTH Aachen (1999).
- [Phi14] Philipp, G. und F. Calik: Das zukünftige Entwicklungspotenzial der Kettenfördertechnik im Strebbau und eine Abschätzung ihrer Ein-satzgrenzen. Mining Report 159 (2014), No. 1/2, S. 14-33.
- [Phi16] Philipp, G. und A. Gerth: Abschätzung der Korrosionsgefährdung von Bergbauketten in Strebbetrieben. Mining Report 152 (2016), No.2, S. 138 – 148.
- [Phi17] Philipp, G., M. Schütz und K. Nienhaus: Ermittlung von Kettenkräften im Strebbetrieb durch Einsatz von miniaturisierten Messsystemen. World of Mining 2/17, S. 98 – 108.
- [Pie09] Pierburg, L.: Entwicklung eines Lebensdauersensors. Dissertation RWTH Aachen (2009).
- [Sen01] Sensen, S.: Goldschmied, Panzermacher, Nadler. In: Draht vom Ket-tenhemd zum Supraleiter, S. 181 -213. Hans-Herbert Mönninghoff Verlag, Iserlohn 2001.

Prof. Dr. Günther Philipp
g.philipp@thiele.de

THIELE GmbH & Co. KG
Werkstr. 3
58640 Iserlohn

Integration fördertechnischer Konzepte in leistungsfähige Streckenvortriebssysteme im Erz- und Tunnelbau

Dr. F. Bauer, C. Kuchinke
HAZEMAG MINING GmbH

1 Einleitung

Der Bereich MINING der HAZEMAG & EPR GmbH firmiert seit Jahresbeginn 2018 als eigenständige HAZEMAG MINING GmbH. Im Zuge der strategischen Neuausrichtung, die seit 2012 systematisch umgesetzt wird, wurde eine umfassende Modernisierung und Erweiterung des Produktportfolios durchgeführt. Die Hauptproduktlinien sind die MINPRO In-Pit-Zerkleinerungs- und Transportanlagen, die SALZGITTER Vortriebsmaschinen, die HAUSHERR Maschinen für die Streckensanierung und die TURMAG Langloch- und Großlochbohrmaschinen. Der Anspruch der HAZEMAG MINING ist es, in ihren Nischenmärkten Technologieführer zu sein und ihren Kunden komplette Systemlösungen anzubieten, die den aktuellen Stand der Technik definieren.

Neben den Bergwerksbetreibern in Kohle und Salz, die seit vielen Jahrzehnten Bestandskunden der HAZEMAG sind, sind nun auch Betriebe im Erzbergbau sowie in Sonderbereichen auch im Tunnelbau Zielkunden für die Produkte, die an die spezifischen Anforderungen dieser Märkte angepasst wurden. Eine Spezialität der HAZEMAG MINING sind dabei Anwendungen unter schwierigsten geologischen Verhältnissen sowie die Arbeit in engsten Räumen, wie beispielsweise die Auffahrung von Strecken mit lichten Querschnitten von 6 - 16 m².

Gegenstand dieses Vortrages ist es, für die Anwendung im Erz- und Tunnelbau neu projektierte Systemlösungen aus der Produktlinie der SALZGITTER Vortriebsmaschinen vorzustellen, die als wesentliche Systemkomponente die Integration abgestimmter fördertechnischer Konzepte beinhalten.

2 Anforderungen an die Integration der Fördertechnik

Der leistungsfähige Vortrieb von Strecken und Tunneln mit kleinen Querschnitten erfordert eine besondere Abstimmung des Maschinenparks und der eingesetzten Fördertechnik sowie der Mannschaft und der Organisation Vor-Ort aufeinander. Da ein einfaches Rangieren der Maschinen nicht möglich ist, sind die eingesetzte Maschinenteknik und die Logistik auf das „just-in-sequence“-Prinzip anzupassen. Herkömmliches Equipment kann, auf Grund der geringen Streckenabmessungen in Breite und Höhe, nicht wie gewohnt verwendet werden.

Sind die Streckenlogistik und die Streckenvortriebsausrüstung nicht optimal aufeinander abgestimmt, reduziert das Manövrieren des Equipments die Vortriebsleistung unmittelbar. Durch die dann erforderliche zusätzliche Auffahrung von Passiernischen kommt es zu einem erheblichen Mehraufwand

durch den Mehrausbruch außerhalb des Regelprofils, der insbesondere im Tunnelbau meist nach der erfolgten Auffahrung wieder zu verfüllen ist. Häufig wird aus diesem Grund bei der Projektierung der Auffahrung von Strecken und Tunnel ein größeres Regelprofil vorgesehen, als für die anschließende Nutzung eigentlich erforderlich. In Summe kommt es zu Mehraufwendungen für die Auffahrung, die in ersten mit Betreiberdaten analysierten Fallbeispielen im Bereich von 20-30% der Gesamtkosten lagen.

3 Notwendige Anpassungen für eine erfolgreiche Integration

Die Lagerstättegeologie, die vorhandene Infrastruktur der Bergwerke sowie die länder- und betreiberspezifischen wirtschaftlichen Rahmenbedingungen bestimmen maßgeblich die Auswahl der einzusetzenden Vortriebsmaschinen und Förderkonzepte. Dabei sind die planmäßige Abförderung des Haufwerks und der Transport des Materials für das Einbringen des Streckenausbaus und den Ausbau der Strecken-Infrastruktur an das Vortriebssystem anzupassen. Bei der Auslegung der Fördertechnik sind die örtlichen Sicherheitsbestimmungen zu berücksichtigen, wie z. B. die einzuhaltenen Sicherheitsabstände.

Die HAZEMAG MINING kann bei der Projektierung ihrer betreiberspezifischen Systemlösungen auf das gesamte Spektrum der bekannten Vortriebsverfahren (Sprengvortrieb, TSM und TBM) und Streckentransportsysteme (Gleis, Band, Radfahrzeuge) zurückgreifen.

Für den Sprengvortrieb verfügt die HAZEMAG MINING über ein umfassendes Programm an raupengeführten Seitenkippladern, Bohrwagen und multifunktionalen Bohrladern sowie den sehr innovativen Vortriebsbagger. Das Programm der eigenen Teilschnittmaschinen (Baugrößen mit 35, 60, 85, 100, 130 t Dienstgewicht) wird auf Grund der weiterhin schwierigen Marktlage zwar aktuell nicht aktiv angeboten, allerdings sind Ankerbohr- und Ankersetzeinheiten, sowie raupenmobile Übergabeförderer als Systemkomponenten verfügbar. Eine Modernisierung der TSM-Flotte ist mittelfristig in Vorbereitung. Mit der Schwestergesellschaft MTS-Perforator innerhalb der Schmidt, Kranz & Co. GmbH Gruppe, wurden Micro-Tunnelbohrmaschinen für den lichten Durchmesserbereich von 2,8 bis 4,4 m auf die spezifischen Einsatzbedingungen im Bergbau angepasst und bisher für Projekte im Kohle-, Diamant- und Erzbergbau angeboten.

Für den gleisgebundenen Transport des Haufwerks wurden die bekannten Konzepte der mobilen Auflage- bzw. Vorlege-Weichen und der vorgelegten Auslenkgleise auf die Vortriebsmaschinen der HAZEMAG MINING angepasst und entsprechend auskonstruiert. Es sind 3 Grundmodelle verfügbar, die das Spektrum der ein- und zweigleisigen Fördersysteme abdecken. Im Fall der Bandförderung wird die Umkehrrolle des Bandspeichers von Teleskopbändern in die Übergabe der HAZEMAG-Kettenförderer integriert. Eine geeignete Ausführung der

Gurtbandförderer selbst wird empfohlen, jedoch kundenseitig ausgeführt. Bei Konzepten mit radmobilen Flurfördermitteln werden bevorzugt Fahrlader bzw. Dumper der Schwestergesellschaft GHH Fahrzeuge angeboten, die unter Berücksichtigung der anstehenden Fahrwege optimal auf die Vortriebsleistung angepasst sind.

Die hohe Effizienz von hochleistungsfähigen und vollintegrierten Streckenvortriebs- und Streckenfördersystemen kann im Vergleich zu konventionellen Maschinenausstattungen nur erreicht werden, wenn der Arbeitsablauf angepasst ist und die Mannschaften trainiert sind. Daher bietet der Servicebereich der HAZEMAG über die Inbetriebnahme und die Grundschulung hinaus den Betreibern auch personelle Begleitung durch Fachpersonal in der Anlaufphase an, die auf die Optimierung der Arbeitsabläufe und die Betriebsorganisation ausgerichtet ist.

4 Anwendungsbeispiel 1 - Multifunktionsmaschinen für die Auffahrung kleiner Streckenquerschnitte im Bohr- und Sprengverfahren im Erz

Um auch in kleinen lichten Streckenquerschnitten von 6-16 m² im Sprengverfahren hohe Vortriebsgeschwindigkeiten erzielen zu können, bietet die HAZEMAG MINING für diese Anwendung den Einsatz von Multifunktions-Maschinen, wie z. B. von einfachen Bohrladern oder von komplexen hochleistungsfähigen Multifunktionsvortriebsmaschinen an.

Alle Arbeitsprozesse im Vortriebszyklus werden mit einem Vortriebsgerät ausgeführt, welches hierzu mit verschiedenen Anbauwerkzeugen ausgerüstet wird. Für die Spreng- und Ankerlochbohrungen wird ein robustes Anbau-Bohrgerät angekoppelt, das zum Laden gegen eine Schaufel ausgetauscht wird. In Abhängigkeit von der Beschaffenheit des Haufwerks sowie den räumlichen Gegebenheiten vor Ort werden Seitenkippl- oder Schiebekasten- oder Bagger-Schaufeln eingesetzt. Für das Einbringen des Streckenausbaus benötigte Anbaugeräte sind zusätzlich Hydraulikhämmer und Spezialwerkzeuge für die Durchführung von Sicherungsarbeiten.

Die Maschine arbeitet als Mehrzweck-Kombi-Gerät allein vor Ort. Das Wechseln mehrerer Maschinen, wie in konventionellen Maschinensystemen üblich, entfällt. Lediglich die Anbaugeräte sind zu wechseln, welche vom Vortriebsbagger auf der Maschine mitgeführt und wechselweise mit Hilfe von integrierten Verschiebebahnen in den Arbeitsbereich bewegt bzw. im Falle der einfachen Bohrlader im Vor-Ort-Bereich geparkt werden.

Zur Integration von Gleisfördersystemen werden für die Bohrlader mobile Vorlege-Auslenkeinheiten bei eingleisiger Auslegung bzw. mobile Auflege-Weichen bei zweigleisiger Auslegung angeboten. Für die eingleisige Anbindung des Vortriebsbaggers ist eine mobile Dreiwege-Auflege-Weiche verfügbar. Diese

aufeinander abgestimmten Systeme kommen in Kürze in einem aktuellen Projekt im Chrom-Erzbergbau in Kasachstan zum Einsatz. Für die Ladearbeit wurde der Bohrlader mit einer neuen, für diesen Einsatz optimierten seitlich ausschwenkbaren Schiebekasten-Schaufel mit Knickausleger ausgestattet, um bei der geringen Streckenhöhe dennoch die große Entladehöhe der Förderwagen zu erreichen. Der Vortriebsbagger ist mit unter- oder obergriffiger Baggerschaufeln ausgestattet, um das Haufwerk leistungsfähig auf den mit aktiven Ladebalken ausgestatteten Ladetisch aufzugeben.



Abbildung 1: Roadheading Excavator mit Muldenkipper zur Materialförderung

Der Mechanisierungsgrad der Vortriebssysteme ist hoch und bietet umfassende Möglichkeiten für die computergestützte Automatisierung. Der Aufwand hierfür ist jedoch je nach Anwendung abzuwägen. Erfahrungsgemäß bietet eine „einfache“ vollhydraulische Steuerung zwar nicht den vollen Sensorumfang und bleibt daher auf die Teilautomatisierung von Arbeitsvorgängen begrenzt, ist aber gegenüber einer vollautomatisierten Maschine unter den besonderen Bedingungen des Berg- und Tunnelbaus robuster im Einsatz, mit weniger Serviceaufwand verbunden und in der Anschaffung günstiger.

5 Anwendungsbeispiel 2 - Einsatz von Micro-Tunnelbohrmaschinen im Kohle- und Erzbergbau

Gemeinsam mit ihrer SK-Schwestergesellschaft MTS-Perforator hat die HAZEMAG MINING in den letzten Jahren umfassende Projektierungs- und Konstruktionsarbeiten durchgeführt, um die aus dem Spezialtiefbau bekannten Micro-Tunnelbohrmaschinen auf die spezifischen Einsatzbedingungen des Erz- und Tunnelbaus anzupassen. Zielsetzung war es vor allem, Strecken mit kleinen lichten Durchmessern von 2,8 bis 4,4 m auch bei kurzen Auffahrlängen wirtschaftlich im Vollschnittverfahren auffahren zu können. Die Tunnelbohrmaschinen haben entsprechend ein Dienstgewicht von 70 bis 140 t und eine Gesamtantriebsleistung von 200 bis 400 kW. Wesentliches konstruktives Merkmal ist, dass das Grundgerät aus drei modularen Einheiten besteht, deren Gesamtlänge nur 7,5 m beträgt, mit Nachläufereinheit 15 m. Die modularen Einheiten werden für Transport und Montage auf Rahmen mit eigenem Antrieb aufgesetzt. Für den Einbau wird lediglich eine konventionell aufgefahrenen Montage-Start-Strecke mit definiertem Überprofil von 15 m Länge benötigt.

Die Bauweise der Tunnelbohrmaschine und das selbstfahrende Transportgerät sind patentiert.

Für einen Einsatz im Diamantbergbau in Südafrika zur Auffahrung von Herrichtungsstrecken mit einer durchschnittlichen Einzellänge von 120 m wurde das Vortriebssystem mit einer in Modul 3 integrierten Ankerbohr- und -setzeinheit sowie einer speziell zugeschnittenen Nac hläufereinheit ausgestattet. Diese beinhalten den Übergabeförderer und die Trockenbohranlage, sowie die Lüfter mit Anbindung an den außerhalb der Strecke stehenden Entstauber. Für die Haufwerksabförderung wurde ein LHD der Schwestergesellschaft GHH-Fahrzeuge eingeplant, der auf die Distanz zum nächsten Rolloch und die hohe Vortriebsleistung von ca. 15 m/d optimal ausgelegt wurde. Das Gesamtsystem ist, trotz des regelmäßigen planmäßigen Umbaus von Strecke zu Strecke, für eine Jahresleistung von 4 bis 5 km Auffahrung ausgelegt. Besondere Vorteile boten sich in dem Projekt, da die Vollschnitzauffahrung ganz ohne Wassereintrag in das zum Quellen und zur Konvergenz neigende Gestein, im Vergleich zum Sprengvortrieb, deutlich gebirgsschonender ist. Eine zweite Sanierungsphase vor der Gewinnung kann komplett eingespart werden.

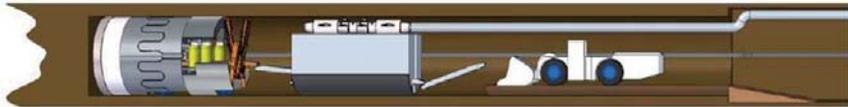


Abbildung 2: Micro-Tunnelbohrmaschine mit LHD zur Haufwerksabförderung

Für ein Projekt im Steinkohlentiefbau in China zur Auffahrung von ca. 2 km langen Entgasungstrecken wurde das System durch einen aufgeständerten Ketten-Übergabeförderer an eine Sohlenflurbahn angebunden. Die Übertraglänge wurde so gewählt, dass eine volle Zuglänge für den Zyklus eines Vortriebshubs von 0,5 m Länge untergebracht werden kann. Alternativ wurde die Anbindung an Gurtbandförderer und Materialtransport mit EHB projektiert. Dank der vollintegrierten Transportsysteme sind auch die Einbau- und Demontagephase effektiv durchführbar. Eine durchschnittliche Tagesauffahrleistung von 15 bis 20 m ist erreichbar.



Abbildung 3: Mico-Tunnelbohrmaschine mit Ketten-Übergabeförderer für eine Sohlflurbahn zur Haufwerksabförderung

Beide Micro-TBM-Projekte sind aktuell weiter in Akquisition und Projektierung.

6 Zusammenfassung

Die von der HAZEMAG MINING an die von den Betreibern eingesetzte Fördertechnik optimal angepassten Systemlösungen werden für die Auffahrung von Strecken, vor allem mit kleinen lichten Querschnitten von 6 bis 16 m² eingesetzt und beinhalten neben geeigneter Maschinentechnik auch Optimierungen des Betriebsablaufs. Die beiden dargestellten Anwendungsbeispiele machen deutlich, dass durch den Einsatz hochmechanisierter Vortriebssysteme bei entsprechender Integration von fördertechnischen Konzepten hohe Vortriebsleistungen auch unter diesen sehr anspruchsvollen Rahmenbedingungen zu erreichen sind.

Dr. Frank Bauer
frank.bauer@hazemag.de

Christoph Kuchinke
christoph.kuchinke@hazemag.de

HAZEMAG MINING GmbH
Hilgerstraße 27
45141 Essen



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.

Schachtfördersysteme für ein neues Bergwerk in Russland mit 2.000 m Fahrweg

K. Hofmann

SIEMAG-TECBERG GmbH

Zusammenfassung

Der russische Nickelproduzent Norilsk Nickel teuft derzeit zwei neue Schächte für ein neues Verbund-Bergwerk mit ca. 2.000 m Teufe in Norilsk/Sibirien (ca. 4 Flugstunden nordöstlich von Moskau). Für den Haupt- bzw.- Mehrzweckschacht SKS1, welcher eine Doppeltrommel-Blair-Skipförderung und eine 4-Seil Koepe-Korb/Gegengewichtsanlage beinhaltet, setzt der Nickelproduzent auf die Erfahrung und die Fördertechnik von SIEMAG TECBERG GmbH.

Der Lieferumfang von SIEMAG TECBERG im Hinblick Schachtfördertechnik in diesem Projekt besteht im Wesentlichen aus:

1 Lieferumfang

1.1 Produktionsförderung:

- Ø 5,75 m DD-Inline Blair-Flurfördermaschine (1 Stück)
- Ø 5,75 m Seillast-Ausgleichs-Seilscheibensätze inkl. Verlagerung (2 Stück)
- Skips als Fördermittel inkl. Geschirre (2 Satz)
- Beladeanlage komplett unter Tage (1 Satz)
- Entladeanlage komplett über Tage (1 Satz)
- Förderseile

1.2 Service-Förderung:

- Ø 6,50 m 4-Seil Koepe Flurmaschine (1 Stück)
- Ø 6,50 m 4-Seil Seilscheibensätze (2 Stück)
- Großkorb und Gegengewicht als Fördermittel (je 1 Stück)
- Ober- und Unterseilgeschirre
- Ober und Unterseile

1.3 Rope Handling Equipment:

- 4-Seil Klemm- und Hubvorrichtung (1 Stück)
- Friktionswinde abgestimmt für alle Ober und Unterseile (1 Stück)
- Wickelhaspel (4 + 1 Stück)
- Hilfwinden (4 Stück)
- Ablenkscheibensätze
- Umlenkscheiben
- Sonstiges Zubehör

2 Die Produktionsmaschine

Bei der **Doppeltrommel-Blair Produktionsmaschine** handelt es sich um eine große Inline-Blair-Fördermaschine, welche eine Nutzlast von 30t bei einer Fördergeschwindigkeit von 14 m/s und einer Teufe von 2.044 m ans Tageslicht fördert. Die mit großen SIEMAG- Gleitlagern ausgestattete Fördermaschine wird durch einem 8.600 kW starken Synchronmotor angetrieben. Zur Einhaltung höchster Sicherheitsanforderungen kommt eine verzögerungsgeregelte SIEMAG-Bremse SB1 sowie SIEMAG- Bremsen-Elemente der Baugröße BE 200 zum Einsatz. Der Seilablauf wird über hydraulisch verlagerte Seillastausgleichscheiben in den Förderturm umgelenkt.



Tabelle 1: Technische Daten – Doppeltrommel-Blair-Fördermaschine

Technische Daten der Doppeltrommel-Inline-Blair-Skipfördermaschine Ø 5,75 m	
Aufstellung Fördermaschine	Fluranordnung
Fördermittel	Skip (doppeltrümmig)
Fahrweg im Schacht	2.044 m
Nutzlast	30.000 kg
Seildurchmesser, Anzahl Seile	48 mm, 4 Stück (2 je Trum)
Max. Trumlast	ca. 95 t
Fördergeschwindigkeit	14,0 m/s
Beschleunigung/Verzögerung	0,75 m/s ²
Nennndurchmesser der Trommeln	5,75 m (Seilmitte 1. Seillage)
Anzahl der Seillagen	4
Lagerung der Hauptwelle	Gleitlager von ST
Scheiben-Bremsanlage von ST	SB1 mit 18 Paaren BE 200
Antriebsleistung, Type	8.600 KW, Synchronmotor

3 Die Fördermaschine

Für den **Service- und Seilfahrtbetrieb** kommt eine **4-Seil Koepe-Fördermaschine** in Fluranordnung, welche die Nutzlast von 20 t bei einer Fördergeschwindigkeit von 12 m/s über eine Teufe von 2.000 m befördert. Die mit großen SIEMAG-Gleitlagern ausgestattete Fördermaschine wird durch einem 2.250 kW starken Synchronmotor angetrieben. Auch hier kommt die verzögerungsgeregelte SIEMAG-Bremse SB1 sowie SIEMAG-Bremselemente der Baugröße BE 100 zum Einsatz. Die Seilabläufe werden über innenverlagerte Seilscheibensätze in den jeweiligen Förderturm umgelenkt.

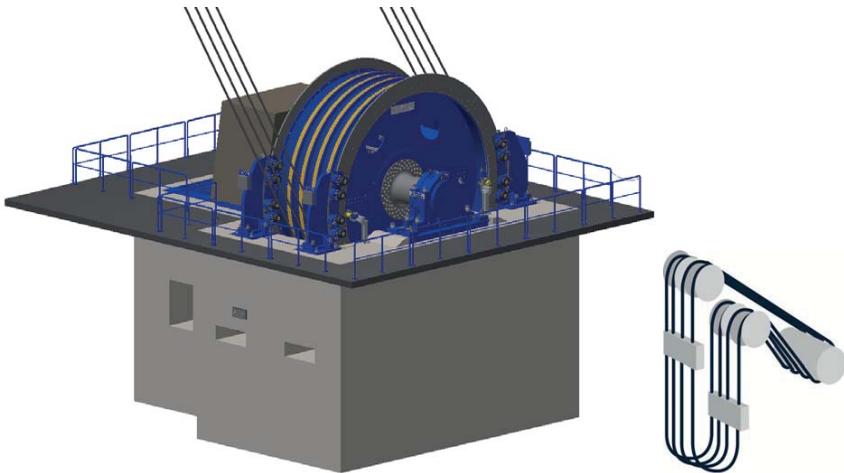


Tabelle 2: Technische Daten – 4-Seil Koepe Fördermaschine

Technische Daten der 4-Seil Koepe Servicemaschine Ø 6,5 m	
Aufstellung Fördermaschine	Fluranordnung
Fördermittel	Korb/Gegengewicht
Fahrweg im Schacht	2.000 m
Nutzlast	20.000 kg
Oberseildurchmesser, Anzahl Seile	54 mm, 4 Stück
Unterseildurchmesser, Anzahl Seile	60 mm, 3 Stück
Max. Betriebslast (T1+T2)	ca. 360 t
Fördergeschwindigkeit	12,0 m/s
Beschleunigung/Verzögerung	0,75 m/s ²
Nenndurchmesser der Treibscheibe	6,5 m
Lagerung der Hauptwelle	Gleitlager von ST
Scheiben-Bremsanlage von ST	SB1 mit 16 Paaren BE 100
Antriebsleistung, Type	2.250 KW, Synchronmotor

4 Die Klemm- und Hubvorrichtung

Bei der **Klemm- und Hubvorrichtung** (KUH) handelt es sich um eine Spezialmaschine, welche im Förderturm angeordnet ist. Die Seilhandhabung wird für die vielfältigen Wartungs- und Servicearbeiten bei Koepe Förderanlagen durch den Einsatz einer KUH erheblich vereinfacht. Mit einer KuH können alle Seile eines Fördertrums ohne großen Aufwand geklemmt und entlastet werden. Die KUH klemmt und hält die Seile in Position, hebt und senkt sie mit maximaler Last über die erforderliche Gesamthubstrecke welche Systembedingt erreicht werden kann.

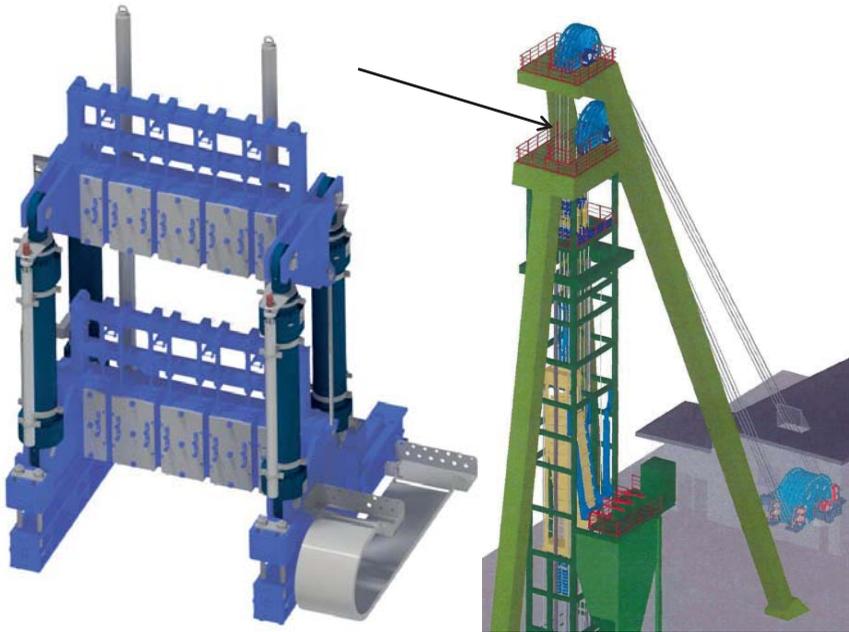


Tabelle 3: Technische Daten – 4-Seil Klemm- und Hubvorrichtung

Technische Daten der 4-Seil Klemm- und Hubvorrichtung (KUH)	
Max. Zugkraft	2.000 kN
Seilanzahl	4
Seilabstand	500 mm
Hubweg	1.600 mm
Hubgeschwindigkeit	1,0 m/min
Max. hydraulischer Betriebsdruck	220 bar
Eigengewicht	26.000 kg
Breite	4.000 mm
Länge	2.400 mm
Höhe	1.100 mm

5 Die Friktionswinde

Die **Friktionswinde** wird zum erstmaligen Seilauflegen und zum Seilwechseln an Schachtanlagen benutzt. Dabei können 1 bis 4 Seile gleichzeitig, eventuell mit einem leeren Fördermittel, in den Schacht herabgelassen bzw. aus dem Schacht herausgezogen werden. Zusätzlich wird sie für das vorgespannte Aufspulen von Förderseilen auf Trommelfördermaschinen verwendet. Die Seile werden hierzu, von den Wickelhaspel kommend, mit bis zu 7 Umschlingungen (je nach Seilmachart und max. Seilzug) unterschlägig über die beiden Friktionstrommeln zum Schacht geführt. Die maximale Zugkraft ist für jeden Einsatzfall vorher einstell- und die Seilgeschwindigkeit regelbar.

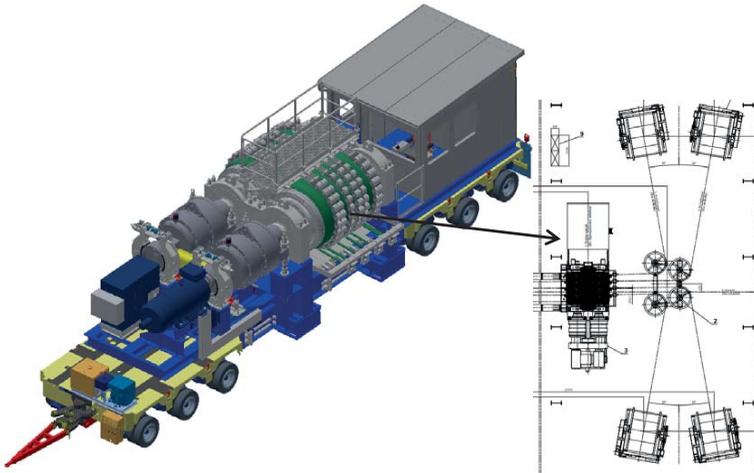


Tabelle 4: Technische Daten – Friktionswinde

Technische Daten der Friktionswinde	
Seilzugkraft	1.800 kN
Länge	19.000 mm
Breite	3.200 mm
Trommeldurchmesser	1.600 mm
Seilgeschwindigkeit	0 - 0,2 m/s
Seilanzahl	1 - 4 Stück
Gesamtgewicht/Eigengewicht	150 t
Getriebeübersetzung	415:1
Nennspannung	400 V AC
Motorleistung	450 kW
Fahrgeschwindigkeit	10 km/h

6 Zu beachtendes Regelwerk bei der Auftragsabwicklung

6.1 Maschinensicherheit

Maschinenrichtlinie (CE)

- EG-Konformitätserklärung
- CE-Kennzeichnung
- Risikobeurteilung
- EAC Konformität

Lokale Vorschriften Russland

- Nr. 599-12/2013- Sicherheitsrichtlinien für Bergbau
- Relevante GOST-Normen

6.2 Schlagwetterschutz

ATEX IM2

- Fördermittel
- Seilgeschirre
- Fülltasche mit Druckluftsteuerung
- Förderband mit Bandwaage und Bunkerabzug
- Untertägige Hilfsmittel Seilauflegen

Normen und Vorschriften

- ISO 80079
- TRGS 727

7 Termine

Gesamt-Bearbeitungszeitraum ca. 5 Jahre

- | | | |
|-----------------------------|----------|------|
| ○ Lieferung der Ausrüstung: | März | 2018 |
| ○ Start Montage: | Juli | 2018 |
| ○ Start Inbetriebnahme: | April | 2019 |
| ○ Abnahme & Übergabe an NN: | Dezember | 2019 |

Klaus Hofmann

klaus.hofmann@siemag-tecberg.com

SIEMAG TECBERG GmbH

Kalteiche-Ring 28-32

35708 Haiger

Der Weg zum Schein - Explosionsschutztechnische Prüfungen und Zertifizierung an einem Dieselmotor für den Einsatz in Arbeitsgeräten im untertägigen Bergbau

U. Liebscher

IBExU Institut für Sicherheitstechnik GmbH

Der Fachvortrag seitens der IBExU Institut für Sicherheitstechnik GmbH befasst sich mit Explosionsschutztechnische Prüfungen und Zertifizierung an einem Dieselmotor. Für weitere Informationen wenden Sie sich an die IBExU.

Ulf Liebscher

u.liebscher@ibexu.de

IBExU Institut für Sicherheitstechnik GmbH

Fuchsmühlenweg 7

09599 Freiberg

Scooptram ST7 Battery, emissionsfreies Laden im Bergbau

A. Matthäus, A. Baki

Epiroc Deutschland GmbH

Kurzfassung

Batteriebetriebene Fahrzeuge sind die Zukunft für den untertägigen Bergbau. Abgesehen von geringeren Betriebskosten der Maschinen gehören auch erhebliche betriebsbezogene Einsparungen im Bereich Bewetterung, Instandhaltung und Logistik zu den Vorteilen batteriebetriebener Maschinen. Neben den wirtschaftlich messbaren Vorteilen führt der Einsatz batteriebetriebener Maschinen aber auch zu einer sicheren und gesünderen Arbeitsumgebung. Mit dem Scooptram ST7 Battery bietet Epiroc einen vollständig batteriebetriebenen Lader für den untertägigen Bergbau.



Abbildung 1: Scooptram ST7 Battery [Epiroc]

1 Einführung

Die Entwicklung von batteriebetriebenen Fahrzeugen für den untertägigen Bergbau gewinnt immer mehr an Bedeutung. Im Grunde stellt der untertägige Bergbau die einzige Industrie dar, in der dieselbetriebene Maschinen in geschlossenen Räumen, hier das Grubengebäude, in diesem Umfang eingesetzt werden dürfen. In anderen Industriezweigen wird dies schon seit Jahren aus arbeitssicherheitstechnischen Gründen untersagt. Momentan wird durch eine ausreichende Bewetterung sichergestellt, dass die Schadstoffemissionen die festgelegten Arbeitsplatzgrenzwerte nicht überschreiten. Die EU, aber auch der Ausschuss für Gefahrstoffe (AGS) des Bundesministeriums für Arbeit und Soziales

(BMAS), haben im letzten Jahr neue Grenzwertrichtlinien für NO_x und Dieselpartikel beschlossen. Die neuen Richtlinien für Deutschland sind in Tabelle dargestellt. Durch die neuen, wesentlich niedrigeren, Grenzwerte geraten Bergwerksbetreiber unter immer stärkeren Druck. Außerdem wird auch der Footprint von Bergwerken bezüglich CO₂ Emissionen immer wieder diskutiert.

Tabelle 1: Grenzwerte untertage [BMAS]

	Deutschland (bisher)	Deutschland (neu)
Stickstoffmonoxid NO	25 ppm	2 ppm
Stickstoffdioxid NO ₂	5 ppm	0,5 ppm
Diesel Partikelemission	300 µg/m ³	50 µg/m ³
DME	Elemental Carbon	Elemental Carbon

Da der untertägige Einsatz von dieselbetriebenen Maschinen immer mit Emissionen von NO_x, CO₂ und Dieselpartikel einhergeht wird die Entwicklung im Bereich Batterietechnologie in Weltweit immer weiter vorangetrieben. Der Einsatz dieser Maschinen mit Null Emissionen erleichtert die Bewetterung und ermöglicht neue Ansätze innerhalb der Produktionsplanung.

Bewetterung ist essentiell für den untertägigen Bergbau. Eine ausreichende Bewetterung sorgt für ein angenehmes Arbeitsklima und Frischluft untertage. Je nach Größe des Grubengebäudes und Wärmeentwicklung variieren die Kosten für die Grubenbewetterung. Kostenfaktoren sind hier die Lüfter, Energiequelle und sekundäre Kosten für Installation, Service und zusätzliche Infrastruktur.

Bewetterungssysteme sind grundsätzlich ausgelegt um die Emissionen von Dieselmotoren zu verdünnen. Somit kann der Einsatz von batteriebetriebenen Maschinen zu einem fundamentalen Umschwung in der Planung der Wetterführung führen merkt Peter Xavier, Vize Präsident der Sudbury Integrated Nickel Operations, Glencore an. Er bestätigt, dass durch das hohe Einsparungspotential bei der Bewetterung, durch den Einsatz von batteriebetriebenen Maschinen im Vergleich zu Dieselmotoren, von einem ernstzunehmenden Business Case auszugehen ist.

Kosten für verstärkte Bewetterung und Logistikinfrastuktur für den Betrieb von Dieselmotoren stellen einen großen Anteil der Investitions- und Betriebskosten eines Bergwerkes dar. Gerade die Auffahrung von neuen Bergwerken oder Abbaufeldern erfordert hohe Investitionskosten. Der Einsatz von batteriebetriebenen Maschinen kann diese Kosten minimieren.

Besonders unter Berücksichtigung der allgemeinen Herausforderungen des untertägigen Bergbaus bezüglich ansteigender Teufen, extremer Temperaturen

und steigenden Transportdistanzen kann von einem hohe Potenzial ausgegangen werden. Neben den Einsparungspotenzialen treiben aber auch strenge Regularien und Richtlinien die Entwicklung von Batterietechnologie voran.

Wie auch öffentlich breit diskutiert führt der Einsatz von batteriebetriebenen Maschinen zu CO₂ Einsparungen. Dies hängt allerdings stark von der Energiequelle zur Stromerzeugung ab. Wird der lokale Strom überwiegend aus Kohle generiert liegen die CO₂ Einsparungen wesentlich niedriger als bei Stromerzeugung mittels erneuerbarer Energien.

2 Scooptram ST7 Battery

Der Scooptram ST7 Battery ist entwickelt angelehnt an den dieselbetriebenen Vorgänger. Mit einem Leergewicht von 22 t und einer Schaufelkapazität von bis zu 7 t gehört er zu den robusten Lader seiner Klasse angepasst an den untertägigen Bergbau. Speziell durch seine kompakte Bauweise, die Batterietechnologie und einen hohen Automatisierungsgrad ist der ST7 Battery speziell für die steigenden Anforderungen an den untertägigen Bergbau entwickelt. Da der Lader mit 2 Batterien, mit je einer Laufzeit von über 4 Stunden, ausgeliefert wird, ist trotz einer durchschnittlichen Ladezeit von 2 Stunden ein reibungsloser Betrieb sichergestellt. Der ST7 Battery kombiniert die Vorteile eines konventionellen E-Laders mit der Flexibilität eines dieselbetriebenen Modells.

3 Vergleich ST7 Battery und ST7 Diesel

Durch den Einsatz des ST7 Battery kann die Wärmeentwicklung durch den Maschinenpark stark reduziert werden. Basierend auf gleichen Umgebungsbedingungen und einem Verbrauch des konventionellen Laders von 16,5 l/h kann ein Temperaturanstieg von 19,1°C ermittelt werden, wobei beim Einsatz eines ST7 Battery lediglich von 3,5°C ausgegangen werden muss.

Abbildung 2 zeigt die quantitativen Einsparungen in Relation zu Leistung, Druck und Wettervolumen des Bewetterungssystems. Es ist deutlich zu erkennen, dass bei einer Verringerung des Wetterbedarfs um etwa 20 % die Energiekosten um etwa 50% sinken. Somit lassen sich bei Einsatz des ST7 Battery erhebliche Einsparungen bei der Bewetterung rückschließen.

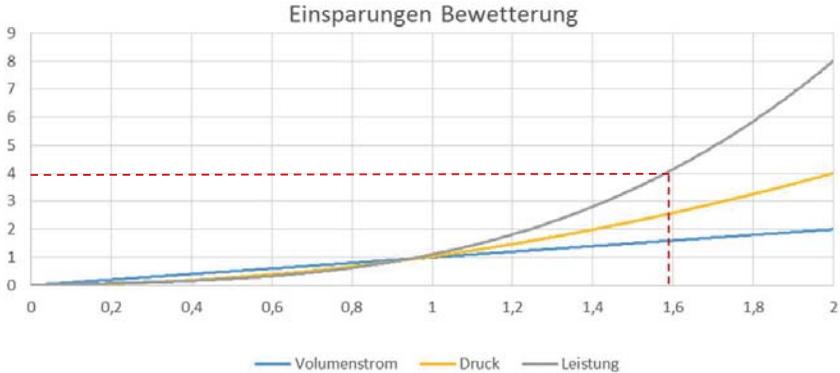


Abbildung 2: Einsparungen Bewetterung [Epiroc]

Weiterhin kann der Einsatz von batteriebetriebenen Fahrzeugen die CO₂-Emissionen stark senken. Um den Footprint von batteriebetriebenen Maschinen genau zu bewerten muss allerdings stets auch die Herstellung der Batterie betrachtet werden.

Der ST7 Battery, entwickelt von Epiroc und bereits eingesetzt in z.B. Kanada, ist mit zwei 165 kWh Batterien ausgestattet. Für die Herstellung von beiden Batterien wird von etwa 50 Tonnen CO₂ ausgegangen. Verglichen mit der Produktion eines Dieselmotors für den Epiroc Scooptram ST7 erscheint dies erstmal hoch. Unter Betrachtung der Einsparungen pro Betriebsstunden und in anderen Arbeitsbereichen wie in Abbildung 3 dargestellt ergibt sich ein wesentlich geringer Footprint. Auch wenn der dieselbetriebene ST7 mit einem Durchschnittsverbrauch von etwa 16,5 l/h zu den effizientesten Geräten seiner Klasse gehört, werden dennoch 44 kg_{CO₂}/h emittiert. Daher kann ein Break-Even Point, wie in Abbildung 4 dargestellt, bei etwa 1.000 Betriebsstunden ermittelt werden. Bei einer durchschnittlichen Nutzung von etwa 4.000 h/a rentiert sich der ST7 Battery schon nach drei Monaten. Durch den Einsatz eines ST7 Battery können bei einer Laufzeit von 25.000 h etwa 1.050 t CO₂ im Vergleich zum Dieselmotor eingespart werden. Somit ist auch unter Berücksichtigung der Batterieherstellung mit massiven Einsparungen zu rechnen.

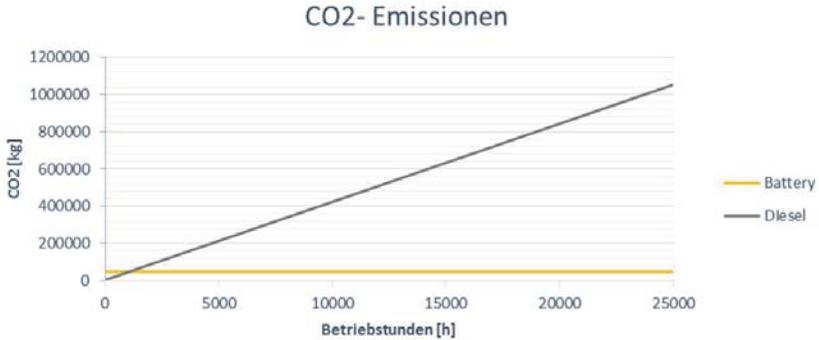
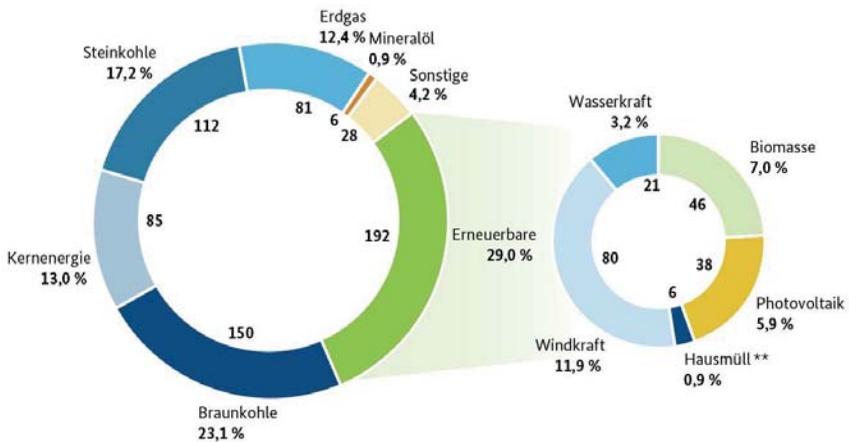


Abbildung 3: Vergleich ST7 Battery und dieselbetriebener ST7 [Epiroc]

In Abbildung 4 ist der Anteil der einzelnen Energieträger an der Bruttostromerzeugung Deutschlands im Jahr 2016 dargestellt. Mit einem Anteil der erneuerbaren Energien von etwa 30 % und einem Kohleanteil von über 40 % kann von CO₂ Einsparungen von mehr als 50 % ausgegangen werden. Bei steigendem Anteil von erneuerbaren Energien an der Bruttostromerzeugung werden die Einsparungen weiterwachsen. In z.B. Schweden, mit einem Anteil der erneuerbaren Energien von über 60 % wird von Einsparungen über 95 % ausgegangen.



Geothermie aufgrund der geringen Menge in Photovoltaik (PV)
*vorläufig, **regenerativer Anteil

Abbildung 4: Verteilung Energieträger Bruttostromerzeugung im Jahr 2016 [BMWI]

Abbildung 5 zeigt einen Vergleich der Betriebskosten von einem ST7 Battery und einem dieselbetriebenen ST7. In der Statistik werden die Kosten für das Gesamtsystem Bergwerk betrachtet. Es ist deutlich zu erkennen, dass die Investitionskosten für einen ST7 höher liegen, aber von Einsparungen bei der Bewetterung, der Instandhaltung und der Logistik ausgegangen werden kann. Ein batteriebetriebener Lader erfordert wesentlich geringeren Aufwand im Bereich Instandhaltung und verursacht somit auch geringere Kosten. Auch die Kosten für Logistikinfrastruktur sinken beim Einsatz des ST7, der Transport von Diesel und Ersatzteilen für den dieselbetriebenen ST7 fällt weg.

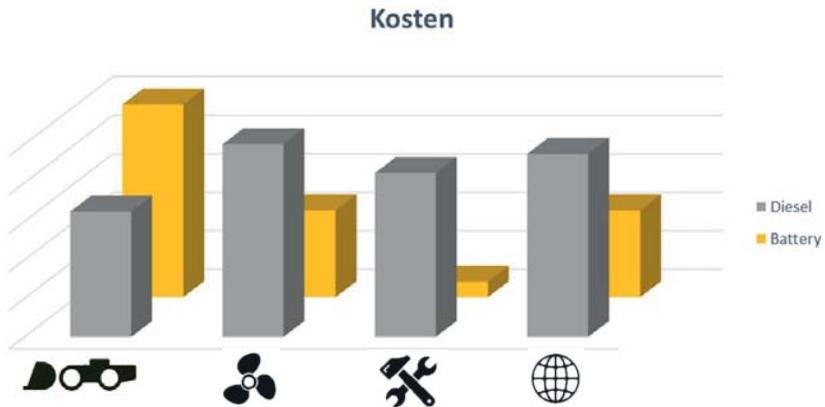


Abbildung 5: Vergleich Betriebskosten ST7 Battery und dieselbetriebener ST7 [Epiroc]

Im Allgemeinen kann im Vergleich von elektrisch- und dieselbetriebenen Geräten von folgenden Vorteilen ausgegangen werden:

- 80 % weniger Wärmeentwicklung
- 50 % - 80 % geringerer Bewetterungsaufwand
- 25 % - 200 % Reduzierung der CO₂-Emissionen
- 0 % Diesel-Emissionen

Zusätzliche Vorteile des Einsatzes von batteriebetriebenen Maschinen sind allerdings erst beim Einsatz der Technologie erkennbar geworden. Maschinenführer berichten zum Beispiel, dass der Einsatz der neuen Maschinen wesentlich leiser und somit weniger ermüdend ist. Außerdem wird kein Abgas eingeatmet und die Wärmeentwicklung ist wesentlich geringer. All dies ermöglicht dem Maschinenführer ein angenehmeres Arbeiten und erhöht den Komfort am Arbeitsplatz.

4 Epiroc nimmt Tätigkeit auf

Die Epiroc AB hat ihre Tätigkeit als unabhängig agierendes Unternehmen aufgenommen. Im Januar 2017 hatte der schwedische Industriekonzern Atlas Copco angekündigt, dass er sich 2018 in zwei Teile aufsplitten möchte: Unter dem Namen Atlas Copco soll künftig das Industriegeschäft gebündelt werden, während sich Epiroc auf den Rückbau, den Bergbau sowie Infrastrukturprojekte und die Ressourcengewinnung konzentrieren soll. Die Vorbereitungen für die Aufspaltung laufen bereits; die Aktionäre der Atlas Copco AB müssen das Vorhaben auf der Hauptversammlung im April 2018 allerdings noch bestätigen. Noch in diesem Jahr soll Epiroc an die Börse gebracht werden.

Das neue Unternehmen Epiroc mit Schwerpunkt Bergbau und Tiefbau wird 12.000 Mitarbeiter beschäftigen und sämtliche Abteilungen aus den Geschäftsbereichen Mining and Rock Excavation Technique und Construction Tools sowie die dazugehörigen Service- und Dienstleistungen umfassen. Mit diesem Schritt soll sichergestellt werden, dass sowohl Atlas Copco als auch Epiroc in ihren jeweiligen Marktsegmenten die bestmöglichen Wachstumschancen haben.

Epiroc wird einen eigenen Vorstand und CEO haben; dadurch ist die Unternehmensführung flexibler, und Epiroc kann schneller auf Anforderungen am Markt reagieren. Es wird im operativen Bereich keine Änderungen an der bestehenden Struktur geben, da die aktuelle Organisation solide aufgebaut ist. Diese Struktur ermöglicht weitere Investitionen in Wachstumsbereichen wie Automatisierung, Digitalisierung und Serviceorientierung.

„Dies ist eine phantastische Chance. Mit einem neuen Unternehmen, das sich auf die Bereiche Bergbau und Tiefbau spezialisiert, können wir unsere Kunden in Zukunft noch besser bedienen“, sagt Helena Hadblom, Geschäftsbereichsleiterin Mining and Rock Excavation Technique. „Aus organisatorischer Sicht wird es keine Änderungen geben. Wir haben starke Kundencenter, professionelle Mitarbeiter, ausgezeichnete Produkte und herausragende Dienstleistungen. Unser Kundendienst wird verstärkt, damit wir in Zukunft noch gezielter handeln können.“

Noch ist Epiroc eine Tochtergesellschaft des Atlas-Copco-Konzerns, beginnt aber schon jetzt, unter eigenem Namen und Logo zu agieren. „Wir konzentrieren uns darauf, mit unseren Produkten und Dienstleistungen die Produktivität, Sicherheit und Ergonomie unserer Kunden zu steigern“, sagte Stephan Ketteler, Geschäftsführer der Epiroc-Gesellschaften in der DACH-Region.

Die drei Gesellschaften Epiroc Deutschland GmbH mit Sitz in Essen, Epiroc Österreich GmbH (Wien) sowie Epiroc MEYCO AG (Studen) haben als legale Einheiten ihre Tätigkeit am 1. Oktober 2017 aufgenommen. Sie beschäftigen derzeit über 100 Mitarbeiterinnen und Mitarbeiter und liefern ihren Kunden unter

anderem Ausrüstungen aus dem Über- und Untertagebereich, Hydraulikhämmer und -zangen, Betonscheren sowie Fräsen für den Rückbau.

Die neue Epiroc Deutschland GmbH mit Sitz in Essen ist aus der bisherigen Atlas Copco Berg- und Tunnelbautechnik GmbH hervorgegangen, wobei zusätzlich der Bereich der hydraulischen Anbaugeräte aus der früheren Atlas Copco MCT GmbH integriert wurde. Diese Anbauwerkzeuge werden von Essen aus auch in die Benelux-Länder vertrieben.

Antje Matthäus
antje.matthaeus@epiroc.com

Attila Baki
attila.baki@epiroc.com

Epiroc Deutschland GmbH
Langemarckstr. 35
45141 Essen

Hydrostatik unter extremen Bedingungen – der Großlader LF - 21H

Dr. F. Straßburger
GHH Fahrzeuge GmbH

Zusammenfassung

Die Anforderungen an die im Erzbergbau, aber auch der in Kali- und Salzgewinnung eingesetzten Maschinen, werden immer größer. Neben größeren Teufen stellen hohe Temperaturen und extreme Steigungen höchste Ansprüche an Mensch und Maschine. Geringe Mächtigkeiten stellen eine weitere Herausforderung für die Maschinenhersteller dar. Seit Anfang 2017 ist der von der GHH neu entwickelte Fahrlader des Typs LF-21H bei der K+S Aktiengesellschaft auf verschiedenen Werken im Einsatz. Dabei stellen sich die Fahrzeuge den extremen Bedingungen mit Umgebungstemperaturen bis 52°C und Steigungen bis 28 % und bestechen dabei mit höchster Produktivität.

1 Einleitung

Die GHH Fahrzeuge GmbH entwickelt und fertigt seit 1964 knickgelenkte Fahrlader und Muldenkipper, sowie Berauber und Mixer für den Untertagebergbau und Tunnelbau. Die Spezialfahrzeuge werden kundenspezifisch für die verschiedensten Anforderungen in Hard- und Softrock gefertigt. Die Produkte ermöglichen Bergbauunternehmen weltweit eine effiziente Förderung von Edelmetallen, seltenen Erden oder anderen wichtigen Rohstoffen. Die für die GHH wichtigsten Bergbauländer sind u. a. Afrika, Südamerika, Indien, Türkei, Russland sowie Deutschland und Nordamerika.

Bei der territorialen Erschließung und großen Infrastrukturmaßnahmen sind die Produkte der GHH weltweit auch für den Tunnelbau im Bereich von Straßen, Eisenbahnen und Wasserkraftwerken im Einsatz.

GHH unterhält derzeit Tochtergesellschaften in Australien, Chile, Indien, China, Russland, USA und dem südlichen Afrika und deckt die meisten anderen Länder über ein umfassendes Netz von Händlern ab, um Marktabdeckung und Service sowie einen engen Kundenkontakt zu gewährleisten.

Als Mitglied der Unternehmensgruppe Schmidt, Kranz & Co. GmbH (SK) kann die GHH Fahrzeuge GmbH auf ein umfangreiches Netzwerk von in Deutschland ansässigen Unternehmen mit einem Produktportfolio zurückgreifen, das weite Teile des Bergbausektors abdeckt. Auf diese Weise kann die SK-Gruppe umfassende Lebenszyklus-Lösungen anbieten, die das gesamte Spektrum an Bergbaumaschinen und angrenzenden Dienstleistungen umfassen.



Abbildung 1 : LF-21H

Seit 2017 liefert die GHH den Fahrlader LF-21H mit einer Nutzlast von 21 t und hydrostatischem Antrieb, der neue Maßstäbe in Bezug auf Produktivität und Effizienz in Hard- und Soft Rock-Anwendungen setzt. Ein leistungsstarkes Fahrzeug, das in Technologie und ergonomischen Anforderungen auf dem neuesten Stand ist und gleichzeitig das robuste Design der GHH Fahrzeuge bietet. Zum Zeitpunkt der Verfassung dieses Artikels wurden bereits Fahrzeuge auf mehrere Standorte der K+S Gruppe ausgeliefert.



Abbildung 2: GHH Fahrzeuge LF-21H

2 Antriebsstrang

Der neu entwickelte LF-21H ist der leistungsstärkste und effizienteste Fahrlader seiner Klasse. Angetrieben durch die neueste Generation des speziell für den Bergbau optimierten Efficient Drive Systems (EDS) werden signifikante Effizienz- und Produktivitätssteigerungen gegenüber herkömmlichen hydrodynamischen Antrieben erreicht. Abbildung 3 zeigt den Aufbau des hydrostatischen Antriebs. Die hydraulischen Pumpen sind über ein Pumpenverteilergetriebe an den Verbrennungsmotor adaptiert, die hydraulischen Motoren treiben über ein Achsverteilergetriebe die Achsen über Gelenkwellen an. Der Antrieb arbeitet vollständig stufenlos und zugkraft- unterbrechungsfrei. In Verbindung mit einem intelligenten Überwachungs-System werden eine einfache Bedienbarkeit und hohe Wartungsfreundlichkeit erzielt. Niedrigste Betriebskosten werden durch verminderten Kraftstoffverbrauch, sehr niedrigen Brems- und Reifenverschleiß sowie einer hohen Robustheit des Systems erreicht.

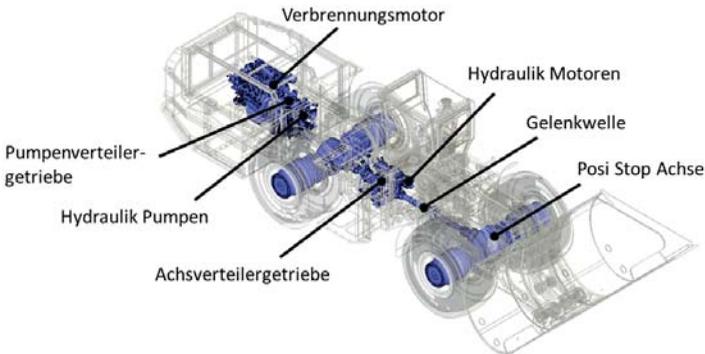


Abbildung 3: Antriebsstrang LF-21H

Der umweltfreundliche Motor erfüllt die Abgasnorm EU Stage IV, bzw. EPA Tier 4 final und minimiert somit den Bewetterungsbedarf untertage und liefert bis zu 390 kW. Der stufenlose hydrostatische Antrieb ermöglicht es, den Verbrennungsmotor in einem reduzierten Drehzahlbereich zu betreiben. Hierdurch werden die Belastungen für den Motor deutlich reduziert, zusätzlich kann der Kraftstoffverbrauch durch den Betrieb des Motors in Bereichen geringeren spezifischen Verbrauchs betrieben werden. Das Fahrzeug ist für den dauerhaften Einsatz bei Umgebungstemperaturen von 52°C spezifiziert. Um die Kühler des LF-21H automatisiert zu reinigen, können die Lüfter reversiert werden. Dies reduziert den Wartungsaufwand und die Komponenten werden durch dauerhaft optimale Kühlwirkung geschont.

3 Kinematik

Die hohen Reißkräfte in Kombination mit dem kraftvollen Vortrieb erhöhen die Produktivität durch schnelles Laden in einem Zug. Aus der kontinuierlichen Hub- und Kippbewegung erreicht das Fahrzeug einen ausgezeichneten Füllfaktor der Schaufel. Der Fahrer kann optional beim Laden durch den automatischen Lademodus unterstützt werden, Vortrieb und Hub- und Kippbewegung werden hierbei automatisiert optimal aufeinander abstimmt.

Die flache Z-Kinematik sowie die geringste Maschinenhöhe seiner Klasse ermöglichen dabei eine optimale Übersichtlichkeit auch unter beengten Verhältnissen. Die präzise Regelbarkeit der Hydrostatik erlaubt das Laden ohne Durchdrehen der Räder, was den Reifenverschleiß minimiert.



Abbildung 4: LF-21H im Kali- und Salzabbau

4 Kabine

Ein besonderes Augenmerk wurde bei der Entwicklung auf die Ergonomie der Fahrerkabine gelegt. Diese verfügt über einen großen Fußraum, eine Zweipedalsteuerung und für alle Fahrergrößen optimal angeordnete Bedienelemente. Der integrierte Schwenksitz ermöglicht dabei ein ermüdungsfreies Arbeiten.



Abbildung 5: Ergonomische Kabine des LF-21H (geschlossen und offen)

Ein großes 12“-Display (Abbildung 5 Mitte) versorgt den Fahrer mit den nötigen Informationen und ermöglicht eine einfache Bedienung der Maschine. Warnmeldungen, resultierend aus einer detaillierten On-board-Maschinediagnose, werden unmittelbar angezeigt und gespeichert. Dies ermöglicht eine gezielte Fehlersuche. Zusatzinformationen sind über verschiedene Servicemasken abzurufen und unterstützen das Servicepersonal.

Der LF-21H wird in unterschiedlichen Kabinen-Varianten gefertigt, um einen hocheffizienten Abbau auch in geringeren Mächtigkeiten gewährleisten zu können. Abbildung 5 zeigt den Aufbau der Kabine als geschlossenen und offenen Fahrerstand. Kabinen sind typenspezifisch in Schutzdachhöhen von 2,35 m bis 2,85 m erhältlich. Eine Höhenverstellung der gesamten Sitzkonsole ist optional in Abhängigkeit vom Kabinentyp verfügbar.

5 Sicherheit

Neben den üblichen vom Kunden erwarteten Sicherheitsstandards und -systemen, verfügt der LF-21H über eine Sicherheitssteuerung. Die redundante Abarbeitung des Anwendungsprogramms und der ständige interne Abgleich sorgen für maximale Sicherheit. Weiterhin verfügt das Fahrzeug über einen Safety-Bus, der eine fehlersichere Bus-Kommunikation garantiert. Safety-Joysticks und redundante Lenkventile runden das Sicherheitspaket ab. Darüber hinaus ist eine Vielzahl von optionalen Assistenzsystemen wie genannter automatischer Lademodus, Kollisionswarnsysteme, etc. verfügbar.

6 Einsatz des LF-21H bei K+S

Die K+S Aktiengesellschaft ist einer der größten Kalihersteller der Welt, mit rund 7 Mio. t an Kali- und Magnesiumprodukten und weltweit größter Anbieter von Salzprodukten, mit einer jährlichen Produktionskapazität von gut 32 Mio. t Salz. In Deutschland fördert die K+S Gruppe in 5 Kalibergwerken und 3 Steinsalzbergwerken sowohl Kalilager die flach und flözartig vorliegen, als auch Lagerstätten mit starken Verwerfungen und Auffaltungen. Der Rohstoff wird nach dem Sprengen durch Fahrlader aufgenommen und Brecheranlagen zugeführt.



Abbildung 6: LF-21H bei der Brecherbeladung (Foto: Volker Straub)

Für den produktiven Materialtransport kommt auch der Großlader LF-21H zum Einsatz. Das Fahrzeug arbeitet hier zuverlässig unter Umgebungstemperaturen von teilweise über 52°C im unmittelbaren Maschinenumfeld, aber auch in Bergwerken mit starken Verwerfungen bei Steigungen bis 28 %. (Zum Vergleich auf deutschen Autobahnen sind maximal 8 % zulässig). Aufgrund des kraftvollen hydrostatischen Antriebs kann der vollbeladene LF-21H selbst diese Steigung mit 4 km/h befahren. Abbildung 7 zeigt die realisierbaren Fahrgeschwindigkeiten in Abhängigkeit von Beladungszustand und Steigung. Die maximale Geschwindigkeit beträgt 22 km/h.

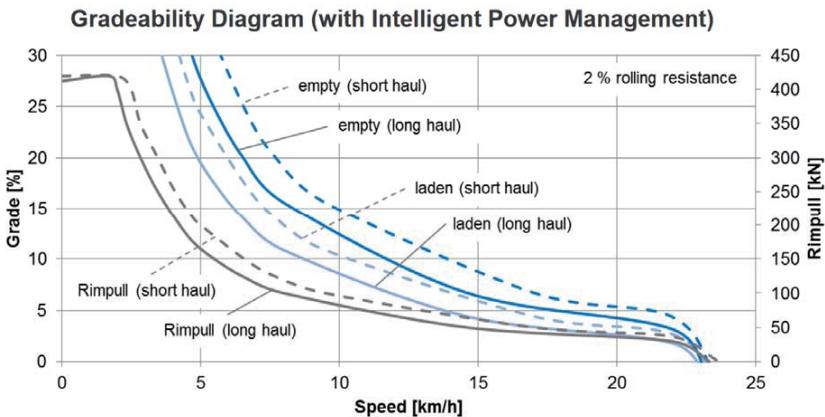


Abbildung 7: Steigleistung LF-21H

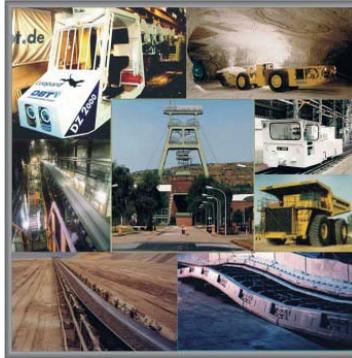
7 Zusammenfassung

Mit dem neu entwickelten LF-21H mit hydrostatischem Antrieb hat die GHH ihr Fahrlader-Portfolio erfolgreich erweitert. Der Fahrlader überzeugt auch unter extremen Bedingungen, wie hohen Temperaturen und extremen Steigungen. Der LF-21H hat die hohen Leistungserwartungen erfüllt, weitere Fahrzeuge sind für den Kunden K+S im Zulauf.

Dr. Felix Straßburger
felix.strassburger@ghh-fahrzeuge.de

GHH Fahrzeuge GmbH
Emscherstr. 53
45891 Gelsenkirchen

Chronik der Fachtagung



- | | |
|---------------------|--|
| 28. - 29.01 2004 | 1. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 25. - 26.01.2006 | 2. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 23. - 24.01.2008 | 3. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 27. - 28.01.2010 | 4. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 18. - 19.012012 | 5. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 22. - 23.01.2014 | 6. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 20. - 21.01.2016 | 7. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |
| 31.01. - 01.02.2018 | 8. Kolloquium „Fördertechnik im Bergbau“ |