

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE
Herausgegeben vom Rektor der TU Bergakademie Freiberg

A 915 Maschinenbau/Automation

Maschinen und Verfahren für den Bergbau und Spezialtiefbau

Freiberger Forschungsforum
66. Berg- und Hüttenmännischer Tag 2015

Herausgeber:
L. Schumacher, M. Bunke

TECHNISCHE UNIVERSITÄT BERGAKADEMIE FREIBERG

Herausgeber: TU Bergakademie Freiberg
Der Rektor
09596 Freiberg

Vertrieb: Akademische Buchhandlung, Inh. Anne Münzner, e.Kfr.,
Merbachstraße, PF 1445,
09599 Freiberg, Telefon 03731 22198, Fax 03731 22644

Bibliografische Information der Deutschen Bibliothek

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

Das Werk, einschließlich aller seiner Teile, ist urheberrechtlich geschützt. Jede Verwertung ist ohne die Zustimmung des Verlages außerhalb der engen Grenzen des Urheberrechtsgesetzes unzulässig und strafbar. Das gilt insbesondere für Vervielfältigungen, Übersetzungen, Mikroverfilmungen und die Einspeicherung und Verarbeitung in elektronischen Systemen.

1. Auflage

© Technische Universität Bergakademie Freiberg 2015

Gesamtherstellung: Medienzentrum der TU Bergakademie Freiberg

Printed in Germany

ISBN 978-3-86012-513-7

Inhaltsverzeichnis

<i>Lothar Schumacher</i> Vorwort	3
<i>Matthias Kröger</i> Tribologische Forschung im Bergbau	5
<i>Andreas Ziegler</i> Bewertung der Energieeffizienz mobiler Arbeitsmaschinen – Anwendung der Methoden des Forschungsprojektes TEAM bei Spezialtiefbau-Maschinen	9
<i>Albrecht Kleibl</i> Effizienzsteigerung im Spezialtiefbau am Beispiel des mäklergeführten Vibrationsrammens	17
<i>Ralf J. Plinninger</i> Abrasivitätsuntersuchung in Boden und Fels – ein aktueller Überblick	25
<i>Hans-Joachim Bayer</i> Innovative Ortungs- und Radarerkundungsverfahren für flachbohrtechnische unterirdische Vortriebsverfahren im Leitungsbau, in der Geotechnik und in der Rohstoffsuche	37
<i>Martin Kreßner</i> Fördersysteme für tiefe Tagebauen	43
<i>Krzysztof Kotwica</i> Innovative solution of the roadheader mining head with disc tools of complex motion trajectory	53
<i>Karl-Heinz Wennmohs</i> Hochleistungs-Gewinnungsbohren im Untertagebetrieb mit Senkbohrhämmern oder Außenbohrhämmern. Ein Überblick über den aktuellen Stand und den zukünftigen Entwicklungstendenzen der Technologie und Möglichkeiten in Großbergwerken	65
<i>Steffen Knodt</i> Technological requirements from the deep sea for equipment and machinery to exploit marine mineral resources.....	73
<i>Bernhard Derda</i> Metro Doha Green Line – Erfahrungen und Besonderheiten beim gleichzeitigen Betrieb von 6 Schildmaschinen	89
<i>Ulf Kirsten</i> Flying Launch – Ein innovatives Anfahrverfahren für TBM hat sich bewährt	97
<i>Martin Bunke</i> Themse-Unterquerung im Hydroschildvortrieb auf Europas größter Baustelle	107

Vorwort

Dr.-Ing. Schumacher, Lothar

TU Bergakademie Freiberg, Institut für Maschinenelemente, Konstruktion und Fertigung, Agricola-Strasse 1, 09599 Freiberg, E-Mail: Lothar.Schumacher@imkf.tu-freiberg.de

M.Sc. Bunke, Martin

TU Bergakademie Freiberg, Institut für Bohrtechnik und Fluidbergbau, Agricola-Strasse 22, 09599 Freiberg, E-Mail: martin.bunke@tbt.tu-freiberg.de

Der 66. Berg- und Hüttenmännische Tag, als wissenschaftliche Hauptveranstaltung der TU Bergakademie Freiberg steht im diesjährigen 250. Jubiläumsjahr unter dem Motto „Innovative Ressourcentechnologien“. Mit insgesamt 13 Fachkolloquien wird ein breites fachliches Spektrum der Forschungsaktivitäten und Wissenschaftsgebiete unserer Technischen Universität präsentiert. Das Kolloquium 7 „Maschinen und Verfahren für den Bergbau und Spezialtiefbau“, das am Freitag, den 19. Juni 2015, stattfindet, spiegelt einen Ausrichtungstrend in Forschung und Lehre an der Bergakademie wieder. Dieses Kolloquium, letztmalig im Jahr 2004 unter dieser Thematik durchgeführt, soll als Plattform zum Erfahrungsaustausch zwischen Fachleuten, Lehrkräften und Studenten verstanden werden.

Die Themenvielfalt dieses Kolloquiums ist sehr breit gefächert und behandelt Aspekte des Bergbaus über und unter Tage, des Spezialtief- und Tunnelbaus und Fragestellungen zur Verschleißproblematik. Im Vordergrund stehen logistische Herausforderungen auf Großbaustellen, es werden innovative Neu- und Weiterentwicklungen herausgestellt sowie die Energieeffizienz von Spezialtiefbaumaschinen näher betrachtet.

Innerhalb der Ingenieurwissenschaften bietet das Studium des Maschinenbaus in Freiberg vielfältige und deutschlandweit einmalige Vertiefungsmöglichkeiten für die Studierenden im Bachelor-, Master- und Diplomstudiengang an. Eine für Freiberg typische Vertiefungsrichtung sind die „Gewinnungs- und Spezialtiefbaumaschinen“. Die „Professur für Bohrtechnik, Spezialtiefbauausrüstungen und Bergbaumaschinen“ wird seit 2006 von Herrn Prof. Dr.-Ing. Matthias Reich geleitet und ist in der Fakultät für Geowissenschaften, Geotechnik und Bergbau angesiedelt. Fakultätsübergreifend wird zusammen mit der Professur „Maschinenelemente“, durch Herrn Prof. Dr.-Ing. Matthias Kröger vertreten, die o. g. Vertiefungsrichtung im Studiengang Maschinenbau gestaltet.

Für die Konzeption/Konstruktion von Bergbau- und Baumaschinen ist immer die Kenntnis vom Umfeld und dem Einsatzgebiet dieser Technik mit den Materialeigenschaften der zu gewinnenden Rohstoffe zwingend erforderlich. Das Maschinenbaustudium wird fachübergreifend und praxisnah gestaltet. Während des so genannten Praxissemesters (7. Semester) haben die Studenten die Aufgabe eine umfangreichere Aufgabenstellung aus dem Bereich der Industrie gemeinsam mit unseren jeweiligen Praxispartner im Unternehmen wissenschaftlich zu bearbeiten. Den Abschluss des Studiums bildet im 10. Semester die Master- oder Diplomarbeit, welche ebenfalls in der Bearbeitungszeit von Industriepartnern betreut werden kann.

Die inhaltliche Vielfalt der Vorträge dieses Kolloquiums spiegelt sich auch in den Lehrinhalten der Studienrichtung „Gewinnungs- und Spezialtiefbaumaschinen“, siehe Poster auf folgender Seite, wieder.

Dr. Lothar Schumacher



TECHNISCHE UNIVERSITÄT
BERGAKADEMIE FREIBERG
Die Ressourcenuniversität. Seit 1765.

GEWINNUNGS- UND
SPEZIALTIEFBAUMASCHINEN

Institut für Bohrtechnik und Fluidbergbau
Institut für Maschinenelemente, Konstruktion und Fertigung



Bachelor-/ Diplom-/ Masterstudiengang Maschinenbau

Vertiefungsrichtung

Gewinnungs- und Spezialtiefbaumaschinen

Grundstudium

- Mechanische Eigenschaften der Lockergesteine
- Mechanische Eigenschaften der Festgesteine
- Komponenten von Gewinnungs- und Baumaschinen
- Konstruktion von Gewinnungs- und Baumaschinen

Vertiefungsrichtung

- Konstruktionsanalyse und -modellierung
- Spezialtiefbaumaschinen 1 (Tunnel- und Stollenbaumaschinen)
- Spezialtiefbaumaschinen 2 (Deponie- und Tiefgründungsmaschinen)
- Allgemeine Tiefbohrtechnik

vielseitige Einsatzgebiete



TU Bergakademie Freiberg | Institut für Bohrtechnik und Fluidbergbau | Professur für Bohrtechnik, Spezialtiefbauausrüstungen und Bergbaumaschinen | Agricolastraße 22 | 09599 Freiberg | Telefonnummer: 03731 39 2494 | Matthias.Reich@tbt.tu-freiberg.de

TU Bergakademie Freiberg | Institut für Maschinenelemente, Konstruktion und Fertigung | Professur für Maschinenelemente | Agricolastraße 1 | 09599 Freiberg | Telefonnummer: 03731 39 29 86 | Lothar.Schumacher@imkf.tu-freiberg.de

Tribologische Forschung im Bergbau

Prof. Dr.-Ing. Kröger, Matthias

TU Bergakademie Freiberg, Institut für Maschinenelemente, Konstruktion und Fertigung, Agricola-Strasse 1, 09599 Freiberg, E-Mail: Kroeger@imkf.tu-freiberg.de

Der Lehrstuhl Maschinenelemente des Instituts für Maschinenelemente, Konstruktion und Fertigung beschäftigt sich mit der experimentellen Untersuchung, Modellierung und Optimierung von tribologischen Systemen im Bergbau, Fahrzeugbau und anderen Anwendungen. Dabei stehen meist Fragen des Verschleißes, der Reibung oder der reibungserregten Schwingung im Vordergrund. Neben grundlegender Forschung, z.B. zum Abrasivverschleiß durch harte Partikel oder zur Adhäsionseigenschaft von Gummi, werden Anwendungs- und problemorientierte Entwicklungen durchgeführt.

Einen Schwerpunkt stellen Fragestellungen der Reibung und des Verschleißes im Dreikörperkontakt mit einer abrasiven Zwischenschicht, z.B. Sand oder Erdboden, dar. Dabei haben Untersuchungen [1] gezeigt, dass der Verschleiß wesentlich davon abhängt, ob die abrasiven Partikel im Kontakt rollen oder gleiten. Zum Verständnis der Vorgänge wird eine Partikelbeobachtung im Kontakt durchgeführt, z.B. indem ein Kontaktpartner oder eine Seitenwand aus Glas besteht. Die Erkenntnisse der Partikelbewegung gepaart mit Simulationen liefern ein vertieftes Verständnis der lokalen Reibprozesse, siehe Abb. 1. Dies ermöglicht zum Einen eine gezielte konstruktive Beeinflussung des tribologischen Systems und zum Anderen eine gezielte Anpassung der Materialeigenschaften der am Kontakt beteiligten Bauteile.

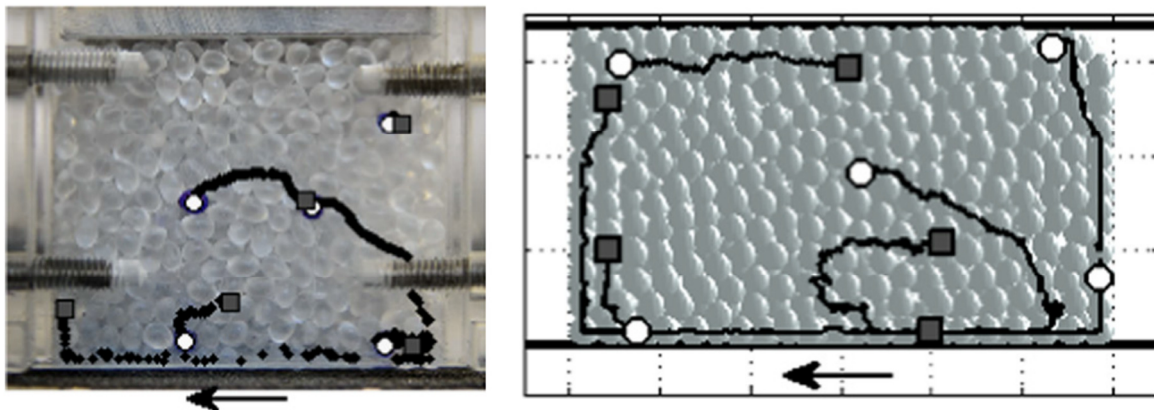


Abb. 1: Bewegungspfad von sphärischen PE-Partikeln (links) und DEM-Simulation (rechts) in einer Partikelbox auf einer Safety-Walk Scheibe mit einer Rotationsgeschwindigkeit von 150 mm/s; Startposition als Kreis und Endposition als schwarzes Rechteck markiert [2]

Die Vorgänge in der Kontaktzone führen oft zu stochastischer Erregung des Systems. Vielfach treten aber auch reibungsselbsterregte Schwingungen auf, die zu Funktionsproblemen oder lauten Geräuschen führen können. Ein derartiges Beispiel ist das sogenannte „Silohupen“: Bei diesen Siloschwingungen verursacht das Ausfließen des Schüttguts eine Selbsterregung, die den gesamten Silo zu Schwingungen anregt. Dieses Thema wird über die AIF gefördert und gemeinsam mit dem Institut für Mechanische Verfahrenstechnik und Aufbereitungstechnik bearbeitet.

Ein anderer Schwerpunkt beinhaltet Reibvorgänge an Elastomerbauteilen. Bei diesen Kontakten stellen die tribologischen Prozesse durch die nichtlinearen, viskoelastischen Elastomereigenschaften, deren kleinen Elastizitätsmodul und die oft ausgeprägte Adhäsivität hohe Anforderungen an die experimentellen Untersuchungen und Modellierungen, vgl. [3]. Typische Beispiele sind der Reifen-Fahrbahn Kontakt auf einer festen Straße oder auf losem Untergrund, der Kontakt Dichtung-Welle oder die zahlreichen Kontakte des Förderbands mit den Tragrollen oder dem Schüttgut.

Bei Reifen für den Bergbau stehen der Verschleiß und die Schädigung aber auch die Traktion auf unterschiedlichsten Untergründen im Vordergrund. Diese Eigenschaften werden durch den Kontakt des Reifens zum Untergrund bestimmt. Beispielhaft ist in Abb. 2 ein lokaler Reifen-Fahrbahn-Kontakt zu einer Straße dargestellt.

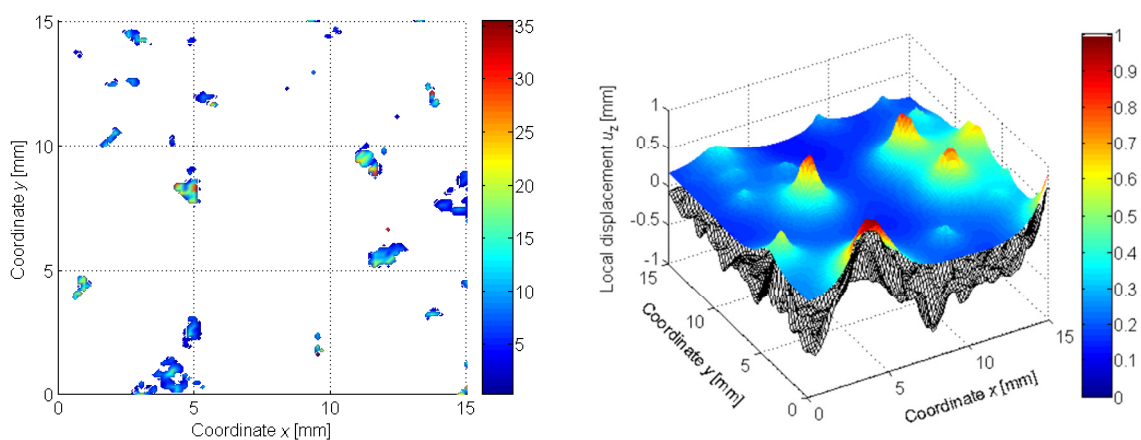


Abb. 2: Simulierte Pressungsverteilung (links) und Deformationen (rechts) einer Profilblockoberfläche eines Reifens auf einer Betonfahrbahn unter einem nominellen Druck von 0.3 N/mm^2 [4]

Dichtungen im Bergbau verursachen aufgrund der widrigen Umgebungsbedingungen (Schmutz, Abrasivpartikel, Feuchtigkeit, etc.) oft große Probleme. Versagen die Dichtungen, kommt es schnell zu kostspieligen Ausfällen von Lagern, Getrieben etc. Aufgrund der kleinen Losgrößen von Sondermaschinen sind oft Spezialentwicklungen und aufwendige experimentelle Erprobungen wie im Kraftfahrzeugbau unrealistisch, so dass es besonders auf die Erfahrung des Konstrukteurs ankommt. Andererseits ist im Bergbau teilweise ein erheblicher Instandsetzungsaufwand notwendig, um die auftretenden Probleme einigermaßen zu beherrschen. Vermehrtes Nachschmieren bzw. Ölwechsel, häufiges Lagerwechseln und erhöhte Stillstandzeiten sind nicht selten die Folge. Am IMKF erfolgt daher neben der Untersuchung konventioneller Dichtungsanwendungen auch die Untersuchung von Dichtungen unter erhöhter tribologischer Beanspruchung mit Abrasivpartikeln (Sand, Kohle, Zement etc.).

Zur Untersuchung der verschiedenen tribologischen Systeme sind in den letzten Jahren am IMKF zahlreiche Versuchsstände aufgebaut worden. Diese haben entweder einen universellen Charakter, wie die beiden Pin-on-Disk-Tribometer oder der Zweiseibenprüfstand, oder sind speziell auf bestimmte Komponenten abgestimmt, wie die beiden Dichtungsprüfstände für axiale bzw. rotatorische Bewegungen.

Eine Besonderheit des Instituts ist dabei das Ziel die lokalen Prozesse im Kontakt besser zu verstehen. Dazu sind Beobachtungsmöglichkeiten des Kontakts durch eine Hochgeschwindigkeitskamera mit Boroskop sowie eine Thermokamera und zahlreiche spezielle Versuchseinrichtungen, z.B. für die Untersuchung der Adhäsion oder zur Bestimmung der Kontaktfläche, siehe Abb. 3, entwickelt worden.

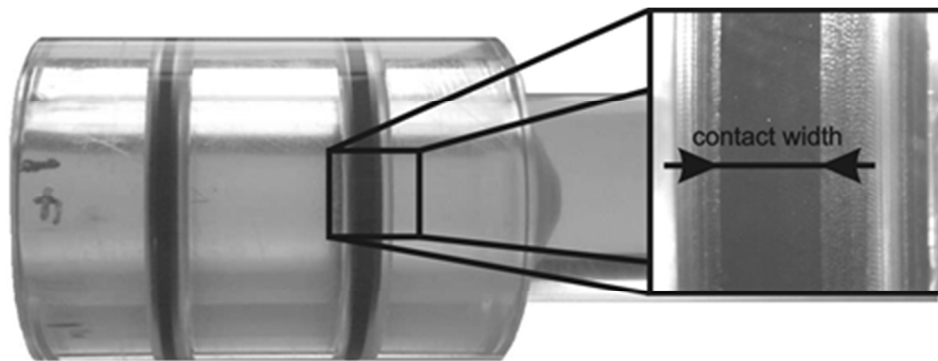


Abb. 3: Untersuchung der Kontaktbreite von O-Ring-Dichtungen mit Acrylglaskomponenten . (Links: geringe Verpressung, Rechts: große Verpressung) [5]

Literatur:

- [1] Y.T. Doan: Experimental Investigation and Wear Simulation of Three-Body Abrasion. Dissertation am 15.12.2014, TU Bergakademie Freiberg (2014).
- [2] K.M. de Payrebrune , M. Kröger: Kinematic Analysis of Particles in Three-Body Contact. Tribology International 81 (2015), S. 240-247.
- [3] D. Besdo, B. Heimann, M. Klüppel, M. Kröger, U. Nackenhorst, P. Wriggers: Elastomer Friction: Theory, Experiment and Simulation. Lecture Notes in Applied and Computational Mechanics Vol. 51, Springer Verlag (2010).
- [4] G. Gäbel, M. Kröger, E.-U. Saemann: Local Contact Between Tyre and Road in Experiment and Simulation. Internoise, Istanbul, 2007.
- [5] C. Berndt, R. Nepp, M. Kröger: Influence of the sealing contact area on the dynamic behaviour of O-Ring seals. 17th ISC Tagung, Stuttgart, 2012, S. 465-472.



TECHNISCHE UNIVERSITÄT
BERGAKADEMIE FREIBERG
Die Ressourcenuniversität. Seit 1765.



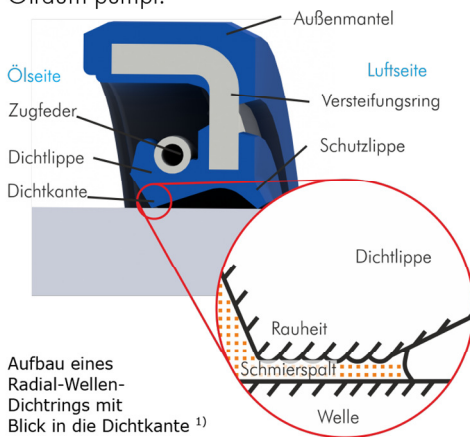
INSTITUT FÜR MASCHINENELEMENTE
KONSTRUKTION UND FERTIGUNG

Dynamische Dichtungen

Spannende Maschinenelemente von Mikro bis Makro

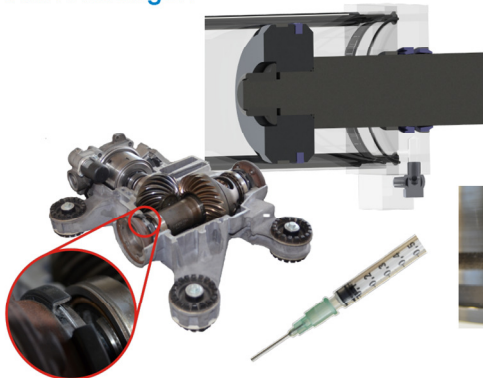
Aufbau und Funktion

Dynamische Dichtungen dienen der Trennung von Räumen an bewegten Maschinenteilen. Sie verhindern hierbei beispielsweise das Austreten von Öl aus Getrieben oder Hydraulikzylindern und das Eintreten von Schmutz in den Innenraum. Im Ruhezustand werden hierbei die Rauheitserhebungen an der Dichtlippe mit dem Dichtungsmaterial gefüllt. Im Betrieb bildet sich ein Dichtspalt aus, der wie eine Mikropumpe wirkt und ausgetretenes Öl wieder zurück in den Ölraum pumpt.



Aufbau eines Radial-Wellen-Dichtrings mit Blick in die Dichtkante ¹⁾

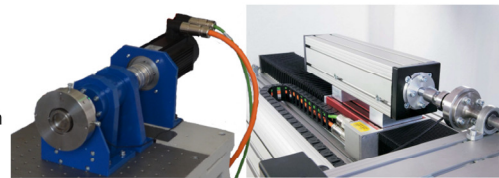
Anwendungen



Forschungsgegenstand

- Tribologie von Dichtungen
- Dichtungen unter dyn. Belastungen
- Partikel in Dichtkontakten

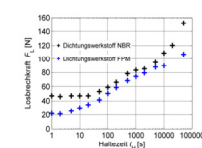
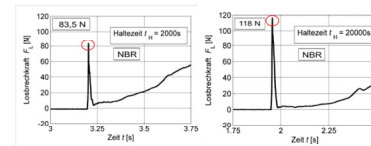
Prüfstände



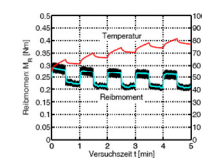
Radial-Dichtungsprüfstand

Axial-Radial-Dichtungsprüfstand

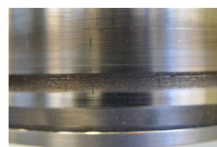
Forschungsergebnisse



Losbrechkraft von O-Ringen auf Kolbenstangen in Abhängigkeit der Haltezeit



Tribologisches Verhalten von Radial-Wellendichtungen bei Drehzahlsprüngen



Lauffläche einer Filzdichtung zur Abdichtung gegen Kohlepartikel



¹⁾ Bildquelle: Salant, R. F.: Analysis of the Transient Behavior of Rotary Lip Seals-Fluid Mechanics in Bulk Deformation. Tribology Transaction 41, 1998, Heft 4, Seite 472

Bewertung der Energieeffizienz mobiler Arbeitsmaschinen – Anwendung der Methoden des Forschungsprojektes TEAM bei Spezialtiefbau-Maschinen

Dr.-Ing. Ziegler, Andreas

BAUER Maschinen GmbH,
BAUER-Straße 1
86529 Schrobenhausen
Andreas.Ziegler@bauer.de

Dipl.-Ing. Osterland, Matthias

BAUER Maschinen GmbH,
BAUER-Straße 1
86529 Schrobenhausen
Matthias.Osterland@bauer.de

Im Spezialtiefbau spielen die Kosten für Dieselkraftstoff eine bedeutende Rolle. Von Maschinenherstellern und Betreibern werden enorme Anstrengungen unternommen, um diese Kosten zu senken. Neben der Auswahl und dem Einsatz geeigneter Bauverfahren können die Maschine und deren Antriebstechnik den Dieserverbrauch maßgeblich beeinflussen.

Ein geeignetes Vorgehen zum Vergleich der Energieeffizienz von Spezialtiefbau-Geräten und zur Bewertung von Maßnahmen, die den Kraftstoffverbrauch senken, ist bisher nicht vorhanden. Insbesondere die Vielfalt der Anwendungen von Maschinen und Bauverfahren erschwert die Festlegung allgemeingültiger und einheitlicher Testverfahren.

Im Rahmen des Forschungsprojektes TEAM – Entwicklung von Technologien für energiesparende Antriebe mobiler Arbeitsmaschinen – wurde ein Vorgehensmodell zur Entwicklung von solchen Prüfverfahren erarbeitet. Auf dieser Basis werden in der vorliegenden Veröffentlichung konkrete Testverfahren zur Bestimmung des Kraftstoffverbrauchs von Bohrgeräten und Seilbaggern vorgestellt. Es wird an Beispielen aufgezeigt, dass durch die Umsetzung zahlreicher Maßnahmen der Kraftstoffverbrauch von Spezialtiefbau-Maschinen – je nach Anwendungsfall – um 10 bis zu 30 % reduziert werden kann.

Fuel costs play a significant role in construction industry. Machine manufacturers and contractors are making considerable efforts to reduce these costs. The selection and use of suitable construction methods is by far the most effective way to achieve the desired working result. However, the machine itself can have a significant effect on fuel consumption.

A suitable method for comparing energy efficiency and for evaluating measures that reduce fuel consumption is not available. In particular, the wide variations in the applications of machines and construction methods make it difficult to establish universally applicable and uniform test procedures.

As part of the TEAM (development of technology for energy-efficient drives of mobile machines) research project, a procedure for developing such test methods was worked out. On this basis, specific test methods for determining the fuel consumption of drilling rigs and duty cycle cranes are presented in this paper. With the help of examples, it is shown that through the implementation of numerous measures, the fuel consumption of specialist foundation equipment can be reduced by 10 to 30 %, depending on the application.

1 Einleitung

1.1 Motivation

Im Spezialtiefbau sind Maschinen mit hohen Leistungen für die Herstellung von Tiefgründungen, Baugruben, Spund- und Schlitzwänden notwendig. Übliche Verbräuche von Bohr- oder Rammgeräten liegen im Bereich von 20 bis zu 100 Litern Diesel pro Stunde, was häufig Kosten in Höhe eines sechsstelligen Eurobetrags pro Jahr entspricht.

Von Maschinenherstellern und Betreibern werden enorme Anstrengungen unternommen, diese Kosten zu senken. Der größte Hebel liegt hier sicherlich in der Auswahl und dem Einsatz geeigneter Bauverfahren, um ein gewünschtes Arbeitsergebnis zu erzielen. Aber auch die Effizienz der Maschine an sich kann den Dieserverbrauch maßgeblich beeinflussen.

Ein geeignetes Vorgehen zum Vergleich der Energieeffizienz von Spezialtiefbau-Geräten und zur Bewertung von Maßnahmen, die den Kraftstoffverbrauch senken, ist bisher nicht vorhanden. Insbesondere die Vielfalt der Anwendungen von Maschinen und Bauverfahren erschwert die Festlegung allgemeingültiger und einheitlicher Tests.

1.2 Arbeitsergebnisse, Verfahren und Maschinen

Die nachfolgende Abbildung zeigt beispielhaft für Spezialtiefbau-Geräte der BAUER Maschinen GmbH diese Vielfalt auf. So kann z.B. ein Gründungselement mit einem Bohrgerät BG als Kelly-Bohrpfahl, mit dem Verdränger-Verfahren (full displacement piling FDP) oder mit dem Schnecken-Ort-Beton-Verfahren (SOB) hergestellt werden. Alternativ kann das gleiche Arbeitsergebnis aber auch mit einem Rammgerät RG oder Seilbagger MC durch Anwendung diverser Verfahren erzielt werden.

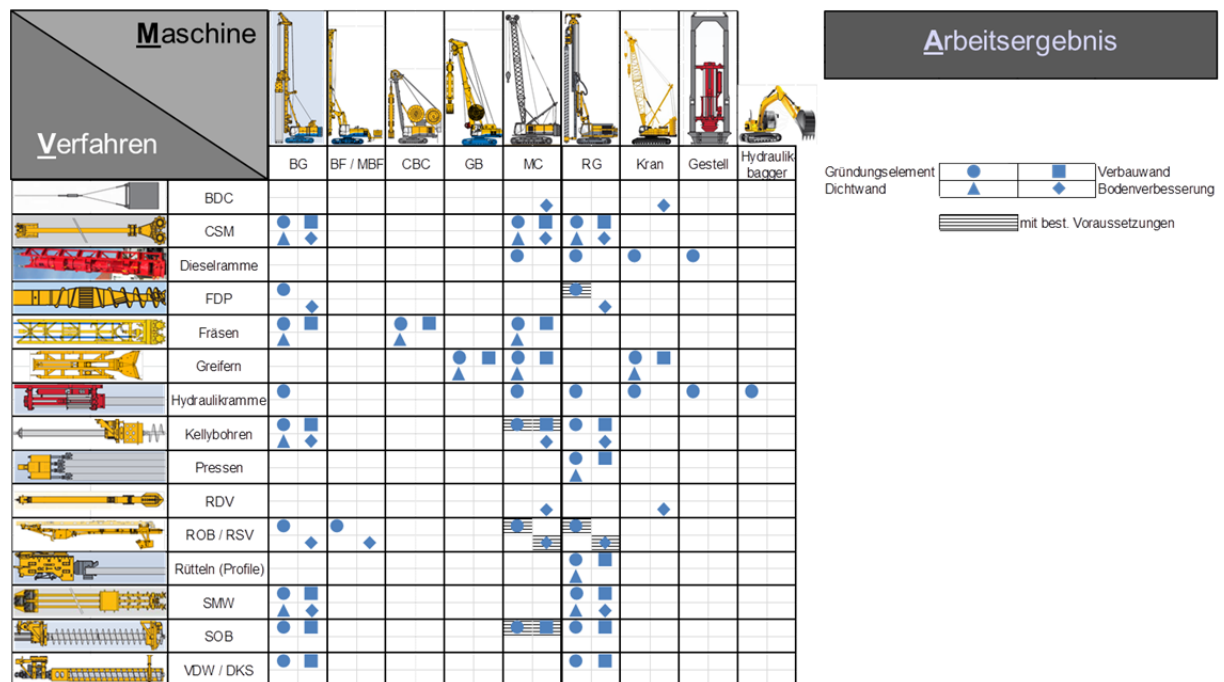


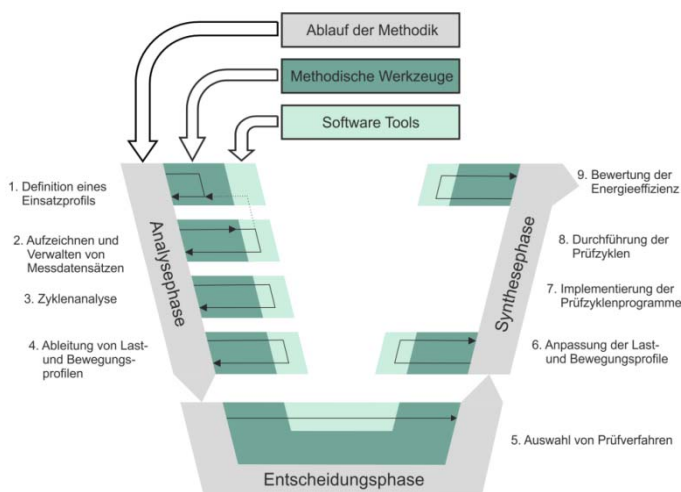
Abb. 1: Arbeitsergebnisse, Verfahren und Maschinen

Der Einfluss auf Qualität, Herstellungsdauer, Kosten sowie auch den benötigten Kraftstoff ist enorm und erfordert eine genaue Prüfung und Auswahl. Diese Auswahl erfolgt üblicherweise durch den Bauunternehmer, der die Randbedingungen seines Projektes am besten kennt und so eine optimale „Verfahrens-Effizienz“ finden kann. Bei der „Maschinen-Effizienz“ ist die Systemgrenze enger, sie spielt aber als Faktor für die „Gesamt-Effizienz“ eine entscheidende Rolle.

2 Allgemeine Methodik zur Bewertung der Energieeffizienz

Das Verbundvorhaben TEAM beschäftigte sich neben mehreren Themenschwerpunkten, in denen konkrete Technologien zur Verbesserung der Energieeffizienz mobiler Arbeitsmaschinen entwickelt wurden, ebenfalls mit der zentralen Frage „Wie viel Energie ist wenig Energie?“ Eine neue Bewertungsmethodik soll eine zuverlässige Beurteilung der Energieeffizienz von mobilen Arbeitsmaschinen ermöglichen. Diese sind insbesondere dadurch gekennzeichnet, dass sie über komplexe Antriebsstränge mit diversen parallel betriebenen Verbrauchern verfügen, mit denen vielfältige Arbeitsaufgaben ausgeführt werden. Der erarbeitete Ablaufplan dient dabei dem Anwender als Leitfaden, mit dem für eine bestimmte Maschine konkrete Testverfahren spezifiziert, durchgeführt und ausgewertet werden können.

Das Modell ist in eine Analyse-, eine Entscheidungs- und eine Synthesephase unterteilt. Die Analysephase soll sowohl den realen Einsatz der Maschine als auch typische Last-/Bewegungsprofile und energetische Schwerpunkte transparent machen. Sie bildet die Grundlage für mögliche Testzyklen.



In der Entscheidungsphase ermittelt eine Expertengruppe welche Prüfverfahren zur objektiven Bewertung der Energieeffizienz anwendbar sind. Für die Entscheidung sind diverse Anforderungen wie Reproduzierbarkeit, Praxisnähe oder auch Wirtschaftlichkeit des Testverfahrens zu berücksichtigen. Die sich anschließende Synthesephase setzt die Testverfahren in standardisierte Prüfzyklen um. Die Anwendung auf mehrere Maschinen erlaubt im Ergebnis eine vergleichende Bewertung der Energieeffizienz.

Abb. 2: Ablaufplan der Methodik zur Bewertung der Energieeffizienz (Scherer 2015)

3 Anwendung bei Maschinen des Spezialtiefbaus

Ziel ist es, für den Maschinentyp Bohrergerät konkrete Testverfahren abzuleiten. Als Anforderungen für diese Testverfahren sind zu nennen:

- Wegen der hohen Variantenvielfalt der Maschinen und wegen der vergleichsweise geringen Stückzahlen muss ein Test mit geringem Aufwand durchgeführt werden können.
- Wegen des hohen Transportaufwandes der Maschinen muss der Test mit mobilen Messgeräten und Ausrüstungen durchgeführt werden können.
- Durch eine Fokussierung auf energieintensive Verfahrensanteile soll ein großer Anteil des absoluten Kraftstoffverbrauchs in der Praxis erfasst werden.
- Die Reproduzierbarkeit von Ergebnissen soll möglichst hoch sein.
- Es soll explizit nicht das Ziel sein, den Verbrauch der Maschinen in der Praxis vorherzusagen oder möglichst genau wiederzugeben. Die Vielfalt der Anwendungen und eingesetzten Verfahren lässt hier keine fundierte Aussage bei vertretbarem Aufwand zu.
- Die Ergebnisse sollen dem Anwender (z.B. Entwickler, Bauunternehmer, etc.) aber möglichst anschaulich das Verhältnis aus Aufwand (verbrauchter Kraftstoff) zu Nutzen (geleistete Arbeit) aufzeigen.
- Maschinen unterschiedlicher Leistungsklassen sollen miteinander vergleichbar sein.

Vor dem Hintergrund dieser Anforderungen werden nachfolgend die neun Schritte des Ablaufplans der Methodik zur Bewertung der Energieeffizienz (siehe Abb. 2) durchgeführt.

3.1 Schritt 1: Definition eines Einsatzprofils

Das Einsatzprofil eines Bohrgerätes kann in zwei Klassen unterteilt werden. Bei den sogenannten Single-Pass-Verfahren wird das Arbeitsergebnis in einem Schritt erstellt. Typische Beispiele sind das FDP-, SOB- oder auch das Doppelkopf-Verfahren. Umfragen der BAUER Maschinen GmbH zufolge haben die Single-Pass-Verfahren einen Anteil von ca. 10-20 % in der Anwendung. Bei Multi-Pass-Verfahren wird das Arbeitsergebnis schrittweise erzeugt. Das Bohren mit Kelly-Stange, bei dem mit Schnecke oder Bohreimer der Aushub iterativ erfolgt, hat einen Anteil von ca. 80-90 %.

3.2 Schritt 2: Aufzeichnen und Verwalten von Messdatensätzen

Im Rahmen des Forschungsprojektes TEAM wurden bei der BAUER Maschinen GmbH in Aresing reale Bohrversuche mit einem Bohrgerät Bauer BG 30 PremiumLine durchgeführt. Durch diese Versuche soll exemplarisch der Einfluss wichtiger Parameter auf den Dieselverbrauch aufgezeigt werden.

Versuch Nr.	Verfahren	Durchmesser [mm]	Bodenart
1	Kelly	880	Aresing
2	Kelly	880	Aresing
3	Kelly	880	Aresing
4	Kelly	1500	Aresing
5	SOB	880	Aresing
6	Kelly	880	Magerbeton
7	SOB	880	Aresing

Tab. 1: Bohrversuche

Abb 3. zeigt ein typisches Versuchsergebnis. So gibt der Vergleich der ersten drei Bohrungen Hinweise zur Reproduzierbarkeit solcher Versuche. Bei gleichem Verfahren, Durchmesser, Bodenart, Gerätefahrer, Wetter, etc. sind Abweichungen von bis zu 10 % festzustellen. Die Bodenart (Vergleich Bohrung 1/2/3 vs. Bohrung 6) hat nicht nur Einfluss auf den Absolut-Verbrauch, sondern auch auf dessen Verlauf: Beim Bohren im Magerbeton muss das Bohrrohr zum einen häufiger nachgesetzt werden, als beim Bohren in rolligem Boden; das Eindrehen des Bohrrohres ist zu erkennen am deutlichen Anstieg des Kraftstoffverbrauchs bei nicht zunehmender Bohrtiefe. Zum anderen signalisiert der steilere Kurvenverlauf, dass zum Lösen des Bodens ein höherer Energieaufwand notwendig ist. Aufgrund hoher Parametersensitivität, begrenzter Reproduzierbarkeit und hohen Kosten werden solche Bohrversuche nicht für die Bewertung einzelner Maschinen empfohlen.

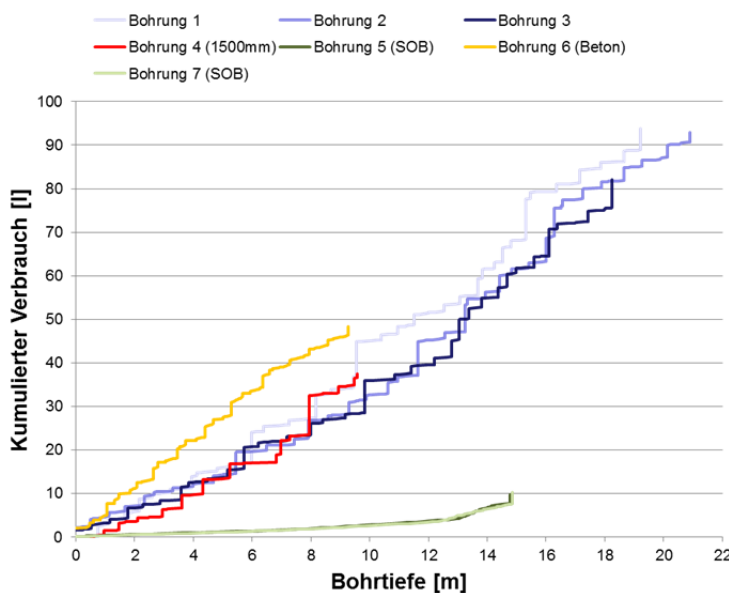


Abb. 3: Dieselverbrauch bei Referenzbohrungen

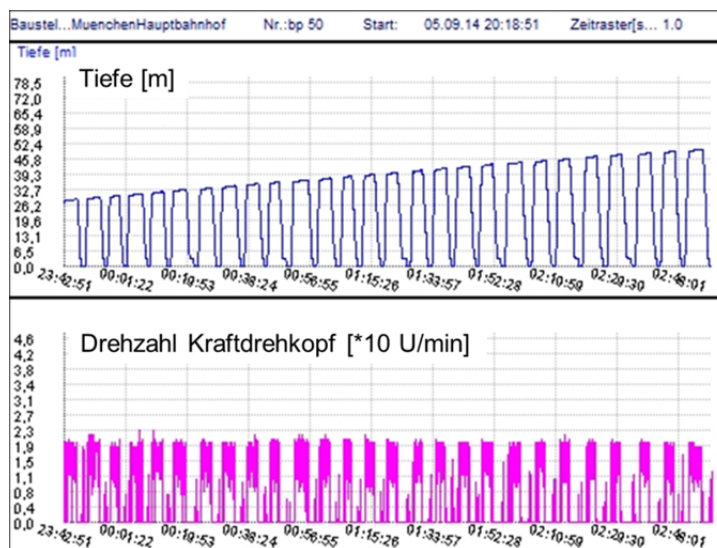
3.3 Schritt 3: Zyklenanalyse

Die Bohrversuche wurden hinsichtlich ihrer Teilprozesse und den dafür benötigten Energien analysiert. Mit Hilfe von Auswerte-Tools können einzelne Teilprozesse anhand technischer Kenngrößen identifiziert werden. Dies erlaubt eine Auswertung der energetischen Anteile für die einzelnen Teilprozesse. Typisch für Single-Pass-Verfahren ist die Tatsache, dass ein Großteil der Nutzenergie vom Kraftdrehkopf (z.B. Teilprozess „Bohren“ beim SOB-Bohren) aufgebracht wird.

Beim Kelly-Bohren teilt sich die Nutzenergie hauptsächlich zwischen der Hauptwinde und dem Kraftdrehkopf auf, wobei mit zunehmender Bohrtiefe der Anteil der Winde (Teilprozesse „Heben“ und „Senken“) größer wird. Nebentätigkeiten mit der Hilfswinde oder dem Schwenkwerk haben in Summe energetische Anteile von weniger als 10 %.

3.4 Schritt 4: Ableitung von Last- und Bewegungsprofilen

Der Lastfaktor des Antriebssystems liegt bei Single-Pass-Verfahren häufig in der Nähe der Volllast. Die größten energetischen Anteile werden bei nahezu stationären Betriebsbedingungen übertragen. Ein realitätsnahes Testverfahren muss also vor allem die stationären Anteile des Kraftdrehkopfes bei hoher Auslastung abbilden.



Kelly-Bohren zeichnet sich durch den abwechselnden Betrieb der Hauptwinde und des Kraftdrehkopfes aus. Beim Bohren und Verrohren wird – wie bei den Single-Pass-Verfahren – der Drehantrieb relativ stationär bei Volllast betrieben. Die Hauptwinde zeichnet sich durch abwechselndes Heben und Senken aus, wobei mit zunehmender Tiefe sowohl die Last als auch die Dauer des Windenbetriebes zunehmen. Ein Großteil der Lasten in der Praxis liegt zwischen 30 % (Kelly und Bohrwerkzeug) und 70 % (gefülltes Bohrwerkzeug) der Hauptwinden-Nennlast.

Abb. 4: Beispiel für Kenngrößen einer Kelly-Bohrung

3.5 Schritt 5: Auswahl von Prüfverfahren

Auf Basis der in Schritt 1 bis 4 durchgeführten Recherchen, Versuche und Analysen werden zwei Testverfahren zur Bewertung der Energieeffizienz von Bohrgeräten definiert. Diese erfüllen in hohem Maße die zuvor genannten Anforderungen.

3.5.1 Windentest

Mit diesem Test soll der Heben- und Senken-Anteil der Multi-Pass-Verfahren dargestellt werden. Ein Testgewicht wird an der Hauptwinde angeschlagen und mehrfach unter Ausnutzung der maximal möglichen Hubhöhe gehoben und gesenkt. Dabei wird der Kraftstoffverbrauch (inkl. Stoffe der Abgasnachbehandlung) für eine bestimmte Anzahl an Hubzyklen gemessen. Die Testparameter dieses Prüfstands-Tests werden in den nachfolgenden Schritten spezifiziert.

3.5.2 Schottplattentest

Dieser Test deckt die energieintensiven Single-Pass-Verfahren sowie die Teilprozesse Bohren und Verrohren beim Kelly-Bohren ab. Da die Anbaugeräte verfahrensspezifisch sind, wird als Systemgrenze die Schottplatte vor dem Anbaugerät festgelegt. So kann die Effizienz der Maschine unabhängig vom ausgewählten Verfahren beurteilt werden. Gemessen wird der Kraftstoffverbrauch (inkl. Stoffe der Abgasnachbehandlung) für eine bestimmte hydraulische Leistung an der Schottplatte.

3.6 Schritt 6: Anpassung der Last- und Bewegungsprofile und Schritt 7: Implementierung der Prüfzyklenprogramme

3.6.1 Windentest

Folgende Vorgaben werden für die Durchführung des Windentests getroffen:

- Außentemperatur zwischen 10 °C und 20 °C
- Maschine betriebswarm (Motoröltemperatur > 80 °C, Hydrauliköltemperatur > 40 °C)
- Maschine „freiregelnd“, d.h. alle Assistenzsysteme, Regelsysteme eingeschaltet
- Windenlast = 50 % der Hauptwinden-Nennlast
- Hubhöhe vom Boden bis zum Mastkopf
- Maximale Geschwindigkeit Heben/Senken
- 100 Zyklen Heben/Senken

Als Testergebnis ergibt sich der spezifische Kraftstoffverbrauch im Windentest:

$$\text{Spezifischer Verbrauch [g / kWh]} = \frac{\text{Dieselverbrauch [g / h]} \cdot 3,6 \cdot 10^6 \text{ [J / kWh]}}{\text{Last [kg]} \cdot 9,81 \text{ [N / kg]} \cdot \text{Höhe [m]} \cdot \text{Anzahl Hübe [1 / h]}}$$

3.6.2 Schottplattentest

Folgende Vorgaben werden für die Durchführung des Schottplattentests getroffen:

- Außentemperatur zwischen 10 °C und 20 °C
- Maschine betriebswarm (Motoröltemperatur > 80 °C, Hydrauliköltemperatur > 40 °C)
- Maschine „freiregelnd“, d.h. alle Assistenzsysteme, Regelsysteme eingeschaltet
- Volumenstrom in fünf Schritten bis zur maximalen Menge (z.B. 100 l/min, 200 l/min, 300 l/min, 400 l/min, 500 l/min)
- Hydraulische Lasten am Verbraucher von 0-100 % (z.B. in Schritten von 50 bar)
- Messung der wirkenden Druckdifferenz an der Schottplatte

Als Testergebnis ergibt sich der spezifische Kraftstoffverbrauch im Schottplattentest:

$$\text{Spezifischer Verbrauch [g / kWh]} = \frac{\text{Dieselverbrauch [g / h]} \cdot 600 \text{ [l} \cdot \text{bar / kW} \cdot \text{min]}}{\text{Volumenstrom [l / min]} \cdot \text{Druckdifferenz [bar]}}$$

Die ermittelte endliche Anzahl von Betriebspunkten kann z.B. in zwei Formen dargestellt werden:

- Als Kennlinie, die den spezifischen Kraftstoffverbrauch bei konstantem Volumenstrom als Funktion der wirkenden Druckdifferenz beschreibt
- Als Kennfeld, das den spezifischen Kraftstoffverbrauch in Abhängigkeit von Volumenstrom und wirkender Druckdifferenz an der Schottplatte beschreibt (in Analogie zu einem Verbrauchskennfeld eines Verbrennungsmotors)



3.7 Schritt 8: Durchführung der Prüfzyklen

Die nebenstehende Abbildung zeigt die Durchführung des Windentests am Beispiel eines Bohrgerätes Bauer BG 30 PremiumLine. Wie in den Anforderungen beschrieben ist dieser Test mit vergleichsweise geringem Aufwand und einfacher Ausrüstung durchzuführen. Er deckt realitätsnah die Hauptwinden-Anteile der Multi-Pass-Verfahren ab und zeigt reproduzierbare Ergebnisse. Der spezifische Wert liefert dem Anwender ein anschauliches Verhältnis zwischen Aufwand (Kraftstoff) und Nutzen (Hubarbeit).

Vor allem bei der Weiterentwicklung von Maschinen (z.B. Energie-Effizienz-Paket, siehe Kapitel 4) hat sich die Anwendung dieses Testverfahrens bestens bewährt.

Abb. 5: Bauer BG 30 PremiumLine beim Windentest

3.8 Schritt 9: Bewertung der Energieeffizienz

Die nachfolgende Grafik zeigt einen Vergleich unterschiedlicher Bohrgeräte BG und Seilbagger MC im Windentest. Trotz der unterschiedlichen Maschinenart und Leistungsklasse können diese durch die Wahl eines spezifischen Wertes miteinander verglichen werden.

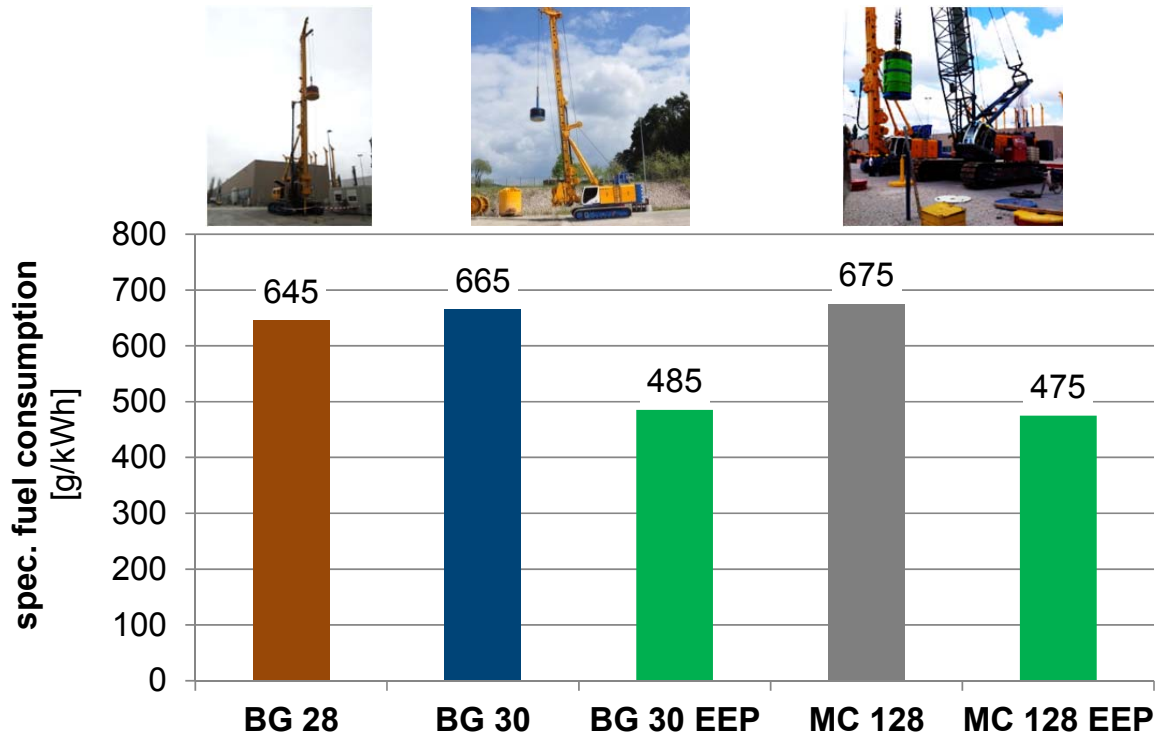


Abb. 6: Spezifischer Dieselverbrauch im Windentest (alle Maschinen ohne SCR-System)

4 Das Energie-Effizienz-Paket EEP

Das Energie-Effizienz-Paket EEP der BAUER Maschinen GmbH beinhaltet zahlreiche Modifikationen zur Verbesserung des Wirkungsgrades. Das Antriebssystem der Hauptwinde, die vor allem beim Kelly-Bohren einen maßgeblichen Anteil am Energieumsatz hat, wurde grundlegend überarbeitet. Mit dem neuen System ist es möglich, die beim Absenken freiwerdende Energie zurückzugewinnen. Vor allem bei tiefen Bohrungen kann so der Kraftstoffverbrauch erheblich gesenkt werden. Weitere Vorteile sind ein gesteigerter Wirkungsgrad auch beim Heben, höhere Geschwindigkeiten sowie die unabhängige Parallelbedienung mehrerer Funktionen (z.B. Hauptwinde, Vorschub, Schwenken und Kraftdrehkopf).

Sämtliche Nebenverbraucher wie Lüfterantriebe und Druckversorgungen wurden energetisch optimiert. Dies senkt nicht nur den Energieverbrauch, sondern auch die Lärmemissionen. Die bei Bauer-Geräten ohnehin schon niedrigen Druckverluste in Hydraulikschläuchen und -ventilen wurden weiter gesenkt. Die theoretischen und praktischen Untersuchungen haben gezeigt, dass die Verwendung großzügig dimensionierter Komponenten bereits nach wenigen Monaten im Betrieb amortisiert ist.

Die Steuerung des Dieselmotors wurde ebenfalls energetisch optimiert. Bei niedriger Auslastung, beim Betrieb von Nebenfunktionen (z.B. Hilfswinde) oder auch im Standby wird daher die Drehzahl des Dieselmotors dynamisch angepasst. Dadurch wird das Gerät im Betrieb deutlich leiser. Einen weiteren Beitrag zur Steigerung des Wirkungsgrades leistet ein spezielles Hydraulik-Öl, welches über weite Temperaturbereiche eine günstige Viskosität aufweist. Nicht nur die einzelnen Maßnahmen, sondern auch die optimale Abstimmung untereinander, sind Voraussetzungen für höchste Energieeffizienz. Für den Anwender ergeben sich nachfolgende Vorteile:

- Senkung des Kraftstoffverbrauchs um bis zu 30 % beim Betrieb der Hauptwinde
- Senkung des Kraftstoffverbrauchs um 10-20 % im üblichen Praxisbetrieb
- Gesteigerte Produktivität durch verbesserte Wirkungsgrade
- Unabhängige Bedienung der Funktion Hauptwinde
- Deutlich reduzierte Lärmentwicklung durch Optimierung von Dieselmotor und Lüftern
- Kostengünstige Investition durch Fokussierung auf schnell amortisierte Maßnahmen
- Bewährte und nachgewiesene Praxistauglichkeit

5 Zusammenfassung und Ausblick

Die stetig steigenden Anforderungen an mobile Arbeitsmaschinen hinsichtlich ihrer Energieeffizienz erfordern zunächst ein Werkzeug, um Effizienzsteigerungen zu messen und zu bewerten. Hierzu liefert das Forschungsprojekt TEAM mit dem Vorgehensmodell zur Bewertung der Energieeffizienz eine wichtige Grundlage.

Bei der BAUER Maschinen GmbH wurde das Vorgehensmodell angewandt, um konkrete Testverfahren für Maschinen des Spezialtiefbaus zu entwickeln. Mit diesen Testverfahren können nun unterschiedliche Maschinen verglichen und Weiterentwicklungen validiert werden. Das Energie-Effizienz-Paket EEP trägt demnach zu einer deutlichen Steigerung der Maschinen-Effizienz bei.

Weitere große Potentiale liegen in der Verfahrens-Effizienz, d.h. bei der Auswahl und Anwendung effizienter Bauverfahren. Bei erweiterter Systemgrenze und Komplexität ist für einen Vergleich die Frage zu klären: Wie kann ein bestimmtes Arbeitsergebnis möglichst effizient erzielt werden?

6 Literaturverzeichnis

Scherer P (2015) Wie viel Energie ist wenig Energie?. TEAM – Der Effizienz auf der Spur:8-11, Technische Universität Dresden

Dieses Forschungs- und Entwicklungsprojekt wurde mit Mitteln des Bundesministeriums für Bildung und Forschung (BMBF) im Rahmenkonzept „Forschung für die Produktion von morgen“ (Förderkennzeichen 02PJ2040 – 02PJ2059) gefördert und vom Projektträger Karlsruhe (PTKA) betreut. Die Verantwortung für den Inhalt dieser Veröffentlichung liegt bei den Autoren.

Effizienzsteigerung im Spezialtiefbau am Beispiel des mäklergeführten Vibrationsrammens

Dr. Kleibl, Albrecht

ABI GmbH, Niedernberg, akleibl@abi-gmbh.de

Das Vibrationsrammen ist ein relativ junges Verfahren und hat sich in den letzten Jahrzehnten immer neue Anwendungsbereiche erschlossen. Vibrationsrammgeräte gehören zu den Baumaschinen mit den größten installierten Antriebsleistungen, außerdem sind aus verschiedenen Gründen die hydraulischen Verluste bei der Leistungsübertragung relativ groß.

Vor dem Hintergrund von Klimawandel und langfristig steigenden Rohstoffpreisen ist die Frage der Energieeffizienz eine der existenziellen Fragen unserer Zeit, auch oder gerade in Bezug auf ein Verfahren, welches entscheidend zur Schadensbegrenzung bei Hochwassern eingesetzt wird.

Durch konsequente Weiterentwicklung ist es gelungen, die Effizienz sowohl des Rammverfahrens als auch der Maschinenteknik deutlich zu steigern. Dabei wurden der Einfluss von Drehzahl und Schwingweite auf die Vortriebsgeschwindigkeit untersucht, neue Antriebskonzepte ausgearbeitet und die Hydraulik optimiert. Insgesamt lassen sich, verglichen mit dem vor 10 Jahren aktuellen Stand der Technik, Einsparungen von bis zu 30 % realisieren.

1 Grundlagen

Beim Vibrationsrammen handelt es sich um ein vergleichsweise junges Verfahren, welches sich in den letzten Jahrzehnten immer neue Anwendungsbereiche erschlossen hat. Dabei wird zwischen freireitenden Vibratoren, die auf dem Rammgut sitzen und am Kranseil hängen und mäklergeführten Vibratoren, die an einem Mast (Mäklär) geführt und über diesen mit statischen Zug- oder Vorspannkräften beaufschlagt werden, unterschieden. Herzstück eines Vibrators ist die Getriebezelle. In dieser rotieren paarweise gegenläufig angetriebene Unwuchten, deren horizontale Fliehkraftkomponenten sich gegenseitig aufheben (vgl. Bild 1), so dass sich eine resultierende Kraft ergibt, die sich annähernd durch eine Sinuslinie beschreiben lässt. Die Erregerzelle ist einerseits fest mit dem Rammgut verbunden, andererseits üblicherweise mit Elastomeren an den Mäklärschlitten bzw. bei Freireitern an ein Joch, das die Erregerzelle mit seiner Gewichtskraft belastet, gekoppelt.

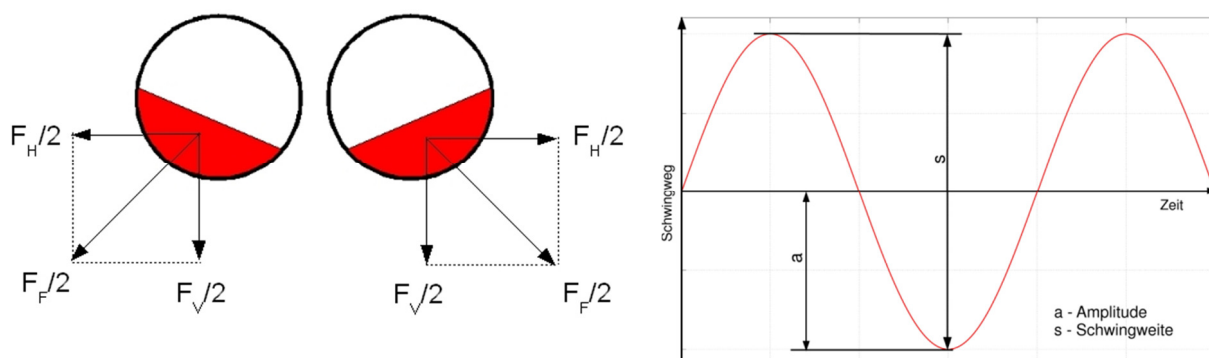


Bild 1: Schematische Darstellung von Unwuchten und Kennlinie

Umlagerungsfähigen Baugrund vorausgesetzt, bewirkt das Vibrieren Umlagerungsprozesse in der Kornstruktur, die eine Verdichtung des Bodens ermöglichen und so den Raum schaffen, den das Rammgut benötigt. Die Vortriebsrichtung wird durch statische Kräfte bestimmt, die im einfachsten Fall die Gewichte von Rammgut und Vibrator sind. Andere relevante Parameter beim Vibrationsrammen sind:

Schwingweite s

- ergibt sich zu

$$s = 2 \frac{M_{stat}}{m_{dyn} + m_R} \tag{1}$$

aus dynamischer Masse m_{dyn} des Vibrators, Rammgutmasse m_R und Unwucht M_{stat}

- ist ein Maß für das Vermögen, bei gegebenem Rammgut eine Rammaufgabe zu bewältigen (Tiefe, Bodenverhältnisse)

Drehzahl

- wesentliche Größe zur Beeinflussung der Bodenvibration
- wichtig zur Anpassung an den Baugrund
- ausschlaggebend für den Leistungsbedarf

2 Prinzip der VV-Technik

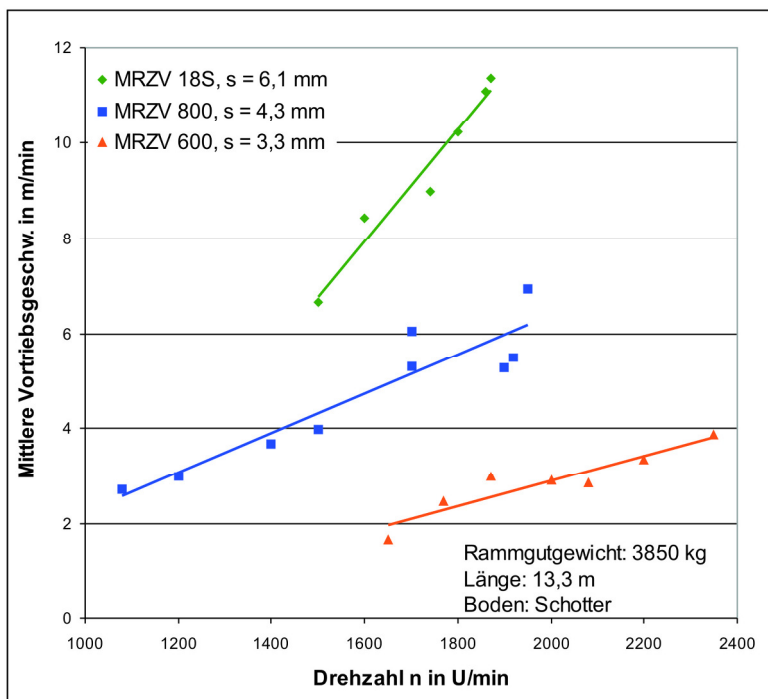


Bild 2: Vortriebsgeschwindigkeit als Funktion von Schwingweite und Drehzahl

Bild 2 zeigt anhand von Baustellenmesswerten die Vortriebsgeschwindigkeit als Funktion von Schwingweite und Drehzahl. Rammgut und Maschine waren identisch. Bemerkenswerterweise war

bei der Versuchsreihe mit größter Schwingweite und niedrigster Drehzahl, bei der auch die deutlich größten Vortriebsgeschwindigkeiten erreicht wurden, die tatsächliche Antriebsleistung niedriger als bei den beiden anderen Reihen. Aufgrund der kurzen Einbringzeit ergibt sich bei der Arbeitsweise mit niedriger Drehzahl und großer Schwingweite ein deutlich geringerer spezifischer Energieaufwand als bei den Versuchsreihen mit höherer Drehzahl und kleinerer Schwingweite.

Fliehkraft F_F des Vibrators

$$F_F = 4 \cdot M_{stat} \cdot \pi^2 \cdot n^2 \quad (2)$$

und erforderliche Leistung P am Rammgut

$$P \sim \frac{M_{stat}^2}{m_{dyn} + m_R} \quad (3)$$

sind Funktionen der Drehzahl n . Die Gleichungen 2, 1 und 3 zeigen, dass, natürlich unter Beachtung der technischen Grenzen, niedrige Drehzahlen bei großen Schwingweiten Energieeinsparung ermöglichen.

Häufig, beispielsweise bei bindigen Böden, kann die Vortriebsgeschwindigkeit deutlich gesteigert werden, wenn die Drehzahl zugunsten der Schwingweite reduziert wird. Andererseits besteht jedoch oft die Forderung nach hoher Drehzahl, beispielsweise um Schäden durch Bodenvibration zu vermeiden oder bei Feinsand. Um die von der Maschine angebotene Leistung in einem möglichst großen Drehzahlbereich vollständig nutzen zu können, hat ABI Vibratoren entwickelt, deren Antriebsmotoren über verstellbares Schluckvolumen verfügen.

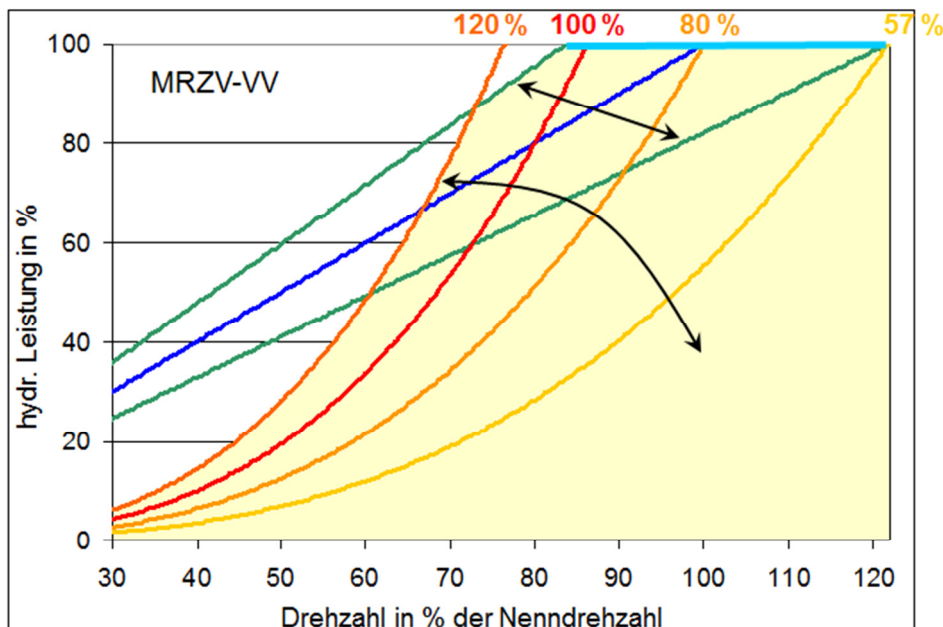


Bild 3: Schematische Darstellung von Leistungskennlinien beim Vibrationsrammen

Das Diagramm in Bild 3 zeigt schematisch den Leistungsbedarf beim Rammvorgang (rote Linie) und die am Vibrator bei gegebenem Druck und konstantem Schluckvolumen verfügbare Leistung (blau) als Funktion der Vibratordrehzahl. Orange sind Linien, die den Leistungsbedarf bei verändertem stati-

schen Moment zeigen. Im gewählten Beispiel ist ein Vibrator mit konstantem Schluckvolumen nicht geeignet, die von der Maschine angebotene Leistung bei maximalem statischen Moment vollständig umzusetzen. Die Ausnutzung der hydraulischen Leistung wäre nur bei reduziertem statischen Moment und höherer Drehzahl, die bei herkömmlich ausgelegten Vibratoren möglicherweise über der Nenn-drehzahl liegen würde, möglich. Die grünen Linien zeigen, wie sich eine Änderung des Schluckvolumens der Hydraulikmotoren auswirkt. Die von der Maschine angebotene Leistung kann über einen weiten Drehzahlbereich vollständig umgesetzt werden, wobei frei wählbar ist, ob bei reduzierter Drehzahl und maximaler Unwucht oder bei hoher Drehzahl und reduzierter Schwingweite gearbeitet werden soll.

Vibratoren mit verstellbaren Hydraulikmotoren werden mit dem Nachsetzzeichen VV angeboten und zeichnen sich durch folgende Vorteile aus:

- Die Umsetzung der verfügbaren hydraulischen Leistung ist meist vollständig möglich, ebenso ein optimaler Rammwirkungsgrad.
- Das installierte Moment kann bei gleicher Antriebsleistung größer gewählt werden, was größere Schwingweiten bzw. schwerere Rammaufgaben ermöglicht.
- Der große Frequenzbereich erweitert die Einsatzmöglichkeiten.
- Der hydraulische Volumenstrom kann bei gleichbleibender Vibratordrehzahl reduziert werden.

3 Neues Mäklerprinzip

Mäkler dienen der Führung von Arbeitsgerät und Rammgut bzw. Bohrwerkzeug, als Drehmomentstütze sowie der Einleitung von Vorspann- und Zugkräften. Es ist zwischen Starrmäklern und Teleskopmäklern zu unterscheiden. Starrmäkler sind einfacher aufgebaut, Teleskopmäkler leichter zu transportieren und vorteilhaft im Handling, beispielsweise aufgrund der definierten Führung der Hydraulikschläuche.

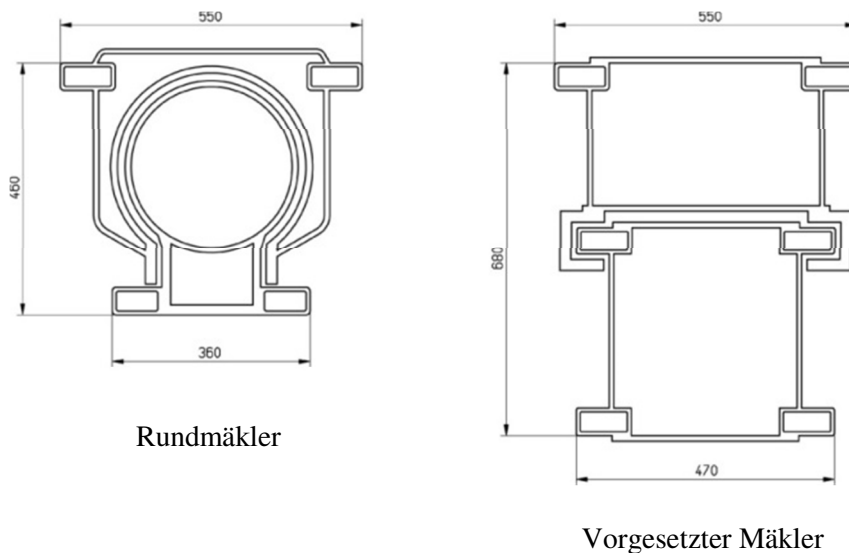


Bild 4: Prinzipieller Aufbau herkömmlicher Teleskopmäkler

In Bild 4 sind Prinzipskizzen (Horizontalschnitte) der beiden herkömmlichen Teleskopmäklerprinzipien dargestellt. Diese sind mit systembedingten Nachteilen verbunden. Der Rundmäkler neigt aufgrund des geschlitzten Außenmäklers bei Torsionsbelastung zum Ausweichen und ist hinsichtlich der Materialausnutzung nicht optimal, beim vorgesetzten Mäkler vergrößert sich der Abstand zwischen

Kinematik und Rammgut, was die Reibung der Führungen vergrößert und Nachteile bei der Standstabilität mit sich bringt, außerdem greift der Teleskopierzylinder immer außermittig an.

4 Optimierung der Hydraulik

Vibrationsrammgeräte gehören zu den Baumaschinen mit dem höchsten Energieverbrauch, sie sind mit starken Motoren bestückt und werden, von Ausnahmen abgesehen, hydraulisch angetrieben. Die vergleichsweise großen hydraulischen Verluste lassen sich auf folgende Besonderheiten zurückführen:

- Aufgrund der hohen Antriebsleistungen (mäklergeführt bis über 500 kW, Freireiter bis über 1000 kW) werden große Volumenströme gefahren.
- Die hydraulischen Leitungen zwischen Pumpe und Verbraucher sind lang, bei mäklergeführten Vibratoren werden Gesamtlängen von über 50 m erreicht, bei Freireitern oft noch mehr.
- Die erforderliche Mobilität der Maschinen erfordert flexible Leitungen, Rohre können kaum verwendet werden, die Querschnitte sind begrenzt.
- Im Gegensatz zu anderen Baumaschinen, die beispielsweise mit Hydraulikzylindern arbeiten, benötigt ein Vibrator immer, auch wenn keine Leistung abgenommen wird, einen Ölvolumenstrom um die Drehzahl zu halten. Charakteristisch für das Vibrationsrammen ist dabei, dass sehr häufig im Teillastbereich gearbeitet wird.

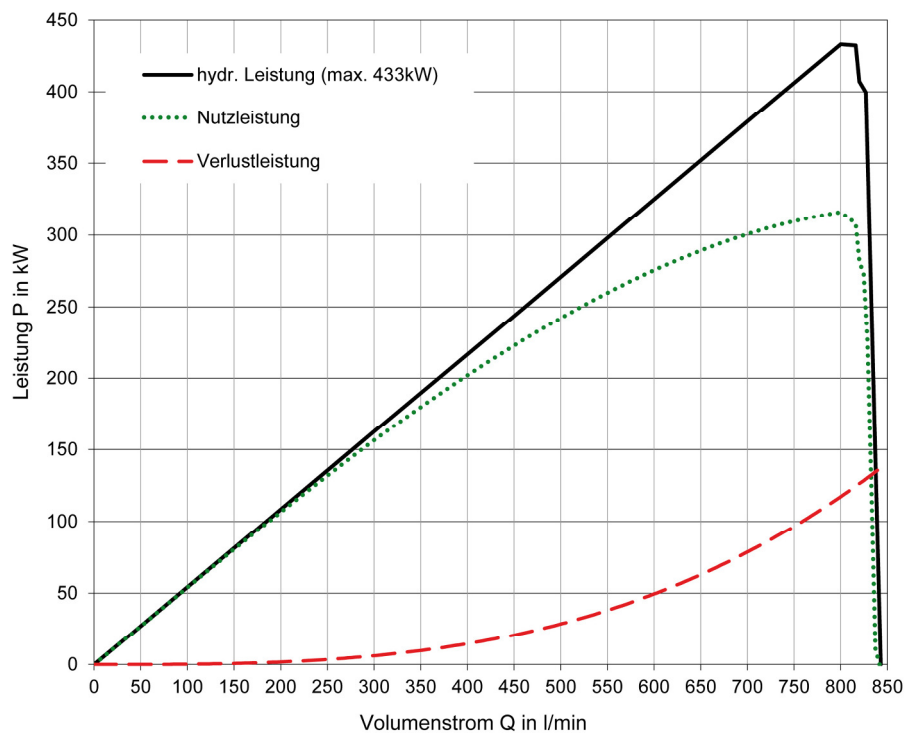


Bild 5: Hydraulische Leistungen einer herkömmlichen Maschine mit 470 kW Dieselmotorleistung

Das Diagramm in Bild 5 zeigt die hydraulische Leistung der Pumpe (schwarz), die Verluste im System (rot) und die am Arbeitsgerät verfügbare Leistung (grün). Bei älteren Maschinen musste in Kauf genommen werden, dass die hydraulischen Verluste bei Vibratorrendrehzahl sehr hoch waren, unabhängig davon, ob Leistung abgerufen wurde oder nicht. Im Teillastbereich lag die Verlustleistung teilweise höher als die Nutzleistung.

Im Teillastbereich reicht ein geringerer hydraulischer Volumenstrom zur Leistungsübertragung aus. Die hydraulischen Verluste lassen sich dabei deutlich reduzieren. Voraussetzung für eine Reduzierung

des Volumenstroms bei konstanter Vibratordrehzahl ist ein Vibratorantrieb mit variablem Schluckvolumen. Eine solche Steuerung bietet ABI im Paket mit anderen effizienzsteigernden Maßnahmen als Efficiency Drive an.

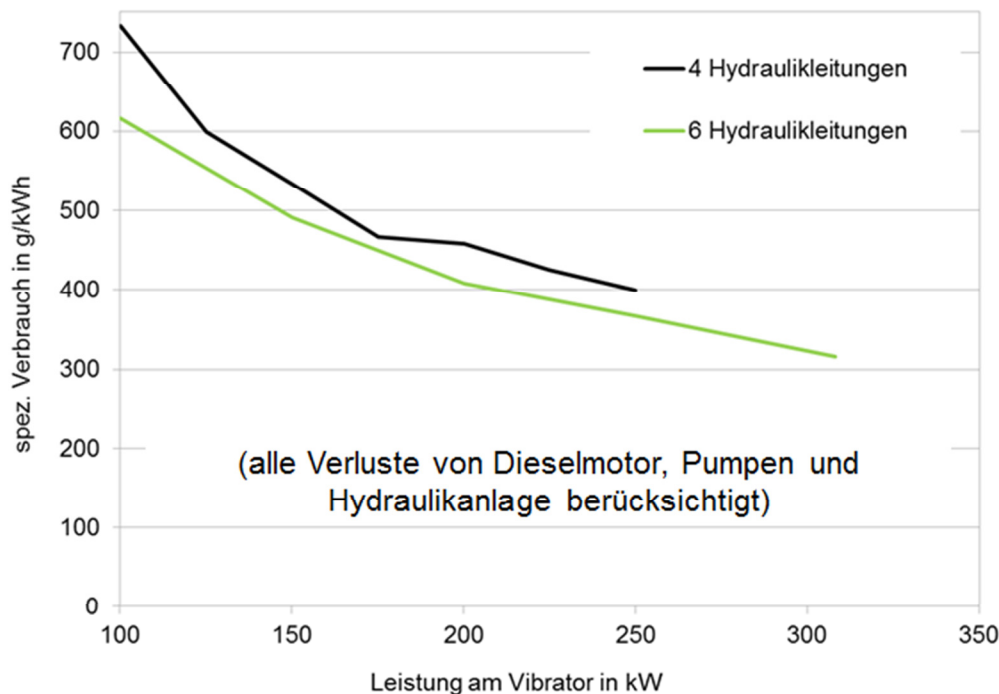


Bild 6: Effizienz- und Leistungssteigerung durch größere Querschnitte der Arbeitshydraulik

Eine andere Möglichkeit, die Effizienz der Hydraulikanlage zu steigern, ist die Vergrößerung der Querschnitte. Da größere Hydraulikleitungen problematisch unterzubringen sind, werden bei neueren Maschinen sechs statt bislang vier Leitungen installiert. Wie Bild 6 an einem Beispiel zeigt, lässt sich dadurch die Leistung am Vibrator steigern und der Spritverbrauch senken.

5 Efficiency Drive

Efficiency Drive ist ein optional verfügbares Paket effizienzsteigernder Maßnahmen. Dazu gehören:

1. Anpassung des hydraulischen Volumenstroms an die am Vibrator abgerufene Leistung. Das geschieht sowohl über Einstellung des Schluckvolumens der Hauptpumpen als auch über Steuerung der Dieselmotordrehzahl. Durch Reduzierung des Volumenstroms im Teillastbetrieb und im Vibratorleerlauf werden, wie in Kapitel 4 beschrieben, die Verluste bei der Übertragung der hydraulischen Leistung deutlich mindern. Durch Anpassung der Dieselmotordrehzahl lassen sich unwirtschaftliche Betriebszustände des Dieselmotors (geringe Leistungsabgabe bei hoher Drehzahl) vermeiden.
2. Als Autogas wird eine Steuerung bezeichnet, die den Dieselmotor immer dann, wenn der größte Verbraucher, der Vibrator, nicht arbeitet, auf Leerlaufdrehzahl abregelt und diese Drehzahl bedarfsgerecht an andere Funktionen wie beispielsweise Fahren, Oberwagen drehen oder Kinematik bewegen anpasst.
3. Während die Lüfter der Hydraulikkühler bei herkömmlichen Maschinen relativ grob gesteuert werden und auch bei kaltem Öl und niedrigen Außentemperaturen mit geringer Drehzahl mitlaufen, werden diese im Efficiency Drive in Abhängigkeit von der am Arbeitsgerät zulässigen Ölviskosität sehr dosiert angesteuert. Auf diese Weise wird Energie gespart, die Lär-

mentwicklung reduziert und bei niedrigen Außentemperaturen die am Arbeitsgerät verfügbare Leistung gesteigert.

4. Der Strömungswiderstand der Arbeitshydraulik wird mit besonders effizienten, aber teuren, Komponenten reduziert, diese Maßnahmen wirken sich besonders im Vollastbetrieb bei hohen Volumenströmen aus.

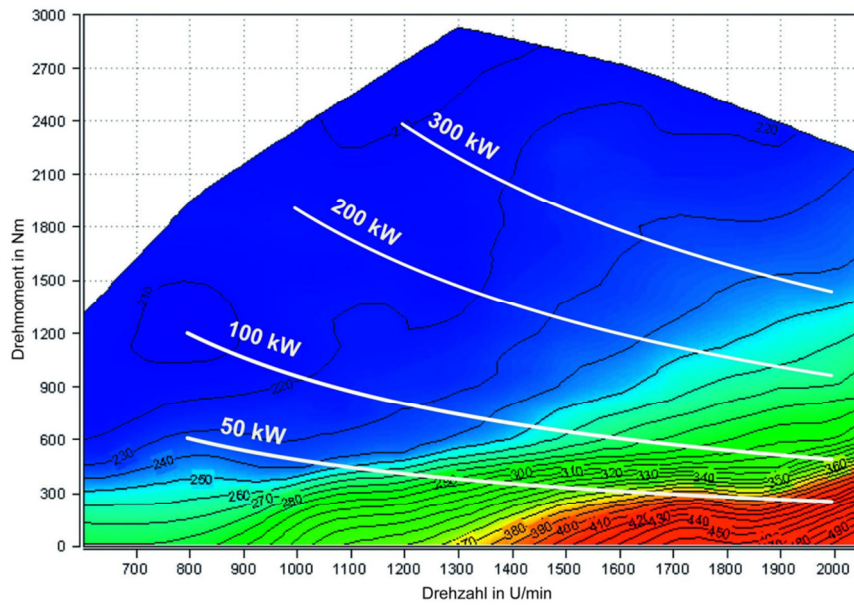


Bild 7: Kennfeld eines CAT-470 kW-Dieselmotors



Masterarbeit: Modellvibrationsramme mit 3 überlagerten Schwingungen

Entwicklung und Ausgestaltung eines Versuchs- und Demonstrationsapparats zur Erzeugung einer asymmetrischen, gerichteten Schwingung aus drei Sinusschwingungen mit mechanischer Wirkrichtungsumkehr für Auf- und Abwärtsbetrieb



Autor:
Simon Weyers
geboren am 14.06.1990
SG Maschinenbau
SR Konstruktionstechnik
u. Elektromobilität

Betreuung:
Prof. Dr.-Ing. M. Kröger,
Dr.-Ing. L. Schumacher

Aufgabe:

- vibrationsramme nach Prinzip des gerichteten Vibrierens mit 3 Unwuchtenfrequenzen
- Drehzahlverhältnis: 1 : 2 : 3
- Verhältnis der stat. Momente: 27 : 6 : 1
- Wirkrichtungsumkehr
- Betrieb an 230V/ 1GA
- transportabel (<40kg)

Bearbeitung:

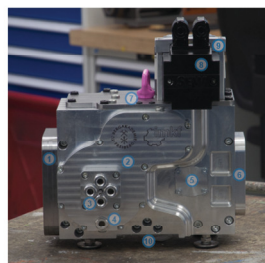
Juli 2014 - Dezember 2014
bis April 2015 weitergeführt

Ergebnisse:

Kennzahlen der Maschine:

- 10 kN max. Pulskraft bei 30 Hz und 3,3 kN Gegenkraft
- 1 kW max. Motorleistung bei 230V u. max. 16A
- 38 kg (Erregerzelle, trocken) 7,1 kg ges. Unwuchtmasse
- händisch umzustellende Wirkrichtung
- Fertigung und Montage durch Institutswerkstatt und ZBT

Für die Gründung von Spundbohlen oder Pfählen wird im Baugewerbe das Vibrieren eingesetzt. Hierbei wird mit Hilfe von in das Bauteil eingeleitete Schwingungen das Erdreich lokal gelockert und das Einbringen der Gründungsbauteile ermöglicht. Konventionelle Vibrationsrammen setzen dabei auf sinusförmige Schwingungen. Grundlage der zu erarbeitenden Konstruktion war die Veränderung der Schwingungen zu einer asymmetrischen, gerichteten Schwingung, welche das Einbringen und Herausziehen von Bauteilen effizienter gestalten soll. Die Aufteilung der Kräfte auf spezifische Drehzahlverhältnisse, folgt dabei einer vorangegangenen mathematischen Optimierung des überlagerten Kraftverlaufs. Zum Zweck der Erprobung und Demonstration soll ein Modellgerät im Labormaßstab erarbeitet, fertigungsreif auszukonstruiert und schließlich gefertigt werden.



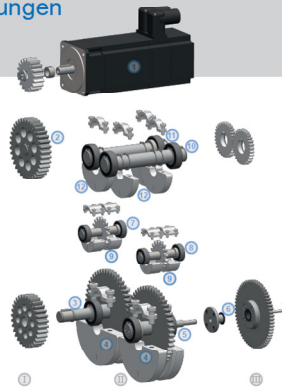
Rückansicht: 1 Ausgleichsmasse, 2 Deckel Getriebestufe III mit 3 Kupplungsstufen u. 4 Öltschauglas, 5 Lagerdeckel Welle 2, 6 seitliches Zugangsdeckel, 7 Kranhaken, 8 Antriebsmotor mit Lagesensor- und Leistungsanschluss, 9 Motorsiederhalter, 10 Montagepunkt für Rammgut



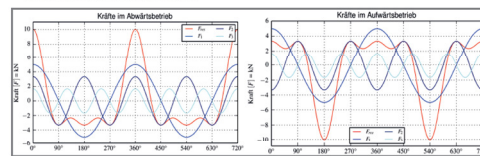
Vorderansicht: 1 Ausgleichsmasse, 2 Deckel Getriebestufe I mit 3 Öltschauglas, 4 Öltschaugläser Stufe II, 5 Lagerdeckel Welle 3, 6 seitlicher Zugangsdeckel, 7 Beiliftung, 8 Antriebsmotor, 9 temporäre Füße, 10 Montagepunkt für Rammgut



1 Erregerzelle mit 2 Leistungselektronik 3 Drehzahlleistung (grob u. fein), 4 Leistungskabel, 5 Datenkabel, 6 Stromanschluss 230V 16A (alle Fotos vom 22.04.2015)



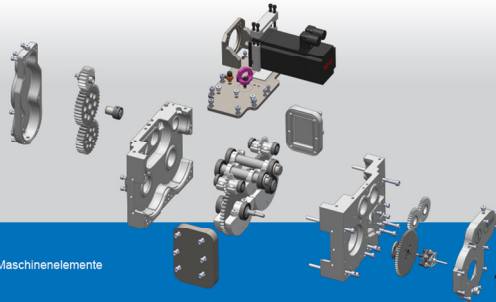
OBER: Explosion der Funktionsbestandteile - Getriebe in drei Stufen (I, II u. III)
1 Antriebsmotor, 2 Zusatzwelle, 3 Welle 2, 4 großes Unwuchtstufenpaar, 5 Welle 3 m, 6 Kupplung, 7 Welle 4, 8 Welle 5, 9 kleines Unwuchtstufenpaar, 10 Welle 6, 11 Welle 7, 12 mittleres, umkehrbares Unwuchtstufenpaar
UNTEN: angestrebter, überlagertes Kraftverlauf mit Leitkräften (gemäß Optimierung - J. Wiegand) bei 1800 min⁻¹ Welle 2/3 oder 3000 min⁻¹ Motordrehzahl -> 30 Hz Schlagfrequenz jeweils für den Auf und Abwärtsbetrieb



Als Ergebnis der Arbeit wurde die Konstruktion eines Versuchsgärts erarbeitet und umfanglich mit der Werkstatt abgestimmt. Die Konstruktion setzt auf drei Paare von Unwuchten, welche gemeinsam die gewünschte asymmetrische Schwingung erzeugen. Der Schwerpunkt der Maschine muss dabei in der Achse der Kraftüberlagerung liegen. Angetrieben wird das Getriebe der Maschine durch einen Servosynchronmotor mit einer Leistung von circa 1 kW.

Aus dieser Leistung soll die Maschine eine Schwingung mit 10 kN maximaler Wirkkraft in Vortriebsrichtung bei 30 Hz erzeugen. Die entstehende Kraft in Gegenrichtung ist dabei nur 1/3 so groß, wie dies mit symmetrischem Kraftverlauf der Fall wär. Unnötiges Herausziehen des Rammguts kann vermindert und die Effizienz des Eintreibens erhöht werden. Der gesamte Apparat wiegt dabei weniger als 40 kg. Besonders ist die Funktion der Maschine, durch Betätigung einer Kupplung vor dem mittleren Unwuchtstufenpaar, sowohl Gegenstände eintreiben zu können, als auch unterstützt wieder herauszuholen.

Die geamnte Maschine wurde in den Werkstätten der Fakultät und des Instituts gefertigt. Die Leistungselektronik wurde dazu von C. Berndt zusammengestellt und nach seinen Vorgaben gebaut. Die Fertigung aller Nicht-Normbauteile wurde führend von S. Zippel geleitet und durchgeführt. Alle Fräsarbeiten und Dreharbeiten wurde mit Hilfe der Werkstatt realisiert und im Anschluss montiert. Die als Halbzeug zugekauften Zahnräder wurde weiterbearbeitet und anschließend plasmabehandelt, für bessere Wälzfestigkeit. Am 22.04.2015 konnte die Montage erfolgreich abgeschlossen und das Testen der Maschine begonnen werden.



Abrasivitätsuntersuchung in Boden und Fels – ein aktueller Überblick

Dr. Plinninger, Ralf

Dr. Plinninger Geotechnik, Kirchweg 16, D-94505 Bernried,
E-Mail: geotechnik@plinninger.de

Prof. Dr.-Ing. Alber, Michael

Arbeitsgruppe Ingenieurgeologie/Felsbau,
Ruhr-Universität Bochum, Universitätsstr. 150,
D-44780 Bochum, E-Mail: michael.alber@rub.de

Die Beurteilung der Abrasivität – d.h. des spezifischen Potentials eines Locker- oder Festgesteins, Verschleiß an einem zur Lösung oder Bearbeitung eingesetzten Werkzeug zu verursachen – ist spätestens seit den 90er Jahren des vergangenen Jahrhunderts zu einem zunehmend festen Bestandteil der Baugrunderkundung und Bauausführung im Tief-, Tunnel- und Spezialtiefbau geworden. Im Festgestein muss der CERCHAR-Versuch und der dabei ermittelte Abrasivitätsindex CAI mittlerweile als „Standardverfahren“ angesehen werden. Darüber hinaus werden aber auch mineralogisch-petrographische Ansätze erfolversprechend eingesetzt, die auf der Ermittlung relevanter Eigenschaften wie Mineralgehalt und einaxialer Gesteinsdruckfestigkeit beruhen. Einer der hieraus abgeleiteten Indexwerte ist z.B. der „Rock Abrasivity Index“ (RAI). Ausgehend von Ansätzen und Untersuchungsverfahren im Festgestein ist die Untersuchung von Lockergesteinen seit einigen Jahren vermehrt Gegenstand der Forschung, wobei der Prozess der Weiterentwicklung insbesondere in diesem Bereich noch nicht abgeschlossen scheint.

1 Werkzeugverschleiß – ein relevanter Leistungs- und Kostenfaktor

Ob maschineller oder konventioneller Tunnelvortrieb, Sprenglochbohrung in der Gewinnungsindustrie, Ankerlochbohrung, Geothermiebohrung oder Baugrund- und Lagerstättenexploration – der Verschleiß an den zur Gebirgslösung eingesetzten Werkzeugen stellt seit jeher einen äußerst relevanten, Leistung und Unkosten beeinflussenden Faktor dar. Verschleißphänomene wirken sich dabei nicht nur direkt (über die mit der Werkzeugneubestückung verbundenen Lohn- und Stoffkosten) auf den Bauablauf aus, sondern beeinflussen in vielfältiger Weise auch indirekt Vortriebsleistung sowie Rüst- und Wartungsaufwand. Nachstehende Abb. 1 zeigt beispielhaft das Absinken der Werkzeugpenetration – und damit Löseleistung – mit fortschreitendem Verschleiß einer Bohrkronen. Ähnliche Tendenzen sind ebenso für andere Werkzeugbauformen, wie Rundschäftmeißel oder Disken nachzuweisen.

Bei Verschleißvorgängen handelt es sich grundsätzlich um sehr komplexe Systeme mit Wechselbeziehungen zwischen Werkzeug, Gebirge, Spülmedien, Luft und Gesteinsbruchstücken. Der Verschleiß am Werkzeug ist dabei nur eines von vielen Resultaten des Verschleißvorgangs. Die komplexe Struktur der Verschleißsysteme führt dazu, dass eine ganze Reihe von Faktoren aus den Bereichen Geologie, Maschinen / Werkzeuge sowie Logistik / Baubetrieb erheblichen Einfluss auf Art und Werkzeugverschleißrate nehmen können (siehe u.a. PLINNINGER, 2002).

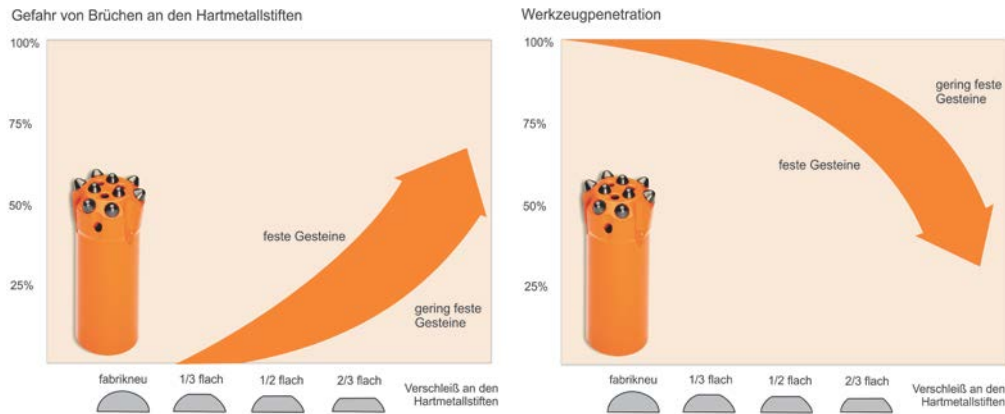


Abb. 1: Schematische Darstellung abnehmender Bohrkronenpenetration mit zunehmendem Abrasivverschleiß an den Hartmetallstiften (nach Unterlagen ATLAS-COPCO)

Die geologischen Einflüsse auf den Werkzeugverschleiß werden unter dem Begriff der „Abrasiveität“ zusammengefasst. Unter „Abrasiveität“ versteht man also die Fähigkeit eines Gebirges bzw. Gesteins, Verschleiß am Bohrwerkzeug hervorzurufen. Diese Abrasiveität ist dabei keinesfalls eine absolute Größe, sondern ist auf Art und Eigenschaften des Lösewerkzeuges, als auch herrschende Systembedingungen (Druck, Temperaturzustände, etc.) zu beziehen.

Zur Untersuchung der Abrasiveität sind grundsätzlich eine Vielzahl von Prüfverfahren denkbar, die – abhängig von Zielsetzung und Kostenaufwand – unterschiedlich aussagekräftige Prognosekennwerte liefern können. Dabei kann zwischen 6 verschiedenen Kategorien unterschieden werden, die vom Betriebsversuch bis hin zum Modellversuch mit einfachen Prüfkörpern und mineralogischen oder chemischen Untersuchungen reichen (Abb. 2).

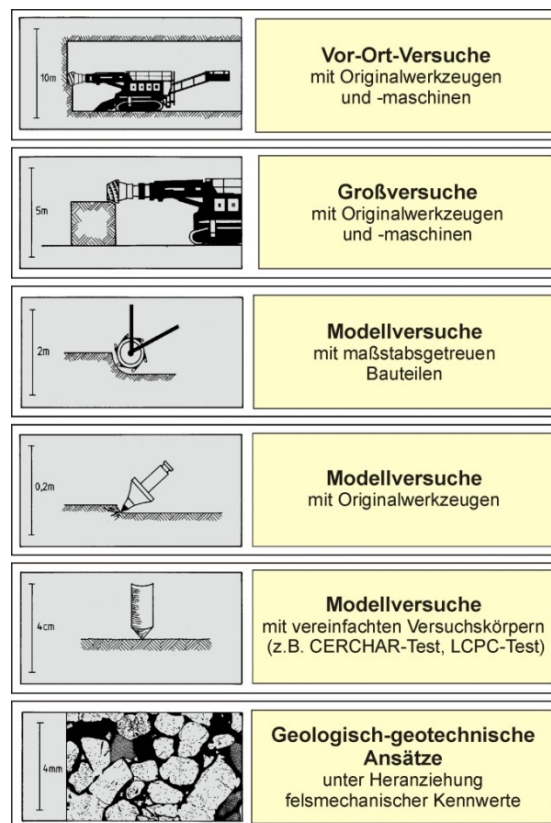


Abb. 2: Kategorien der Verschleißprüfung in Anlehnung an DIN 50322 am Beispiel einer Teilschnittmaschine.

2 Abrasivitäts-Untersuchungsverfahren im Festgestein

Ausgehend von einem normativen „Vakuum“ in diesem Bereich haben mit zunehmendem Erkenntniszuwachs und dem Einsetzen entsprechender Gremien- und Normenarbeit bis dato folgende Verfahren und Vorgehensweisen Eingang in entsprechende Regelwerke gefunden:

- der CERCHAR-Versuch und der dabei ermittelte CERCHAR-Abrasivitätsindex CAI, ein Modellversuch, der mittlerweile als „Standardverfahren“ angesehen werden muss. Dies wird z.B. auch durch entsprechende, aktuelle Großprojekte belegt, bei denen z.B. die Vergütung von TBM-Vortrieben auf diesen Indexwerten bezogen wird;
- herkömmliche, mineralogisch-petrographische Ansätze, die auf der Ermittlung relevanter Eigenschaften wie Mineralgehalt und einaxialer Gesteinsdruckfestigkeit beruhen sowie komplexere, daraus abgeleiteten Indexwerte, wie z.B. der „Rock Abrasivity Index“ (RAI).

Alle drei Verfahren werden in den folgenden Absätzen 2.1 bis 2.3 in ihren Grundzügen beschrieben

2.1 CERCHAR-Test

Der Abrasionsversuch nach den Prüfeempfehlungen des CERCHAR basiert auf einem definierten Prüfstift, der bei konstanter Auflast über 10 mm eines Prüfkörpers gezogen wird (Abb. 3). Der CERCHAR Abrasivitätsindex (CAI) errechnet sich als Mittelwert über meist 5 Einzelversuche aus der Breite der am Prüfstift entstandenen kegelstumpfförmigen Verschleißphase.

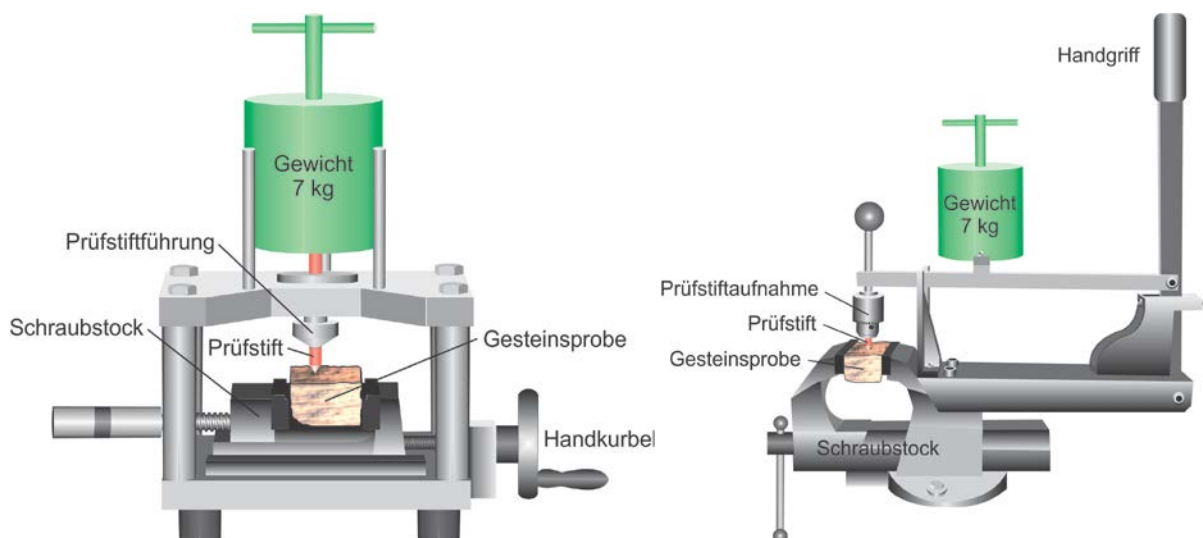


Abb. 3: Cerchar-Abrasivitätsversuch: Typisches Prüfgerät (links) und auf Gesteinsprobe aufgesetzter Prüfstift vor dem Versuch (rechts).

Die mittlerweile erschienene ISRM Suggested Method (ALBER ET AL., 2013) und die im Frühjahr 2015 verabschiedete Empfehlung Nr. 23 des AK 3.3. „Versuchstechnik Fels“ der DGGT (in Druck) werden zu einer weiteren Vereinheitlichung der Prüfbedingungen und zur Vergleichbarkeit von an verschiedenen Instituten ermittelten Prüfergebnissen beitragen.

Kernpunkte der beiden weitestgehend harmonisierten Prüfeempfehlungen sind dabei insbesondere:

- die Vorgabe einheitlicher Prüfstifte in Bezug auf Stahlsorte (Werkzeugstahl 115CrV4; Werkstoff-Nr. 1.2210 nach DIN EN 10027-2, 1992) und Härte (HRC 55±1), verbunden mit der Vorgabe, die tatsächliche Härte eines jeden Prüfstiftes mindestens einmal vor der ersten Benutzung zu bestimmen und zu dokumentieren;

- der Bezug auf eine bruchraue Prüfoberfläche als Standardfall, mit der Möglichkeit, in besonderen Fällen auch auf die Prüfung sägerauer Oberflächen zurückgreifen zu können (Sonderfallregelung), inkl. der Darstellung einer Empfehlung für eine Umrechnung der auf sägerauen Oberflächen gemessenen Kennwerte;
- eindeutige Vorgaben für die Auswertung der Prüfstiftabnutzung in Draufsicht und Seitenansicht, inklusive der Abgrenzung „gültiger“ und „ungültiger“ Versuche;
- Empfehlung für die Prüfung anisotroper Gesteine.
- Harmonisierte Klassifizierung in 7 Klassen, von „extrem niedrig“ / „extremely low“ (CAI < 0,4) bis „extrem hoch“ / „extremely high“ (CAI ≥ 5) klassifiziert.

Bei der Interpretation des CAI ist zu beachten, dass der Modellversuchsindex nur Einflussgrößen im Maßstabbereich des intakten Gesteins wiedergeben kann, also strenggenommen nur das Potential des Gesteins für mehr oder minder kontinuierlichen Abrasivverschleiß am Werkzeug beschreibt. Gebirgs-einflüsse, wie Wechsellagerungen verschiedener Gesteine, Trennflächen-, Bergwasser oder auch Spannungseinflüsse bleiben bei der Ermittlung des CAI unter „Laborbedingungen“ unberücksichtigt.

So ist z.B. für die Anwendung für den Bau tiefliegender Tunnel oder im tiefen Bergbau zu beachten, dass vor allem Gesteine mit hoher Porosität oder geringem Elastizitätsmodul durch Spannungsumlagerungen an der Ortsbrust komprimiert werden können und durch eine derartige Einspannung in situ erhöhte CAI-Werte auftreten können. Laboruntersuchungen dieses Phänomens haben gezeigt, dass der maßgebliche in-situ CAI unter solchen Bedingungen um bis zu 100 % gegenüber dem „Laborwert“ erhöht sein kann (ALBER, 2008)

2.2 Petrographisch-Geotechnische Verschleißindices

Die Verwendung herkömmlicher geologisch-felsmechanischer Kennwerte zur Beurteilung der Abrasivität von Festgesteinen hat eine lange Tradition im Felsbau, die sich bis auf FRANZ VON RZIHA („Lehrbuch der gesamten Tunnelbaukunst“, 1874) und weiter zurückverfolgen lässt.

Erste Ansätze berücksichtigten vor allem den Quarzgehalt eines Gesteins, dessen wesentliche Rolle als schleißscharfes und gleichzeitig sehr weit verbreitetes gesteinsbildendes Mineral bald erkannt wurde. Durch die Einbeziehung von Kennwerten für die Mineralhärte wurde es möglich, ebenso auch andere Minerale als Quarz bei der Bewertung zu berücksichtigen, indem diese entsprechend ihrer jeweiligen Härte gewichtet und miteinander zu einem einzigen Leitparameter für das gesamte Gestein verrechnet wurden.

Als Härte Kennwerte werden bis heute die bereits zu Beginn des 19. Jahrhunderts entwickelten Systeme der MOHS'schen Ritzhärte (FRIEDRICH MOHS, 1812-1824), der ROSIWAL'schen Schleifhärte (AUGUST KARL ROSIWAL, 1896, 1916) oder die mit einem statischen Eindringversuch ermittelte, 1925 von SMITH & SANDLAND entwickelte und nach der britischen Flugzeugbaufirma VICKERS benannte VICKERS-Härte verwendet.

Es entstanden auf dieser Basis auch heute noch übliche geotechnische Verschleißindices wie der auf der MOHS-Härte basierende „*Abrasiv Mineral Content*“ („AMC“), der im angloamerikanischen Raum auch als „*Mean Hardness*“ bezeichnet wird, der vor allem in Mitteleuropa weit verbreitete „*Äquivalente Quarzgehalt*“ (auch „Quarzäquivalent-Gehalt“), der die auf Quarz bezogene ROSIWAL-Schleifhärte verwendet, oder die vor allem im skandinavischen Raum angewandte „*Vickers Hardness Number of the Rock*“ („VHNR“), bei der die Einzelminerale mit ihren entsprechenden VICKERS-Mineralhärten verrechnet werden.

Die Verwendung der bisher vorgestellten Indexwerte hat jedoch auch gravierende Nachteile, da ausschließlich Quantität und Qualität des Mineralinhalts berücksichtigt werden und andere die Abrasivität beeinflussende Parameter - wie vor allem die Festigkeit des Gefügeverbands, aber auch die Kornformen und Korngrößen der schleißscharfen Minerale - unberücksichtigt bleiben. Die Tragweite dieser Feststellung wird insbesondere deutlich, wenn auf Basis dieser Indexwerte die hypothetische Abrasivität eines rezenten Strandsands (Lockergestein), eines mittelfesten Sandsteins und eines hochfesten Quarzits mit ansonsten identischem Mineralanteil bewertet werden soll (Abb. 4) – allen drei Sedimenten werden identische Quarzäquivalent-Gehalte, VHNR oder AMC zugeordnet!

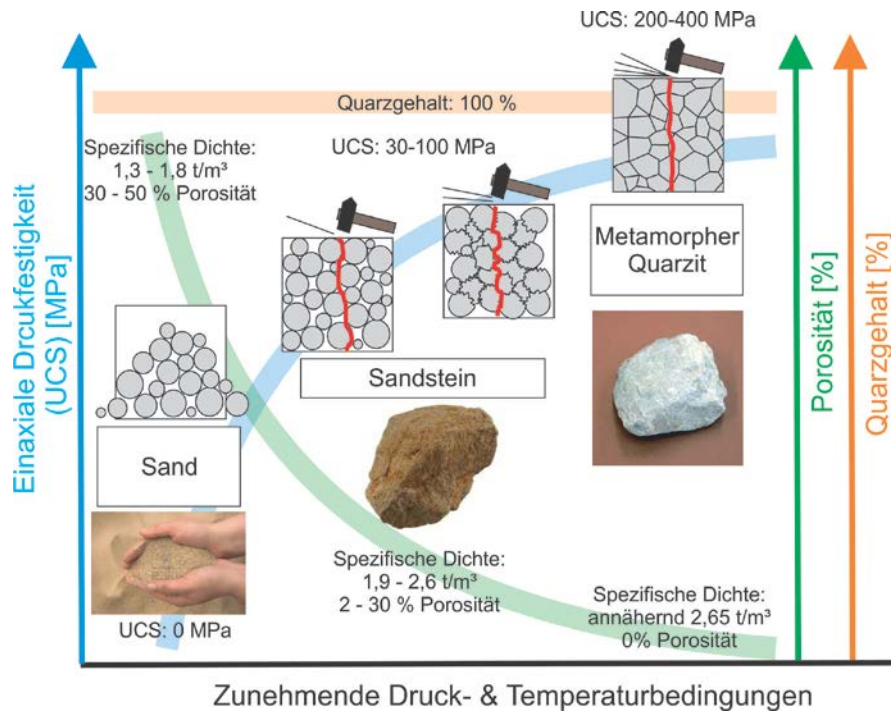


Abb. 4: Schematische Darstellung der Entwicklung wesentlicher Gesteinsparameter eines Quarzsands – Sandsteins - Quarzits während der Diagenese und Metamorphose.

2.3 Rock Abrasivity Index (RAI)

Der Gesteinsabrasivitäts-Index RAI („Rock Abrasivity Index“) stellt eine 2002 eingeführte Weiterentwicklung des Äquivalenten Quarzgehalts dar (PLINNINGER, 2002). Der RAI stellt in der vorliegenden Form einen einfachen und mit weit verbreiteten Kennwerten bestimmbar geologisch-geotechnischen Index dar. Er berücksichtigt den vor allem für den Abrasivverschleiß relevanten Gehalt schleißscharfer Minerale sowie die Festigkeit des Gefügeverbands, die sowohl für Abrasivverschleiß, als auch für Verschleiß durch Sprödbbruch relevant ist. In die Berechnung gehen der zum Äquivalenten Quarzanteil verrechnete modale Mineralbestand sowie die Einaxiale Druckfestigkeit des Gesteins gemäß Gleichung 1 ein.

Gleichung 1: Bestimmung des Rock Abrasivity Index RAI.

$$RAI = \sum_{i=1}^n A_i \cdot S_i \cdot UCS$$

mit RAI	Rock Abrasivity Index	[]
UCS	Einaxiale Druckfestigkeit	[MPa]
A _i	Anteil der Mineralart	[%]
S _i	Rosival-Schleifhärte (bezogen auf Quarz)	[]
n	Anzahl aller Minerale	[]

Der höchste, bisher bestimmte RAI liegt dabei bei rd. 360 (Quarzite mit rd. 360 MPa Einaxiale Druckfestigkeit und rd. 100 % Quarzgehalt), Werte bis rd. 500 erscheinen für baurelevante Gesteine möglich. Nach unten hin (Übergang zu Lockergesteinen) werden die minimal bestimmbar Werte nur technisch (insbesondere durch die Auflösung der Druckfestigkeitsprüfung) begrenzt.

Dabei ist festzustellen, dass die Verknüpfung mineralogisch-petrographischer und felsmechanischer Kennwerte zu einem komplexeren Indexwert selbst kein Novum darstellt. Mit dem SCHIMAZEK-Verschleißindex (SCHIMAZEK & KNATZ, 1970, 1976), der aus Quarzgehalt, mittlerem Quarzkorndurchmesser und Gesteinszugfestigkeit ermittelt wird sowie dem modifizierten SCHIMAZEK-Verschleißindex nach EWENDT (1989), der als Eingangskennwerte den Äquivalenten Quarzgehalt, den Punktlastindex I₅₀ und die Quarzkorngröße verwendet, liegen vergleichbare ältere Ansätze vor, deren

Anwendbarkeit lediglich durch weniger verbreitete Festigkeitskennwerte (Spaltzugfestigkeit bzw. Punktlastindex) sowie die aufwändig zu bestimmenden Korngrößenparameter eingeschränkt wird.

Die im Laufe der Anwendung gemachten Erfahrungen haben gezeigt, dass sich der RAI im Festgestein gut mit dem CERCHAR-Abrasivitätsindex CAI korrelieren lässt. Neben der empirischen, polynomischen Regression, die in Abbildung 5 dargestellt ist, stellt SCHUMACHER (2004) auch eine praxistaugliche, quadratische Korrelation vor (Gleichung 2):

Gleichung 2: Empirische Korrelation von RAI und CAI.

$$CAI = 0,9 \cdot \sqrt[3]{RAI}$$

mit CAI CERCHAR Abrasivitäts Index []
RAI Rock Abrasivity Index []

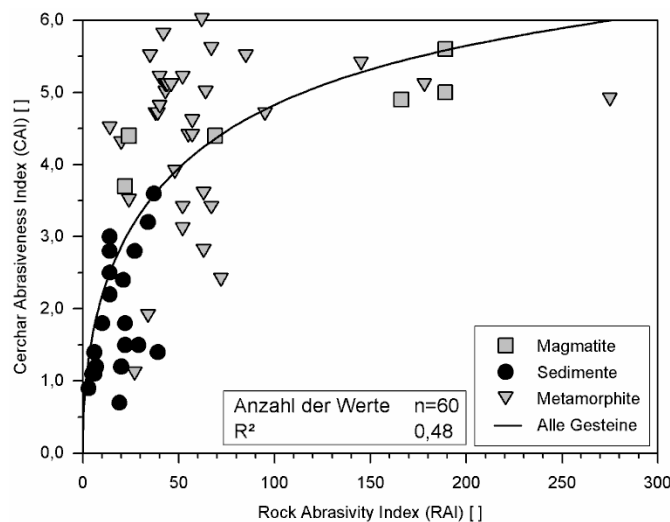


Abb. 5: Gegenüberstellung des Rock Abrasivity Index RAI und des Cerchar Abrasiveness Index CAI anhand von 60 mit beiden Verfahren untersuchten Gesteinen.

3 Abrasivitäts-Untersuchungsverfahren im Lockergestein

Für die Anwendung im Lockergestein fehlen derzeit nach wie vor entsprechende „Standardverfahren“, wobei sich im Lichte der Fachpublikationen der letzten Jahre folgende beiden „Strömungsrichtungen“ beobachten lassen, die durchaus gewisse Analogien zur Entwicklung im Festgestein erkennen lassen:

- die Entwicklung und Anwendung von Modellversuchen auf der Basis von „Verschleißtöpfen“, wie z.B. dem LCPC („Abroy“-)Test, dem Wiener „Abrasiometer“ oder dem „SAT“-Test, um drei der am meisten verbreiteten Verfahren zu nennen. Zumeist handelt es sich um komplexe „prototypartige“ Versuchsaufbauten mit stark vereinfachten Modellkörpern und vereinfachten Versuchsrahmenbedingungen, die z.T. neue, versuchstechnische Probleme implizieren;
- die Entwicklung und Anwendung von Prognoseindices, die auf herkömmlichen, „intrinsic“, bodenmechanischen Kennwerten beruhen. Diese Verfahren besitzen den Vorteil, dass die Einzelparameter einer empirischen fachlichen Bewertung leichter zugänglich sind und sich deren Ermittlung auf vorhandene Normen und Regelwerke abstützen kann.

Mit dem LCPC-Tests, dem TU Wien „Abrasiometer“, dem SAT-Test und dem auf konventionellen Parametern beruhenden Abrasivitätsindex „SAI“ werden in den folgenden Absätzen 3.1 bis 3.3 einige der derzeit am häufigsten angeführten Ansätze in ihren Grundzügen beschrieben.

3.1 LCPC-Test

Der als Drehflügelversuch oder LCPC-Abrasiometre (**L**aboratoire **C**entral des **P**onts et **C**haussées - LCPC) bezeichnete Test wurde in den 70er Jahren für die Brecherindustrie als Indexversuch zur Abrasivitätsuntersuchung entwickelt. Da sich der Versuch – im Gegensatz zu den in Kapitel 2 angeführten Verfahren – grundsätzlich zur Prüfung von Lockergesteinen eignet, wurde er seit Mitte der 2000er-Jahre als Verschleißuntersuchungsverfahren für Lockergesteine propagiert (u.a. THURO ET AL., 2006).

Der LCPC-Test wird an 500 g gebrochenem Probenmaterial definierter Körnung (\varnothing 4 - 6,3 mm; Feinkiesbereich) durchgeführt. Die Probe wird in einen zylindrischen Behälter eingefüllt und dort 5 Minuten lang bei einer Umdrehungsgeschwindigkeit von 4500 U/min von einem Metallflügel definierter Geometrie und Härte durchgemengt, der dabei verschlissen wird. Das Ergebnis des Versuchs ist der ABR-Index, der sich aus dem Massenverlust [g] des Flügels bezogen auf die Probenmenge [t] errechnet. Der ABR wird üblicherweise in 5 Klassen von „nicht abrasiv“ (< 50 g/t) bis „extrem abrasiv“ (> 1250 g/t) eingeteilt.

Das Versuchsverfahren ist als Kennwert für die Abrasivität von Lockergesteinen in den DAUB-Empfehlungen zur Auswahl von Tunnelvortriebsmaschinen aufgeführt (DAUB, 2010) und wird in diesem Kontext wohl auch Eingang in die überarbeiteten ATVn der VOB/C (DIN 18300 ff.) finden.

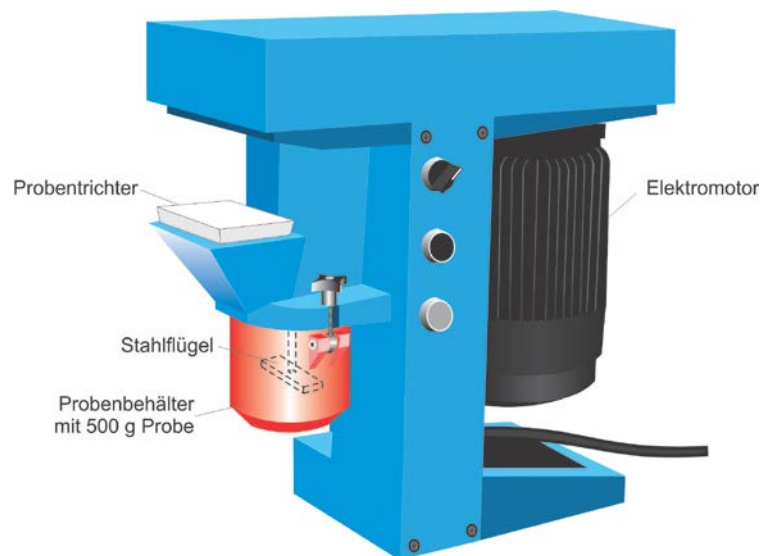


Abb. 6: Ansicht des LCPC-Prüfgerätes

Der AK 3.3. „Versuchstechnik Fels“ der DGGT hat mit der Arbeit an einer entsprechenden Versuchsempfehlung begonnen, was angesichts der derzeit noch weitgehend unstandardisierten Prüfmaschinen und Prüfmaterialien auch erforderlich sein wird, um vergleichbare Versuchsergebnisse sicherzustellen. So werden insbesondere folgende Faktoren zu berücksichtigen sein:

- Durch die Bezugnahme auf die Probenmenge in Tonnen [t] wirkt sich der Messfehler beim Wiegen des Stahlflügels vor und nach dem Versuch sehr stark auf die Ermittlung des ABR-Wert aus: Ein Messfehler von 0,01 g führt beispielsweise zu einer Veränderung des ABR-Wertes von 20 g/t.
- Dieser Umstand hat auch entsprechende Auswirkungen auf die Anforderungen bezüglich der Homogenität der Prüflügel-Oberfläche. Hier wird insbesondere ein Augenmerk auf die vollständige Entfernung einer eventuellen Zunderschicht (z.B. durch Sandstrahlen) zu legen sein.

Da das Verschleißverhalten derartiger Zunderschichten erheblich vom Verhalten des Stahls selbst abweicht, führen derartige Schichten zu weiteren Messungenauigkeiten.

- Einem weiteren versuchstechnischen Einflussfaktor stellt die Formgebung des Prüflügels dar, insbesondere die Ausbildung der Kanten. DÜLLMANN (2014) fand bei Reihenuntersuchungen z.B. heraus, dass die Verwendung von Flügeln mit „scharfen“ Kanten zu einem scheinbar höheren ABR-Wert führten, als entsprechende Flügel, bei denen die Kanten „runder“ ausgeführt waren.
- Problematisch ist auch die Wahl der Stahlorte, auch wenn diese die geforderte Rockwell-Härte B (60 – 75) aufweist. So zeigen KÜPFERLE ET AL. (2015), dass je nach Werkstoff der ABR-Wert um 216 g/t variieren kann.

Bei der Interpretation von LCPC-Indexwerten für Lockergesteine ist zusätzlich zu berücksichtigen, dass bereits durch die Probenahme und Probenvorbereitung (Trocknen, Sieben, ggf. Brechen) eine Vielzahl verschleißrelevanter Parameter, wie z.B. natürliche Lagerungsdichte, Wassergehalt, Feinkornanteil (und damit zusammenhängende bindige Eigenschaften), Kornform oder geringfügige Verkittungen/Zementierungen bereits vor dem eigentlichen Versuch verworfen, bzw. in signifikanter Weise verändert werden. Diese Faktoren müssen daher bei der Ermittlung des ABR stets unberücksichtigt bleiben.

3.2 TU Wien Abrasimeter

Der derzeit noch prototypische Versuchsaufbau des sog. „TU Wien Abrasimeters“ wurde im Rahmen einer Dissertation (DRUCKER, 2012 & 2013) an der Technischen Universität Wien entwickelt (Abb. 7).

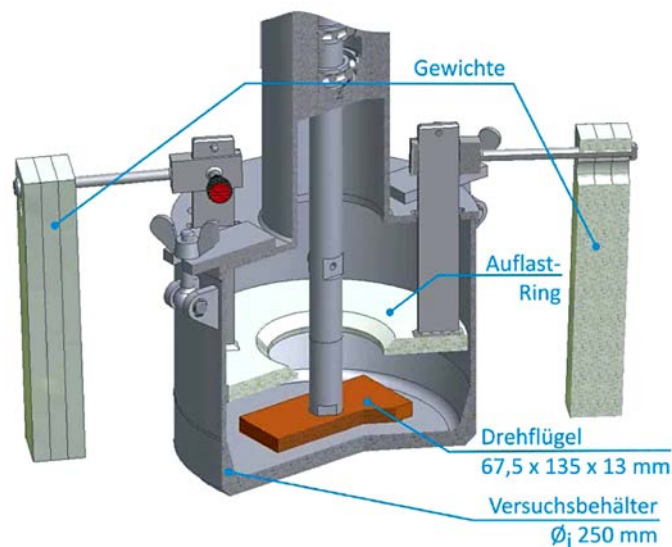


Abb. 7: Schnittzeichnung zum TU Wien „Abrassimeter“ (aus: DRUCKER, 2012, Abb. 6, S. 3)

Das Abrasimeter basiert hinsichtlich seiner Grundauslegung auf dem vorangehend beschriebenen LCPC-Verfahren und umfasst einen rechteckigen Stahlflügel definierter Geometrie und Härte, der in einem zylinderförmigen Versuchsbehälter rotiert. Die maximale Drehzahl des Drehflügels beträgt 100 U/min.

Gegenüber dem LCPC-Versuch unterscheidet sich der Versuchsaufbau aber insbesondere durch folgende Modifizierungen:

- deutlich vergrößerter, zylinderförmiger Versuchsbehälter mit 25 cm Durchmesser für bis zu 10 kg Probenmaterial;

- damit verbunden die Möglichkeit, auch gröberkörnige Lockergesteine in ihrer originalen Zusammensetzung zu prüfen, Korngrößen bis zu 32 mm Durchmesser wurden bereits erfolgreich getestet;
- Verwendung eines Auflastings, der eine „mittlere Lagerungsdichte“ simulieren soll.

Das Verfahren ist mittlerweile in einem Merkblatt der Österreichischen Bautechnik-Vereinigung (ÖBV) verankert (ÖBV, 2013).

3.3 SAT-Test

Die an der NTNU Trondheim entwickelte sog. „Soil-Abrasion-Test“ (SAT; NILSEN ET AL., 2006) ist eine Weiterentwicklung des dort bestehenden Systems von 3-Körper-Abrasionsversuchen. Statt einem feinkörnigen Pulverpräparat mit \varnothing 0-1 mm Korngröße (AV/AVS-Test) wird beim SAT-Test eine getrocknete Bodenprobe mit Körnung \varnothing 0-4 mm in Interaktion mit einem Versuchskörper aus Stahl gebracht, dessen Geometrie und Härte an die Auslegung von Schneidringen angelehnt ist (Abb. 8).

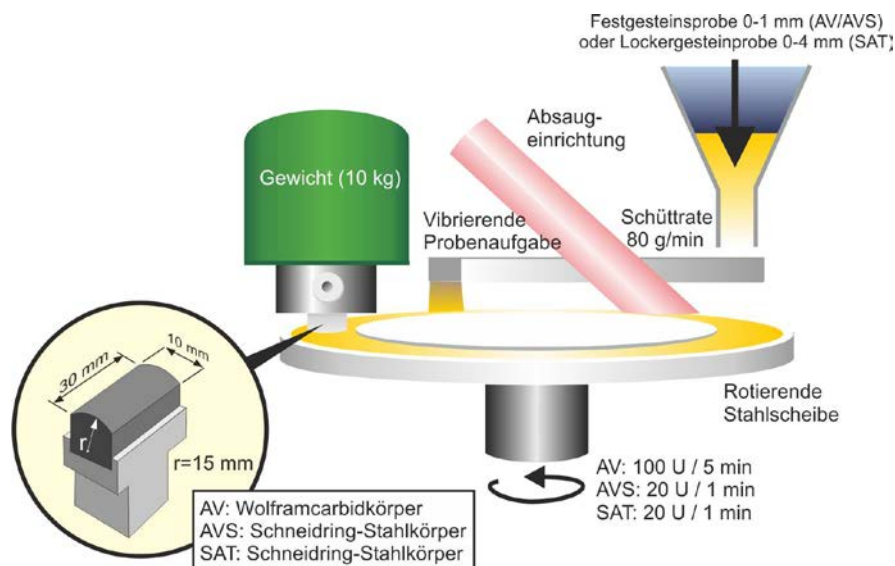


Abb. 8: Versuchsverfahren SAT-Test (nach: NILSEN, et al. 2006)

Die Versuchsauslegung legt eine Anwendung insbesondere für Sande nahe – einem Korngrößenbereich, in dem wiederum die Auflösung des LCPC-Verfahrens als grundsätzlich unbefriedigend zu bezeichnen ist.

3.4 Geologisch-geotechnische Ansätze

Aktuelle Untersuchungen mit dem LCPC-Verfahren (DÜLLMANN ET AL, 2014) und dem TU Wien Abrasimeter (DRUCKER, 2012 & 2013) haben bestätigt, dass das Prüfergebnis derartiger „Verschleißtopf-Versuche“ maßgeblich von der mineralogische Zusammensetzung der Komponenten abhängig ist, sofern andere abrasivitäts(mit)bestimmende Eigenschaften unverändert bleiben. Einen weitaus geringeren, aber immer noch feststellbaren Einfluss auf das Prüfergebnis haben Kornform und Korngröße der Komponenten (DÜLLMANN ET AL, 2014; DRUCKER, 2012, siehe Abb. 9).

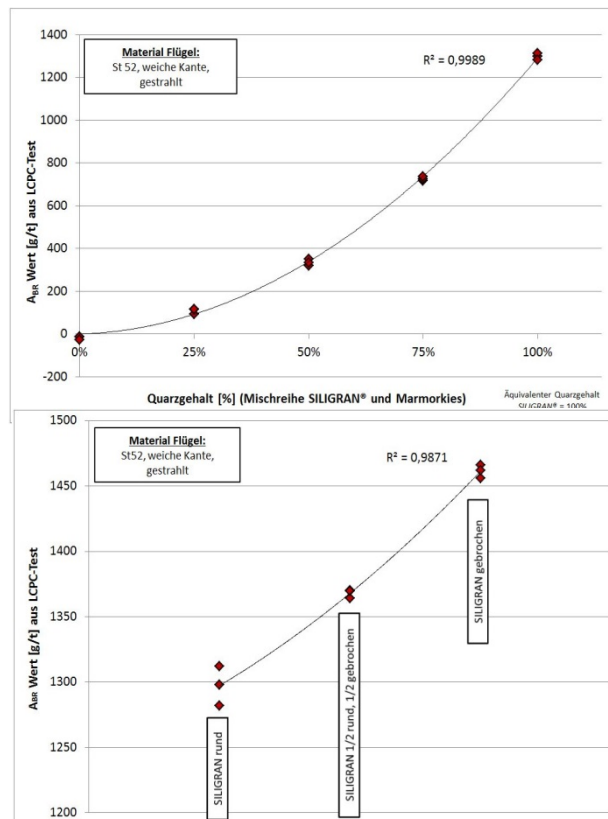


Abb. 9: Bodenmechanische Einflussfaktoren auf den LCPC-Verschleißkoeffizient ABR: links: Einfluss des Quarzgehalts anhand einer Mischreihe aus SILIGRAN® Quarz und Marmorkies, rechts: Einfluss der Kornform in einer Mischreihe aus gebrochenem und gerundeten Korn mit gleicher mineralogischer Zusammensetzung (aus: DÜLLMANN ET AL, 2014).

Da Parameter zur Charakterisierung der Mineralogie, Korngröße und Kornform als „herkömmliche“ geotechnische Parameter im Zuge standardisierter Baugrunderkundungen ermittelt werden, stellt sich daher die Frage ob es nicht sinnvoller ist, die Abrasivitätsbewertung von vornherein auf diese „herkömmlichen“ Kennwerte abzustellen, ohne die Anschaffung eines aufwändigen Spezialversuchsgerät und die damit verbundenen, versuchstechnischen Unwägbarkeiten in Kauf nehmen zu müssen.

Ein derartiger, vielsprechender Ansatz wurde jüngst von KÖPPL & THURO (2013) vorgestellt. Analog zur Bestimmung des in Kapitel 2 beschriebenen „Rock Abrasivity Index (RAI)“ wird bei diesem Verfahren ein als „Soil Abrasivity Index (SAI)“ bezeichneter Kennwert bestimmt, der neben dem Äquivalenten Quarzgehalt und der Korngröße (als Maß für die Wirksamkeit des Mechanismus) auch den Abbauwiderstand (als Maß für die Größe der Beanspruchung) in Form einer theoretisch berechneten Scherfestigkeit des anstehenden Bodens berücksichtigt.

Der hierbei verwendete Abbauwiderstand basiert in der derzeit vorliegenden Form auf idealisierten Annahmen und der Überlagerungshöhe und kann daher ggf. von den natürlichen Verhältnissen abweichen. Eine Verbesserung der Aussagekraft ist allerdings zu erwarten, wenn anstatt einer theoretischen Scherfestigkeit reale Kennwerte und Zustandsgrößen benutzt werden können.

4 Schlussfolgerungen

Die Beurteilung der Abrasivität – d.h. des spezifischen Potentials eines Locker- oder Festgesteins, Verschleiß an einem zur Lösung oder Bearbeitung eingesetzten Werkzeug zu verursachen – ist zur Beurteilung von Werkzeugverschleiß und zur Minimierung bauvertraglicher Risiken ein weiterhin aktuelles Thema. Ausgehend von einem normativen „Vakuum“ in diesem Bereich haben mit zunehmendem Erkenntniszuwachs und dem Einsetzen entsprechender Gremien- und Normenarbeit bis dato folgende Verfahren und Vorgehensweisen Eingang in entsprechende Regelwerke gefunden:

für die Anwendung im **Festgestein**:

1. der CERCHAR-Versuch und der dabei ermittelte CERCHAR-Abrasivitätsindex CAI, ein Modellversuch, der spätestens seit der Verabschiedung der entsprechenden ISRM-Empfehlung (ALBER ET AL, 2013) und DGGT-Empfehlung (DGGT, 2015 / in Druck) als eines der „Standardverfahren“ für Festgestein angesehen werden muss. Dies wird z.B. auch durch entsprechende, aktuelle Großprojekte belegt, bei denen z.B. die Vergütung von TBM-Vortrieben auf diesen Indexwerts bezogen wird;
2. herkömmliche, mineralogisch-petrographische Ansätze, die auf der Ermittlung relevanter Eigenschaften wie Mineralgehalt und einaxialer Gesteinsdruckfestigkeit beruhen. Einer der hieraus abgeleiteten Indexwerte ist z.B. der „Rock Abrasivity Index“ (RAI).

für die Anwendung im **Lockergestein** fehlen derzeit nach wie vor entsprechende „Standardverfahren“. Im Lichte der Fachpublikationen der letzten Jahre folgende beiden „Strömungsrichtungen“ beobachten, die durchaus gewisse Analogien zur Entwicklung im Festgestein erkennen lassen:

1. die Entwicklung und Anwendung von Modellversuchen auf der Basis von „Verschleißtöpfen“, wie z.B. dem LCPC („Abroy“-)Test, dem TU Wien „Abrasiometer“ oder „SAT“-Test, um drei der am meisten verbreiteten Verfahren zu nennen. Zumeist handelt es sich um komplexe „prototypartige“ Versuchsaufbauten mit stark vereinfachten Modellkörpern und vereinfachten Versuchsrahmenbedingungen, die z.T. neue, versuchstechnische Probleme implizieren;
2. die Entwicklung und Anwendung von Prognoseindices, die auf herkömmlichen, „intrinsic“, bodenmechanischen Kennwerten beruhen. Diese Verfahren besitzen den Vorteil, dass die Einzelparameter einer empirischen fachlichen Bewertung leichter zugänglich sind und sich deren Ermittlung auf vorhandene Normen und Regelwerke abstützen kann.

5 Literaturverzeichnis

- ALBER, M. (2008): Stress dependency of the Cerchar abrasivity index (CAI) and its effects on wear of selected rock cutting tools. *Tunnelling & Underground Space Technology* 23, 4, S. 351-359.
- ALBER, M., YARAH, O., DAHL, F., BRULAND, A., KÄSLING, H., MICHALAKOPOULOS T.N., CARDU, M., HAGAN, P., AYDIN, H. & ÖZARSLAN, A. (2014): ISRM Suggested Method for Determining the Abrasivity of Rock by the CERCHAR Abrasivity Test.- *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 47: 261-266 (Elsevier).
- DGGT - DEUTSCHE GESELLSCHAFT FÜR GEOTECHNIK E.V. (2015 / in Druck): Empfehlung Nr. 23. des Arbeitskreises 3.3. „Versuchstechnik Fels“ der Deutschen Gesellschaft für Geotechnik e.V.: Bestimmung der Abrasivität von Gesteinen mit dem CERCHAR-Versuch.- eingereicht zur Publikation in *geotechnik* (Ernst & Sohn).
- DRUCKER, P. (2012): Abrasivität von Lockergestein und der Werkzeugverschleiß im Tief- und Tunnelbau, *Österr. Ingenieur- und Architekten-Zeitschrift*, 156. Jg., Heft 1-6/2011 und Heft 7-12/2011, S. 1 – 7.
- DRUCKER, P. (2013): Über die Abrasivität von Lockergestein und den Werkzeugverschleiß im Spezialtiefbau, *Dissertation TU Wien*, 158 S.

- DÜLLMANN, J. (2014): Ingenieurgeologische Untersuchungen zur Optimierung von Leistungs- und Verschleißprognosen bei Hydroschildvortrieben im Lockergestein. Dissertation Ruhr-Universität Bochum, 198 S.
- DÜLLMANN, J., ALBER, M. & PLINNINGER, R.J. (2014): Determining soil abrasiveness by use of index tests versus using intrinsic soil parameters.- *Geomechanics & Tunneling*, 7: S. 87 – 97 (Ernst & Sohn).
- EWENDT, G. (1989): Erfassung der Gesteinsabrasivität und Prognose des Werkzeugverschleißes beim maschinellen Tunnelvortrieb mit Diskenmeißeln.- *Bochumer geol. u. geot. Arbeiten*, 33, 88 S., 27 Abb., 16 Tab., Diss. Ruhrniv. Bochum.
- KÖPPL, F. & THURO, K. (2013): Verschleißprognose für Mix-Schild TVM in Lockergesteinen, Beiträge zur 19.Tagung für Ingenieurgeologie, München 2013, S. 55 – 60.
- KÜPFERLE, J., RÖTTGER, A., ALBER, M. & THEISEN, W. (2015 / in Druck): Bewertung des LCPC-Abrasivitätstests aus werkstofftechnischer Sicht.- angenommen zur Publikation in *Geomechanics & Tunneling*, 8 (Ernst & Sohn).
- NILSEN, B., DAHL, F., HOLZHÄUSER, J. & RALEIGH, P. (2006): SAT - NTNU's new soil abrasion test, *Tunnels and Tunneling International Magazine*, 38 (2006), 5: S. 43-45.
- ÖBV - ÖSTERREICHISCHE BAUTECHNIK VEREINIGUNG (2013): Merkblatt zur Abrasivitätsbestimmung von grobkörnigem Lockergestein, 32 S.
- PLINNINGER, R.J. (2002): Klassifizierung und Prognose von Werkzeugverschleiß bei konventionellen Gebirgslösungsverfahren im Festgestein. – *Münchner Geologische Hefte*, Reihe B: Angewandte Geologie, B17, XI + 146 Seiten.
- PLINNINGER, R.J. & RESTNER, U. (2008): Abrasiveness testing, quo vadis? - a commented overview of abrasivity testing methods.- *Geomechanik und Tunnelbau*: 2008, 1: 61-70 (Ernst und Sohn).
- SCHIMAZEK, J. & KNATZ, H. (1970): Der Einfluss des Gesteinsaufbaus auf die Schnittgeschwindigkeit und den Meißelverschleiß von Streckenvortriebsmaschinen.- *Glückauf*, 106, 6: 274-278.
- SCHIMAZEK, J. & KNATZ, H. (1976): Die Beurteilung der Bearbeitbarkeit von Gesteinen durch Schneid- und Rollenbohrwerkzeuge.- *Erzmetall*, 29, 3: 113-119.
- SCHUMACHER, L. (2004): Auslegung und Einsatzbedingungen von Tunnelvortriebsmaschinen im Hartgestein.- *Felsbau*, 22, 3: 21-28, Essen (Glückauf).
- THURO, K., SINGER, J. KÄSLING, H. BAUER, M. (2006): Abrasivitätsuntersuchungen an Lockergesteinen im Hinblick auf die Gebirgslösung. – In: *Deutsche Gesellschaft für Geotechnik: Beiträge zur 29. Baugrundtagung*, 27. - 29. Sept. 2006 in Bremen, 283-290.

Innovative Ortungs- und Radar-Erkundungsverfahren für flachbohrtechnische unterirdische Vortriebverfahren im Leitungsbau, in der Geotechnik und in der Rohstoffsuche

Bayer, Hans-Joachim

Fa. TRACTO-TECHNIK GmbH & Co KG, Außenbüro
Kohlberg, Im Grund 24, D-72664 Kohlberg,

hj-bayer@tracto-technik.de

Im Bereich der Ortungs- und Steuerungs-Technologie der verlaufsgesteuerten Horizontalbohrtechnik (HDD) und anderer Bereiche der oberflächennahen Flachbohrtechnik haben sich in den letzten Jahren erhebliche neue Möglichkeiten ergeben, die mehr als zehnfach genauere Bohrkopfsteuerungen ermöglichen, als dies noch vor wenigen Jahren denkbar war. Damit wurden hier neue Genauigkeitsdimensionen und neue Anwendungswelten aufgestoßen.

1 Neue Möglichkeiten in der HDD-Bohrtechnologie

Im Bereich der Ortungs- und Steuerungs-Technologie der verlaufsgesteuerten Horizontalbohrtechnik (HDD) und anderer Bereiche der oberflächennahen Flachbohrtechnik haben sich in den letzten Jahren erhebliche neue Möglichkeiten ergeben, die mehr als zehnfach genauere Bohrkopfsteuerungen ermöglichen, als dies noch vor wenigen Jahren denkbar war. Damit wurden hier neue Genauigkeitsdimensionen und neue Anwendungswelten aufgestoßen.

Die deutlich bessere Ortungsgenauigkeit wurde durch den Einsatz von optischen Kreiselkompassen (interferent optical gyros, = IFOGs) erreicht, welche drei Vorteilsbereiche aufweisen: sie sind hoch präzise, durch den Einsatz von Dämpfungselementen (shock mounts) weitgehend erschütterungsresistent und damit kontinuierlich messend, und dank ihres Aufbaus auf Glasfaserbasis völlig resistent gegenüber natürlichen und künstlichen Magnetfeldern im Erdreich. Diese Ortungssysteme sind nicht magnetisch Nord-suchend, sondern orientieren sich an der Rotationsachse der Erde, sie sind geographisch Nord-suchend und hiermit schon ortungsgenauer orientiert.

Die zweite Innovation wurde in den letzten Jahren durch den Einbau von Radarsende- und Radarempfangs-Antennen in prototypische HDD-Bohrköpfe ermöglicht. Dadurch können vom Bohrkopf aus anthropogene oder geogene Hindernisobjekte oder Erschwernisbereiche im Untergrund mit den Radarwellen gescannt und damit geortet werden. Es war eine große Herausforderung, die Radarantennen so stark zu miniaturisieren, dass sie im Bohrkopf untergebracht werden können. Es war aber auch eine große Herausforderung, die Antennenkammer so zu dämpfen, dass sie trotz der hohen am Bohrkopf wirkenden Beschleunigungskräfte schock-absorbierend gelagert wurde und dass die hohen Datenmengen, welche Radarerfassung automatisch mit sich führen, auch vom Bohrkopf zu Maschinenleitstand in hoher Dichte übertragen werden. Im Vortrag werden die Konzeption und Wirkung dieser Innovationen dargestellt.

2 Bohrkopf-Ortungs- und Steuergenauigkeit

Die verlaufsgesteuerte Horizontalbohrtechnik (HDD) bedingt nahezu permanentes Steuern beim Pilotbohrvortrieb. Steuern kann man beim Bohren nur, wenn man die genaue Position des Bohrkopfes bzw. der Bohrkopffront kennt. Die Ortung des Bohrkopfes ist unerlässlich und zeichnet auf der andern Seite jedoch die besondere HDD-Technologie und ihre Steuermöglichkeiten auch aus.

Für die Ortung gibt es verschiedene Verfahrenswege: die sogenannte „walk over –Ortung“ und die Ortung mit „wireline-Systemen“.

„Walk over“ bedeutet, dass die Ortung beim Gehen auf der Erdoberfläche über dem Bohrkopf im Erdreich erfolgt. Der Bohrkopf besitzt eine Kammer, in der sich ein erschütterungsfrei gelagerter Sender befindet, der permanent ein elektromagnetisches Feld liefert. Dieses kann von oben in seiner Tiefenlage geortet werden. Durch schmale Sendefenster und besondere Signale kann auch die Verrollung und Neigung des Bohrkopfes erfasst werden, d.h. die Drehlage der Steuerfläche des Bohrkopfes (seine asymmetrische Ansträgung) und der Abtauch- bzw. Auftauchwinkel werden erfasst. Der Bohrmeister kann sich auf diese Weise ein dreidimensionales Lagebild des Bohrkopfes im Erdreich vorstellen und dadurch den weiteren Bohrungsverlauf durch Steuerbefehle dirigieren. Da die magnetische Feldstärke eines Bohrkopfsenders mit zunehmender Tiefe logarithmisch abnimmt, ist eine brauchbare Genauigkeit des Verfahrens (+/- wenige Zentimeter) nur in Oberflächennähe gegeben, also bis in wenige Meter Tiefe. Theoretisch sind Bohrkopfsender bis in 12 m, sogar bis in 16 m Tiefe ortbar, ihre Lagegenauigkeit ist dann jedoch sehr groß (+/- 50 - 80 cm).

Für Tiefen unter 10 m und für Bohrstrecken unter großem magnetischen Abschirmungspotenzial (Eisenbahnschienen, Stahlkonstruktionen, Armierstahl in Betonbauten) werden daher üblicherweise Wireline-Systeme verwendet, die eine Genauigkeit von +/- 2,5 % bezogen auf die Tiefe aufweisen. Die Ortung erfolgt hier nicht mehr über einen Sender, sondern über ein Navigationssystem, welches die Richtung, die Verrollung und die Neigung des Bohrkopfes angibt. Wireline-Systeme sind in der Bohrtechnik generell teurer als Sender-Ortungssysteme, da eine Drahtübertragung (wire) im Bohrgestänge bei jedem zusätzlichen Gestängestück (drillrod) eine Drahtverlängerung nötig macht (Klemmverbindung plus isolierende Schrumpfmuffe). Statt des üblichen Navigationssystems, bestehend aus mindestens drei Beschleunigungssensoren (Accelerometer) und mindestens drei Magnetfeldsensoren (Magnetometern), sowie Verrollungs- und Neigungssensoren, werden zunehmend auch optische Kreisel (Laser- oder Faserkreisel) und mittlerweile klein aufbauende, elektronisch angekoppelte, optische Präzisionskreisel (Gyroskope) eingesetzt. Gerade letztere Systeme bieten Genauigkeiten von vertikal $0,02^\circ$ und horizontal $0,01^\circ$ an, sie stellen damit die genauesten Ortungs- und Steuerungssysteme dar, sind aber mit Abstand auch die teuersten Ortungssysteme.

Alle Ortungssysteme werden nicht von den Bohrgeräteherstellern produziert, sondern von Ortungstechnik-Firmen zugeliefert. Der Bohrgerätebetreiber hat somit die Wahl, welches Ortungssystem er beziehen und betreiben möchte. Mit zunehmender Ortungsgenauigkeit nehmen jedoch auch die Ortungskosten logarithmisch zu. Während beim work over - System diese bis zu 10 % der Bohrgerätekosten beinhalten können, können optische Gyroskop-Lösungen schon mit 50 % und mehr der Bohrgeräte- und damit der Bohrungsortungskosten zu Buche schlagen.

Kurvenfahrten sind das besondere und das vorteilhafte der HDD-Verfahren. Im Gegenzug sind exakte Geradeausfahrten mit der HDD-Technologie recht aufwändig und schwierig. Das liegt daran, dass im Gegensatz zum Richtbohren, nicht besonders schwere und dicke Bohrgestänge verwendet werden können, die an sich schon gerade-haltig sind, sondern nur sehr flexible Bohrgestänge verwendet werden können, welche auch interessante Biegeradien ermöglichen. Selbst bei reiner Rotation des Bohrgestänges läuft eine Felsbohrung auf längere Strecken nicht mehr exakt geradeaus, sondern bekommt eine Drift, die dann permanent mit Gegensteuern korrigiert werden muss. Reine und exakte Geradeaus-Bohrungen sollten lieber mit der Richtbohrtechnik aufgeföhren werden, während jede Bohrung mit definiertem Neigung- und Krümmungsverlauf im HDD-Verfahren am besten hergestellt werden kann.

3 Radarantennen im Bohrkopf

Hinter dem geheimnisvollen Namen "Orfeus", in der altgriechischen Mythologie der Gott der Unterwelt, verbirgt sich die Kurzbezeichnung eines EU geförderten Entwicklungsprojektes, welches die ausführliche Bezeichnung „Optimised Radar to find Every Utility in the Street“ trägt. Radarantennen, die vorn an einem Bohrstrang angebracht sind, sollen also unter den Straßen operieren und letztlich feststellen, welche Objekte, Hindernisse oder fremde Leitungen sich vor einem Bohrkopf im Untergrund von Straßen befinden.

An diesem Entwicklungsprojekt sind 11 Institutionen beteiligt, Firmen und öffentliche Versorger, wie zum Beispiel die Stadt Dublin (Irland) oder der Großversorger Gaz de France – Suez. Tracto-Technik hat einen wichtigen Anteil an diesem langjährigen Entwicklungsprojekt, nämlich den Bau des Radarantennen bergenden sehr speziellen Bohrkopfes, einem speziellen Bohrgestänge, und der gerätetechnischen Ertestung dieses Equipment in Baustellensituationen. Der sehr spezielle Bohrkopf muss Radarsignale nach außen geben können und gleichermaßen, abschirmungsfrei, Radarsignale aufnehmen können (Sende- und Empfangsantenne). Dieser Bohrkopf muss auch eine komplexe Aufnahme- und Verarbeitungselektronik aufnehmen können (quasi einen Hochleistungscomputer, der mindestens eineinhalb Millionen Daten pro Meter Bohrstrecke verarbeiten und filtern kann), muss diese gegen extrem hohe Beschleunigungskräfte am Bohrkopf dämpfen und schock-resistent lagern können, muss diese übertragungsbereit machen und muss trotz allem seine normale Funktion als HDD-Bohrkopf erfüllen.

Was die Radarantennen im Bohrkopf und damit der Bohrkopf selbst an Erkundungsaufgaben zu leisten haben, wurde von den beteiligten Versorgungsunternehmen schon zu Projektbeginn dem Entwicklungskonsortium definiert: selbst in radar-technisch schwer durchdringbaren Böden müssen mindestens einem halben Meter vor der Bohrkopffront alle relevanten Bodenhindernisse erkannt werden. Dies beinhaltet nicht nur schon im Boden befindliche Fremdleitungen vor oder neben dem Bohrkopf, sondern auch die Wahrnehmung von Hindernisobjekten diverser Art (Steinbrocken, alte Mauerwerksreste, vergrabene oder eingesunkene Objekte, u.ä.), die ein Ausweichen in geplanten Leitungsverlauf erforderlich machen. Dieses Ausweichen-Müssen bzw. bohrtechnische Umfahren soll mit dem Orfeus-Bohrkopf frühzeitig erkannt und möglich werden.

Über das Orfeus-Projekt wurde schon auf verschiedenen Leitungsbau-Veranstaltungen berichtet; da dies ein langfristiges und aufwändiges Entwicklungsprojekt beinhaltet, sind Statusberichte über den derzeit erreichten Entwicklungsstand sinnvoll und werden von HDD-Anwendern auch gerne aufgenommen.

Das gesamte Orfeus-Projekt ist aufgrund seiner hohen technischen Herausforderungen in mehrere Entwicklungsabschnitte gegliedert, von denen mittlerweile der letzte erreicht ist. In den früheren Entwicklungssequenzen ging noch darum, die Radarantennen so klein zu bauen, dass sie überhaupt in einem normalen HDD-Bohrkopf untergebracht werden können. Danach mussten die Antennen so erüchtigt werden, dass sie im Erdreich optimal arbeiten und Leitungsobjekte gut erkennen können. Der jetzige letzte Entwicklungsabschnitt hat das Ziel, Prototypen zu bauen, mit denen bohrtechnische Praxisobjekte in Baustellenumgebungen getestet werden können. Zwischen dem Test des ersten Radarbohrkopf-Prototypens unter "Sandkastenbedingungen" (einer großen hölzernen, eisenteil-freien Versuchsbox, in der verschiedene Bodentypen und verschiedene Leitungselemente eingebaut werden konnten) und dem jetzigen Radarbohrkopf-Prototypen liegen wiederum spannende Entwicklungsschritte, die hier kurz skizziert sein mögen.

Der bisherige Orfeus-Bohrkopf, welcher „unter Sandkastenbedingungen“ getestet wurde, hatte zur Unterbringung der umfangreichen Elektronik und der notwendigen Schock-Absorptionselemente noch eine sehr große Aufbauhöhe, welche die HDD-Steuerungseigenschaften etwas einschränkte. In der Zwischenzeit ist es gelungen, die Elektronik kleiner und kompakter zu bauen, den Bedarfsraum für die Schockabsorber zu reduzieren und den Radarantennenraum auf die Hälfte zu verkleinern. Es gelang, die ursprüngliche Frontantenne und die ursprüngliche Seitenansichtsantenne durch eine einzige neuartige Radarsende- und Empfangsantenne zu ersetzen, ohne dass die Erfassungsqualität in irgendeiner Weise darunter leiden musste. Der Bohrkopf selbst hat nunmehr eine geringere Aufbauhöhe, seine

Steuerbarkeit für HDD-Aufgaben ist nun uneingeschränkt vorhanden. Wichtig war es auch, den Elektronikstrang in einem wasserdichten Schutzgehäuse einzukapseln und gleichzeitig für den Baustellenbedarf austauschbar zu machen, ohne dass dafür spezielle Fachkräfte erforderlich sind. Der Elektronikstrang ist nun in einem Karbonfasergehäuse untergebracht und hat das Aussehen und etwa den Durchmesser einer verlängerten Walk-over- Ortungssonde. Durch diese Einkapselung ist auch der notwendige Einbau von Schockabsorbern hantierungsfreundlicher und sicherer geworden. Durch die nun etwas zurückgesetzten Lage einer einzigen Bohrkopfantenne, die jedoch einen idealen nach vorn gerichteten kegelförmigen Front- und Seiten-Erfassungsbereich hat, ist auch der Einbau der Abdeckung im Bohrkopffrontbereich sicherer und verschleißunanfälliger geworden. Der Einbau der Antenne selbst wurde hierdurch verbessert und der Zeitaufwand verringert. All dies sind Bedienungs-Aspekte, die im Hinblick auf eine künftige Anwendung wesentlich sind. Die bei Radarverfahren generell sehr hohe Datenmenge erzwingt eine Filterung und Vorauswertung im Bohrkopf selbst, damit nur noch eine reduzierte Datenmenge zum Leitstand am Bohrgerät übermittelt werden braucht und selbst diese ist noch immens groß. Ziel soll es einmal sein, dass der Bohrmaschinenführer, neben den strukturierten und aufbereiteten Radardaten, eine verkehrsampeartige Signalisierung erhält, welche ihm entweder "Freie Fahrt" als grünes Licht, Verlangsamung und Vorsicht als gelbes Licht, oder ein sofortiger Stopp als rotes Licht verkündet. Bei einem roten Lichtsignal wurde ein Hindernis geortet, welches in keiner Weise ein "Weiterfahren" in der geplanten Bohrtrasse erlaubt, sondern eine Ausweichroute erforderlich macht. Diese bedingt die Rücksprache mit dem Auftraggeber, falls dieser nicht zuvor schon einen Ausweichkorridor definiert hat.

4 Datenübertragung vom Bohrkopf zum Leitstand

Beim Einsatz von Radarantennen im Bohrkopf fallen immense Datenmengen an, die weit über den Datenmengen jeglicher Navigationstechnik liegen. 1,5 Mio. Daten pro Bohrmeter sind für den Einsatz von Radarantennen das Minimum und diese Daten müssen, zumindest in vorgefilterter Form über oder durch das Bohrgestänge hin zu einem Steuerleitstand transferiert werden. Übliche Datenübertragungssysteme der Bohrtechnik wären hier hoffnungslos überfordert und selbst „kabelgeführte“ HDD-Bohrkopf-Navigationssysteme haben mit ihren dünnen Monodraht-Übertragungen (verläuft innen im Bohrgestänge) keine ausreichenden Kapazitäten. Im Hause Tracto-Technik wurde daher ein E-Leiter-Bohrgestänge entwickelt, welches durch sternförmige Aufhängungen mittig und fest im Bohrgestänge ein Kabel mit großem Querschnitt führt, welches bei Verschraubung des Bohrgestänges auch eine vollständige Kabelverbindung über ein spezielles Stecksystem herstellt. Dieses Verbindungssystem, welches auch die im Bohrgestänge befindliche Bohrspülung von der Verbindungsfläche abweist, wurde in vielen Entwicklungsgängen erprobt und ist nun in der Lage, große Datenmengen, wie bei der Radartechnik erforderlich, zu übertragen.

5 Erster Baustellentest und Ausblick zur Bohrkopf-Radarentwicklung

Anfang Mai diesen Jahres wurde der erste Baustellentest unter Realbedingungen in Stuttgart-Vaihingen im Dachswaldweg vorgenommen. Eine Erdgasleitung da 160 mm wurde auf 65 m Länge (+ 20 m Zusatzstrecke nach einer Kreuzungsgrube) im HDD-Verfahren in einem Arbeitstag verlegt, die Pilotbohrung wurde mit dem Orfeus-Bohrkopf durchgeführt (siehe Abb. 1).

Alle querenden Leitungsobjekte waren in etwa bekannt und als Besonderheit der Trasse muss ein doppelter Straßenkofferaufbau (2 Asphaltsschichten übereinander, getrennt durch eine dünne Kiesschicht) berücksichtigt werden, der aus einer früheren Überarbeitung der Straße resultiert. Das Orfeus-Entwicklungsteam stand somit vor der spannenden Frage, ob alle querenden Fremdleitungen „von unten heraus“ erkannt werden und ob sogar die Einfüllung dieser früheren Leitungsgräben und die

untere Asphaltlage geortet werden können. Der natürliche Boden im Trassenbereich, ein „Knollenmergel“ der Keuper-Formation (Trias), hat einen sehr hohen natürlichen Tongehalt, welcher die Eindringtiefe auf natürliche Art etwas dämpft. Dennoch wurden alle querenden Fremdleitungen erkannt und die meisten ehemaligen Grabenverfüllungen ebenso. Auf 2 Abschnitten der Pilotbohrung wünschten die Radar-Auswerter jedoch eine „Wiederholungs-Durchfahrung“ des Bohrloches auf wenige Meter Länge, um die Fremdleitungserkennung zu optimieren. Dennoch, der erste Baustellentest war ein voller Erfolg.



Abb. 1: Erster ORFEUS-Radarbohrkopftest unter Praxisbedingungen mit einer Grundodrill 15N - HDD-Bohranlage bei der grabenlosen Verlegung einer Erdgas-Leitung in Stuttgart-Vaihingen im Dachswaldgebiet

Die nächsten Baustellentests sind in Paris und in Ljubljana (Slowenien) in den nächsten Wochen vorgesehen.

Beim Orfeus-Projekt sind in den nächsten Monaten noch viele Verbesserungen und Optimierung im Hinblick auf eine künftige Anwendung zu leisten. Nur in der Erprobung des bisherigen, schon wie beschrieben, verbesserten Bohrkopfsystems, können diese Optimierungen in enger Interaktion mit den beteiligten Entwicklungspartnern erreicht werden. Die Weiterentwicklung des Orfeus-Systems bis zur Anwendungsreife wird wohl noch viele Monate bis wenige Jahre beanspruchen, in weiteren Zwischenberichten wird darüber informiert werden.

Die vielfältigen zwischenzeitlichen Anfragen, wann genau diese neue Technologie verfügbar sein wird, können derzeit noch nicht beantwortet werden, sondern hängen vom Verlauf der weiteren Baustellentests ab. Selbstverständlich ist auch, dass diese Technologie später nur von den Projektpartnern vertrieben werden wird, die heute mit immens hohen Aufwendungen diese Technologie in den letzten Jahren vorangebracht haben und noch weiter voranbringen werden.

6 Danksagung

Der Forschungskommission der EU gilt großer Dank für die finanzielle Förderung dieser Entwicklung. Großer Dank gilt auch den Entwicklungspartnern aus Frankreich, Italien, Großbritannien, Irland, Griechenland, Slowenien und Deutschland sowie der Bauunternehmung Leonhard Weiss, Göppingen, Niederlassung Leonberg, welche die Testbaustelle in Stuttgart-Vaihingen ermöglicht hat.

7 Literaturhinweise

<http://orfeus.org>

Orfeus News Letter 1, May 2013, Operational Radar for Every drill string Under the Street. EC Grant Agreement number: 308356. www.orfeus.org

Bayer, H.-J. (2010): Bergdurchbohrungen für den Pipelinebau in Felsregionen und Anlandungsbohrungen unter Küstenzonen. – Felsbaumagazin 2010, Heft 1: S. 38 – 46, Essen

Bayer, H.-J. & Reich, M. (2012): Praxishandbuch HDD-Felsbohrtechnik. 212 S., Vulkan-Verlag, Essen

Bayer, H.-J. (2012): Bohrvortriebe im Fels - welche Kurvenradien sind möglich - und wie geht es exakt geradeaus? - 8. Kolloquium "Bauen in Boden und Fels", S. 127 - 135, Technische Akademie Esslingen, Ostfildern

Elbe, L. & Bayer, H.-J. (2010): Bohrspülungen für HDD- und Geothermie-Bohrungen; IRO-Bd. 26, Inst. f. Rohrleitungsbau Oldenburg, 272 S., Vulkan-Verlag, Essen

Fengler, E. G. / Bunger, S. (2007): Grundlagen der Horizontalbohrtechnik (Herausgeg.: Wegener, T.), Iro-Schriftreihe Nr. 13, Vulkan-Verlag, Essen

Scott, H. (2014): ORFEUS radar in the underworld - a tale of two projects, IET / Euro GPR Colloquium, 17th February 2014, London

Fördersysteme für tiefe Tagebaue

Kreßner, Martin

TAKRAF GmbH

Torgauer Str. 336

04347 Leipzig

Martin.Kressner@tenova.com

Wagner, Sebastian

Sebastian.Wagner@tenova.com

Neumann, Rico

Rico.Neumann@tenova.com

In den Leistungstagebauen der Erzindustrie mit der typischen, in die Tiefe gerichteten Abbaumethode und der Festlegung auf Bohr- und Sprengverfahren in Kombination mit mobiler Lade- und Transporttechnik richtet sich das Hauptaugenmerk der Prozessoptimierung und Kostensenkung auf die nachgeschaltete Förderung der Erz- und Abraummassen. Der vorgestellte Beitrag vergleicht bekannte Systeme hinsichtlich ihrer Eignung für Massentransport auf steilen Tagebauböschungen und arbeitet technische und wirtschaftliche Potentiale einzelner Systeme heraus.

1 Einführung

In den Leistungstagebauen der Erzindustrie mit dem typischen, in die Tiefe gerichteten Abbau und der Festlegung auf Bohr- und Sprengverfahren in Kombination mit mobiler Lade- und Transporttechnik (Bagger & SLKW) richtet sich das Hauptaugenmerk der Kostensenkung auf die nachgeschaltete Förderung der Erz- und Abraummassen. Die Gründe für die Erwägung alternativer Transportsysteme sind vielfältig, doch stehen meistens im Zusammenhang mit steigenden spezifischen Betriebskosten z.B. infolge reduzierter Mineralgehalte oder steigenden Abbauteufen.

Im Fall zunehmender Abbauteufen bzw. verlängerter Transportwege zur Geländeoberfläche verringert sich die Transportleistung der vorhandenen SLKW-Flotte. Zur Gewährleistung einer konstanten Förderate bei steigender Abbauteufe sind demnach Investitionen in zusätzliche SLKWs unvermeidbar. Damit verbunden sind weitere Investitionen u.a. zur Erweiterung des Personals (inklusive Unterkunft, Infrastruktur, Transport,...), der Vergrößerung der Wartungs- und Reparaturkapazitäten sowie der Beherrschung vergrößerter Sicherheitsrisiken und Umweltbelastungen.

Vor dem Hintergrund zusätzlicher Investitions- und erhöhter Betriebskosten (Fahrwegsverlängerung erhöht Betriebsmitteleinsatz je Transporttonne) und in Anbetracht zukünftiger Entwicklungen (z.B. steigende Treibstoffpreise) werden alternative Fördersysteme interessant.

Dazu zählen aus der Kategorie diskontinuierlicher Fördersysteme der Trucklift und die Skip-Förderung. Ebenfalls wird innerhalb dieses Beitrages das Konzept der Trolley-SLKW diskutiert.

Aus der Kategorie der kontinuierlichen Fördersysteme wird der Einsatz von Fördergurten unterschiedlicher Ausprägung betrachtet wie z.B. Flachgurt mit Wellenkanten, Deck- und Schlauchgurt. Der Einsatz von Fördergurten begrenzt die Korngröße des Fördergutes und erfordert eine entsprechende Konditionierung (z.B. Vorzerkleinerung, Ausrichtung). Aus diesem Grund kann die nachfolgende Diskussion der kontinuierlichen Fördersysteme stellvertretend für die sogenannten In-Pit Crushing & Conveying (IPCC)-Systeme geführt werden bzw. können die Ursachen für die ausbleibende Popularität der IPCC-Systeme anschaulich erläutert werden.

2 Anforderungen

Die Herausforderung für das Bergbauunternehmen besteht in der Auswahl des geeigneten Fördersystems für die speziellen Anforderungen des jeweiligen Gewinnungsbetriebes.

Vorwegnehmend kann festgestellt werden, dass keines der alternativen Fördersysteme im vollen Umfang die gewohnten Vorteile einer konventionellen SLKW-Förderung bieten kann wie z.B.:

- Hohe Flexibilität
- Hohe Selektivität
- Hohe Verfügbarkeit / Ausfallsicherheit / Backup-Kapazität
- Minimale Beeinflussung des Abbauprozesses / der Tagebaugeometrie

Die genannten Vorteile entsprechen den Anforderungen an das Gewinnungsgerät – den Seil- oder Hydraulikbagger, weshalb die Gerätekombination Bagger & SLKW als Einheit betrachtet werden kann.

Die hohe Flexibilität der SLKW-Förderung bezeichnet die Möglichkeit, bedarfsgerecht und ohne größere Aufwendungen die Anzahl der eingesetzten Geräte zu variieren, um die Förderraten an die Leistung der Gewinnungssysteme bzw. der nachgeschalteten Aufbereitungsprozesse anzupassen.

Die hohe Selektivität bezieht sich auf die Größe der Volumeneinheit der SLKW-Mulde und die Möglichkeit zur freien Zielwahl, wodurch vergleichsweise kleinvolumige Selektionseinheiten zu beliebigen Zielpunkten (Aufbereitungslinie/Abraumhalde) transportiert werden können.

Die Verfügbarkeit bzw. Ausfallsicherheit bezieht sich vorrangig auf das Gesamtsystem, in dem einzelne Geräte schnell ersetzt werden können bzw. der Totalausfall eines Einzelgerätes die Gesamtleistung des Systems nicht nachhaltig beeinflusst.

Ein weiteres Kriterium der SLKW-Förderung ist die flexible Anordnung des Fahrwegs- und Rampensystems innerhalb des Tagebaus. Dabei kann die Rampenanordnung weitestgehend nach den Vorgaben des Lagerstättenabbaus gestaltet werden. Im Gegensatz dazu resultieren aus der Notwendigkeit zur weitestgehend geradlinigen Ausrichtung von Förderbändern und den damit verbundenen Mehrkosten für die Abraumbewegung deutlich höhere Anforderungen an die Gestaltung der Tagebaugeometrie.

Einerseits kann das Bewusstsein für die Vorteile der SLKW-Förderung als Anlass verstanden werden, für die jüngsten Weiterentwicklungen der SLKW-Technik hinsichtlich externer Stromspeisung (Trolley) für Rampenfahrten sowie autonome SLKW-Steuerungssysteme. Andererseits unterstreichen diese Eigenschaften die Bedeutung und Notwendigkeit der SLKW-Förderung in Kombination mit dem mobilen Bagger als Ladegerät. Vor diesem Hintergrund berücksichtigen alle nachfolgend gegenübergestellten Fördersysteme zumindest in der Nähe des Gewinnungsortes eine SLKW-Förderung.

Zusätzlich zu den genannten Kriterien lassen sich weitere Anforderungen an ein „ideales“ Fördersystem in einem tiefen Tagebau formulieren. Dazu zählen:

- Nominale Förderleistungen: >6.250 t/h
- Neigungswinkel des Materialtransportes: 20°...60°
- Gesamte vertikale Transportentfernung: > 200 m
- Minimale Anzahl der Übergabepunkte
- Keine Konditionierung des Fördergutes erforderlich

Die Konditionierung des Fördergutes innerhalb des Tagebaus mit einer Primärbrecherstation ist stets mit zusätzlicher Infrastruktur und der Blockierung von Reserven verbunden. In Anbetracht der begrenzten Platzverhältnisse und der Notwendigkeit zur stetigen Erweiterung der Tagebaugeometrie ist die Anforderung zur Konditionierung des Fördergutes nachteilig zu bewerten.

3 Diskontinuierliche Fördersysteme

3.1 Trolley –assisted SLKW

Ein konventioneller SLKW der oberen Gewichtsklassen kann durch vergleichsweise wenig Zusatzausrüstung (Umrüstsatz ca. 300.000 US\$) so modifiziert werden, dass die Energie für die elektrischen Fahrwerksantriebe direkt aus einem Oberleitungssystem bezogen werden kann (s. Abb. 1). Der Oberleitungsbetrieb ist für Teilstrecken interessant, die alle SLKWs auf ihrem Transportweg nutzen und die durch große Anstiege bzw. max. Leistungsaufnahme und minimale Fahrgeschwindigkeiten charakterisiert sind (z.B. Rampen). In diesem Fall kann auf die diesel-elektrischen Energieumwandlung mit verringerten Wirkungsgrad verzichtet und deutlich höhere Fahrgeschwindigkeiten mittels der Direkt-einspeisung realisiert werden.



Abb. 1: Trolley-assisted SLKW

Der Einsatz von Trolley-SLKWs bietet dieselben Vorteile wie der konventionelle SLKW-Betrieb und zusätzlich verkürzte Fahrzeiten/erhöhte Förderleistungen sowie verringerte spezifische Transportkosten.

Neben den Kosten für die Ausrüstung der SLKWs entstehen zusätzliche Kosten für die Installation des Oberleitungssystems (ca. 1,5 Mio.US\$/km) sowie erhöhte Betriebskostenanteile infolge der deutlich aufwändigeren Fahrbahnpflege.

Der Trolley-assisted SLKW ist im eigentlichen Sinn kein „alternatives Fördersystem“ soll jedoch im Gesamtvergleich als Referenz für die nachfolgend diskutierten Fördersysteme verwendet werden.

3.2 Trucklift

(www.siemag-tecberg.com / www.ghd.com)

Der Trucklift bewegt den SLKW entlang der Böschungsneigung des Tagebaus auf einem schienengeführten Wagen. Der Wagen wird über ein Seil- und Gegengewichtssystem angetrieben. Das System kann als Einfach- oder Doppeltrum ausgeführt werden. Im Fall des Doppeltrums übernimmt der gegenläufig fahrende Wagen die Funktion des Gegengewichts (s. Abb. 2).

a) Einfachtrum (Quelle: SIEMAG TECBERG)



b) Doppeltrum (Quelle: GHD)

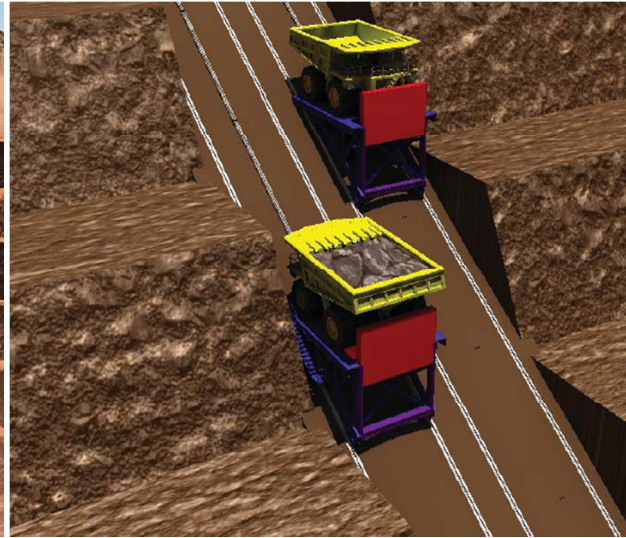


Abb. 2: Varianten des Trucklifts als a) Einzeltrum oder b) Doppeltrum

Der Trucklift gewährleistet die weitestgehende Beibehaltung der oben genannten Vorteile der SLKW-Förderung, erfordert keine Konditionierung oder zusätzliche Verladung des Fördergutes und verursacht demzufolge auch keine veränderten oder zusätzlichen Anforderungen an die vorgeschalteten oder nachfolgenden Prozessstufen.

Die bisher noch nicht erfolgte Realisierung des Konzeptes steht im Zusammenhang mit hohen Kosten für die Installation des Schienensystems auf der Tagebauböschung, den damit verbundenen Standsicherheits- und Realisierungsproblemen sowie der Aufwendungen für die Verlagerung der Schieneninstallation im Rahmen der Tagebauerweiterung.

Weiterhin ist auf die Begrenzung der Fahrgeschwindigkeit des schienengeführten Wagens hinzuweisen, welche maßgeblich die erreichbare Förderleistung in Abhängigkeit vom Förderweg bestimmt. Für die Geschwindigkeitsbegrenzung sind technisch/mechanische Gründe im Zusammenhang mit der Fahrwerksgestaltung sowie die begrenzten Möglichkeiten zur dauerhaften Ausrichtung des Schienensystems auf der dynamisch veränderlichen Böschung zu nennen. Weiterhin stellt die veränderliche Böschungsneigung zusätzliche Anforderung bezüglich der dynamischen Horizontierbarkeit der SLKW-Aufstandsfläche.

3.3 Skip

Die Skipförderung ist seit Beginn der bergmännischen Gewinnung bekannt und bezeichnet die Nutzung eines schienengeführten Gefäßes (Skip) zum Transport des Fördergutes auf einer geneigten Ebene. Der grundsätzliche Unterschied zum Trucklift besteht in der Anwendung eines separaten Fördergefäßes bzw. der Minimierung der erforderlichen Hubarbeit. Der Skip wird direkt durch den SLKW beladen (s. Abb. 3).

Da die SLKW-Förderung an der Aufgabestelle des Skips endet, entfallen die oben genannten Vorteile der SLKW-Förderung vollständig. Infolge der Notwendigkeit für eine direkt anschließende Primärzerkleinerung ist die Skipförderung nicht in der Lage selektiv zu fördern.

Die oben genannten Nachteile und Bedenken bezüglich der Installation des Schienensystems auf der Tagebauböschung treffen in vollem Umfang auch auf die Skipförderung zu. Besonders kritisch sind die Beladung des Skip und die Notwendigkeit zur Platzierung der primären Brecheranlage, direkt am Tagebaurand zu bewerten. Die direkte Beladung des Skip durch den SLKW und die daraus resultierenden dynamischen Belastungen durch Knäpper stellen die eigentliche konstruktive Herausforderung dar. Die TAKRAF-Konzeptstudie eines Doppeltrum-Systems (Abb. 3) beinhaltet u.a. auch einen zwi-

schengeschalteten Aufgabebunker, der über eine steuerbare Klappe entleert werden kann. Auf diese Weise werden dynamische Belastungen auf den Skip minimiert und die SLKW-Entladung vom Skipbetrieb entkoppelt.

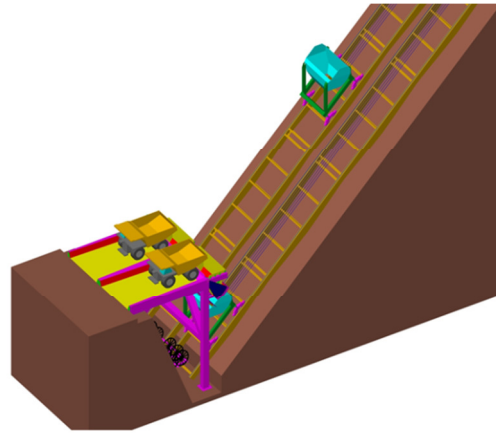


Abb. 3: Aufgabestation eines Skipförderers mit Zwischenbunker

Die Anordnung des Primärbrechers an der Tagebaukante ist erforderlich, um Seilkräfte zu minimieren, die Mindestneigung des Skips für eine effektive Entladung zu gewährleisten und das Fördergut für die nachgeschaltete Bandförderung vorzubereiten. Die geotechnischen Risiken bzw. Konsequenzen für die geometrische Gestaltung der Tagebauböschung sind aus Sicht der Autoren nicht überschaubar.

4 Kontinuierliche Fördersysteme

Um Gurtförderer mit Neigungen $>20^\circ$ sicher und zuverlässig betreiben zu können, ist es notwendig, einen erhöhten Reibschluss bzw. sogar Formschluss zu erreichen. Dazu kann ein zusätzlicher Gurt (Deckgurt) auf dem eigentlichen Traggurt / Fördergut aufgelegt und angepresst werden, der Fördergurt in Längsrichtung zusammengerollt werden oder durch Profilierung und Mittelstege sogenannte „Taschen“ erzeugt werden, in denen das Fördergut lagert (s. Flachgurt mit Wellenkanten).

4.1 Deckgurtförderer

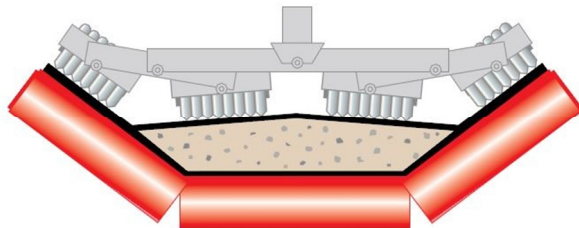
Im Jahre 1982 entwickelte die Fa. Continental Conveyor den „High Angle Conveyor“ (HAC) der heute von verschiedenen Firmen im Portfolio geführt wird. Der Deckgurtförderer besteht aus zwei übereinander angeordneten Fördergurten, die hinter der Aufgabestelle zusammengeführt und vor dem Abwurf wieder getrennt werden. Der gemuldete Traggurt übernimmt den Transport des Fördergutes, wohingegen der darauf liegende Deckgurt das Fördergut auf den Traggurt presst. Dazu dienen beweglich gelagerte Rollen, die an federnd gelagerten Armen verlagert sind (s. Abb. 4).

Der Deckgurtförderer arbeitet im geforderten Steigungsbereich ($<60^\circ$) und kann mit einem 3.000 mm Gurt bis ca. 10.000 t/h Förderleistung erreichen. Bisher sind Realisierungen von Joy Global bis 8.000 t/h bekannt.

Die Nachteile stehen im Zusammenhang mit dem wartungsintensiven Andrucksystem und den Anforderungen an die Konditionierung des Fördergutes hinsichtlich Einhaltung maximaler Korngrößen bzw. der Vermeidung von Übergrößen.

Weiterhin ist bei Anlagen mit großen vertikalen Transporthöhen mit verstärktem Gurtverschleiß und Riebelgutanteil zu rechnen, da die Differenzen zwischen den Zugspannungen im Trag- und Deckgurt eine Relativbewegung (Schlupf) verursachen.

a) Schema des Deckgurtförderers (Quelle: JoyGlobal)



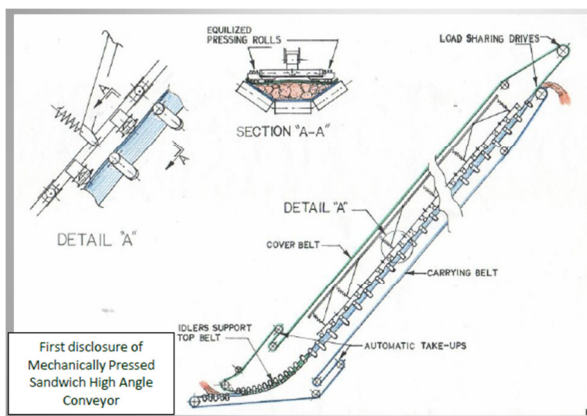
b) Vorrichtung zur Anpressung des Deckgurt (Quelle: JoyGlobal)



Abb. 4: Deckgurtförderer als a) Schemata und b) als Realisierung

Zur Minimierung der Anzahl installierter Andrucksysteme wurde der sogenannte „Snake Conveyor“ entwickelt. Durch den Wechsel konvexer und konkaver vertikaler Kurvenradien wird der Deckgurt innerhalb der konvexen Abschnitte ohne zusätzliche Andruckvorrichtung auf den Traggurt und das Fördergut gepresst. Die vertikalen Kurvenradien richten sich nach den Zugspannungen im Deckgurt, wodurch die typische Schlangenform entsteht.

a) Konventioneller Deckgurtförderer (Quelle: Dos Santos, 2012)



b) „Snake“-Förderer

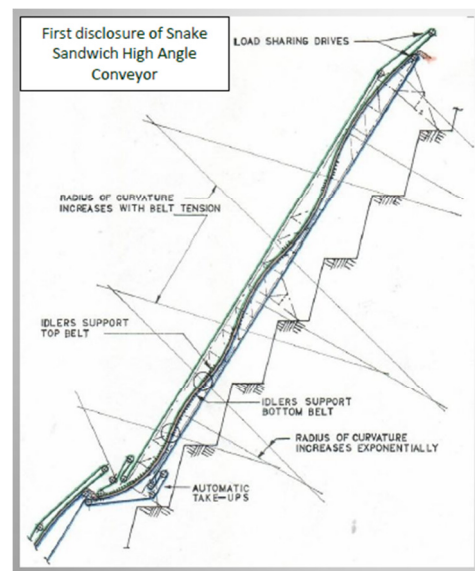


Abb. 5: Gegenüberstellung a) konventioneller Deckgurtförderer mit b) "Snake"-Förderer

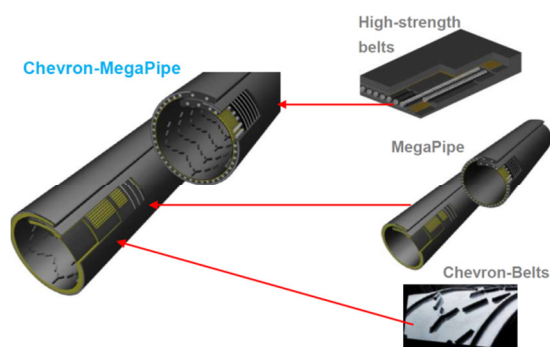
Zusätzlich zu den obengenannten Schwierigkeiten des konventionellen Deckgurtförderers ist der „Snake“-Förderer hinsichtlich der Auslegung der vertikalen Kurvenradien für den jeweiligen Anwendungsfall konstruktiv festgelegt und kann nicht flexibel für veränderte Förderhöhen eingesetzt werden.

4.2 Schlauchgurtförderer

Das Prinzip des Schlauchgurtförderers bezeichnet die Anwendung modifizierter Fördergurte, die über Führungsrollen und spezielle Tragrollenanordnungen zu einem Schlauch geformt werden können, in dem das Fördergut transportiert wird. Wurde der Schlauchgurtförderer in der Vergangenheit vorrangig zum Schutz von Fördergut bzw. der Umwelt angewendet und wegen der vergleichsweise kleinen, realisierbaren Kurvenradien für besonders anspruchsvolle Trassierungen eingesetzt, wird der Schlauchgurtförderer jüngst auch für steile Förderungen in Betracht gezogen.

Das Prinzip des Schlauchgurtförderers für steile Förderung anzuwenden, ist erst durch die Anwendung profilierter Gurte möglich geworden, die einen Formschluss zwischen Fördergut und –gurt ermöglichen. Auf diese Weise kann die Materialsäule besser gegen Abrutschen gesichert und steilere Transportneigungen realisiert werden. In Tests wurden je nach Füllungsgrad des Schlauchquerschnittes Neigungen von 45° bis zu 50° erreicht.

a) Chevron Mega Pipe (Quelle: Continental ContiTech)



b) Einsatzbeispiel Bergehalde Duhamel – Ens Dorf



Abb. 6: Schlauchgurtförderer

Die maximale Steigung wird mit 35° angegeben. Im Fall von steileren Neigungen ist auf eine gleichbleibend hohe Füllung des Schlauchquerschnittes zu achten, da im Gegensatz zum Deckgurtförderer gewisse Schwankungen des Füllquerschnittes nicht durch die Veränderung des Querschnittes (An-drucksystem) ausglich werden können. Entsprechend sind frequenzgesteuerte Antriebe zur Geschwindigkeitssteuerung in Abhängigkeit der Fördergutaufgabe vorzusehen.

Die Förderleistung von max. ca. 4.000 t/h für eine Gurtbreite von 3.200 mm liegt unterhalb der ein-gangs formulierten Mindestleistung von 6.250 t/h.

4.3 Flachgurt mit Wellenkanten

Der Flachgurt mit Wellenkanten – auch Wellenkantengurt genannt – in Kombination mit einvulkanisierten Querstegen bietet interessante Anwendungsaspekte für die Steilförderung. Neben der konventionellen Verlagerung auf Tragrollen (s. Abb. 7) hat die Fa. Dopplmayr den sogenannten „Rope Conveyor“ entwickelt (s. Abb. 8).

- a) **Prinzipskizze Wellenkantengurt** (Quelle: ContiTech)
 b) **Einsatzbeispiel (Quelle: ContiTech)**

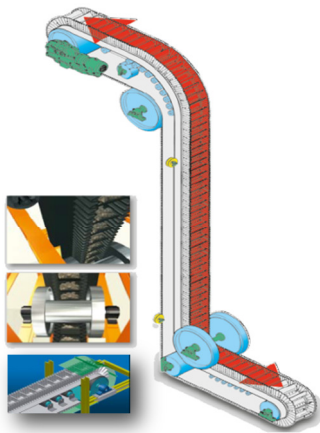


Abb. 7: Wellenkantenförderer als a) Schemata und b) Realisierung

Das Konzept des Rope Conveyors umfasst Achsen, die fest mit dem Flachgurt verbunden sind und Laufrollen, die selbigen stützen. Die Laufrollen bewegen sich über gespannte Laufseile, die wiederum an Tragseilen aufgehängt sind. Auf diese Weise kann ein Förderer installiert werden, der große Distanzen ohne Kontakt zur Tagebauböschung überspannt. Dies ist besonders vorteilhaft, wenn die Böschungsgeometrie keinen Zugang für Baugeräte bzw. die Installation von Zwischenabstützungen bietet.

- a) **Detailansicht Rope Conveyor** (Quelle: Dopplmayr)
 b) **Einsatzbeispiel (Quelle: Dopplmayr)**



Abb. 8: Rope Conveyor

Die maximalen Förderleistungen werden vom Hersteller Dopplmayr bzw. ContiTech mit < 25.000 t/h angegeben, wobei keine Installationen mit den eingangs geforderten Nennförderleistungen (> 6.250 t/h) derzeit bekannt sind.

Die Probleme des Wellenkantengurtes sind hinlänglich bekannt. Gleichmäßig gebrochenes Haufwerk muss möglichst schonend in die Taschen eingebracht werden, um die dazwischen liegenden Stege nicht zu beschädigen. Die Reinigung eines Wellenkantengurtes ist bisher nicht gelöst. Außerdem resultieren aus der Aufhängung des Rope Conveyors an Stützseilen eine besondere Anfälligkeit für Windbelastungen und ein erhöhter Aufwand für Service- und Wartungsarbeiten.

5 Zusammenfassung

Tab. 1 zeigt eine qualitative Bewertungsmatrix ohne Wichtung der Einzelkriterien.

Wie eingangs erläutert, erhalten Systeme, welche die SLKW-Förderung unterstützen, die besten Bewertungen, da die Vorteile der mobilen Förderung teilweise oder fast vollständig erhalten bleiben.

Der Skipförderer erhält die zweitschlechteste Gesamtbewertung, da der Verzicht auf die Vorteile der SLKW-Förderung, die Begrenzung der Förderleistung und die typischen Nachteile einer Installation auf der Tagebauböschung aufeinander treffen.

Im Vergleich der kontinuierlichen Fördersysteme erhält der Rope Conveyor die höchste Bewertung. Große Förderneigungen und –leistungen kombinieren sich mit guter Flexibilität bzgl. Verlagerung des Systems innerhalb des Tagebaus und der minimalen Beeinflussung der Tagebauplanung. Danach folgen die Bauarten des Deckgurtförderers und Schlauchförderers.

Tab. 1: Bewertungsmatrix

	Deckgurtförderer		Schlauchförderer		Wellenkantenförderer		Trucklift (Doppeltrum)	Skip	Trolleytruck
	konventionell	"Snake"	glatt	profiliert	konventionell	"Rope"			
Konditionierung Fördergut	-	-	-	-	-	-	+	+	+
Steigung (bis 60°) & vert. Transp.-entf. (>200m)	+	+	-	o	+	+	++	++	--
Förderleistung (> 6.250 t/h)	++	++	-	-	+	+	o	o	++
Anpassung Tagebaugeometrie	o	o	o	o	o	++	-	-	+
Flexibilität / Verlagerung (Anordnung & Anpassung)	o	--	o	o	o	+	--	--	++
Verfügbarkeit (Wartungsstillstände)	o	o	o	o	o	-	+	o	++
Redundanz	-	-	-	-	-	-	o	-	++
Selektivität	o	o	o	o	o	o	++	--	++
Total	o	o	o	o	o	o	o	o	+

Die Bewertungsmatrix vernachlässigt vollständig die Aspekte der Anschaffungs- und Betriebskosten. Zwar lassen sich quantitative Bewertungen durchführen, jedoch hängt die Wichtung des Einflusses dieser Kriterien stets von den individuellen Anforderungen des Bergbauunternehmens ab. So ist davon auszugehen, dass der Trolley-SLKW die geringsten Anschaffungskosten, jedoch die höchsten Betriebskosten im Gesamtvergleich aufweist, wohingegen der Schlauchgurtförderer ein umgekehrtes Bild liefert.

Üblicherweise fokussieren bestehende Gewinnungsbetriebe ihr Hauptaugenmerk auf die Minimierung der Betriebskosten und akzeptieren dafür erhöhte Anfangsinvestitionen, wohingegen Neuaufschlüsse hohe Anfangsinvestitionen meiden und dafür erhöhte Betriebskosten in Kauf nehmen.

Vor diesem Hintergrund bleibt die abschließende Bewertung stets eine Einzelfallentscheidung.

Eine allgemeine Schwierigkeit der vorgestellten kontinuierlichen Fördersysteme besteht in der Begrenzung der Förderhöhe infolge der anwendbaren Gurtfestigkeiten, was bei vertikalen Förderhöhen > 300 m im Regelfall zusätzliche Übergabestellen erforderlich macht.

Übergabestellen sowie die Abstützung der kontinuierlichen Förderer auf dem Böschungssystem des Tagebaus repräsentieren die größte Herausforderung hinsichtlich der Realisierung dieser Konzepte. Vergleichbar den Problemen bei der Installation des Schienensystems des Trucklifts und Skipförderers besteht im Regelfall nur eingeschränkter Zugang zu den Bermen und Strossen, was die Installation von Zwischenübergaben oder -abstützungen erschwert oder gänzlich unmöglich macht.

Schlussfolgernde kann festgestellt werden: die diskutierten alternativen Fördersysteme können nur mit großen Aufwendungen nachträglich in bestehende Tagebaue integriert werden. Die allgemeine wirtschaftliche Anforderung der Tagebauplanung, nämlich die Böschungsneigung zu maximieren bzw. im Grenzbereich der Standsicherheit zu dimensionieren, erschwert oder verhindert oftmals den nachträglichen Zugang zu den Böschungen und damit die Installation der Transportsysteme. Vor diesem Hintergrund sollten die vorgestellten alternativen Fördersysteme vor allem in der Phase der konzeptionellen Planung (Projektierung) von Neuaufschlüssen diskutiert werden, wo wirtschaftliche Nachteile durch gezielte langfristige Planung auf ein Minimum reduziert werden können.

Die Kombination mit den erhöhten Anschaffungskosten für kontinuierliche Fördersysteme liefert wahrscheinlich die Begründung, warum derartige Systeme aktuell nur vereinzelt in den tiefen Tagebauen der Erzindustrie vertreten sind. Es ist Aufgabe der Hersteller, diese Probleme zu lösen.

Innovative solution of the roadheader mining head with disc tools of complex motion trajectory

Ph.D., Eng. Kotwica, Krzysztof

AGH University, Mickiewicza, 30-059, Kraków
E-Mail: kotwica@agh.edu.pl

Ph.D., Eng. Gospodarczyk, Piotr

AGH University, Mickiewicza 30, 30-059, Kraków
E-Mail: piogos@agh.edu.pl

Ph.D., Eng. Stopka, Grzegorz

Msc.Eng. Mendyka, Paweł

The article presents an innovative solution of a mining head with asymmetric disc tools with complex motion trajectory developed at the Department of Mining, Dressing and Transport Machines, AGH University of Science and Technology in Krakow, as an alternative for standard roadheaders milling units. Advantages of the applied mining method (so called under cutting method) were described as well as principles of construction and work of the proposed head solution. An analysis of the conducted laboratory tests allowed to determine mentioned principles and guidelines for a construction of a prototype head. They have been the basis for development of technical project of a new head solution adapted for mounting on the arm of a medium roadheader KR 150, with cooperation of the REMAG Ltd Company in Katowice. A constructed head was tested on a research field stand at the REMAG testing area. Positive preliminary tests results were obtained, which were also presented in the paper.

1 Introduction

In Polish coal mining most coal opening excavations, as well as preparatory ones, are drilled with mechanical methods using arm roadheaders. This is caused by benefits that this method provides in relation to traditional mining methods with application of explosive materials. The most important one is an ability to perform a few operations at the same time (mining, loading, haulage). Moreover, obtaining a precise profile of the excavation face section facilitates better fitting of the lining and, as a result, the lining transfers lower and more evenly distributed loads, as well as its placing is less work and time consuming. This aspect positively influences effectiveness and reduces unitary cost of drilling a dog heading.

Effective application of mentioned mechanical methods is mainly connected with gettability of a rock. A significant criterion of the mechanical mining methods division is the direction of the main component of the tool force affecting the rock, which leads to its destruction. The direction can be tangent or normal to the surface of the mined rock. The first case refers to cutting, and the second one to crushing.

Mining hard and very hard rocks, especially the ones that contain silicon in their chemical composition or inclusions of effusive rocks, with of methods based on cutting does provide satisfactory results. Such rock require usage of very high cutting forces. Application of the cutting bit, when large friction forces between bit and rock surface are present, cause fast blunting of the mining tool and wear of the bits; moreover, increased tool blunting increases the value of the friction forces.

The second most commonly applied mechanical mining method in the process of hard rocks is mining with static or quasi-static normal pressure, causing rock destruction by quasi-static crushing. This process is commonly realized by disc tools, usually symmetrical ones. This method relies on driving the disc edge

in the rock body at the pressure force P_d perpendicular to its surface. A clear drawback of the method is necessity to provide large forces on the tool to archive rock disintegration. The value of pressure force on one symmetrical disc tool can amount 300 kN. To resist high reaction forces heavy machine weight is necessary (up to 3500 Mg) as well as size of the machine (length of a mining complex up to 400 m). These aspects limits the use of such machines to drill long excavations (f.eg. road tunnels), where high investment costs connected with producing and constructing of the machine can be justified.

From the other hand, asymmetrical disc tools are applied in mechanical mining methods not only as crushing devices, but also as prising ones. Mining through prising with a disc tool bases on typical for hard rocks much smaller resistance against stretching than pressing. The principle of the undercutting technique is mining a rock by cutting it off towards a free space. A disc tool affects the rock tangentially to the surface of the mined body, similarly as for a cutting tool, but the difference is that it uses the disc rolling movement which efficiently eliminates sliding friction in favour of rolling friction. Fig. 1 presents a diagram of mining with the method of back incision (undercutting). This application of disc tools lowers energy consumption and pressure force which allows constructing a mining machine of respectively lower energy parameters and lower stability requirements than classical crushing discs operating perpendicularly towards the surface of the mined body (Weber 1994).

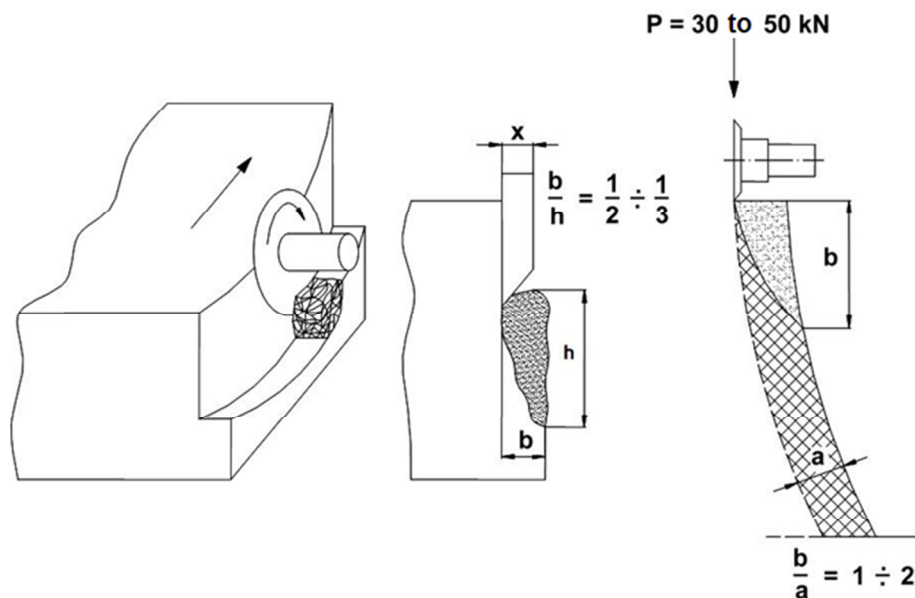


Fig. 1. Diagram of the back incision mining method principle (Weber 1994)

However, the significant drawback of this method is strong occurrence of varying side forces on disc tool blade. This results in difficulties with balancing the reaction forces on disc tool and its bearing. An exemplary machine using this technology, called Hinterschneidenmaschine, was developed by Wirth company. This machine has four independently controlled arms, equipped with asymmetrical disc tools that can mine in every direction the surface of the rock. The machine was applied for drilling excavation of 4 m x 4 m dimensions in relatively hardly mineable rocks. The method of back incision, used in the presented machine, confirmed its full usability and advantages. Also taking into account energy consumption, promising results were obtained, significantly lower than full section miners and a few times lower than for milling miners. The only drawback is a very complex method of steering individual arms and very high, unbalanced reaction forces (Gospodarczyk and Kotwica, 2007), (Gospodarczyk et al 2010).

Promising results of the back incision technique test applications were the reason to conduct further tests about this method in the Department of Mining, Dressing and Transport Machines, AGH University of Science and Technology, Krakow in order to research an innovative construction of a mining unit equipped with mini asymmetrical disc tools, that could be applied in arm roadheaders. The course of conducted works is presented below.

2 A conception of a new mining head solution

On the basis of an analysis of the world mining technique status and developments, as well as the results of our own tests of rock mining with asymmetrical disc tools of diameter up to 160 mm, the Department started series of tests to develop a new conception of a mining unit, in which the motion of tools will be forced and main mining movement of the tool will be along complex trajectory. It allows crossing individual disc tools mining lines and facilitates mining hard rocks through breaking off rock furrows, which significantly decreases energy consumption of the process (Gospodarczyk and Kotwica, 2007), (Gospodarczyk et. al 2010). Disc tools were mounted on separate plates that could rotate on the mining unit casing and are propelled independently from it. For simplification purposes it can be assumed that the plate in motion acts like as singular disc with larger diameter.

As the designed head is designed to operate on an arm roadheader, its shape and dimensions should be similar to units currently applied in these machines. In the method of back incision, which was intended to be used in the designed conception of the unit, effective hard rock mining requires rotary motion of the disc. Discs motion during the unit operation can be obtained by locating them on a plate, which rotary movement is enforced. The plates should be mounted to the side surface of the unit body with their rotation axes perpendicularly to the fastening surface.

Taking that into consideration, a unit conception with complex movement trajectory asymmetrical disc tools, mounted on three plates rotating in relation to the unit was designed (Gospodarczyk and Kotwica, 2007), (Gospodarczyk et. al 2010). As is presented in Fig. 2, the designed mining unit consists of independently propelled body and independently propelled plates mounted in it, equipped with asymmetrical disc tools. The unit body 1 is propelled by an external drive shaft 2. In the body, in seats 3 drive shafts 6 are mounted with plates 4, on which in bearing seats 10 disc tools 5 are installed. The most favourable number of the tools should be 6 to 8. The drive shafts 6 are propelled by an internal drive shaft 7, independent from the external drive shaft 2 and a set of bevel gears 8 and 9 or alternative ones. Important aspect of presented solution is to ensure the displacement of the drive shaft axes 6 of the plates 4 with mining tools 5 by the value e so that they do not cross the axis of the head body 1 drive shaft 2. The eccentric location of the plate axes enables their easy slotting into the rock body at the both vertical and horizontal unit motion. The solution is protected by patent law.

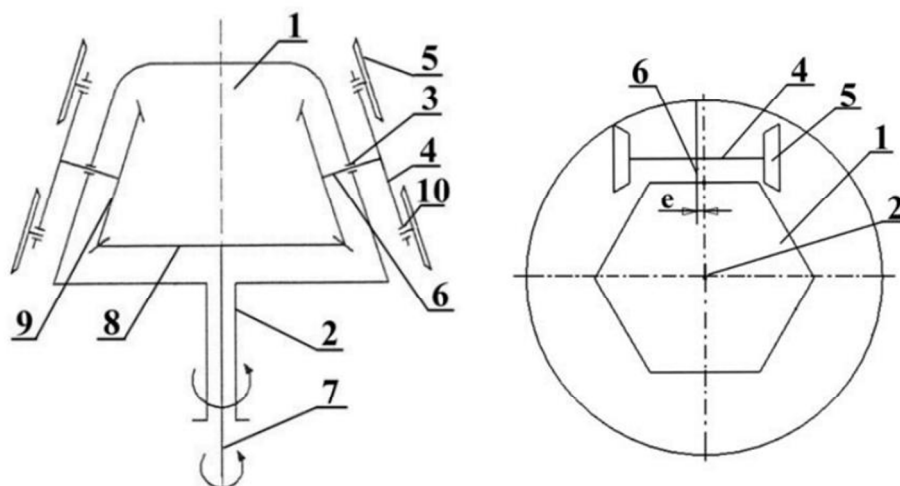


Fig. 2. Conception of a unit equipped with complex motion trajectory disc tools (Gospodarczyk and Kotwica, 2007), (Gospodarczyk et. al 2010)

Trajectory of discs motion can change, depending on inclination of the plane in which the plate rotates in relation to the body rotation axis. Fig. 3 presents an exemplary result of a displacement simulation of plates with disc tools during a rotation of the head body (Gospodarczyk et. al 2010). Such simulations were performed to check the depth of cutting with single disc tool. These simulations have included, apart from a change of inclination angle of the plane in which the plate rotates in relation to the body rotation axis, also the value change of the eccentric e by which the axes of the plates with discs were moved towards the body rotation.

Fig. 3B. presents trajectories of disc tools obtained for axis of plates rotation perpendicular to the body surface and crossing in the axis of the body rotation.

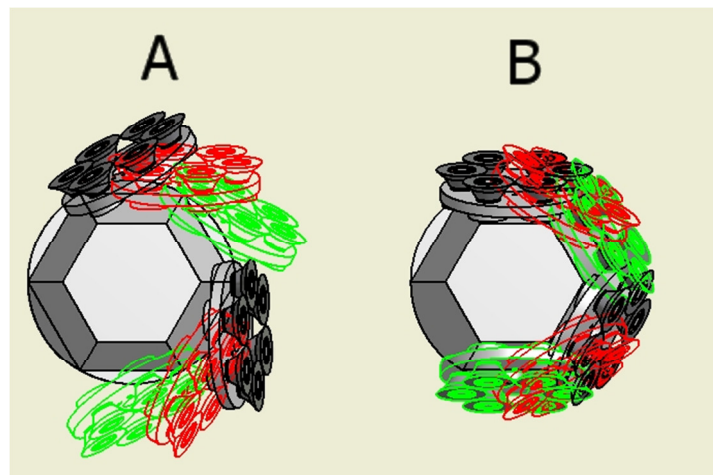


Fig. 3. Result of simulation of plates with disc tools displacement depending on the plate plane inclination angle and eccentric movement of the plates rotation axis (Gospodarczyk et. al 2010)

During simulation, one tool cutting depth did not exceed a few millimetres. When inclining the plates rotation axes and moving them eccentrically towards the body rotation a several times deeper cutting was obtained. A view of such a simulation is presented in Fig. 3A. The most favourable parameters from the performed simulation are as follows: the plate axis inclination angle 15° and eccentric movement of axis towards the body rotation by about 20 mm.

Therefore, these values were accepted as the most beneficial ones in the further part of designing the mining head. It was also necessary to determine values of many other parameters essential for proper constructing the new head solution such, as e.g. a number and direction of rotation of plates with tools, required value of torques for plates and the unit body, etc. Estimating the values through theoretical simulation was very complicated or in some cases even impossible, which was the reason of conducting the physical tests of hardrock mining with asymmetrical disc tools on a specially constructed lab stand.

3 Results of laboratory tests

Lab tests of the back incision mining process were planned to be performed for one plate with asymmetrical 160 mm diameter disc tools with and 40° blade angle. The maximum diameter of the plate was defined as 450 mm, the number of disc tools as 6, and their distribution on a diameter equal or lower than 350 mm. The required torque on the plate for this configuration was assessed as minimum 3000 Nm, on the basis of the previously conducted tests on another lab stand. Assuming that the number of rotations of the plate can reach up to 60 rpm, their control has to be smooth and there must be a possibility to change direction of the rotations, it was decided that the power system should be equipped with a hydraulic engine with gear transmission. The plate with tools must be able to move in three directions, mutually perpendicular, at changeable, controlled velocity of the movement.

Moreover, plate has to cooperate with an artificial rock sample for the mining process verification (Gospodarczyk and Kotwica, 2007), (Gospodarczyk et. al 2011).

Taking into consideration all the above presented principles, a lab stand was designed and implemented for examining the process of mining compact rocks with disc tools of complex trajectory. A view of the stand is presented in Fig. 4 (Kotwica et. al 2013).

It was planned to perform tests comprising at least four changing parameters: direction and number of rotations of the plate with disc tools (overshot and undershot rotations and at least three ranges of rotation velocity 40, 50, and 60 rev/min.), mining pitch (from 10 mm to 40 mm), cutting depth (at least three values of cutting depth from 6 to 20 mm). For the above listed parameters it was assumed to perform cuts moving the plate horizontally and then the rock sample vertically.



Fig. 4. A view of a lab stand for testing mining process of hard rocks with disc tools (Gospodarczyk et. al 2011), (Kotwica et. al 2013)

The first test was conducted on a concrete sample of uniaxial compression resistance of 26 MPa. Some mining tests were repeated on natural rock samples embedded in a concrete block. Sandstone blocks featuring uniaxial compression resistance $R_c = 73$ MPa and a granite block of $R_c = 253$ MPa were used for the tests. The values of component forces (pressure P_d , cutting P_s and side P_b) during mining and graining of the obtained rockoutput were measured.

The main part of the research included mining tests in a vertical plane that were implemented firstly on the concrete block and then on natural sandstone and granite blocks embedded in a concrete block. Firstly, the stand arm was moved to its extreme left or right position and at the depth of 10 mm the first opening cut was performed. Then, half-open cuts were done for pitches 20 mm, 30 mm, 40 mm, 50 mm and 60 mm (Gospodarczyk et. al 2011), (Kotwica et. al 2013). In the next series of tests the cutting depth was increased to 15 mm, 25 mm and 40 mm, repeating values of applied cutting pitches from the previous series. A view of the sandstone block surface after completing the mining tests with cutting depth 40 mm in the dependence of the cutting pitch was shown in Fig. 5.

Measurements of the obtained output allowed to form the conclusion that, as a result of vertical mining, the dominant fraction are grains with dimensions bigger than 20 mm. It mainly refers to the case when mining took place through spalling of the cut groove with a conic surface of the disc (vertical mining from the right side of the block).

The obtained results clearly illustrate influences of mining parameters on values of mining resistance component forces. Pressure force reached significantly highest values during the tests. An increase of the pressure force value was caused by an increase of cutting depth and pitch. The value of cutting force changed mainly because of an increase of cutting depth and was little sensitive to the change of cutting pitch (especially for sandstone). A high changeability was presented by the side force. In case

of mining the concrete sample, the highest values of the side force were connected with a low value of cutting pitch so they accompanied full spalling of the cut groove.

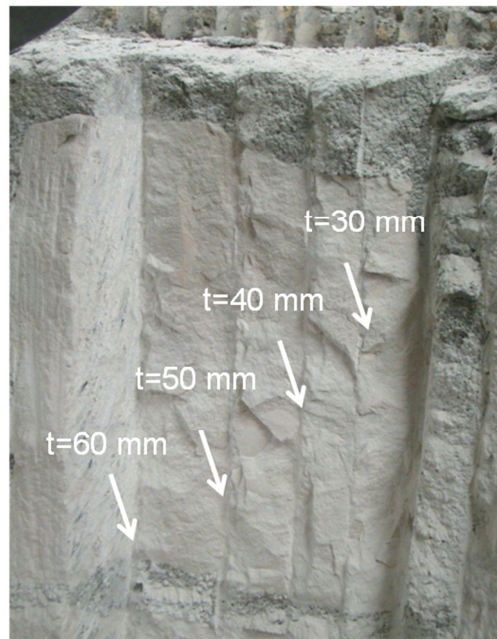


Fig.5. A view of the sandstone block surface after completing the mining tests (Kotwica et. al 2013)

On the basis of an analysis of the obtained lab tests results, the following principles were selected for further designing works over the prototype head with disc tools of complex motion trajectory (Gospodarczyk and Kotwica, 2007), (Gospodarczyk et. al 2011):

- Diameter of disc tools – $D = 160$ mm,
- Disc tool blade angle $\beta = 30 - 45^\circ$,
- Diameter of plates with disc tools $700 \text{ mm} \leq D_u \leq 850$ mm,
- Diameter of discs distribution of the plates - $550 \text{ mm} \leq D_n \leq 650$ mm,
- Number of disc tools on the plates $l_d \leq 8$ pieces,
- Revolutions number of plates with disc tools – $60 \leq n_t \leq 100$ rpm,
- Number of plates with disc tools – 3,
- Revolutions number of the body on which the plates are mounted - $20 \leq n_k \leq 30$ rpm,
- Torque of the plate with disc tools – $M_t \approx$ minimum 4000 Nm, suggested 5000 Nm,
- Total value of the moment to propel the plates with disc tools – minimum 8000 Nm, suggested 10000 Nm.

The above presented values were estimated taking into consideration, in comparison to the results obtained in lab stand tests, an increased diameter of the plates with disc tools by at least 50 %, predicted higher strength of the mined rock at the level of at least 100 MPa, target mining depth at minimum 25 mm, and the fact that during mining there are at least two plates with disc tools in contact with the rock body at the same time.

4 A technical project and implementation of the new head solution

On the basis of the above presented principles, the design and virtual model of the new head solution with disc tools of complex trajectory were commenced . The works were performed with cooperation with the REMAG Ltd company – the leading Polish producer of light and medium arm roadheaders. It was planned to work out and adapt the new head solution for a medium roadheader KR150

manufactured by REMAG. On the basis of an analysis of milling heads used on the roadheaders it was assumed that length of the new head solution should not exceed 1750 mm, its diameter 860 mm and weight 5 Mg. The designed initial model of the head comprised of three plates with disc tools on headunit. The casing had an ability of independent rotation in relation to plates with disc tools (Gospodarczyk et. al 2011), (Kotwica et. al 2013).

It was assumed that drives for both motions should be separate to enable independent control of the value of their rotational speed. The head body will be propelled by a hollow shaft, whereas the drive of the plates with disc tools will be realised by an external shaft through a gear placed inside the body.

Taking the above into account, an initial model of a head with complex motion trajectory asymmetrical disc tools was created (Fig. 6). While preparing the solution, it was additionally assumed that the drive of plates with disc tools will be realised from an electrical engine of 150 kW power mounted on the roadheader arm, whereas the drive of the head body will be realised by two hydraulic engines HS 0.8.

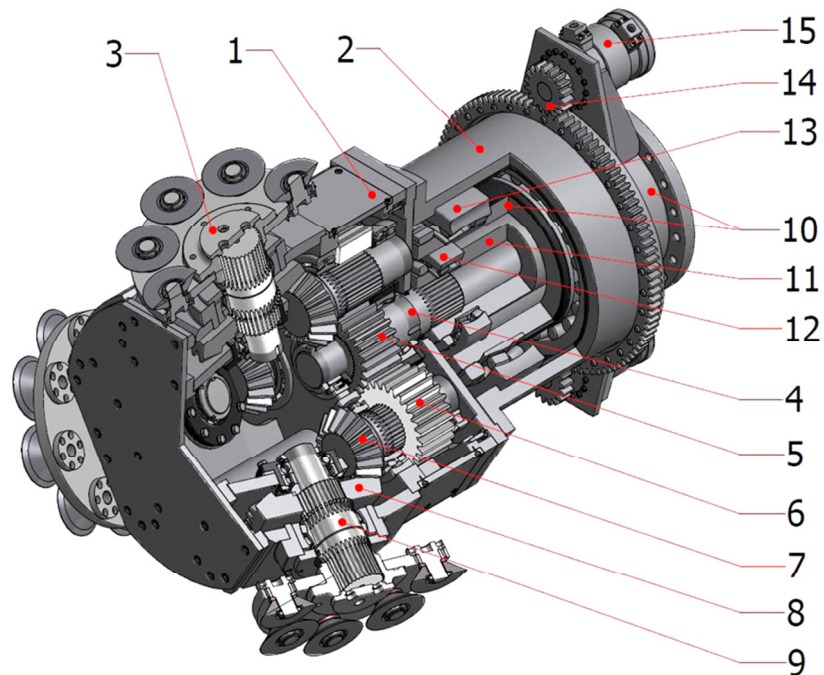


Fig. 6. Model of the new head solution with complex motion trajectory disc tools (Kotwica et. al 2013)

1 – main housing, 2 – auxiliary housing, 3 – disc plate, 4 – input shaft, 5 – central gear wheel, 6 – orbital gear wheel, 7 – pinion, 8 – face gear, 9 – output shaft, 10 – support, 11 – connector, 12,13 – bearings, 14 – body gear, 15 – hydraulic engine

It was planned that the power from the electrical engine propelling the plates will not exceed 50 kW and its revolutions will not be higher than 500 rpm. For obtaining required torque and rotations of plates reaching 200 rpm a two-step cylindrical-bevel gear of summary ratio about 1:2 was designed. It was assumed that the gear transmitting rotations onto the head body will transmit power of 2 x 80 kW from two hydraulic engines HS 0.8, at maximal engines rotation 250 rpm. For the planned body rotations reaching 30 rpm, an external cylindrical gear of ratio 1 : 6 was created (Gospodarczyk et. al 2010), (Kotwica et. al 2013).

On the basis of the designed virtual model, a technical design of the head was implemented enabling to make a physical prototype. The head designed for mounting on the KR150 miner and initial field tests was manufactured by REMAG Ltd. Its view before the field test is shown in Fig. 7.



Fig. 7. A view of a head with asymmetrical disc tools of complex motion trajectory on the arm of the KR 150 roadheader, ready for field tests (Gospodarczyk et. al 2010)

5 Field tests of the head prototype

Field tests of the prototype head were conducted on a test stand prepared at REMAG Ltd. It was possible to mine a large-size concrete block of uniaxial resistance of about 45 up to 60 MPa. During the tests, a change of the head body rotations was planned within the range from 10 to 30 rpm and for the plates with disc tools from 20 to 200 rpm. Mining effectiveness and the level of the tools wear were observed, as well as granulation of the obtained rockoutput. A view of the KR150 roadheader arm with the new head solution during one of the first conducted mining tests was shown in Fig. 8 (Kotwica et. al 2013).



Fig. 8. A view of the KR150 roadheader arm with the new head solution with asymmetrical disc tools during one of the field tests (Gospodarczyk et. al 2010), (Kotwica et. al 2013)

During the preliminary trials electrical engine failure was encountered. It was replaced by a hydraulic motor. A view of the place of mounting the hydraulic engine to drive plates with disc tools is presented in fig. 9. The wear of plates with disc tools was also observed (Fig. 10). As a result, the change of construction of plates and disc tools to increase their life period and decrease their wear was necessary. Instead of a round plate, a multiple-branched one was suggested. The new tool plates are shown in fig. 11. After assembling the new elements, further stand tests were conducted (Gospodarczyk et. al 2010).



Fig. 9. A view of mounting the hydraulic engine to drive plates with disc tools in the arm of the KR 150 roadheader (Gospodarczyk et. al 2010)



Fig. 10. A view of the wear of the plate with disc tools (Gospodarczyk et. al 2010)

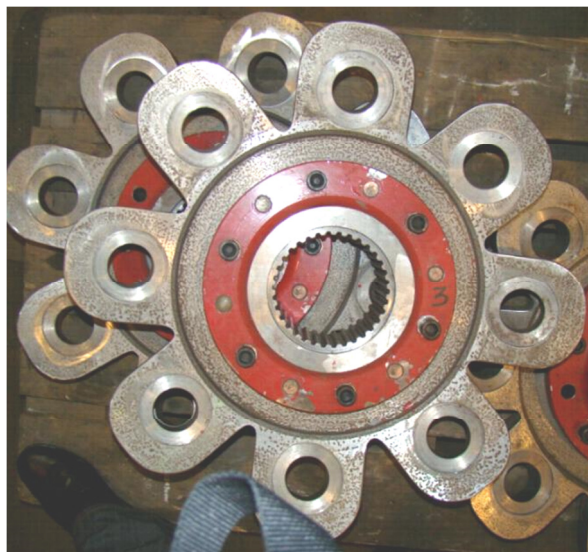


Fig. 11. A view of the new solution of plates for mounting disc tools (Gospodarczyk et. al 2010)

The most promising effects of the tests – large graining of the output, low engines load and limited vibrations were obtained for the head body rotations of 20 rpm and the plates rotations value of 60 rpm. The head body rotations were performed at counter clockwise direction and rotations of plates with disc tools at clockwise direction. A view of the obtained output and a typical surface of the block is shown in Fig. 12 (Kotwica et. al 2013).

No considerable symptoms of the disc tools wear were noticed. Whereas, a change of direction of the head body or plates with disc tools rotation onto the opposite one had a highly negative influence on the engines load and disc tools wear.

It was found that the most favourable direction of slotting and mining for this configuration of rotations is the horizontal one from right to left from the depth of 0 to maximum. The maximal depth should not exceed 15 – 20 cm for the suggested head solution. It is also possible to mine vertically from left to right at lowered speed of the head movement. However, face slotting was more difficult as well as mining from top to the bottom (Kotwica et. al 2013).

Under heavy load of mining head (the large speed of a head movement, large depth of mining) blocking the rotation of both plates with disk tools and body head was noted. The reason for this was the use of hydraulic drives and their incapability to resist overloads. Currently there are ongoing works on modernizing the head construction, in order to improve its operation. They are connected with the change of the drive (preferably to electric one) and control system.

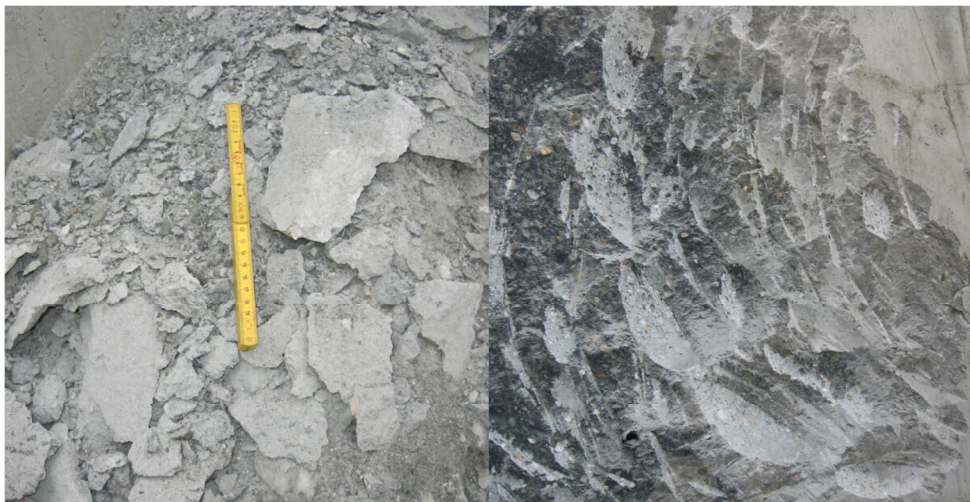


Fig. 12. View of the output and the surface of the mined rock block obtained for the most favourable set of direction and revolutions number of the head body and plates with tools (Gospodarczyk et. al 2010), (Kotwica et. al 2013)

6 Conclusions

The suggested solution of the roadheader head with asymmetrical complex motion trajectory disc tools demonstrated its usefulness during mining hard rocks and it can be applied as an alternative for standard milling heads of arm roadheaders. In order to obtain the most favourable parameters of the head work – large graining of the output, low load forces on the driving engines and limited vibrations, it is necessary to select proper configuration of the direction and number of rotations for the head body and plates with tools. However, it seems sensible to perform further tests, both field and laboratory ones, to develop the most favourable construction of the head and technology of its work during drilling dog headings.

In order to increase reliability of the elaborated solution, some constructional changes of the head were suggested for further tests, for example by replacing the hydraulic engines propelling the disc plates and the head body by the electrical engines of larger work parameters and improving control system of the roadheader arm.

7 Bibliography

- Gospodarczyk P., Kotwica K., 2007: Rozwiązanie organu kombajnu chodnikowego wyposażonego w narzędzia dyskowe. *Transport przemysłowy*. Nr 3 (29)/2007, Wrocław, (in polish)
- Gospodarczyk P., Kotwica K., Stopka G., Kalukiewicz A., 2010: The designing process and stand tests of a new solution of a mining head with disc tools of complex motion trajectory for compact rocks mining. *Quarterly Mechanics and Control*, Vol. 29 No. 3, Kraków,
- Gospodarczyk P., Kotwica K., Kalukiewicz A., Stopka G., 2011: Wyniki badań stanowiskowych urabiania skał zwięzłych narzędziami dyskowymi. *Przegląd Górniczy*, nr. 11/2011, Katowice, (in polish)
- Kotwica K., Gospodarczyk P., Stopka G., 2013: A new generation mining head with head with disc tool of complex trajectory. *Archives of Mining Sciences*. Vol. 58, 4
- Weber W., 1994: Drążenie chodników o różnych przekrojach przy pomocy techniki tylnego wycinania. Maszyna firmy Wirth-HDRK "Continuous Mining Machine". *Symposium "Drążenie chodników w górnictwie węgla kamiennego"*, Siemianowice Śl, (in polish)

Hochleistungs-Gewinnungsbohren im Untertagebetrieb mit Senkbohrhämmern oder Außenbohrhämmern - Ein Überblick über den aktuellen Stand und den zukünftigen Entwicklungstendenzen der Technologien und Möglichkeiten in Großbergwerken

Wennmohs, Heinz

Atlas Copco Mining & Rock Excavation Technique,
Wilhelmshöhe 34 c , 58454 Witten,
E-Mail: khw-wit@t-online.de

Zahlreiche Tagebaue werden durch die entstandene Tiefe und der daraus resultierenden Problematik in der Transportlogistik in den nächsten Jahren in Tiefbaue überführt. Diese, von den Produktionsgrößen her, neuartigen Tiefbaue benötigen für die Gewinnung entsprechende Gerätegrößen und Techniken. Bei Förderraten von mehr als 30 Millionen Tonnen pro Jahr müssen Betriebspunktproduktionen auf maximale Größen gesteigert werden, um die geplanten Ziele zu erreichen. Gewinnungsbohrgeräte der neuesten Generation und weitere Entwicklungen können diesen Anforderungen gerecht werden. Dabei werden vielfältige Möglichkeiten im Bohrverfahren und der Bohrtechnik genutzt. Die zum Einsatz möglichen Bohrverfahren sind abhängig vom Abbausystem und können mit der Flexibilität im Bohrlochdurchmesser und in Bohrlochtiefe den Erfordernissen angepasst werden. Gewählt werden bei den modernen Produktionsbohrgeräten Top- oder Senkbohrhammer-Bohrverfahren in den Bereichen, die nicht mit der Drehbohrtechnik zu realisieren sind. Es besteht die Möglichkeit, die Senkbohrhämmer mit Wasser oder mit einem Wasser-Luft-Gemisch zu betreiben. Eine Entscheidung, welches Antriebsmedium zum Einsatz kommt, wird von der realisierbaren Technik und Logistik, sowie der Ver- und Entsorgung mit Wasser, getroffen. Die mögliche Begrenzung der Leistungsfähigkeit der Top-Hammer Geräte wird durch die Bohrlochlänge mit dem gewünschten Bohrlochdurchmesser vorgegeben. Daher kommen bei Bohrlochlängen von über 30 m und Bohrlochdurchmesser, die größer als 130 mm sind, zunehmend Senkbohrhämmer zum Einsatz. Die Vorteile liegen in der hohen Richtungsgenauigkeit und dem einfachen System Bohrhammer-Bohrrohre. Eine hohe Genauigkeit in den Bohrlochkoordinaten ist eine Voraussetzung für die gewünschten Sprengergebnisse und eine Absicherung gegen unkontrollierte Verdünnung des gewonnenen Haufwerkes. Die geringere Bohrgeschwindigkeit und der höhere Energiebedarf gegenüber den leistungsstärksten Top-Bohrhämmer wird mit der hohen Richtungsgenauigkeit kompensiert.

Im Zusammenwirken dieser Faktoren wird mit der Sprengtechnik eine bestmögliche Fragmentierung des gelösten Minerals sichergestellt.

Diese Gerätebaureihen können nach den Anforderungen der Bergwerke mit verschiedenen Automatisierungsstufen ausgerüstet werden. Ein vollautomatischer Betrieb dieser Produktionsbohrgeräte wird in zahlreichen Bergbaubetrieben heute angewendet.

1 Der aktuelle Stand der Technik

Technische Entwicklungen erfolgen in unserer Zeit mit einer hohen Geschwindigkeit, die in verschiedenen Branchen besonders rasant und bahnbrechend sind. Von solchen wird auch der Bergbau und die Bergbautechnik im Besonderen geprägt. Die neuen Technologien führten zu Entwicklungen und Innovationen ohne die der Bergbau in der heutigen Form nicht genügend vorbereitet für das 21. Jahrhundert gewesen wäre.

Themen wie Sicherheit, Automatisierung, geringerer Energieverbrauch und eine Reduzierung an CO₂ Emissionen sind wichtige Aufgaben und Herausforderungen für die Bergbauunternehmen und Hersteller.

Weltweit hat sich die Null-Toleranz gegen Unfälle durchgesetzt die mittelfristig eine deutliche Verminderung der Unfallzahlen zum Ziel hat.

Trotz des immer wieder schwankenden Marktes für Metalle und Minerale, wird sich die weltweite Nachfrage nach diesen Rohstoffen in den kommenden Jahren verstärken. Derzeit werden etwa 50% des Marktes aus Tiefbauen gewonnen. Dieser Anteil wird sich in den nächsten Jahren erheblich vergrößern.

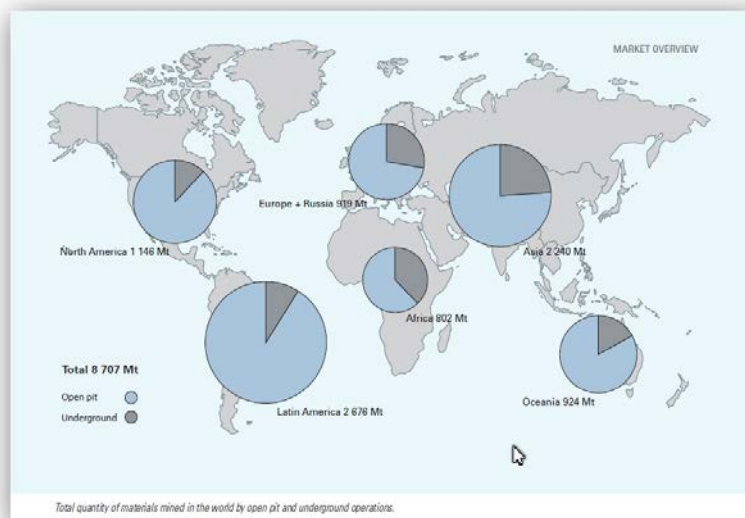


Abb. 1: Weltweiter Bergbau aus Tagebauen und Tiefbauen (Foto: Atlas Copco)

Zahlreiche Tagebaue werden durch die entstandene Tiefe und der daraus resultierenden Problematik in der Transportlogistik in den nächsten Jahren in Tiefbaue überführt. Diese, von den Produktionsgrößen her, neuartigen Tiefbaue benötigen für die Gewinnung entsprechende Gerätegrößen und Techniken. Bei Förderraten von mehr als 30 Millionen Tonnen pro Jahr müssen Betriebspunktproduktionen auf maximale Größen gesteigert werden, um die geplanten Ziele zu erreichen.

Gleichzeitig verringern sich die Gehalte bei verschiedenen Metallen deutlich mit der Teufe. Daher muss das Produktionsvolumen trotz erschwelter Bedingungen im Tiefbau im Vergleich zum Tagebau durch diese Tatsache noch gesteigert werden.

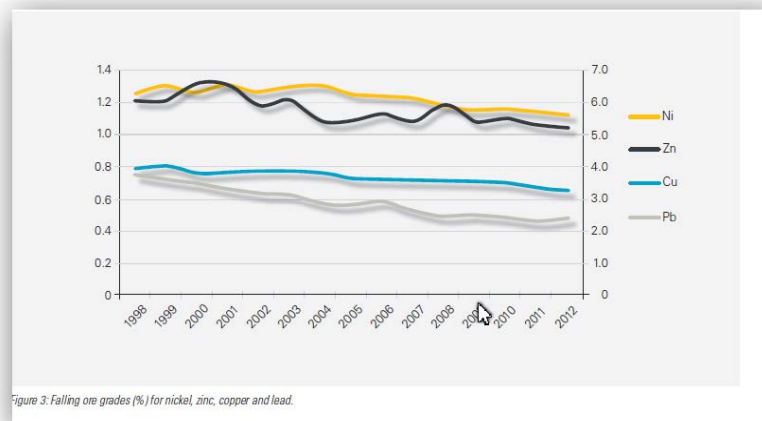


Abb. 2: Entwicklungen der Gehalte an Nickel, Zink, Kupfer und Blei (Foto: Atlas Copco)

Gewinnungsbohrgeräte der neuesten Generation und weitere Entwicklungen können diesen Anforderungen gerecht werden. Dabei werden vielfältige Möglichkeiten im Bohrverfahren und der Bohrtechnik genutzt. Die zum Einsatz möglichen Bohrverfahren sind abhängig vom Abbausystem und können mit der Flexibilität im Bohrlochdurchmesser und in Bohrlochtiefe den Erfordernissen angepasst werden. Gewählt werden bei den modernen Produktionsbohrgeräten Top- oder Senkbohrhammer-Bohrverfahren in den Bereichen, die nicht mit der Drehbohrtechnik zu realisieren sind. Es besteht die Möglichkeit, die Senkbohrhämmer mit Wasser oder mit einem Wasser-Luft-Gemisch zu betreiben.

2 Bohrverfahren

Es werden in den Bergwerken Top – oder Außenbohrhämmer und Senkbohrhämmer eingesetzt. Bei den Top-Bohrhämmern handelt es sich um hydraulisch angetriebene Schlagbohrhämmer mit Schlagleistungen bis zu 50 kW. Die Drehmotoren dieser Bohrhämmer wurden auf die spezifischen Anforderungen des untertägigen Langlochbohrens mit Drehmoment und Drehzahl adaptiert. Besonders wichtig ist bei den Bohraufgaben die Abstimmung von Bohrstange (Bohrrohr) und Bohrlochdurchmesser, da dieses einen entscheidenden Faktor auf die Richtungsgenauigkeit einer Bohrung hat. Vermehrt werden bei den Hochleistung-Top-Hammer Geräten auch modifizierte Bohrrohre mit einem größeren Durchmesser im Vergleich zu Standard Verlängerungsbohrstangen, zum Einsatz gebracht, um das ungünstige Verhältnis bei dieser Bohrtechnik von Bohrlochdurchmesser zu Bohrstangendurchmesser zu verbessern. Mit dieser Technik wird ein Auslenken des Bohrstranges bei hoher Belastung verkleinert. Auf diese Weise wird die Richtungsgenauigkeit der Bohrung verbessert. Dennoch ist es technisch nicht möglich, die Schlagenergie ohne Verluste bis zur Bohrkronen zu übertragen, da bei jeder Bohrstangen/Bohrrohr-Verbindung ein Übertragungsverlust der Schlagenergie erfolgt. Aus diesen Gründen ist für diese Bohrtechnik eine wirtschaftliche Bohrlochtiefe vorgegeben, die nach Lagerstätte und Abbauverfahren etwa 20 – 30 m betragen kann. Auch sollte der Bohrlochdurchmesser nicht über 130 mm betragen, dies unter Berücksichtigung des zur Verfügung stehenden Hohlraumes zwischen Bohrlochwand und Bohrgestänge.

Zahlreiche kleine Bergwerke benutzen für das Produktionsbohren nach wie vor lafettengeführte Bohrhammer mit Druckluft als Antriebsmedium. Bei dieser Technik mit einer Schlagleistung von 7 - 10 kW sind Grenzen in der Bohrlochtiefe und im Bohrlochdurchmesser vorgegeben.

Die Top-Bohrhämmer werden zumeist mit Wasser als Spülmedium betrieben. Hierbei ist es wichtig besonders bei den aufwärts gerichteten Bohrungen Druckminderungen durch die Bohrlochlänge zu berücksichtigen. Dies muss besonders bei Ausrüstungen beachtet werden, die nur einen Spüldruck von 10 -12 bar technisch zulassen. Moderne Hydraulikbohrhämmer für diese Applikationen verfügen über Spülsysteme, die mit Wasserdrücken bis 40 bar betrieben werden. In Verbindung mit einer an-

gepassten Wassermenge können auch bei hohen Bohrgeschwindigkeiten und großen Ringräumen zwischen Bohrstange und Bohrwandung zufriedenstellende Spülergebnisse des anfallenden Bohrgutes erreicht werden. Auch bei lotrechten abwärts gerichteten Bohrungen sind die Spülgutausträge in den anfallenden Korngrößen ausreichend.



Abb. 3: Bohrverfahren für das Produktionsbohren (Foto: Atlas Copco)

Die mögliche Begrenzung der Leistungsfähigkeit der Top-Hammer- Geräte wird durch die Bohrlochlänge mit dem gewünschten Bohrlochdurchmesser vorgegeben. Daher kommen bei Bohrungen über 30 m und Bohrlochdurchmesser, die größer als 95 mm sind, zunehmend Senkbohrhämmer zum Einsatz. Die Vorteile liegen in der hohen Richtungsgenauigkeit und dem einfachen System Bohrhämmer-Bohrrohre. Eine hohe Genauigkeit in den Bohrlochkoordinaten ist eine Voraussetzung für die gewünschten Sprengergebnisse, bezogen auf die Fragmentierung des Haufwerkes und eine Absicherung gegen unkontrollierte Verdünnung. Die geringere Bohrgeschwindigkeit und der höhere Energiebedarf bei der Verwendung von Druckluft als Antriebsmedium gegenüber den leistungsstärksten Top-Bohrhämmer werden mit der hohen Richtungsgenauigkeit kompensiert. Eine echte Alternative stellen die mit Wasser betriebenen Senkbohrhämmer dar. Die realisierbaren Schlagleistungen an der Bohrkronen sind vergleichbar mit den möglichen Schlagleistungen der leistungsstärksten Top-Bohrhämmer. Systembedingt wird die Schlagleistung der Senkbohrhämmer unmittelbar an der Krone erzeugt und auf diese Weise verlustfrei an das Gebirge übertragen. Das Antriebsmedium Wasser wird gleichzeitig als Spülmedium genutzt. Im Vergleich zu den druckluftbetriebenen Senkbohrhämmer, die mit Betriebsdrücken bis 35 bar arbeiten, müssen bei der Verwendung von Wasser als Antriebsmedium keine Vorkehrungen hinsichtlich des anfallenden Staubs getroffen werden. Mit dem Einsatz von Druckluft im Untertagebetrieb muss eine wirksame Staubbekämpfung vorhanden sein. Diese wird durch die Zumischung von Wasser in den Druckluftstrom nahezu vollständig gewährleistet. Eine Alternative kann eine Absauganlage sein, wenn es sich um trockene Arbeitsbedingungen handelt.

Das Bereitstellen von Druckluft in den erforderlichen Drücken und Mengen wird durch den Einsatz von Zwischenverdichtern sichergestellt.

Eine Entscheidung, welches Antriebsmedium zum Einsatz kommt, wird von der realisierbaren Technik und Logistik sowie der Ver- und Entsorgung mit Wasser, getroffen. Senkbohrhämmer mit Wasser betrieben, benötigen bei einem Wasserdruck von 180 bar einen Volumenstrom von 180 – 360 Liter pro Minute. Dieses Wasser muss von hoher Reinheit sein, da die Pumpensysteme ohne eine derartige

Qualität Probleme und Kosten verursachen würden. Dieser Wasserstrom fällt als Spülung aus dem Bohrloch an, und muss entsprechend abgeleitet oder gepumpt und gehoben werden. Daher müssen bei der Planung von neuen Bergwerken oder Erweiterungen von bestehenden Bergwerken derartige Überlegungen hinsichtlich Machbarkeit und Wirtschaftlichkeit mit einfließen.

3 Bohrgeräte und Automatisierung

Die neuen Gerätebaureihen können nach den Anforderungen der Bergwerke mit verschiedenen Automatisierungsstufen ausgerüstet werden. Ein vollautomatischer Betrieb dieser Produktionsbohrgeräte wird in zahlreichen Bergbaubetrieben heute angewendet. Da das Magazinieren der Bohrstangen oder Bohrrohre bei diesen geforderten Bohrlochtiefen sehr umfangreich ist, sind diese Gerätebaureihen nur mit einer Bohreinheit ausgerüstet, und zwar unabhängig von der eingesetzten Bohrtechnik.

Die Entwicklungen und heutigen Standards in der Gewinnung zeigt beispielsweise die Schwedische Bergbaugesellschaft LKAB, (Luossavaara-Kiirunavaara Aktiebolag), ein Weltmarktführer im untertägigen Abbau von Eisenerz. Die Bergwerke Kiruna und Malmberget in Nordschweden zeigen seit Jahrzehnten Entwicklungen in der Technik von Produktionsbohrgeräten für den wirtschaftlichen Abbau der Erzlagerstätte.

Diese Entwicklungen und Standards gelten als Vorbilder und Modelle für moderne Bergbaumethoden mit einem hohen Niveau in der Automatisierung von Schienentransport, untertägiger Ladetechnik und das Produktionsbohren.

Seit dem Jahre 2002 wurde die Förderung des Bergwerkes Kiruna um mehr als 40% gesteigert.

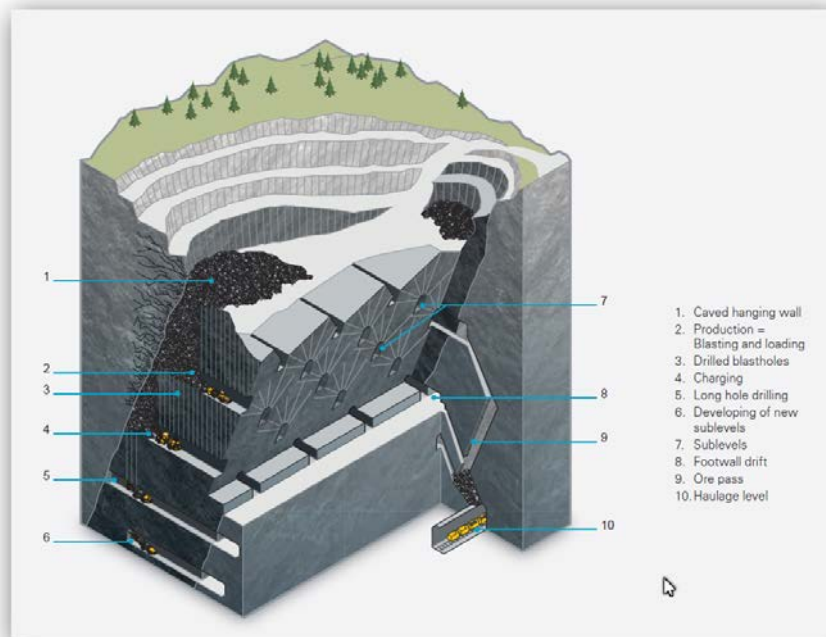


Abb. 4: Sublevel Caving (Teilsohlen-Bruchbau) (Foto: Atlas Copco)

Das erforderliche Volumen an Bohrmeter für die Gewinnung im Teilsohlenbruchbau (SC) stieg auf über 1 Mill Bohrmeter pro Jahr an. In den zwei Bergwerken wird zurzeit etwa 1, 5 Mill Bohrmeter pro Jahr erstellt mit einem Durchmesser von 115 mm. Es werden in den Strecken fächerförmige Bohrraster erstellt mit einer Neigung von 80° und einer Vorgabe von 3 – 3,5 m. Die Querschnitte in den Abbaustrecken betragen 25 – 30 m².

Pro Fächer werden 8 – 10 Bohrungen mit einer Länge bis zu 63 m erstellt. Für die freie Fläche (Einbruch) bei der ersten Sprengung in jeder Abbaustrecke werden sogenannte Slot Holes mit einem Durchmesser von 165 mm gebohrt.

Die Produktions-Langlochbohrgeräte arbeiten mit wasserbetriebenen Senkbohrhämmern der Firma Wassara aus Schweden. Für den Bohrstrang werden 102 mm Bohrröhre von je 1,8 m benutzt. Die Kombination aus Senkbohrhammer und Bohrrohr sichert eine Bohrgenauigkeit von max. 1,5 % Abweichung. Dies ist die Voraussetzung für ein optimales Sprengresultat.



Abb. 5: Produktionsbohrgerät Simba mit wasserbetriebenen Senk-Bohrhämmer (Foto: Atlas Copco)

Diese Bohrgeräte verfügen über ein Magazin zur Aufnahme bis zu 35 Bohrröhre von 1,8 m Länge.

Die Bedienung der Bohrgeräte erfolgt über Fernsteuerung von einem Kontrollraum aus. Darüber hinaus erlaubt die technische Ausstattung einen Automatikbetrieb für ein Bohrloch oder für einen gesamten Fächer. Das bedeutet, dass die Bohrarbeit auch in den Pausen und Schichtwechseln und bei der Nachtschicht kontinuierlich weiter läuft.

Hochleistungs-Gewinnungsbohrgeräte mit Top-Bohrhämmer werden vorzugsweise in den Betrieben mit Bohrlochtiefen bis 30 m und Bohrllochdurchmesser bis 130 mm eingesetzt. Für diese Technologie entscheidend ist die höhere Bohrgeschwindigkeit und die Möglichkeit, Bohrllochdurchmesser unter 90 mm zu verwenden. Darüber hinaus ist die Wirtschaftlichkeit hinsichtlich des Energieverbrauchs ein wichtiges Entscheidungskriterium.

Die heute verfügbaren Möglichkeiten der Automatisierung werden bei diesen Baureihen wie bei den mit Senkbohrhämmer ausgestatteten Typen gleichermaßen genutzt. Dabei gilt besonders im Automatikbetrieb, dass das Lösen einer Stangenverbindung von Schlagbohrhämmer nicht immer problemlos verläuft, im Vergleich zu einem Bohrrohr mit Brecheinrichtung bei den Senkbohrhämmer. Der Grund liegt in der Technik der Schraubverbindung und der Zwang Schlagenergie über die bestehende Verbindung zu übertragen. Die Verbindungen können daher nur mit Leerschlagenergie gelöst werden und es ist immer eine „Grauzone“ welche Stangenverbindung im Bohrstrang gelöst ist, häufig nicht diejenige, die von der Maschine für den Bohrablauf gefordert wird.

Top-Bohrhammergeräte können mit einem Bohrkronenmagazin ausgerüstet werden, das erlaubt auch bei Gesteinsformationen, die einen hohen Verschleiß an den Bohrkronen verursachen, einen sicheren Bohrbetrieb. Nach einem voreingestellten Setup (Anzahl der Bohrmeter)wechselt die Automatik die Bohrkronen aus dem Kronenmagazin. Mit dieser Technik wird ein reibungsloser Bohrbetrieb in den Ruhepausen und während der Schichtwechsel sichergestellt.

Wichtige technische Hilfsmittel bei der Automatisierung sind die Fähigkeiten der eingebauten Steuerungssysteme auf stark wechselnde Gebirgsformationen schnell und zuverlässig zu reagieren. Auch das Erkennen von Hohlräumen ist eine wichtige Funktion für diese Generation von Hochleistungsbohrgeräten.

4 Ausblick

Produktionsbohrgeräte werden in Zukunft durch den zunehmenden Abbau aus Tiefbaubetrieben einen sehr hohen Stellenwert im Betriebszyklus Bohren, Laden und Transportieren, bekommen. Die Betriebsgrößen der Bergwerke werden wachsen und der Bedarf an leistungsstarken, zuverlässigen Bohrgeräten mit einem hohen Grad an Automatisierung wird diese Anforderungen erfüllen.

Neben den Großbetrieben, die die Möglichkeit der Abbaumethode Blockbruchbau (BC) nutzen, werden zahlreiche Bergwerke die Abbaumethoden des Teilsohlenbruchbaus (SC) und verschiedene Varianten dieser Abbautechnik einsetzen.

In Verbindung mit einer präzisen, leistungsfähigen Bohrtechnik und moderner Sprengtechnik wird eine kostengünstige und sichere Gewinnungsmethode auch in den kommenden Jahren sichergestellt.

Das Zusammenwirken der Faktoren aus Bohr- und Sprengtechnik führt zudem zu einer bestmöglichen Fragmentierung des gelösten Minerals. Dies wirkt sich entscheidend auf die Ladefähigkeit und Transporttechnik aus.

Die Entwicklungen und die nächsten Generationen dieser Gerätebaureihen werden durch eine enge partnerschaftliche Zusammenarbeit von Bergwerksgesellschaften und Herstellern vorangetrieben. Dabei ist es wichtig für die Planer von neuen Bergwerken oder Abbaugebieten (neuen Sohlen) schon frühzeitig zu erkennen, welche technischen Möglichkeiten diese zukünftigen Geräte haben werden und welche Leistungsansätze zu kalkulieren sind. Zudem es wird immer wichtiger zu einem möglichst frühen Stadium zu wissen, welche Infrastruktur in den Abbaubereichen notwendig sein muss, damit diese neue Gerätegeneration nahtlos in den Betriebsablauf eingegliedert werden kann.



Abb. 6: Kontroll – und Steuerungsraum für Bohrgeräte (Foto: Atlas Copco, LKAB)

Zukünftige Abbauplanungen und Geräteentwicklungen werden zeigen, welche Techniken vorrangig eingesetzt werden. Eine Tendenz welche Bohrtechnik gewählt wird kann derzeit nicht beantwortet werden. Auch scheint die max. Bohrlochtiefe von etwa 60 m noch nicht als Maximum angesehen zu werden. Entwicklungen bei den Bohrhämmern und besonders im Kronendesign deuten an, dass eine größere Bohrlochtiefe ohne kritische Bohrlochabweichungen möglich ist.

Dies in Verbindung mit den zur Verfügung stehenden Techniken in der Steuerung und Überwachung sind wichtige Schritte zur Steigerung der Wettbewerbsfähigkeit der untertägigen Produktion durch Bohr – und Sprengtechnik im Vergleich zu den Tagebauen.

Technological requirements from the deep sea for equipment and machinery to exploit marine mineral resources

Dr. Knodt, Steffen
Kleinen, Torsten

MHWirth GmbH, Erkelenz, steffen.knodt@mhwirth.com,
MHWirth GmbH, Erkelenz, torsten.kleinen@mhwirth.com

To secure the long term supply of raw materials with strategically relevance, marine mineral resources could contribute in future in addition to the traditional land based mining operations.

Marine mineral resources are for example polymetallic nodules in water depth in between 3000-5000 m. In this water depth the occurring environmental and operational conditions are resulting in extremely demanding requirements on the performance and the durability of the subsea exploitation equipment. Also the transports of harvested raw materials up to the surface as well as the hand over from the production support vessel to the shuttle vessels are challenging.

This presentation gives an overview on the current state of the art based on the currently most developed project Solwara 1 in Papua New Guinea. The concepts for the exploitation of manganese nodules in the Clarion-Clipperton Fracture Zone in the pacific is described as well an outlook on the planned German initiatives is given.

1 Introduction to marine mineral resources

Deposits of marine mineral resources can be found on the seabed in a large number of locations around the world already with many contracts for the marine minerals exploration with a total area of appr. 2.194.000 km² (figure 1) [Hein 2014], [DSM 2014] and the World Ocean Report No.3. are giving a good overview about the characteristics of marine mineral resources from a mining perspective.

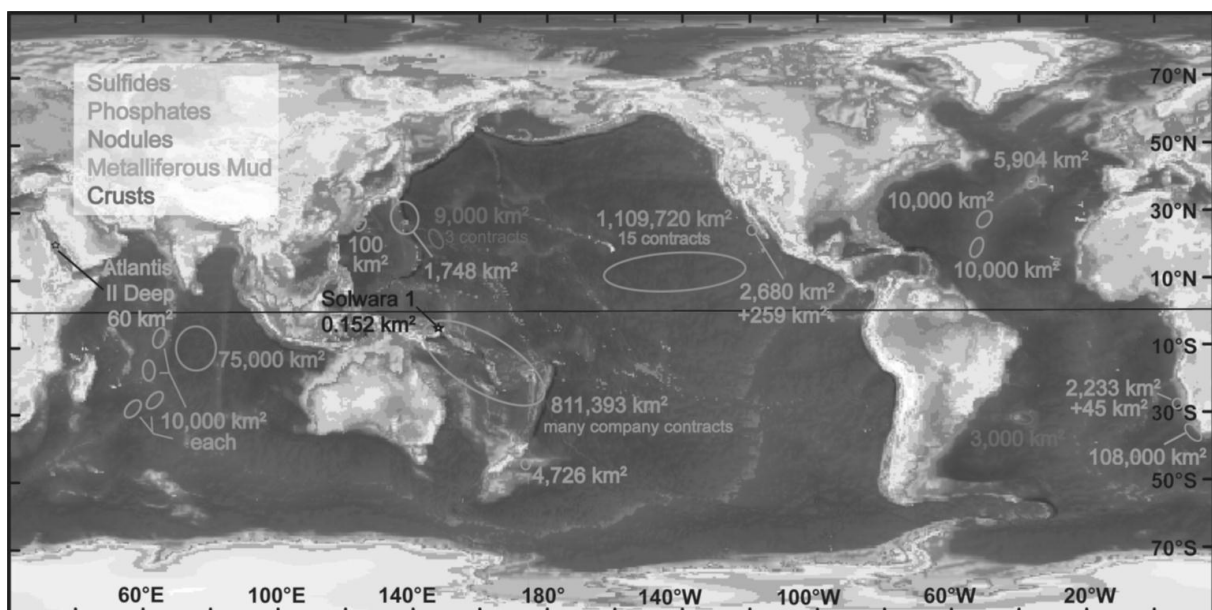


Fig. 1: Contracts for marine mineral exploration [Hein 2014]

Several different types of marine mineral resources can be distinguished:

- Manganese nodules of the deep seabed (3–6,000 m), mostly in international waters.
- Seafloor massive sulfide deposits containing Cu, Zn, Pb, Au, and Ag on submarine volcanic sites (est. 1,000 “black smokers”), at 100–4,000 m depth.
- Polymetallic (manganese) crusts (Mn, Co, Ni, Pt) on volcanic seamounts 800–2,500 m.
- Hot brines (Cu, Au, Ag, and others) in the Red Sea trench.
- Diamonds and rare sands in shallow waters, at 90–140 m depth off the coast.

Inside the 200 nm EEZ (or on the outer continental shelf), resource rights are exclusively those of the coastal state. Exploitation is possible only with the consent of the mining authority of that state and in the international area outside the limits of national jurisdiction under the regime of the International Seabed Authority, (ISA) [Wiedecke et al. 2012]. The marine mineral resources have a significant potential for the strategic supply of raw materials for high-technology industries, [Kuempel 2012], [BDI 2014], [Wehrmann 2015].

The most relevant marine minerals in for potential future raw materials supply are manganese nodules, seafloor massive sulphides and the polymetallic crusts as shown in figure 2



Fig. 2: Types of marine mineral resources: polymetallic crusts - massive sulphides - polymetallic nodules

The from an offshore engineering perspective by far most technically challenging and commercially interesting sort of those is manganese nodules (often also denoted polymetallic nodules). These are located in ultra-deep waters, usually four to six kilometers below sea level. Multiple subsea nodule deposits have been identified. However, it is widely accepted that the deposits located in the Indian Ocean and in the Clarion-Clipperton Zone (in the following referred to as CCZ) in the mid-pacific are the most interesting when it comes to commercial deep sea mining operations. The areas containing manganese nodules in the CCZ are in the jurisdiction of the ISA. In 2006, ISA granted 15-year exclusive exploration rights to a number of countries, among those Germany [Wiedecke et al. 2012]. In 2015 Germany also got an exclusive exploration license for polymetallic crusts in the Indian Ocean.

Scientific studies conducted by [Ruehlemann et. al. 2011] suggests that the nodule abundance in general is in the range 5-30 kg/m² in the CCZ sustaining an average value of 12 kg/m² in the two German License Sectors. Investigation of the physical properties and chemical composition of the nodules has revealed that most of these are smaller than 80 mm and contain nickel, copper and cobalt concentrations between 2.5 and 3,0 %. Recent research published by [Spickermann, 2012] revealed that manganese nodules recovered in the 1970s had a rare earth element content of 0.08%. Obviously, manganese nodules can on this basis is concluded to constitute an attractive source of metals in order to ensure the future supply of raw materials.

Though the interest in systems for deep sea mining has increased in both academic and industrial research throughout the past few years, this topic is not a new concept. In the 1970s, multiple deep sea mining systems were developed and a number of pilot-tests were conducted in the pacific [Bath 1989] [Heydon 2012]. Further reference to these number of tests will be made later in the context on the current activities for deep sea mining of manganese nodules.

2 Technological requirements from the deep sea

2.1 Minimized environmental impact

The exploitation of marine mineral resources will eventually have an environmental impact, therefore it is paramount for any seafloor production to minimize this impact to ensure a sustainable and environmental friendly subsea mining operation. Based on their experience within the pre-pilot mining tests of manganese nodules, Amann / Beiersdorf [Amann, Beiersdorf 1993] gave a comprehensive overview on environmental requirements already 20 years ago.

Risks from future nodule mining occur predominantly at the sea floor by partial destruction of the deep sea floor and its biota during nodule collection (harvesting), and by re-sedimentation of the resulting sediment plume, and at the sea surface by sediment- (and possibly nutrient-) rich deep water discharge and turbidity in the bioactive photic zone, and by horizontal transport of discharge areas. Eventual environmental impact of deep sea mining are related to the collector sediment plume, impact on the semiliquid layer and its benthic communities, impact from machinery (noise, light, leakages) and operational accidents. The subsequent tasks for further research and technical developments are reduction of sediment mobilisation beyond the collector and to reduce the effects of the collector on the deep sea floor, achieve high efficiency and high degrees of control of motion and operation along with high technical and operational reliability, optimized maintenance cycles, damage prevention and maintenance [Amann, Beiersdorf 1993], [ISA 2011], [Thiel et al. 2012], [EPRS 2015].

2.2 Technical requirements from the deep sea

Conventional offshore technology for oil and gas production differs from equipment for subsea mining in numerous ways. The most significant of those are:

Systems for production of offshore oil and gas are usually designed with very large safety factors and in addition a very long service life time, often up to 20 years. The arising design methodology is not only applied in order to avoid the, indeed, severe expenses related to production stop and replacement of equipment, but is also chosen in order to minimize the risk of any failure, since this could lead to leakage of oil, possibly with tremendous consequences for the marine environment. While environmental concerns are also of utmost importance for deep sea mining systems, the imposed challenges are different by nature, since failure of equipment will not lead to pollution of the marine environment. The lifetime requirements for equipment and structures for the offshore oil and gas industry are often governed by fatigue. This is not the case for deep sea mining systems, in which mined nodules are transported vertically to topside level in a multiphase flow. For such systems, the lifetime is very likely to be shorter and dominated by wear and tear rather than fatigue. Numerous engineering challenges are related to design and analysis of a deep sea mining system. The vertically installed riser pipe will be approximately twice as long as equivalent designs known from oil and gas. The loads on the riser will be governed by vessel movements, wave effects in the splash zone, buoyancy, sea currents and service loads due to the internal multiphase flow. Furthermore, vortex induced vibrations must be considered. The subsea vehicles need to be designed for very high pressures / low temperatures, to navigate within complete darkness at a high operational reliability / robustness and a good serviceability.

In particular the compressive strength and specific energy of cutting are very important and should be evaluated in laboratory tests or in-situ tests under hyperbaric conditions [Kuiper 2013]. The design of suitable devices for in-situ determination of ore properties is required as the uncertainty in cutter drive power estimation reduced by accurate determination of ore properties as the cutter drive power and cutter mounting position determines weight of the subsea miner. The stability of subsea miner is as well controlled by cutting forces generated and the machine design parameters. The topography of the terrain, e.g. the slope and the inclination angle of the terrain are restricting the operational capabilities of the subsea machines. Terrains with rock will have the reduced friction of wet rock, e.g. SMS and crusts, while terrains with soft sediments have a limited bearing capacity, e.g. methane hydrates, polymetallic nodules. A wear estimation of cutter tooth and an assessment of cutting forces necessary for sliding stability assessment is needed depending on rock mass properties and cutting methodology.

2.3 Integrated systems for underwater production

Since many years the oil & gas industry is already aiming towards subsea production systems with most of the equipment and infrastructure on the seabed to gain economic and operational benefits – also called the “Subsea Factory” – with similar technological challenges to subsea mining and requirements on system integration. When offshore oil and gas production goes deeper (more than 2,000 mWD) or into partly ice covered regions different methods / scenarios of preparatory work, installations, maintenance and decommissioning needs to be considered. The technical requirements for the subsea production systems of hydrocarbons are in many aspects equivalent to the requirements of seafloor production systems for marine mineral resources despite the subsea mining goes beyond the actual limits in regards of water depth and systems integration [Kleinen 2009 & 2012].

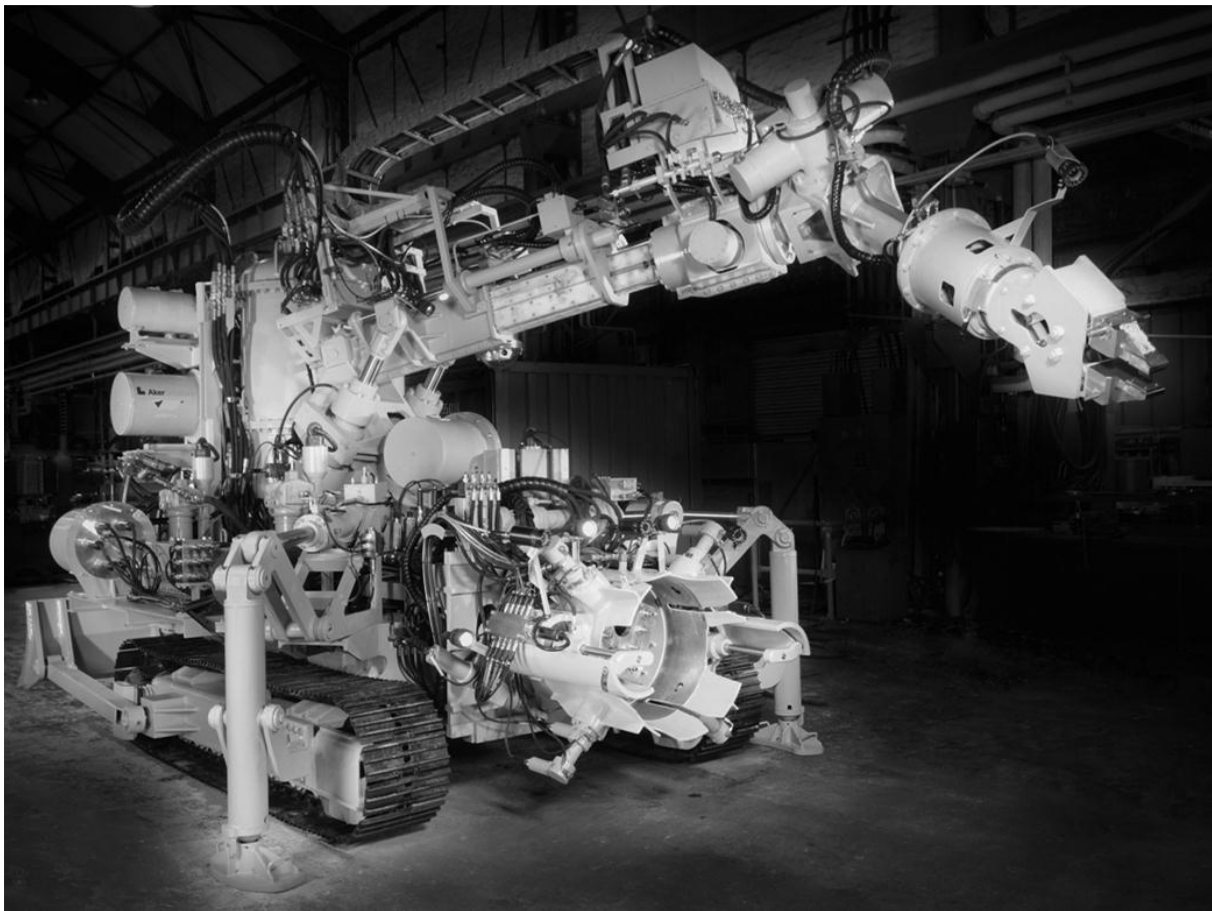


Fig. 3: Subsea crawler for the installation of hydrocarbon subsea production systems (ISUP-Project) [Kleinen et al. 2012]

Within the funded project “Integrated Systems for Underwater Production- ISUP” MHWirth developed a scaled technology demonstrator as shown in figure 3 with multifunctional capabilities and designed for a water depth up to 4000 m. Beside outstanding capabilities of heavy load 5-axis manipulator, the following technical features are of high relevance for subsea mining as well: automatic seabed levelling via horizontal milling drum, wet matable multi-coupling with hydraulics / electrics / signals and fibre-optic network, real time visualisation based on several sensor systems and full way and pressure measured actuators, acoustic systems on the sea floor for positioning and communication, autonomous mission planning in combination with intelligent acoustic navigation/positioning within defined safety zones and borders to prevent collisions. In parallel the full subsea installed structures as well as ROV’s / AUV’s are shown at the real position and in real time in visualization. The surrounding seabed is three-dimensionally integrated into the visualisation via a bathymetric scan as well as structures, vehicles etc... The visualisation is able to detect possible slides of the crawler on the inclined sea bottom. Bases are physic-engines integrated into the visualization [Kleinen et al. 2009 & 2012].

3 Solwara 1 project of Nautilus Minerals for SMS

3.1 Description of Solwara 1

Solwara 1 is located in the Bismarck Sea, Papua New Guinea 30 km from nearest coast with a small extraction area: 0.1 km². The Solwara 1 deposit, which sits on the seafloor at a water depth of some 1600 m, boasts a copper grade of approximately 7%, gold grades of well over 20 g/t have been recorded in some intercepts at Solwara 1 and the average grade is approximately 6 g/t. [Nautilus 2014].

3.2 Seafloor Production System SPS

The basic layout of the Seafloor Production System SPS for the Solwara 1 project is shown in figure 4. Rock is disaggregated on the seafloor by two large robotic machines that excavate material by a continuous cutting process, not unlike coal or other bulk continuous mining machines on land. These machines are called Seafloor Production Tools (SPT's), table 1. The Auxiliary Cutter (AC) is a preparatory machine that deals with rough terrain and creates benches for the other machines to work. It will operate on tracks and has a boom mounted cutting head for flexibility. The second machine, the Bulk Cutter (BC) (figure 7 & 8) has higher cutting capacity but will be limited to working on flatter areas and benches created by the AC. Both machines leave cut material in temporary positions on the seafloor for collection by the third machine, the Collecting Machine (CM). The CM, also a large robotic vehicle, will collect the cut material by drawing it in as seawater slurry with internal pumps and pushing it through a flexible pipe to the Riser and Lifting System (RALS). All machines are remotely operated from the vessel (figure 9 & 10).

Tab. 1: Main technical data of the Seafloor Production Tools (SPT) [Nautilus 2014]

	Auxiliary Cutter AC	Bulk Cutter BC	Collecting Machine CM
Length	15.8 m	14.2 m	16.5 m
Width	6.0 m	4.2 m	6.0 m
Heights	7.6 m	6.8 m	7.6 m
Weight	250 t	310 t	200 t
Boom swing	11.6 m	-	-
Boom cutting	+4 m / -1.0 m	-	-
Cutter Width	-	4.2 m	-
Cutter Heights	-	+4 m / -0.5 m	-
Collecting Range Width	-	-	+ 4 m
Collecting Range Height	-	-	-2 m / +5 m

The RALS comprises a large pump and rigid riser pipe supported from the vessel which delivers the slurry to the surface. The pump is supported on a solid vertical (riser) pipe suspended beneath the support vessel. On deck of the Production Support Vessel (PSV) (figure 5 & 6), the slurry is dewatered. The dewatered solid material is stored temporarily in the PSV's hull, and then discharged to a transportation vessel moored alongside. Filtered seawater is pumped back to the seafloor through the riser pipes and provides hydraulic power to operate the RALS pump. Discharge of the return water at the seafloor from where it came eliminates mixing of the water column, and minimizes the environmental impact of the operation [Nautilus 2014].

Nautilus Minerals entered into a vessel charter agreement (for the charter of a vessel to be first deployed for use at the Solwara 1 Project), with a marine solutions company based in Dubai, which specializes in the delivery of new build support vessels for the offshore industry. This company entered into a contract with a shipbuilding company based China, to design and construct the vessel in accordance with Nautilus' specifications. The project advanced the mechanical and hydraulic assembly of the three SPTs and commenced commissioning of all three SPTs at subsea vehicle designer and manufacturer, the company building the SPTs for Nautilus. Key contracts for the long lead vessel items have been recently awarded (vessel engines, thrusters, cargo handling and cranes), the equipment integration is scheduled for Q1/2018 [Nautilus 2014/15]. An environmental and social benchmarking analysis for Solwara 1 was recently published with a conclusion on fewer social and ecological impacts and long-term risks compared to land based copper mines [Batker et al. 2015]. Ensuring highest environmental standards in any project will be essential for all involved stakeholders to become sustainable.

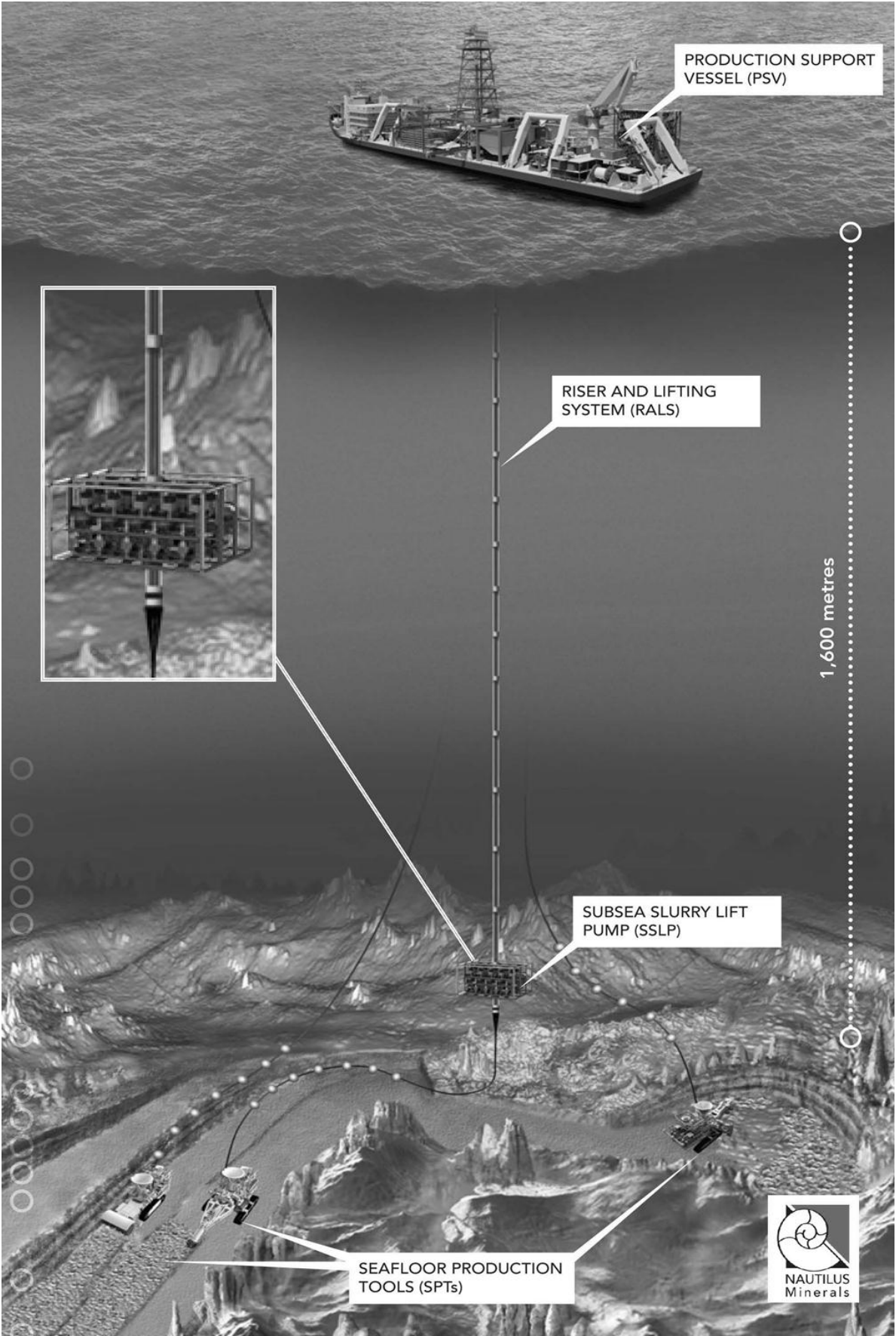


Fig. 4: Visualisation of the subsea mining concept for Solwara 1 [Nautilus 2015]



Fig. 5: Visualisation of the Production Support Vessel for Solwara 1 – side view [Nautilus 2011]



Fig. 6: Visualisation of the Production Support Vessel for Solwara 1 – top view [Nautilus 2011]

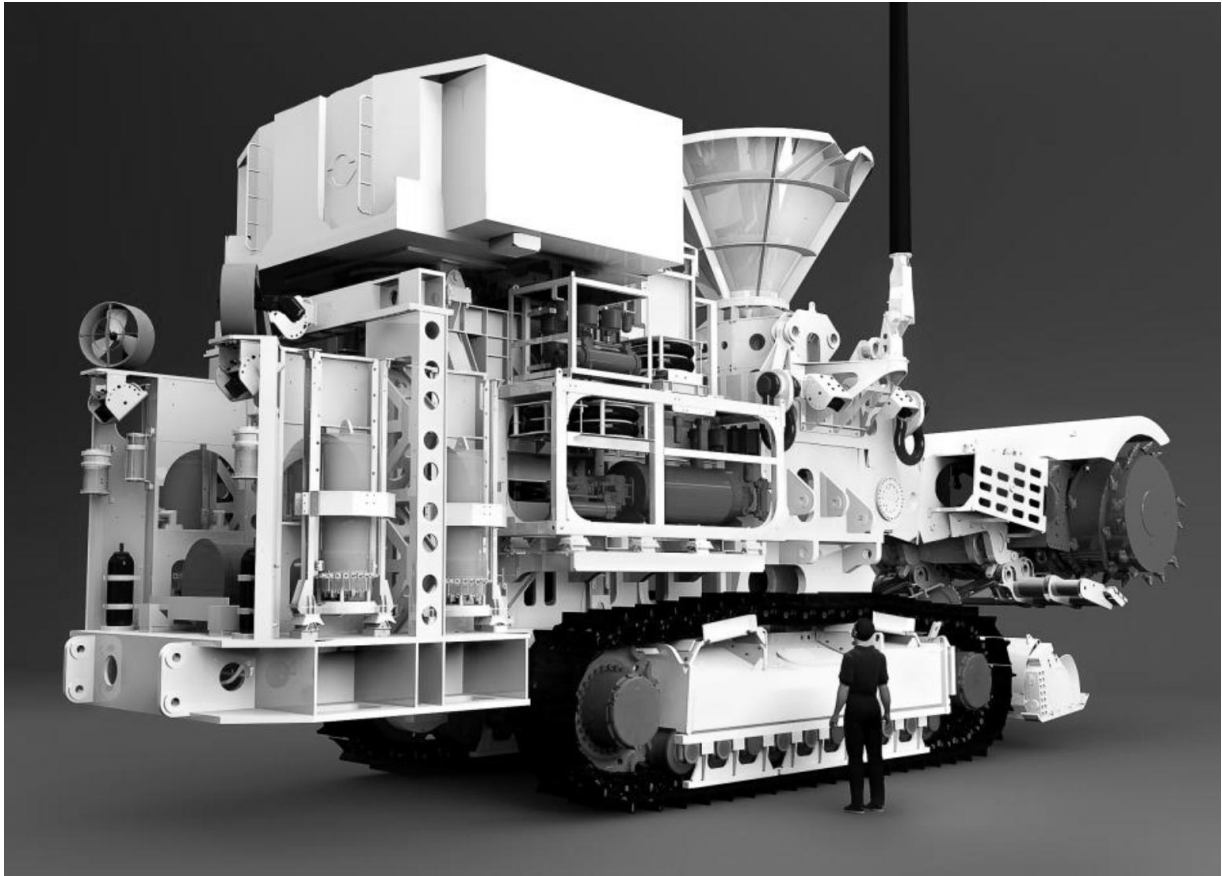


Fig. 7: Visualization of a Seafloor Production Tool – Bulk Cutter [Kapusniak 2014]

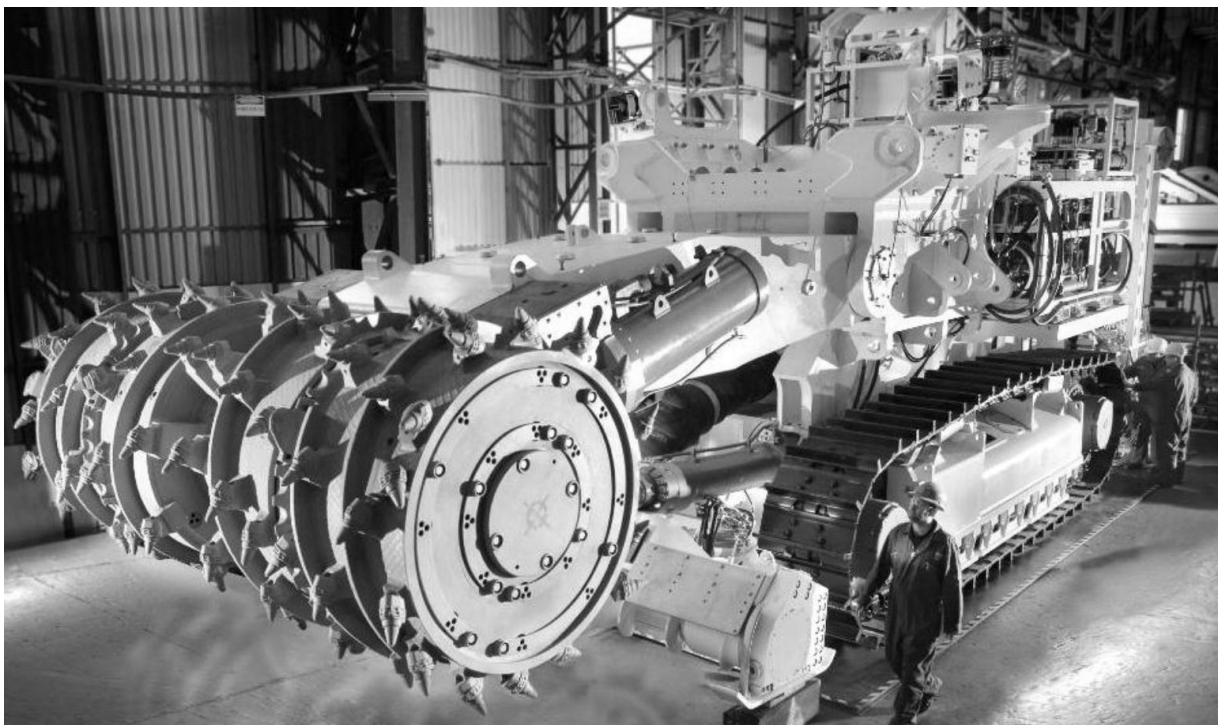


Fig. 8: Assembled Bulk Cutter as one of three Seafloor Production Tools for Solwara 1 [Nautilus 2014]



Fig. 9: Control room being constructed for the subsea mining machines [Reuters 2014]



Fig. 10: Operators chair for a Seafloor Production Tool (Bulk Cutter) [Kapusniak 2014]

4 Polymetallic nodules mining in the CCZ

4.1 The German License Area in the CCZ

Polymetallic nodule deposits on the deep sea floor occur at an average water depth of 4000-6000 m in many parts of the World oceans. They are economically most interesting in the Clarion-Clipperton Zone CCZ - the nodule belt - in the area between Hawaii and Mexico, This area was divided into various concession areas to explore and eventually exploit / mine polymetallic nodules.

The BGR has evaluated one of the economically most valuable potential mining areas within the German license area of the CCZ. This nodule field has a size of about 1600 km² and is mainly characterized by flat seafloor. The non-minable part of the area with slope angles > 3° amounts to 22%. Backscatter data, seafloor photos and box core samples consistently show that 34% of this nodule field is covered by predominantly medium to large nodules (4-15 cm) with an average abundance of 22.4 kg/m², while 44% is covered with small nodules (1-4 cm) having a mean abundance of 17.5 kg/m² (table 2). In total, the small nodule area and the medium to large nodule area contain 16 million tons wet weight each. The sum of the nodule mass in the entire field thus comprises 32 million tons. Assuming a production rate of 2.5 million tons of wet nodules per year and 80% recovery rate, this nodule field alone would be sufficient for roughly 10 years of commercial mining. The estimated tonnages for nickel and copper together comprise 0.55 million tons, manganese makes up 6.7 million tons and the cobalt content amounts to 36,000 tons (table 2) [Ruehlemann 2011], [Ruehlemann, Knodt 2015].

Tab. 2: Resource modeling of prospective area [Ruehlemann, Knodt 2015].

	Small nodules	Medium-large nodules	Sum	Mining Production
Area	920 km ²	727 km ²	1647 km ²	
Percentage	44 %	34 %	78 %	
Nodule abundance	17.5	22.4		
Average tonnage	16 Mio. T	16 Mio. t	32 Mio. t	10 years
Tonnage				
Manganese	2.9 Mio. T	3.8 Mio. t	6.7 Mio. t	
Nickel	0.13 Mio. T	0.17 Mio. t	0.3 Mio. t	
Copper	0.11 Mio. T	0.14 Mio. t	0.25 Mio. t	
Cobalt	16,000 t	20,000 t	36,000 t	
Molybdenum	5800 t	7500 t	13,300 t	
Sum REY	6800 t	8700 t	15,500 t	

The metal tonnage calculation was based on the average metal content of the nodules and 33% water content. REY = rare-earth elements and yttrium.

4.2 Previous mining tests in the 70's-80's

Though the interest in systems for deep-sea mining has increased in both academic and industrial research throughout the past few years, this topic is not a new concept. In the 1970s, multiple deep-sea mining systems were developed. Furthermore, a number of pilot tests were conducted in the Pacific Ocean. Among the first crude attempts to conduct deep-sea mining operations are the tests carried out by Kennecott Exploration. During a 38 days long test campaign, 200 tons of manganese nodules were recovered from a water depth of 4.5 km by dredging from a platform supply vessel. Deep-sea mining was conducted in industrial scale using nodule collectors dragged along the seabed and riser systems for a continuously fed vertical transport. The nodules were transported vertically in a multi-phased flow either applying pumping technology or the airlift principle. The pilot-mining test campaigns in the 1970s were funded by various multinational consortia [Heydon 2012]. In 1978, the Ocean Management Inc. (OMI), involving Canadian, Japanese, American and German companies, retrieved 800 tons of manganese nodules from the seabed of the CCZ, which demonstrated that large scale offshore mining in ultra-deep waters was technically possible (figure 13). A converted drillship, the *Sedco 445*, with a 5.5 km long riser pipe was applied for the pilot-tests [Post 2012]; [Brockett 2014].

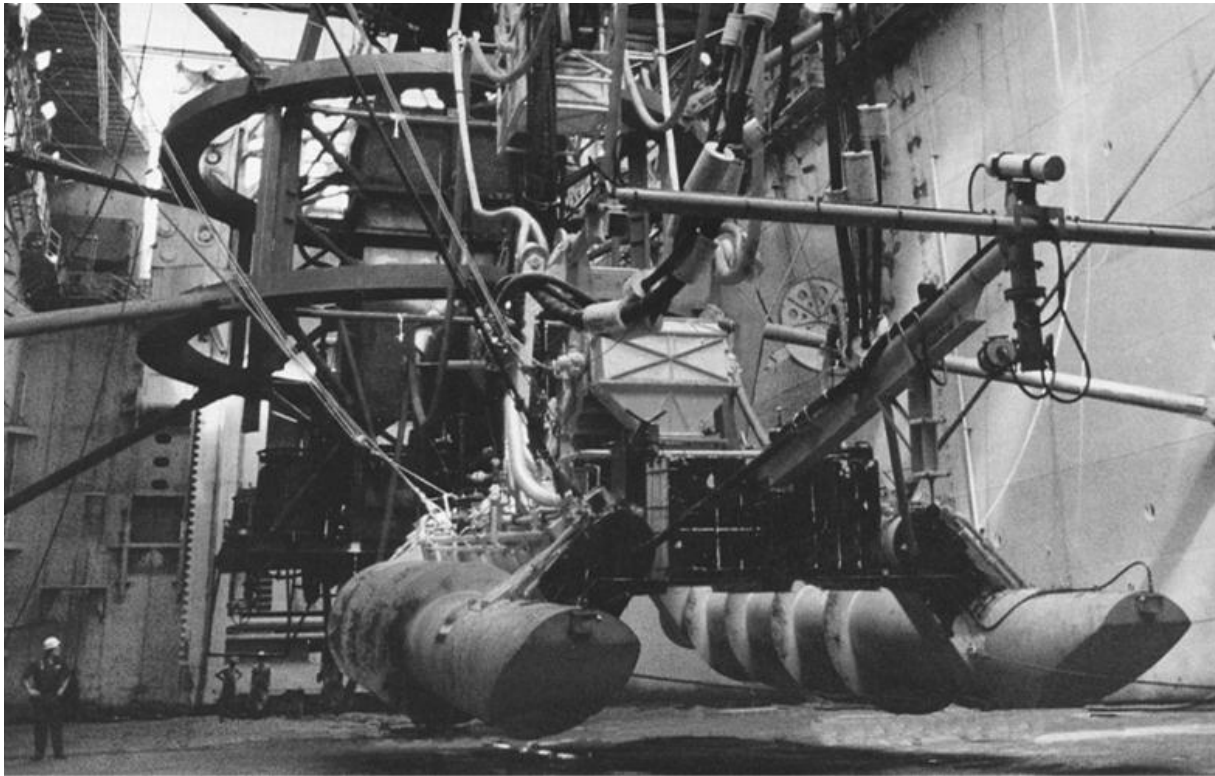


Fig. 11: Seabed nodule collector in the moon pool of the *Glomar Explorer* for the OMCO tests [Spickermann 2012]

The Ocean Mining Associates consortium (OMA) conducted similar tests from the *R/V Deepsea Miner II*-vessel, while the Ocean Minerals Company (OMCO) used the vessel *Glomar Explorer*. The design and capabilities created for the *Glomar Explorer* are still used today for deep offshore drilling with major innovations, its stabilizing and positioning concept became a model for subsequent drilling rigs [Hsieh 2006]. The remotely operated subsea crawler of the OMA was outstanding that time (figure 11). In the late 1980s, drops of raw material prices caused most projects related to commercialization of deep sea mining to be cancelled. The developed systems were improved continuously throughout the 1990s on conceptual basis, but deep sea mining operations were never conducted at commercial level, though proof-of-concept had been provided during the test campaigns in the late 1970s.

4.3 MHWirth mining concept for manganese nodules

Since the deep sea mining pilot tests of the 1970s were conducted, multiple technological advances in positioning, heave compensation, ROV-systems, etc. have become commercially available due to deep water development in the offshore oil and gas sector. These advances can become a significant benefit for the development of subsea mining systems. In close cooperation with the BGR as part of a long term conceptual study a system for subsea mining was developed by MHWirth. The aim of the study was the development of a conceptual system design appropriate for the German License Sectors of the CCZ in the Mid-Pacific and capable for the anticipated production rate of more than 2,5 million wet tons manganese nodules per year [Ruehleemann, Knodt 2015].

The system for subsea mining which is presented in this publication was developed in close cooperation with the BGR as part of a long term conceptual study (figure 13) [Kuhn et al. 2011]. The aim of the study was the development of a conceptual system design appropriate for the German License Sectors of the CCZ in the Mid-Pacific. In [Knodt et. al., 2012], [Knodt et. al., 2013] and [Mitzlaff, 2013], the obtained system was briefly introduced.

A large ship designed specifically for the purpose is required for the mining operation. The ship must be equipped with heave compensated cranes/winches in order to perform the subsea heavy lift required for installation and recovery of the equipment on the seabed. Sufficient storage space is required for

the mined nodules, which are transported onshore to the processing plant by bulk carriers. For the maintenance and exchange of personnel on sea also a ship infrastructure has to be available. Each processing plant needs for an economical operation a continuous supply of a large amount of nodules, thereby the characteristics of the processing plant also determines the amount of nodules to be lifted [Knodt et al. 2013].

A vertically mounted riser pipe similar to those applied for drilling in oil and gas exploration is applied as vertical transport system based on air-lift or alternatively on integrated pumps. The design is constituted by rigid steel segments with flexible joints including an anti-clogging mechanism. After the separation of the nodules from the water in a processing plant, the remaining water will be returned to the seafloor by pumping through an additional pipe aiming for minimal sediment plume and water exchange. The mining operations on the seabed, interface operations, inspection, etc. are supported by remotely and autonomous operated floating vehicles (ROV and AUV), also for the environmental monitoring of the benthic [Knodt et al. 2013].

The collector is connected to a so-called buffer module by a flooded flexible pipe, through which the mined nodules are transported by application of dredge pump technologies. In the system design, a buffer module for the mined nodules is implemented in order to account for that the mining operation on the seabed may be conducted at a different speed than the vertical riser lift transporting the nodules to topside level. The buffer system is implemented as a free-hanging container about 20 m above the seabed. This module is a crucial in order to ensure a clogging-free continuously dosing of the vertical transport system [Knodt et al. 2013].

Several remotely operated robot vehicles referred to as crawlers or collectors conducts the actual mining operation on the seabed. The collector is equipped with collector drum technology developed specifically to minimize the impact on the marine environment on the seabed (figure 13 & 14). Alternatively also hydraulic collector devices are possible. Due to a proper capsulation of the crawler re-sedimentation at the collector is enhanced and the sediment mobilization behind the crawler is reduced. Even seafloor landscaping behind the crawler could be an option to support the recovery of benthic after the nodules have been harvested. Advances in robot technology will with regard to the collector module enable functionalities not available in the 70s-80s [Knodt et al. 2013].

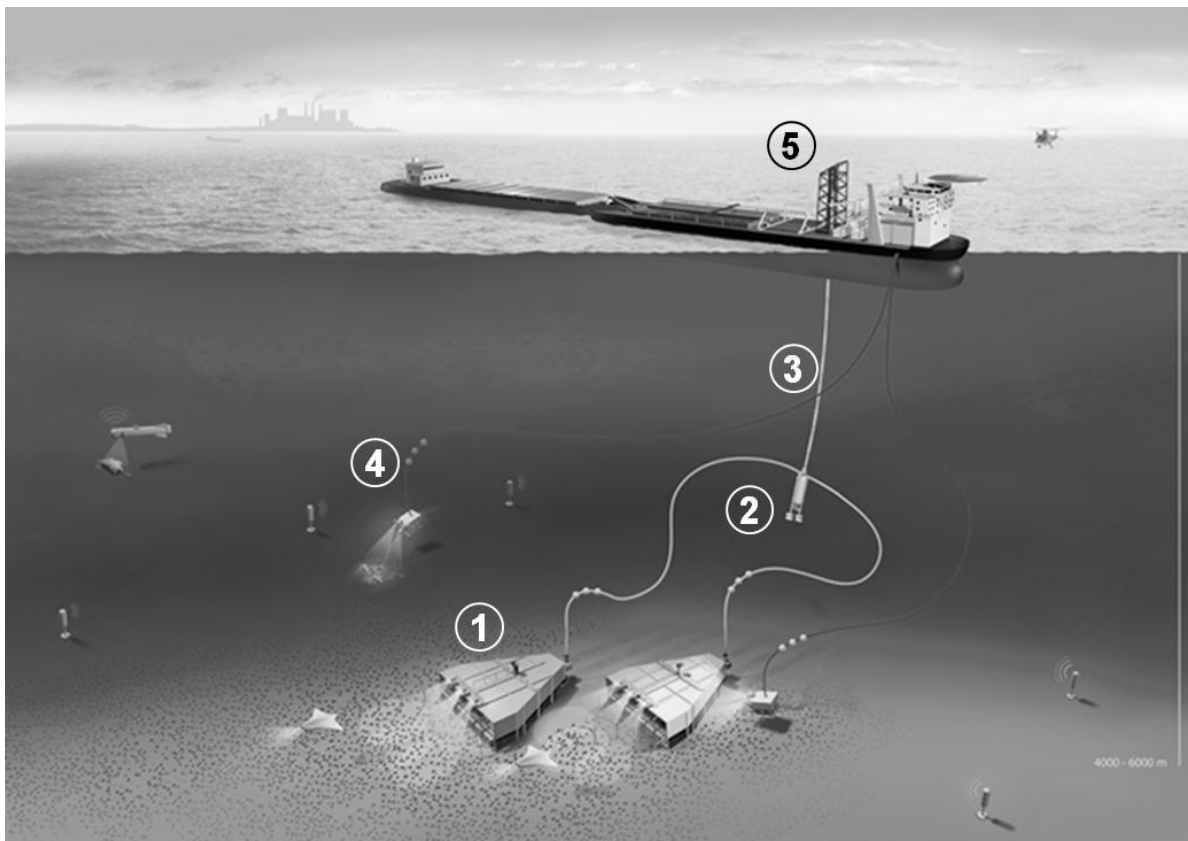


Fig. 12: MHWirth concept for a deep sea mining system (not true to scale) [Knodt & Kleinen 2013]

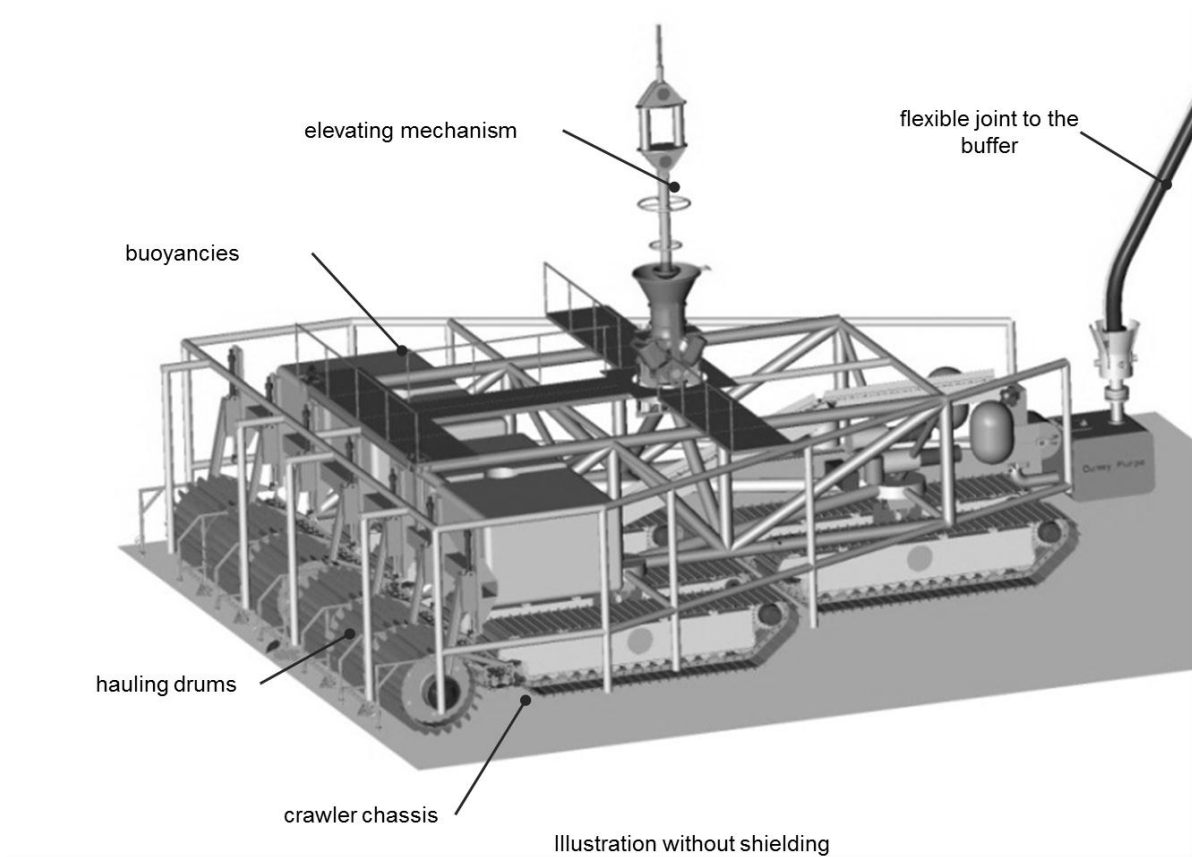


Fig. 13: Illustration of the MHWirth concept design for a manganese nodules collector (without shielding) [Kleinen. 2013]

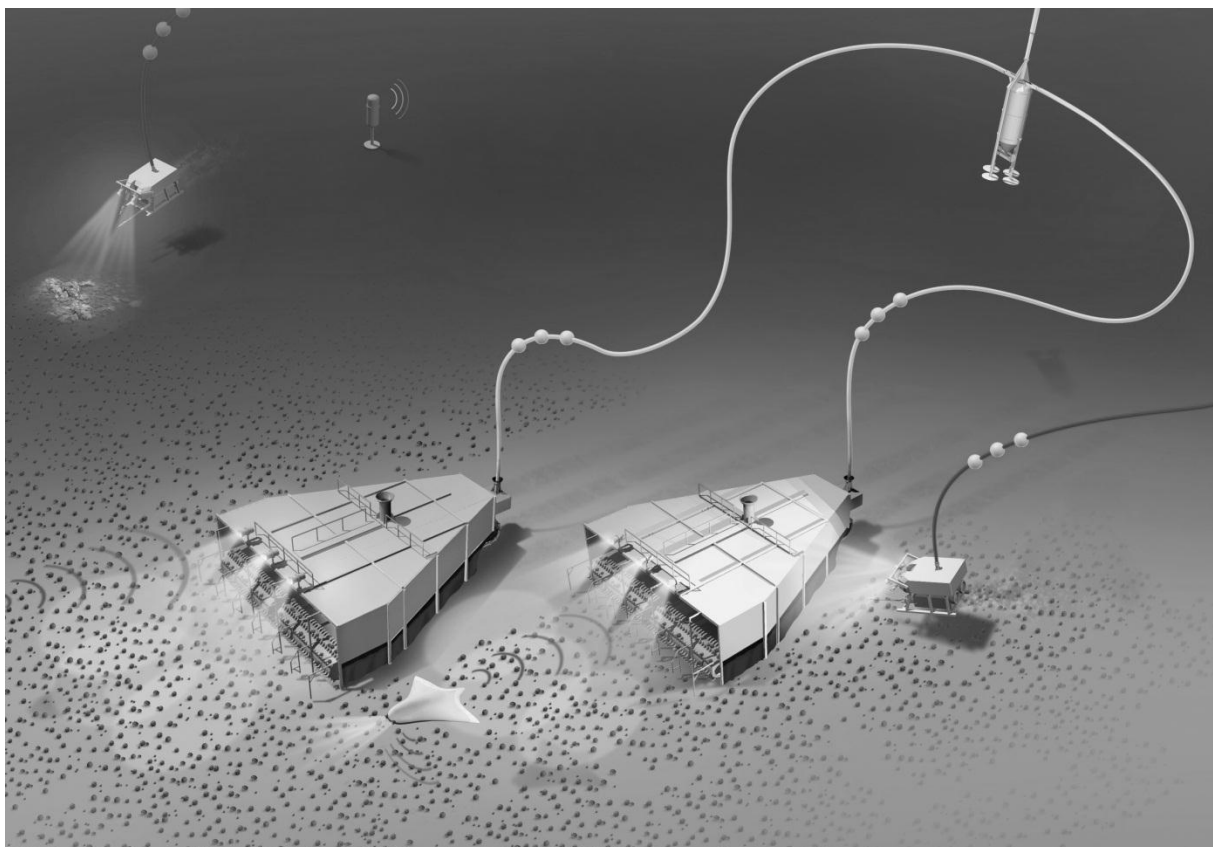


Fig. 14: Illustration of the seafloor production system with two nodules collectors and ROV/AUV

The entire mining system is designed in accordance to achieve a high operational reliability with minimized environmental impact to ensure a sustainable harvesting of manganese nodules. Not the entire seafloor has favorable conditions for subsea mining in regards to coverage with nodules, the declination angle of the seafloor or seamounts. Considering these boundary conditions, several disconnected sections with in total only up to 18% of the BGR license area were identified as potentially viable for subsea mining [Knodt 2012] [Knodt 2013]. As for the international juris dictation of the ISA in the CCZ no regulations for the exploitation has been established, the so called “Mining Code”, joint efforts and cooperation between all contractors will be needed within the upcoming years to ensure high common environmental standards for the design equipment and the operation of the all subsea mines.

5 Summary and Outlook

Since the first subsea mining Tests in the 80’s, the subsea and offshore technologies have been developed significantly, as shown by the ISUP project and the status of the Solwara 1 project. The concept for a manganese nodules seafloor production system was outlined. Beside the demanding technical requirements from the deep sea, ensuring high environmental standards are paramount for any sustainable subsea mining operations. For the establishing of these standards and a mining code for exploitation, international cooperation and joint efforts of all stakeholders are essential.

Currently the International Seabed Authority is working on the regulations for commercial deep sea mining of manganese nodules to set up this mining code. For these regulations it will be important, that pre-pilot mining tests in combination with environmental baseline studies are performed. The test data will be important to determine the boundary conditions for sustainable commercial mining operations in an industrial scale. Each license area site needs its own pre- and post-impact assessment as well as concurrent monitoring and surveillance which offer opportunities for a variety of AUV/ROV systems in these activities.

As a good example for already existing cooperation, the three selected ongoing subsea mining EU-projects ¡VAMOS!, Blue Mining, MIDAS and the German DSMA / NMMT are briefly summarized.

The aim of the ¡VAMOS! project (Viable Alternative Mine Operating System) project is to design and build a robotic, underwater mining prototype with associated launch and recovery equipment, which will be used to perform field tests at four EU mine sites. The ¡VAMOS! project will develop automated solution for exploration, extraction and pre-processing of ores found in inland flooded mines or in shallow sea waters, and will engage with all stakeholders to achieve environmental, economically and socially acceptable solutions to enable the exploitation inland submerged mineral deposits.

The overall objective of Blue Mining is to provide breakthrough solutions for a sustainable deep-sea mining value chain. The project aims to develop the technical capabilities for accurate and cost-effective discovery, assessment and extraction of deep-sea mineral deposits from water depths up to 6,000 m. Blue Mining will develop a blueprint for feasibility studies and validate this blueprint via the evaluation of deep sea mining projects SMS and nodules. Blue Mining’s aim is to develop all key technologies for exploration (discovery and assessment) and for exploitation of deep sea mineral resources up to TRL6, i.e. system/subsystem model or prototype demonstration.

The MIDAS project -Managing Impacts of Deep-seA reSource exploitation -is a new, multidisciplinary research program that will investigate the environmental impacts of extracting mineral and energy resources from the deep-sea environment. This includes the exploitation of materials such as polymetallic sulfides, manganese nodules, cobalt-rich ferromanganese crusts, methane hydrates and the potential mining of rare earth elements.

The current German initiatives are aiming towards a pre-pilot mining within international cooperation test to build on the experiences already gained within the international OMI consortium. To follow this main objective in 2014 the DeepSea Mining Alliance DSMA was founded, in close cooperation with the German Association for Marine Technology GMT and linked towards the National Masterplan Maritime Technologies NMMT.

6 List of references

- Amann, H.; Beiersdorf, H.: The environmental impact of deep sea mining; Proceedings of the Offshore Technology Conference OTC, Houston, 1993
- Bath, A. R.: Deep sea mining technology: Recent developments and future projects - Proceedings of the Offshore Technology Conference OTC 1989, Houston
- Batker, D.; Schmidt, R.: Nautilus Minerals: Environmental and social benchmarking analysis of Nautilus Minerals Inc. Solwara 1 Project, Analysis for Nautilus Minerals by Earth Economics, May 2015
- BDI 2014; BDI - Federation of German Industries: Position Paper - The opportunities of deep-sea mining for Germany's raw material strategy, BDI Document-Nr. D-0643, October 2014
- Brockett, T.: Nodule collector subsystems - Organizations of the OMI pilot mining test program and its use in collaborative tests by contractors, Presentation ISA Workshop on polymetallic nodules resource classification, October 2014, Goa
- DSM 2014: Deep sea minerals - Volume 1A, B and C, Deep sea minerals: A physical, biological, environmental, and technical review / Volume 2, Deep Sea Minerals and the Green Economy
<http://www.grida.no/publications/deep-sea-minerals/>
- EPRS 2015: Deep-seabed exploitation - Tackling economic, environmental and social challenges (Science and technology options assessment study), European Parliamentary Research Service, Brussels, March 2015
- Hein 2014: Deep sea mining – the next frontier, Presentation at the International Seabed Authority's Sensitization Seminar at the United Nations, April 2014, New York City
- Hsieh, L.: Hughes Glomar Explorer - a mark of world-class engineering history, Journal Drilling Contractor, September/October 2006
- ISA 2011: Environmental management needs for exploration and exploitation of deep sea minerals, Report of a workshop held by The International Seabed Authority, December 2011, Nadi, ISA Technical Study: No. 10
- Kapusniak, S.: Advances in underwater mining and associated technology, Presentation at the EC Workshop – Brussels, June 2014
- Kapusniak, S.: From ROV's to Riches? Presentation at the International Marine Contractors Association IMCA Annual Seminar, London November 2014
- Kuiper, R.; Miedeme, S.; Frumeau, J.: Influence of the hyperbaric effect on apparent material strength of fully saturated porous rock for low strain rates, Proceedings of the Offshore Technology Conference, OTC 2013, Houston
- Knodt, S.: Technologische und wirtschaftliche Herausforderungen bei der Förderung von Manganknollen, Presentation at the NMMT Fachtagung Tiefseebergbau, Berlin, June 2012
- Knodt, S.; Kleinen, T.: Deep sea mining concept for manganese nodules; Schriftenreihe der Deutschen Gesellschaft für Geowissenschaften, SDGG, Heft 80 – GeoHannover 2012, Hannover
- Knodt, S.; Kleinen, T.; von Wirth, H.-J.: Deepsea riser lift via air lift technology, Proceedings of the Offshore Technology Conference OTC 2012, Houston
- Knodt, S.; Dornieden, Ch.: Technological and economical challenges of manganese nodule mining in the Clarion-Clipperton-Zone, Presentation at the Future Ocean – Seafloor Mineral Resources Workshop, GEOMAR Kiel, March 2013
- Knodt, S.; Kleinen T.; Postnov A.; Østergaard, N. H.: Deep sea mining concept for manganese nodules, Proceedings of the 42nd Underwater Mining Institute UMI 2013 Rio de Janeiro; 2013
- Knodt, S.; Kleinen, T., Dornieden C., Postnov A., Østergaard, N.H.: Deep sea mining concept for manganese nodules and its economic evaluation, Aachen International Mining Symposia, AIMS 2013, Aachen
- Kleinen, T.; Koenig, D.: Aufbruch in die Tiefsee - Installationstechniken, Maßnahmen und Interventionen während des Betriebes, Journal Schiff & Hafen, January 2009 No. 1
- Kleinen, T.; Knodt, S., von Wirth, H.-J.: Subsea intervention tool for deep waters & harsh environments, Proceedings of the Offshore Technology Conference OTC 2012, Houston
- Kuempel, H.: Tiefseebergbau international: Rohstoffpotenziale, technologische Herausforderung und Chancen für die deutsche Wirtschaft, Presentation at the NMMT Fachtagung Tiefseebergbau, Berlin, June 2012

- Kuhn T.; Ruehlemann C., Wiedicke M.; Kleinen T. et al.: Tiefseeförderung von Manganknollen, Journal Schiff & Hafen, May 2011 No. 5
- Mitzlaff, A.: Technologische Herausforderungen bei der Förderung von Manganknollen, Symposium for ‘Marine Mineralische Rohstoffe – Technik, Rohstoffpotenziale und Umweltschutz’, Hannover, June 2013
- Nautilus Press Release: Nautilus Forms Strategic Partnership And Secures Vessel April 13, 2011
http://www.nautilusminerals.com/i/misc/2011-04-12_NR-02.jpg
http://www.nautilusminerals.com/i/misc/2011-04-12_NR-03.jpg
- Nautilus: Nautilus Minerals' 2014 Annual Report,
http://www.nautilusminerals.com/i/pdf/Nautilus-AR-2014_web_complete.pdf
- Nautilus Press Release: Nautilus' subsea slurry and lift pump build to recommence; No. 2015–07
http://www.nautilusminerals.com/i/photos/SPS_with_SSLP.jpg
- Nautilus Press Release: Nautilus Minerals completes assembly of bulk cutter; April 10, 2014
http://www.nautilusminerals.com/i/photos/bulk_cutter_web.jpg
- Nautilus Press Release: Nautilus Minerals completes assembly of the collecting machine, January 30, 2015
- Post, H.: The pilot mining test of OMI in 1978 - A review, Proceedings of the Deep-Sea Minerals and Mining DSMM 2012, St. Petersburg
- Ruehlemann, C.; Kuhn, T.; Wiedicke, M. et al.: Current status of manganese nodule exploration in the German license area, Proceedings of the ISOPE 2011 Ocean Mining Symposium, June 2011, Hawaii
- Ruehlemann, C.; Knodt, S.: Manganese nodule exploration and exploitation from the deep ocean; The Journal of Ocean Technology, Vol. 10, No. 1, 2015
- Schwarz-Schampera, U.; Petersen, S.; Jenisch, U. et al.: World Ocean Review Report WOR No.3 2014 Marine Resources – Opportunities and Risks, ISBN 978-3-86648-221-0
- Schriever, G.; Borowski C.: Umweltprojekte zur Gewinnung von Manganknollen - Erkenntnisse aus in situ Experimenten und weiterer Forschungsbedarf zum Schutz der Lebensgemeinschaften in der Tiefsee, Presentation at the NMMT Fachtagung Tiefseebergbau, Berlin, June 2012
- Spickermann, R.: Rare Earth Content of Manganese Nodules in the Lockheed Martin Clarion-Clipperton Zone Exploration Areas, Proceedings of the Offshore Technology Conference OTC 2012, Houston
- Thiel, H.; Borowski Ch.; Koschinsky, A.; Martínez Arbizu, P.; Schriever, G.: Umweltschutzaspekte beim Manganknollenabbau; Journal Schiff & Hafen, June 2012 No. 6
- Thiel H.: Umweltaforderungen an den Manganknollenabbau aus der Tiefsee und daraus abgeleitete technologische Anforderungen, Presentation at the NMMT Fachtagung Tiefseebergbau, Berlin, June 2012
- Wehrmann, A.-K.: Hürden in der Tiefsee; HANSA International Maritime Journal 2015 – No. 1
- Wiedecke, M.; Post, J.; Jarowinsky, J.: Technologische und rohstoffpolitische Potentiale für die deutsche Wirtschaft, Journal Schiff & Hafen, June 2012 No. 6

7 List of abbreviations

AC	Auxiliary Cutter
AUV	Autonomous Underwater Vehicle
BC	Bulk Cutter
BGR	Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe
CM	Collecting Machine
CCZ	Clarion-Clipperton Fracture Zone
EEZ	Exclusive Economic Zone
ISA	International Seabed Authority
ISUP	Integrated Systems for Underwater Production
LARS	Launch and Recovery System
PSV	Production Support Vessel
RALS	Riser and Lifting System
ROV	Remotely Operated Vehicle
SPT	Seafloor Production Tool
SPS	Seafloor Production System
SSLP	Subsea Slurry Lift Pump
TRL	Technology Readiness Level

Metro Doha Green Line, Erfahrungen und Besonderheiten beim gleichzeitigen Betrieb von 6 Schildmaschinen

Derda, Bernhard

Porr Deutschland GmbH, Franz Rennefeld Weg 4, 40472 Düsseldorf, bernhard.derda@a-porr.de

Rengshausen, Rainer

Porr Deutschland GmbH, Franz Rennefeld Weg 4, 40472 Düsseldorf, rainer.rengshausen@a-porr.de

Weiner, Thorsten

Porr Deutschland GmbH, Franz Rennefeld Weg 4, 40472 Düsseldorf, thorsten.weiner@a-porr.de

Abstract / Kurzfassung

Im Rahmen der „*Qatar National Vision 2030*“ hat sich Katar das Ziel gesetzt, die schnell wachsende Hauptstadt Doha zu einem Zentrum für Wirtschaft und Handel auszubauen. Ein wesentlicher Bestandteil zur Realisierung dieses Zieles ist die Errichtung einer leistungsfähigen Infrastruktur mit modernen Massentransportmitteln. Das Projekt umfasst ein umfassendes Metrosystem in Doha. Dieses soll dazu dienen Transportkapazitäten bereitzustellen um ein ökonomisches Wachstum um den Stadtkern Dohas zu ermöglichen. Das Gesamtprojekt Metro Doha umfasst vier Metro-Linien. Die Green Line wurde an das Joint Venture bestehend aus PORR (Federführung), Saudi Binladin Group (KSA) und dem lokalen Bauunternehmen HBK vergeben. Der Auftrag umfasst die schlüsselfertige Errichtung des unterirdischen Abschnittes der Green Line mit einer Tunnellänge von 2 x 17km. Das Projekt wird als Design and Build Paket im Zeitraum von Oktober 2013 bis Juli 2018 durchgeführt.

In diesem Beitrag wird über Erfahrungen bei der bisherigen Abwicklung des Projektes berichtet. Neben den technischen und logistischen Aspekten, die bei dem gleichzeitigen Betrieb von 6 Schildmaschinen eine außerordentliche Rolle spielen, wird weiter auf klimatische Bedingungen, der noch in Entwicklung befindlichen Infrastruktur, den zur Verfügung zu stellenden Kapazitäten und Ressourcen sowie den hohen Ansprüchen an die Arbeitssicherheit eingegangen.

Metro Doha Green Line

Erfahrungen und Besonderheiten beim gleichzeitigen Betrieb von 6 Schildmaschinen

Gliederung

1. Einleitung
2. Projektvorstellung
3. Besondere Herausforderungen
4. Zusammenfassung

1. Einleitung

Wesentliche Fakten

- Hauptstadt: Doha
- Absolute Monarchie
- Religion: Islam
- Einwohnerzahl: 2,155 Mio (2014)
- N/S-Ausdehnung: ca. 180 km
- W/O-Ausdehnung: ca. 80 km
- Fläche: 11.606 km² ; Zum Vergleich Sachsen: 18.420 km²



Abb. 1: Geografische Lage von Katar und Doha

2. Projektvorstellung

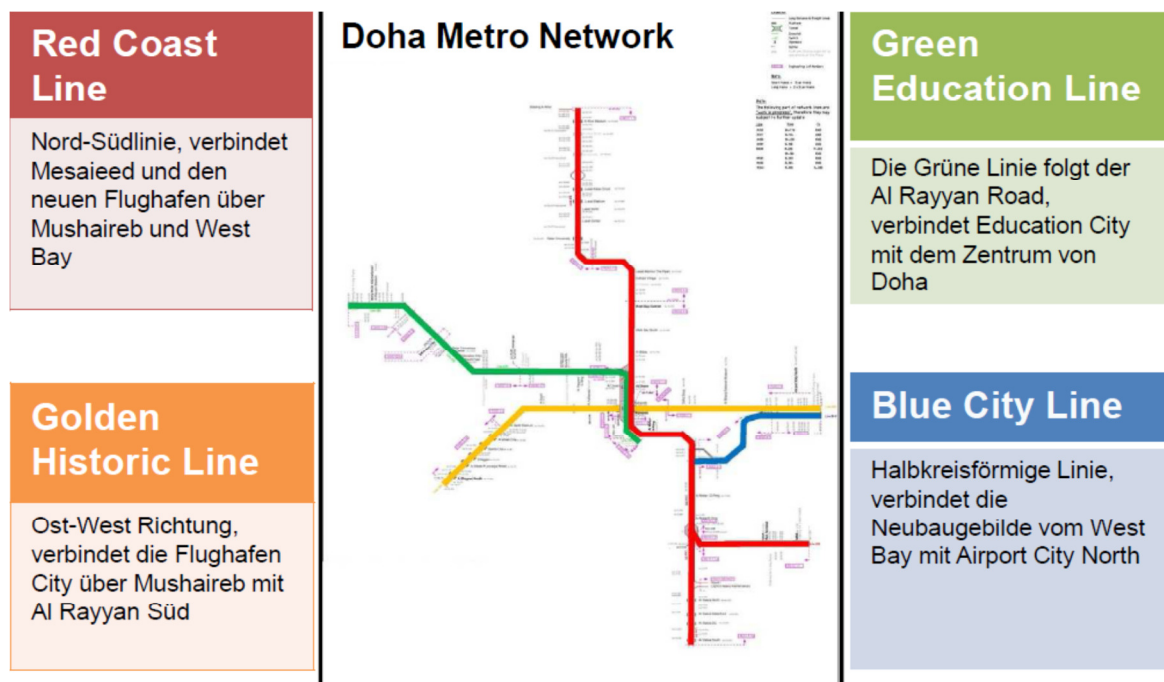


Abb. 2 : Überblick über die Metro Linien

Kenndaten zur Metro Doha

Gesamtlänge der Linie	216 km
Tunnel	96 km
Aufgeständerte Schienenstrecke	91 km
Ebenerdige Schienenstrecke	29 km
Anzahl Stationen	89

Auftragsdaten zur Green Line

Auftragnehmer:

GREEN LINE UNDERGROUND JV



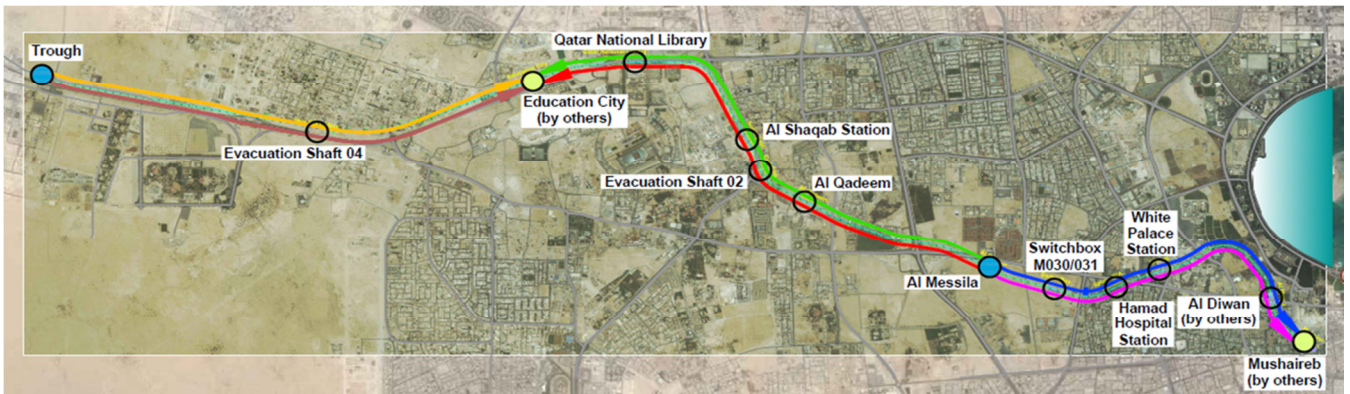
مجموعة بن لادن السعودية
 SAUDI BINLADIN GROUP



HBK
 Contracting Co. w.L.L

Vertragsbeginn :	Juni 2013
Baubeginn Stationen:	Oktober 2013
Baubeginn Tunnel: (TVM Montagen)	Juni 2014
Fertigstellung Tunnel:	Mai 2016
Fertigstellung Gesamtprojekt:	Juli 2018

Trassenverlauf Greenline Underground



TVM S848 & S849
Vortrieb: 2 * 6,51 km

TVM S844 & S845
Vortrieb: 2 * 6,18 km

TVM S 846 & S847
Vortrieb: 2 * 4,05 km

Abb. 3: Übersicht der Vortriebe

Geologie

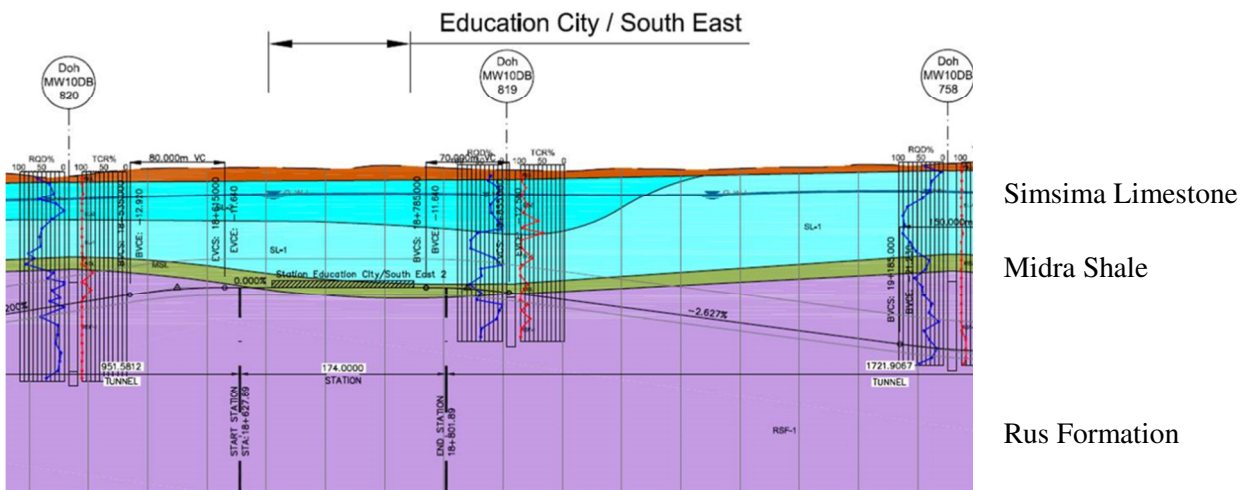


Abb. 4: Typischer Geologischer Längsschnitt

Tunnelquerschnitt

- Schilddurchmesser: 7,10 m
- äußerer Ringdurchmesser: 6,77 m
- innerer Tunneldurchmesser: 6,17 m
- Segmentdicke: 0,30 m
- Segmentbreite: 1,60 m
- Ring Design: 5+1

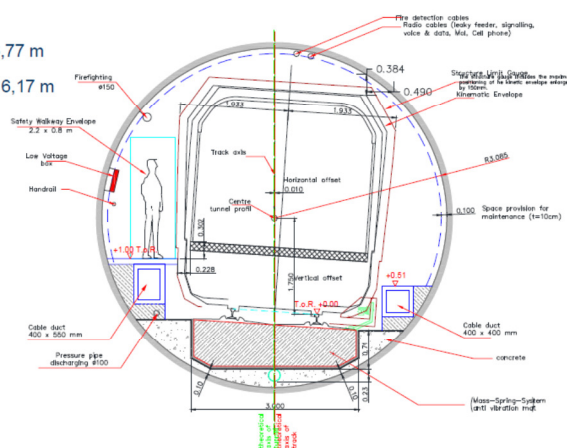


Abb. 5: Typischer Tunnelquerschnitt

Basisdaten der Tunnelvortriebsanlage



Abb. 6: Schneidrad

- Durchmesser Schneidrad: 7,10 Meter
- Länge TVM (inkl. Nachläufer): 120 Meter
- Gesamtgewicht: ca. 850 t
- Installierte Leistung: 2880 kW
- Schneidradantrieb: 1440 kW
- Drehzahl Schneidrad: max. 4,5 U/min
- Anzahl Disken: 28 Doppeldisken
- Anzahl Schälmesser: 102
- Öffnungsgrad Schneidrad: 30 %
- Durchmesser Schnecke: 900 mm
- Schneckenantrieb: 315 kW

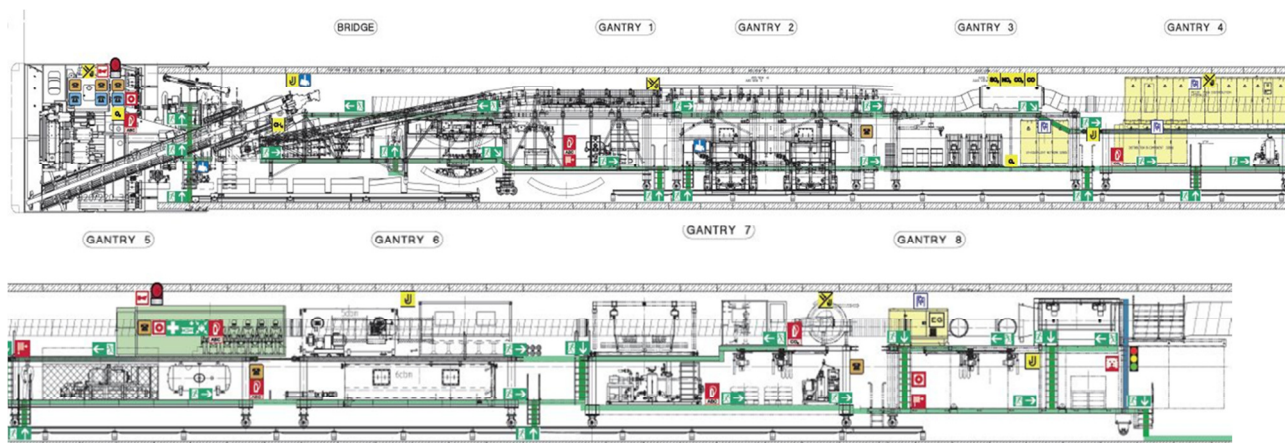


Abb. 7: TVM Nachläufer mit Sicherheitseinrichtungen

3. Besondere Herausforderungen

Logistik

- Anlieferung von Material auf dem See- oder Luftweg
- Große Anzahl an Baustellen mit dem Bedarf an gleichen Produkten (Zement, Zuschläge, Wasser, Bewehrung, etc.)
- „Nadelöhr“ Hafen bzw. Flughafen Doha
- Einfuhrbestimmungen und Zölle sind in der Planung zu berücksichtigen
- Verlängerte Lieferzeiten sind einzukalkulieren

Baustellenlogistik

- Transport aller Geräte, Materialien zu den Baustellen nur über die innerstädtische Straßen
- Infrastruktur an ihrer Kapazitätsgrenze
- LKW-Transporte möglichst nicht zur „Rush-Hour“
- Tübbingversorgung der Baustelle erfolgt Tag und Nacht
- Abfuhr von abgebautem Material nur in der Nacht

- Materialandienung für 4 TVM und Querschläge über einen Startschacht in Al Messila
- zahlreiche Schnittpunkte bei gleichzeitiger Herstellung der Tunnel und Querschläge
- vorausschauende Planung und Organisation unerlässlich

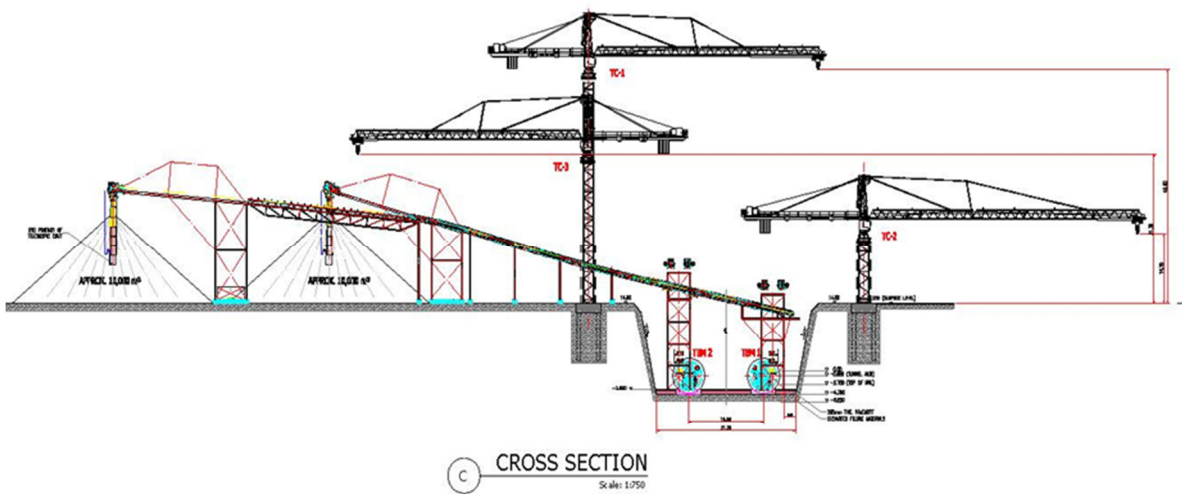


Abb. 8: Baustelleneinrichtung Startbaugrube Al Messila

Tübbingproduktion

- Einsatz von 34 Schalsätzen (17 L /17 R)
- Produktionsleistung: ca. 60 Ringe/Tag
- Anzahl Tübbingringe: ca. 21.000 Stück (Ringteilung 5+1)
- Anzahl Segmente: ca. 126.000 Stück



Abb. 9: Tübbingproduktion

Versorgung der TVM

Strom

- 44 Dieselgeneratoren je 1000 kVA
(28 in Al Messila, 16 in Trough)
- Dieserverbrauch ca. 20.000 l pro Tag
- ca. 18 MW für 6 TVM's
- ca. 5 MW für Förderbandanlagen (bei Volllast)
- ca. 1 MW nur für Wetterkühlung/Wasserkühlung

Wasser

- Gesamtwasserbedarf ca. 5000 m³ pro Tag
(für alle 6 Maschinen)
- Entsalzungsanlagen für Grundwasser

Mörtel (2 Komponenten)

- 3 Mörtelmischanlagen
(zwei in Al Messila, eine in Trough)
- Gesamtbedarf ca. 500 m³ pro Tag
(für alle 6 Maschinen)

Klimatische Bedingungen

- Im Sommer häufige Wechsel zwischen hoher Luftfeuchtigkeit bis zu 85 % (schwül, subtropisch) bzw. sehr heißer Wüstenluft (trocken-staubiger Nordwestwind „Schamal“, mittlere bis schwere Sandstürme keine Seltenheit)
- Hitzebedingte, arbeitszeitliche Bestimmungen:
- Von Mitte Juni bis Ende August keine Arbeiten unter freiem Himmel zwischen 11:30-15:00 Uhr

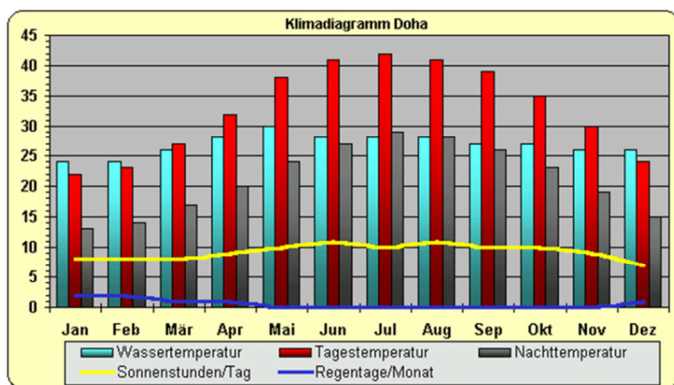


Abb. 10: Temperaturkurve Doha

Arbeitssicherheit und Gesundheitsschutz

- HSE-Team (Health & Safety Executive) umfasst 40 Mitarbeiter
- Anforderungen wie auf europäischen Projekten (Vorbild Großbritannien)
- Abgetrennte Fahr- und Fußwege
- Auffällige Beschilderungen und Warnhinweise
- Beschränkter Zugang zu unterschiedlichen Baufeldern (Schleusensystem, Tallyboards)
- Eigene Schulungsräume
- Grundeinschulung für jeden Mitarbeiter (JV und Sub/fremd) vor Beginn der Arbeitsaufnahme in versch. Sprachen
- Nach der Einweisung:
 - Übernahme der persönlichen Schutzausrüstung
 - Gegenzeichnung, dass die Vorschriften verstanden wurden
 - Mitarbeiter verpflichtet sich, die Vorschriften einzuhalten
 - Mitarbeiter erhält einen Aufkleber, der sichtbar am Helm angebracht getragen werden muss



Abb. 11: Sicherheitshinweise und Wegmarkierungen

4. Zusammenfassung

- Metro Doha Green Line ist ein hochkomplexes und technisch herausforderndes Projekt
- Extreme klimatische Bedingungen erfordern spezielle Lösungen und Arbeitsmethoden
- Sehr hoher logistischer Aufwand für die Materialversorgung, Arbeits- und Gesundheitsschutz, Personalunterbringung
- Höchstmaß an Kompetenz, Erfahrung und Professionalität erforderlich, sowohl technisch als auch zwischenmenschlich

Flying Launch – Ein innovatives Anfahrverfahren für TBM hat sich bewährt

Kirsten, Ulf

HOCHTIEF Infrastructure GmbH,
Opernplatz 2
45128 Essen
Ulf.Kirsten@Hochtief.de

Assenmacher, Stephan

HOCHTIEF Infrastructure GmbH,
Opernplatz 2
45128 Essen
Stephan.Assenmacher@Hochtief.de

Reimann, Gunnar

HOCHTIEF Infrastructure GmbH,
Opernplatz 2
45128 Essen
Gunnar.Reimann@Hochtief.de

Das von HOCHTIEF entwickelte Verfahren für Schildanfahrten, Flying Launch, kann seit seinem Ersteinsatz 2006 auf eine breite Anwendungshistorie zurückblicken. In den nunmehr 24 Schildanfahrten fand eine stetige Weiterentwicklung und Anpassung an verschiedenste Ausgangsbedingungen statt. Die weitreichenden Vorteile, wie die ununterbrochene Anfahrt bis zur Verpressstellung sowie der Sicherheitsgewinn durch den Entfall von Blindringen und der Rücksteifkonstruktion, führen zu einer signifikanten Effizienzerhöhung während der Anfahrphase und darüber hinaus. Dem gegenüber stehen die Herausforderungen im Bereich der Einbindung von Zugelementen in Anfahrtrichtung sowie eine detaillierte Planungsphase.

Anhand verschiedener Anfahrlokalationen wird ein umfassender Überblick der bisher durchgeführten Anfahrten gegeben. Kombinationen von Durchschlepp- und Anfahrvorgängen in räumlich stark eingeschränkten Baugruben werden ebenfalls dargelegt. Eine Vorstellung von baustellenspezifischen Detaillösungen rund um das Gesamtanfahrtsystem heben den hohen Innovationsgrad in Bezug auf Effektivität und Sicherheitsgewinn hervor.

Flying Launch kann somit als etabliertes Verfahren für hochkomplexe und räumlich begrenzte Startbaugruben gesehen werden.

1 Einleitung

Die Anfahrt von Tunnelbohrmaschinen (TBM) im Schildvortriebsverfahren wird verfahrensbedingt mit Hilfe einer Anfahrkonstruktion durchgeführt. An dieser stützt sich die Schildvortriebsmaschine ab, solange noch kein im Boden verankerter Tübbingring vorhanden ist. Im weiteren Verlauf der Vortriebsarbeiten übernehmen die in den geschaffenen Hohlraum eingebauten Betonsegmente (Tübbings) diese Funktion. Die Kräfte werden hierbei über Form- und Reibschluss an den umgebenden Boden weitergegeben. Die eingesetzte Stützkonstruktion muss in der Lage sein, die Reaktivkräfte der Tunnelvortriebsmaschine aufzunehmen und eine hinreichende Richtungsstabilität zu gewährleisten. Geo-

metrische Restriktionen gehen von beengten Platzverhältnissen in Startschächten und Baugruben aus. Ein weiterer Aspekt schließt die Logistik in der Anfahrphase und während des eigentlichen Vortriebs mit ein. In der Startphase und dem anschließenden Regelvortrieb sind Beeinträchtigungen bei der Versorgung der Tunnelbohrmaschine unerwünscht. Gerade während der Vortriebsarbeiten stellt die Verbindung zwischen Startschacht und der Vortriebsmaschine einen versorgungstechnischen und sicherheitsrelevanten Engpass dar. Ziel sollte somit sein, diese logistische Herausforderung nicht noch zusätzlich zu verschärfen. Weiterhin ist zur Schonung des Baugrundes eine möglichst kontinuierliche Anfahrt mit gleichbleibenden Parametern, wie z. B. Vortriebsgeschwindigkeit und Vorschubkraft, anzustreben. Die Nutzung wiederverwendbarer Bauteile und kurze Mobilisierungszeiten des Equipments wirken sich positiv auf die Gesamtkosten des Projektes aus und tragen zur Ressourcenschonung bei.

Unter diesen Gesichtspunkten wurde eine neue Methode für Anfahrvorgänge von HOCHTIEF entwickelt und getestet. Anhand von diversen Einsatzerfahrungen kann das System als einsatzerprobt angesehen werden und stellt die derzeit innovativste Lösung in diesem Segment des Tunnelbaus dar.

2 Stand der Technik für Anfahrvorgänge

Der Einsatz von Schildvortriebsmaschinen ist an eine Auskleidung der geschaffenen Tunnelröhre mit Elementen geknüpft, welche wie die TBM die geforderte Dichtigkeit gegenüber eintretenden Medien gewährleisten. Als Stand der Technik haben sich hierbei Tübbingsegmente bewährt. Diese Stahlbetonfertigteile dienen auch als Widerlager für die Tunnelvortriebsmaschine. Unter Nutzung der Vortriebspresen drückt sie sich an den fertig eingesetzten Segmentringen ab und bringt somit die nötigen Vorschubkräfte auf. Da zu Beginn der Vortriebsarbeiten ein ausreichendes Widerlager in Form einer bestehenden Tunnelröhre noch nicht vorhanden ist, wird auf eine Abstützkonstruktion zurückgegriffen. Im Allgemeinen werden hierzu einige Tunnelsegmentringe zusammengesetzt und ergeben einen Tunnelabschnitt an dem sich die vormontierte Schildmaschine abstützen kann. Diese sogenannten Blindringe müssen ebenfalls durch eine Rückstiefekonstruktion fixiert werden. Weiterhin sind Stützpunkte für die zu setzenden Bildringe vorzusehen, um etwaige Verschiebungen der Segmentringe entgegenzuwirken. Diese Aufgabe wird im Normalfall vom umgebenden Gestein übernommen. Im Anfahrfall besteht eine solche Stützkonstruktion z. B. aus einer Stahlbaukonstruktion, welche die Bewegungsmöglichkeiten der Tübbinge begrenzt, siehe Abb. 1. Auch den großen Massen, welche die Stahlbetonsegmente darstellen, sind in Hinblick auf die Arbeitssicherheit unter den beengten Verhältnissen in einem Startschacht besondere Beachtung zu schenken (Abb. 2).



Abb. 1: Konventionelle Rückstiefe mit Sicherung



Abb. 2: Rückbaumaßnahmen der Blindringe

Die Abfangung der Vorschubkräfte durch das Widerlager setzt dessen Verankerung im Bereich der Baugrube voraus. Dies kann zum einen in der Sohle durch geeignete Verankerungspunkte oder an den

Schachtwänden erfolgen. Gerade bei sehr beengten Baugruben oder Durchfahrtsschächten kann eine Abstützung der Maschine bzw. der Blindringe zur rückwärtigen Schachtwandung zielführend sein.

3 Verfahren und Maschinenteknik der Flying Launch

Das patentierte Flying Launch Konzept basiert auf der Idee, die Rückverankerung zusammen mit der Tunnelbohrmaschine, unter Aufbringen einer Vorschubkraft, gegen die Ortsbrust zu verschieben. Das heißt, die Vorschubkräfte werden durch die Rückverankerung und nicht durch Schildmaschine initiiert. Zum Aufrechterhalten der Spannung im Gesamtsystem, Druckring – Schildmaschine während des Anfahrens werden die Vortriebspresen genutzt. Unter baubetrieblichen Gesichtspunkten erwächst durch den freigegebenen Bauraum während der Anfahrt ein logistischer Vorteil. Nach Erreichen der Endposition für den Anfahrvorgang befindet sich der Druckring möglichst nahe zur ursprünglichen Ortsbrust bzw. an der Schachtwand, was wiederum einen räumlichen Vorteil bedeutet. Die eingesetzten Blindringe dienen der Kraftübertragung vom Druckring auf die Vortriebsmaschine. Somit kann die Zahl der nötigen Blindringe auf ein Minimum reduziert werden. Die Segmente befinden sich im Bereich des Schildschwanzes und dies trägt zu einer Erhöhung der Arbeitssicherheit bei.

Das zum Einsatz kommende Maschinenkonzept setzt während der Anfahrt eine Einheit zwischen TBM und Anfahrkonstruktion voraus. Die Maschinenteknik der Flying Launch besteht essentiell aus einer Stahlbaukonstruktion und einer Hydraulikanlage. Der Stahlbau setzt sich aus einem Druckring, an dessen Außenumfang rückwärtig Stützböcke im Durchgreifungsbereich der Zugstangen angeordnet sind. Hinter den Stützböcken werden die Hohlkolbenpressen der Hydraulikanlage montiert, Abb. 3 und Abb. 4.



Abb. 3: Druckring



Abb. 4: Hohlkolbenpressen

Die Zugstangen, deren Aufgabe es ist die Kraftweiterleitung in Richtung der Anfahrwand zu verlagern, werden durch eine Ankerplatten und Muttern fixiert. Die weitere Aufnahme der resultierenden Kräfte kann je nach Projekt unterschiedlich erfolgen, z. B. durch Vertikalträger in eine Baugrubenaussteifung oder durch eingesetzte Anker. Die Steuerung erfolgt über einen Steuerstand (Abb. 5), welcher mit den Systemen der TBM verbunden ist. Erst nachdem vorgegebene Randbedingungen (z. B. Rotation des Schneidrades, aufgebauter Spülungskreislauf) erfüllt sind, erfolgt eine Freigabe, um den Hohlkolbenpressenvorschub mittels des Hydraulikaggregates (Abb. 6) zu initiieren.



Abb. 5: Steuerungspult



Abb. 6: Hydraulikaggregat

Im allgemeinen Verfahrensablauf wird der Druckring der TBM auf einer Schildwiege abgesetzt. Aufgrund der geometrischen Abhängigkeiten zwischen Schildmantel und Vortriebspresen werden 1 bis 2 Tübbingringe als Distanzausgleich zwischen den Vortriebspresen und dem Druckring in den Schildschwanz eingebaut. Diese werden während des anschließenden Anfahrvorgangs der Flying Launch zusammen mit Vortriebsmaschine und Druckring über die Hohlkolbenzylinder vorgeschoben. Die Vortriebspresen der Tunnelvortriebsmaschine haben während der Flying Launch Schildanfahrt nur eine haltende Funktion. Die Hohlkolbenzylinder sind zur Reaktion auf ungewollte Lageänderungen (z. B. Neigung) in mehrere Pressengruppen aufgeteilt, hierbei wird jede Pressengruppe über einen eigenen Hydraulikkreislauf angesteuert. Parameter sind die maximal zulässigen Vortriebskräfte sowie deren Verteilung in den unterschiedlichen Gruppen, die Vorschubgeschwindigkeit und die maximale Schiefstellung des Druckringes. Während des Anfahrvorganges erfolgt der Vorschub des Gesamtsystems durch Beaufschlagen der Hohlkolbenpressen hinter dem Druckring. Die Lagekontrolle erfolgt über mechanische Wegmesssysteme in Form von Seilzugsensoren die als Regelkreis in die Steuerung integriert sind. Nachdem die Hohlkolbenpressen komplett ausgefahren sind, werden zunächst die Ankermuttern in den Stützböcken des Druckringes nachgespindelt. Hierdurch wird sichergestellt, dass das Gesamtsystem bestimmt bleibt, bis die Hohlkolbenpressen eingefahren und die Ankermuttern hinter den Pressen nachgespindelt werden. Die Anzahl der Vorschubzyklen richtet sich nach der zu erreichenden Endposition des Druckringes. Der weitere Vortrieb der TBM bis in die Position zur Vermörtelung der Anfahrbrille erfolgt über die Vortriebspresen der TBM. Nach Vermörtelung der Anfahrbrille und nachdem die gesamte Anfahrkonstruktion funktionslos ist, findet ein nahtloser Übergang in den Regelvortrieb statt. Der Rückbau der Anfahrkonstruktion ist durch segmentierte Druckringe auch während des Vortriebes möglich.

4 Eingesetzte Projektlösungen

Der Einsatz einer Anfahrkonstruktion ist vor allem durch baubetriebliche Restriktionen vorgegeben. Durch den Einsatz eines höheren Mechanisierungsgrades, welchen die Flying Launch darstellt, können Zeitgewinne unter detaillierter Vorplanung erreicht werden. Das gesamte System erfuh durch unterschiedliche Projektanwendungen (Tab. 1) eine Entwicklung, welche sich vor allem in Form von ingenieurtechnischem Wissen im Hause HOCHTIEF befindet.

Tab. 1: Ausgeführte HOCHTIEF Projekte mit Flying Launch

	Anfahrten	TBM-Ø	benötigte Vortriebskräfte	installierte Vorschubkräfte
Metro Cologne (2006)	2	6,81 m	10.000 kN	19.000 kN
Tunnel Schlüchtern (2007)	1	10,17 m	12.000 kN	19.000 kN
Metro Munich Moosach U3 (2007/2008)	4	7,14 m	11.500 kN	23.720 kN
Metro Hamburg U4 (2008/2009)	2	6,57 m	15.000 kN	23.720 kN
European XFEL Hamburg (2010/2011)	3	6,18 m	10.000 kN	19.000 kN
European XFEL Hamburg (2011/2012)	8	5,45 m	8.500 kN	16.600 kN
Metro London C310 Thames Tunnel (2012)	4	7,12 m	12.400 kN	19.000 kN

4.1 Metro Cologne (2 Anfahrten)

Die Schildanfahrt der Slurry-TBM in Köln zeichnete sich durch zwei sehr kleine und kurze Anfahrlokationen im Zentrum der Stadt aus. Die Rücksteifen bestanden aus einem vertikal angeordneten Stahlbau, der in eine Betonstützkonstruktion eingebunden war. Die auftretenden Kräfte wurden über einen oberen Ringbalken und die Betonsohle aufgenommen, siehe Abb. 7 und Abb. 8. In den so verankerten Stahlbau banden die Zugstangen ein, die im hinteren Teil in den Druckring eingesetzt wurden. Für die Anfahrten durch die Dichtwand wurden Vorschubkräfte von 10.000 kN prognostiziert. Die Schildanfahrt in Köln war die erste kommerzielle Anwendung dieses Anfahrkonzeptes.

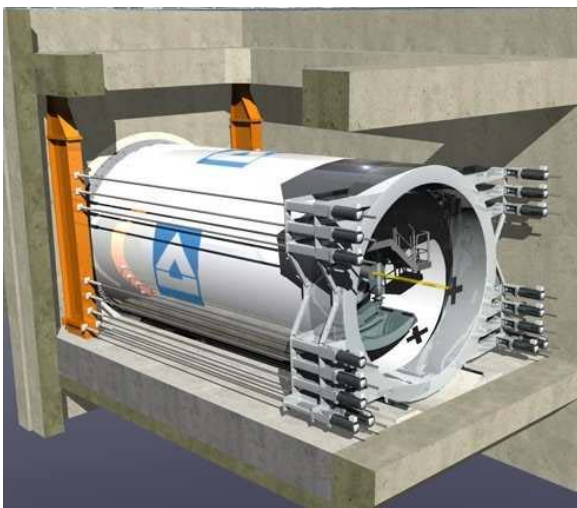


Abb. 7: Startposition

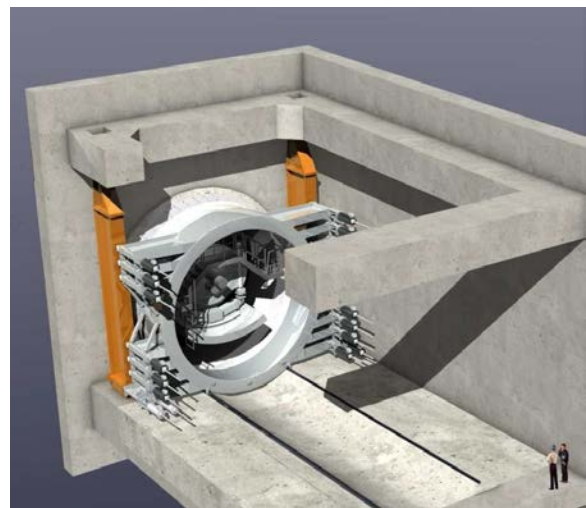


Abb. 8: Endposition

4.2 Tunnel Schlüchtern

Die EPB-Maschine in Schlüchtern war mit einem Durchmesser von 10,17 m die bisher größte TBM welche mit dem Flying Launch Verfahren vorangetrieben wurde. Im oberen Bereich wurden die Vortriebskräfte über Anker aufgenommen im unteren in eine Betonsohle eingeleitet, siehe Abb. 9. Die theoretische Vorschubkraft wurde mit 12.000 kN bestimmt. Die Hohlkolbenpressen wurden gleichmä-

ßig auf dem Umfang des Druckringes verteilt (Abb. 10), um einen homogenen Krafteintrag zu gewährleisten.

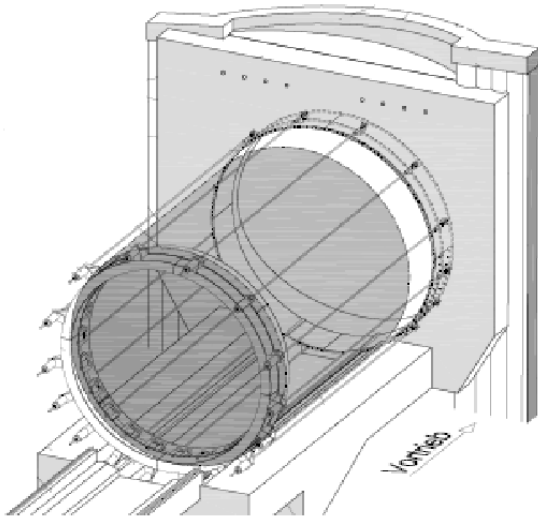


Abb. 9: Prinzipskizze Anfahrt Schlichtern



Abb. 10: Aufgebaute TBM

4.3 Metro Munich Moosach U3 (4 Anfahrten)

Die Anwendung des Prinzips der Flying Launch im Umfeld der Schlitzwand Deckelbauweise fand bei der Erweiterung der U3 in München statt. Hierbei fand ein Querverschub der TBM Untertage statt. Die Nutzung eines segmentierten Druckringes ermöglichte einen unkomplizierten Aufbau unter dem Deckel. In der Baugrube musste im Zuge der Anfahrt die Schlitzwand und ein Dichtbock durchörtert werden. Die benötigten Zugstangen banden hierbei direkt in die Schlitzwand ein (Abb. 11 und Abb. 12). Eine Verbindung (Führung) des Druckringes zur Lagerung der TBM auf der Schildwiege bestand nicht. Die Abschätzung der benötigten Vorschubkräfte ergab 11.500 kN.



Abb. 11: Druckring mit Hohlkolbenpressen



Abb. 12: TBM bei der 3. Anfahrt in München

4.4 Metro Hamburg U4 (2 Anfahrten)

Die Anfahrten beim Bau der U4 in Hamburg waren eng mit Europas größtem Stadtentwicklungsprojekt, der HafenCity verbunden. Hierbei wurden die 2 Anfahrten der Slurry-Schildmaschine aus einem großen Startschacht vorgenommen, Abb. 13. Die Krafteinleitung erfolgte mit Hilfe von Betonbalken im oberen Bereich und einer Betonsohle unten. Die Abschätzung der benötigten Vorschubkräfte ergab

15.000 kN. In Abb. 14 ist zu dem die Lichtsignaltafel dargestellt, welche vom Steuerpult eingesehen werden kann.



Abb. 13: Maschine inklusive Druckring

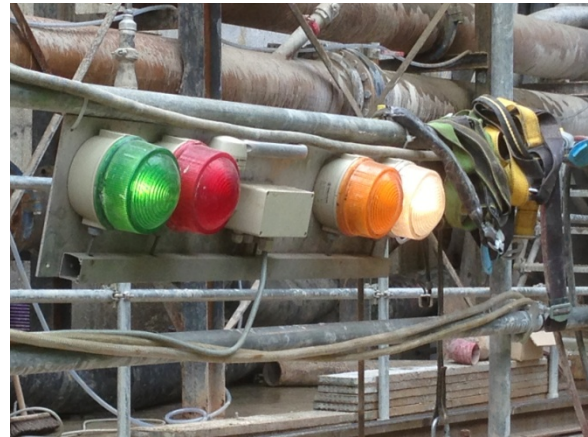


Abb. 14: Zustandsanzeige Flying Launch

4.5 European XFEL Hamburg (3, 5, 2, 1 Anfahrten)

Die Anfahrten beim Bau des European XFEL (X-Ray Free-Electron Laser) stellen durch den hohen Auffächerungsgrad, ausgehend von der Startröhre, einen Sonderfall dar. Die zum Einsatz gekommenen Slurry-Shield Tunnelbohrmaschinen hatten einen Durchmesser von 6,18 m bzw. 5,45 m. Dabei gab es große Variationen in den Abmessungen der Startschächte. Als Lösung wurden unterschiedliche Rücksteifekonzepte verwendet. Zum einen wurde auf die Rückverankerung mittels Betonfundamenten zurückgegriffen, die bei großen Baugruben möglich sind, vgl. Abb. 15 und Abb. 16.

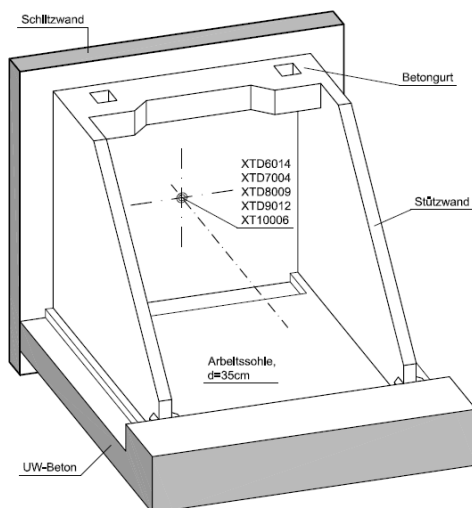


Abb. 15: Skizze der Betonrücksteifen

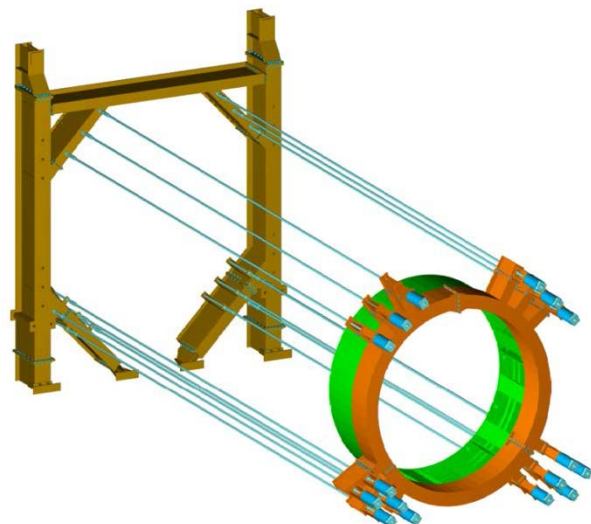


Abb. 16: Dreidimensionales Modell des Stahlbaus

In den beengten Baugruben wurden im oberen Bereich Stahlrückverankerungen über die Baugrubenwände vorgenommen. Die Ableitung der unteren Reaktivkräfte in Sohle wurde bei allen Anfahrten als praktikabelste Lösung forciert. Der Einsatz eines segmentierten Druckringes mit geometrisch klar definierten Pressengruppen am Druckring wurde in Anbetracht der Einbindung der Gewindestangen in die Rücksteifen und des verfügbaren Bauraumes gewählt (Abb. 17 und Abb. 18).



Abb. 17: Druckring XFEL

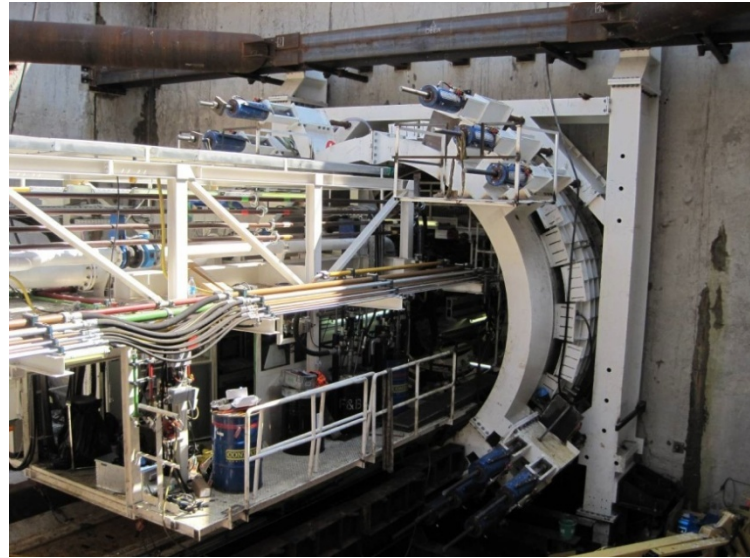


Abb. 18: Stahlbau Rückverankerung nach der Anfahrt

4.6 Metro London C310 Thames Tunnel (4 Anfahrten)

Beim Bau der Metro London (vergl. Abb. 19 und Abb. 20) und den damit verbundenen Unterquerungen der Themse konnten 4 Anfahrten mit dem System ausgeführt werden. Der umfangreiche Erfahrungsschatz, welcher aus den vorherigen Projekten aufgebaut wurde, unterstützte die Ausführung des Projektes maßgeblich. Der Durchmesser der Schilde lag bei 7,12 m. Für den anstehenden Boden, Kalkstein mit Einlagen aus Feurstein wurden 12.400 kN an Vorschubkräften vorausgesagt.



Abb. 19: Anfahrvorgängen



Abb. 20: Stahlbau und Anfahrtdichtung

Diese konnten durch die aufgezeichneten Kräfte während des Anfahrvorganges, zwischen 7.100 kN und 8.800 kN, bei 25 mm/min Vorschubgeschwindigkeit bestätigt werden.

4.7 Speziallösungen im Verfahrensablauf - Durchschleppvorgänge

Der entscheidende Vorteil der optimalen Nutzung einer Baugrube bzw. eines Schachtes im Zuge des Aufbaus sowie während der Anfahrt einer Vortriebsmaschine, ist auch beim passieren von Zwischenbauwerken konsequent weiterzuentwickeln. Gerade die Ausfahr- und Durchschleppvorgänge von Ma-

schinen mit Massen bis zu 600 t stellen für die Bauwerke selbst und die Logistik eine große Herausforderung dar.

Unter der Maßgabe die eingesetzten Tunnelvortriebsmaschinen in Zwischenbauwerken möglichst schnell zu bewegen, müssen die Randbedingungen, z. B. Fahrhöhen und Radien, auf die Maschinenparameter abgestimmt sein. Als klassische Anwendung sind hierbei Schildwiegen zu sehen, welche es ermöglichen, dass die eigentliche Vortriebsmaschine bei der Ausfahrt definiert in Endposition gebracht werden kann.

Bei der Baustelle der U-Bahn in München war ein langer Zwischenbahnhof mit seitlichen Vorsprüngen zu passieren. In diesem Fall wurde eine Gleislage erstellt, die die Schildwiege und auch die Nachläufer tragen konnte (Abb. 21).



Abb. 21: TBM auf mobiler Schildwiege



Abb. 22: Nachläuferfahrwerke

Die Nachläufer wurden auf Fahrwerke gesetzt, die aneinandergereiht hinter dem eigentlichen Schild mitgeführt wurden. Die massive Zeitersparnis resultierte aus den eliminierten Hubvorgängen sowie den Trenn- und Kopplungszeiten für den Fall von Einzeltransporten durch den Bahnhof. Die Montage des Druckringes, welcher nach der ersten Anfahrt demontiert und in diesem Bahnhof wieder montiert werden musste, konnte ebenfalls in den Durchschleppvorgang integriert werden.

Aufbauend auf den Erfahrungen in München wurde beim Projekt XFEL in Hamburg auf eine maximale Wiederverwendbarkeit und Flexibilität der eingesetzten Baugruppen für die Durchschleppvorgänge Wert gelegt. Für diesen Fall wurde eine Rampenkonstruktion geschaffen (Abb. 23), die es erlaubt die Maschine samt Nachläufern gekoppelt durch das Zwischenbauwerk zu bewegen.

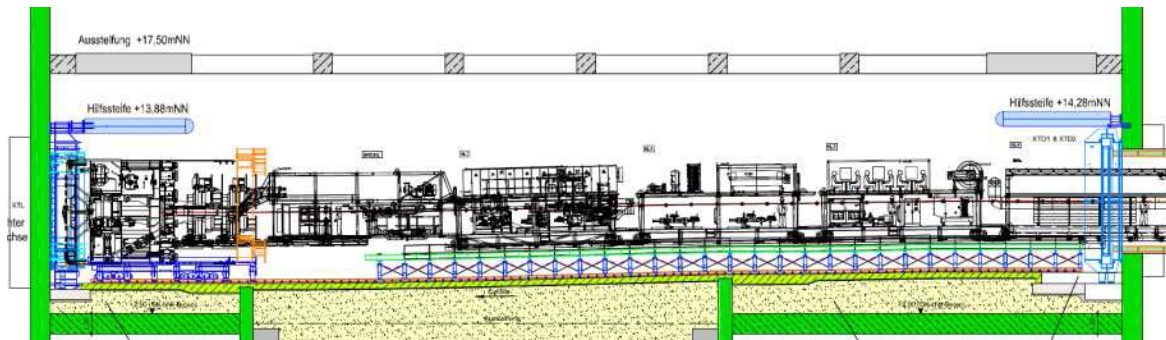


Abb. 23: TBM Durchfahrt in räumlich begrenzter Baugrube

Die TBM wurde hierbei wiederum mit einer verfahrbaren Schildwiege bewegt, Abb. 24. Durch die Nutzung eines modularen Rampensystems (Abb. 25), zu dem auch sogenannte Trogsteine gehören, ist es möglich die Nachläufer mit den geometrischen Randbedingungen des Tunnelquerschnitts zu verfahren. Die nachgeschaltete Logistik, z. B. Tübbingversorgung und Materialtransporte, kann in diesem Fall über die Rampen beibehalten werden.

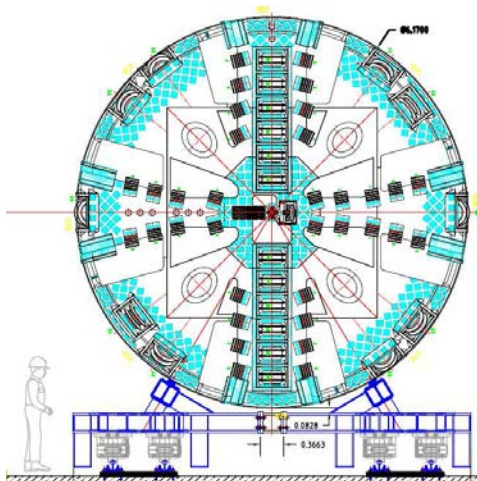


Abb. 24: Schildwiege mit Fahrwerken

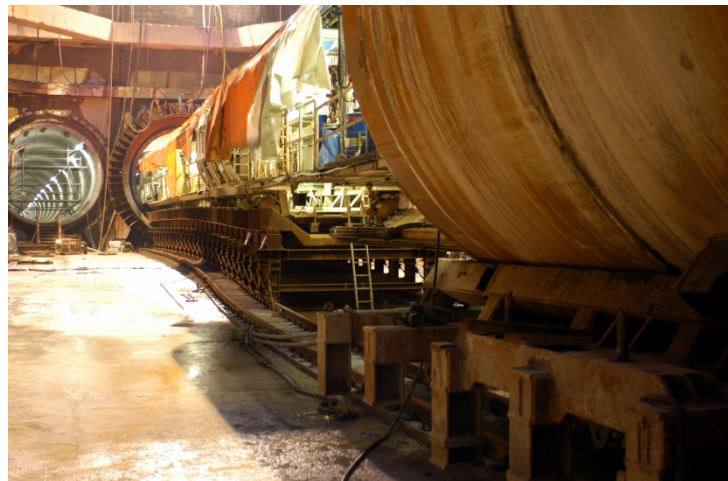


Abb. 25: Rampenkonstruktion

5 Zusammenfassung und Ausblick

Nach den erfolgreichen Einsätzen bei diversen Projekten konnte das von HOCHTIEF entwickelte Anfahrssystem seine Tauglichkeit unter Beweis stellen. Durch Auslegung der Anlage für bis zu 40 Hohlkolbenpressen (max. 48.000 kN Vorschubkraft) und Flexibilität in der Programmierung ist das System der Flying Launch jedoch auch bei größeren Schilddurchmessern und höheren Anfahrkräften sinnvoll einsetzbar. In Kombination mit zeitoptimierten Ausfahr- und Durchschleppvorgängen, welche auf baustellenspezifischen Detaillösungen fußen, stellt sich der hohe Innovationsgrad in Bezug auf Effektivität und Sicherheitsgewinn heraus. Als weitere Projekteinsätze sind bereits Anwendungen im In- und Ausland in der Planungsphase. Hierzu zählen Anwendungen beim Bau des Tunnel Rastatt sowie in beim Projekt City Ring Kopenhagen. Weiterhin wird die Anwendbarkeit beim Projekt IDRIS MTS-02 in Katar geprüft, um in Schächten mit 15 m Durchmesser und Teufen um 45 m zu agieren.

Flying Launch kann somit als etabliertes Verfahren für hochkomplexe und räumlich begrenzte Lokationen im maschinellen Vortrieb gesehen werden.

Themse-Unterquerung im Hydroschildvortrieb auf Europas größter Baustelle

Bunke, Martin

TU Bergakademie Freiberg, Institut für Bohrtechnik und Fluidbergbau, Agricolastraße 22, 09599 Freiberg, E-Mail: martin.bunke@tbt.tu-freiberg.de

Im Rahmen des Infrastruktur Projektes „Crossrail“ im Großraum London entsteht auf einer Gesamtlänge von 118 km eine neue Eisenbahnverbindung zwischen Maidenhead im Westen und den Stationen Shenfield und Abbey Wood im Osten. Die Verbindung im Zentrum Londons sowie die Unterquerung der Themse werden untertägig ausgeführt.

Das „Hochtief Murphy Joint Venture“ (HMJV) hat im Rahmen des Bauloses C310 einen 2,7 km langen Zwei-Röhren-Tunnel zwischen Plumstead und North Woolwich aufgefahen. Im Gegensatz zu allen anderen Baulosen hat sich die Arbeitsgemeinschaft für einen flüssigkeitsgestützten Schildvortrieb entschieden. Herausforderungen wie das Unterfahren setzungsempfindlicher Bauwerke und die Kompensation des ständigen Stützdruckwechsels durch den schwankenden Wasserspiegel der Themse konnten damit sicher bewerkstelligt werden.

Bei dem gewählten Bauverfahren muss neben der eigentlichen Vortriebsmaschine insbesondere der Separationsanlage große Bedeutung beigemessen werden. Anhand der eingesetzten Maschinentechnik und des hohen Automatisierungsgrades wird die Komplexität der Feststoffabscheidung und der Suspensionsaufbereitung verdeutlicht.

1 Beschreibung des Projektes C310 Thames Tunnel

1.1 Zielstellung des Bauloses C310 Thames Tunnel

Um in stetig wachsenden Großstädten dem erhöhten Verkehrsaufkommen entgegen zu wirken, werden große Infrastrukturprojekte im Bereich des öffentlichen Personenverkehrs umgesetzt. Oft ist das Auffahren eines Tunnels die einzige Möglichkeit, die dicht bebauten Innenstädte zu erreichen und in das Streckennetz einzubinden. Erst durch den Einsatz moderner Maschinentechnik lassen sich die anspruchsvollen Bauvorhaben wirtschaftlich und sicher realisieren. Am Beispiel des Eisenbahnprojektes „Crossrail“, genauer gesagt dem Baulos „C310 – Thames Tunnel“ in London, wird im Folgenden erläutert, mit welchen technischen Hilfsmitteln es den ausführenden Bauunternehmen gelang, die aufgetretenen Herausforderungen zu bewältigen.

Im Rahmen des Crossrail-Projektes wird zur Entlastung des bestehenden Metro-Netzes derzeit auf einer Gesamtlänge von 118 km eine neue Ost-West-Eisenbahntrasse im Großraum London erstellt. Im Zentrum Londons werden dafür in verschiedenen Abschnitten 42 km Tunnel aufgefahen. Mit einer geplanten Investition von insgesamt 18 Mrd. € sollen ab 2018 stündlich bis zu 72.000 Menschen innerhalb von maximal 45 Minuten die Innenstadt erreichen können (Crossrail 2011).

Als sogenannter „Drive H“ (Abb. 1) wurde durch das Hochtief Murphy Joint Venture (HMJV) im Zeitraum von Januar 2013 bis Mai 2014 ein Zwei-Röhren-Tunnel mit einer Gesamtlänge von 2,7 km zwischen den Stadtteilen Plumstead und North Woolwich aufgefahen. Dieses Teilstück beinhaltet die einzige Themsequerung des Crossrail-Projektes.

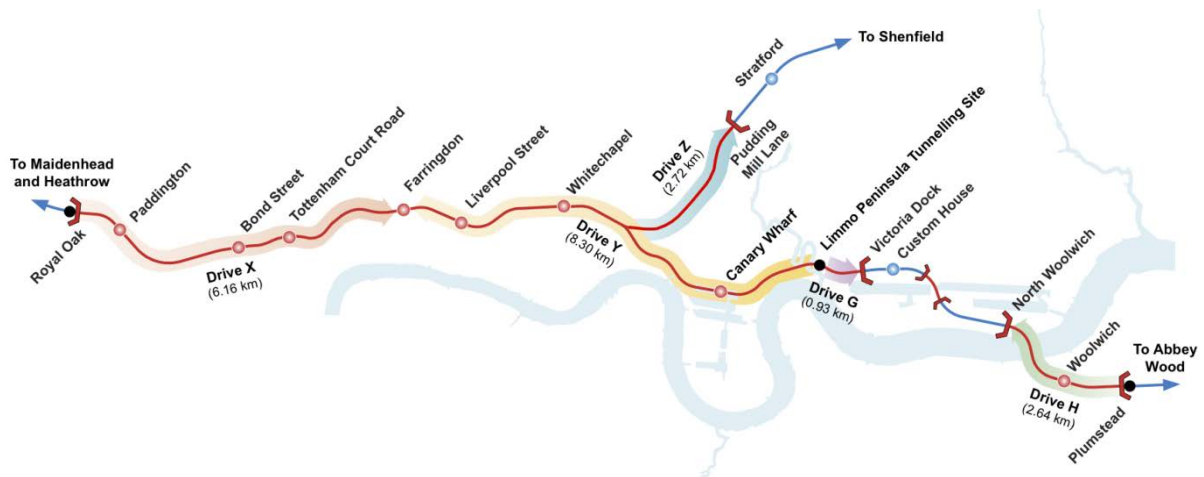


Abb.1: Verlauf der neuen U-Bahnlinie Crossrail (o.V. 2011)

1.2 Geologische und geotechnische Bedingungen

Die schwierigen geologischen und geotechnischen Bedingungen erforderten spezielle ingenieurtechnische Maßnahmen, um eine sichere Bauausführung gewährleisten zu können. Neben Thanet Sand und Flussablagerungen aus einem gut abgestuften Kies-Sand-Gemisch wurde an der Ortsbrust mit einem Anteil von ca. 60 % hauptsächlich eine Kreideformation angetroffen (Abb. 2). Klüfte, schichtweise eingebundene Feuersteine sowie ein stark variierender Verwitterungszustand beeinflussten die Vortriebsparameter entscheidend.

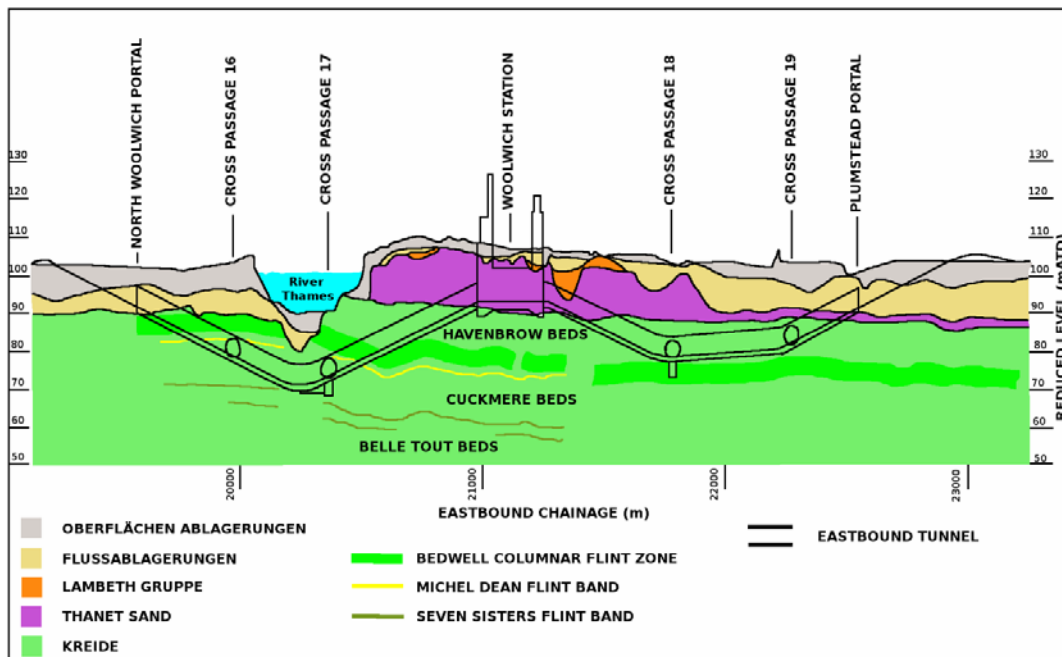


Abb. 2: stark überhöhter Längsschnitt des Bauloses C310 nach (Rädel und Wiegand 2014)

1.3 Herausforderungen des Bauloses C310

Die Streckenführung sah eine durchschnittliche Überdeckung von nur 12 m vor und verläuft in unmittelbarer Nähe zu einer in Betrieb befindlichen Bahntrasse bzw. eines U-Bahn Tunnels (Rengshausen et.al 2014). Historische und setzungempfindliche Bauwerke konnten erst durch den Einsatz von Hochdruckinjektionen sicher unterfahren werden. Eine zusätzliche Herausforderung waren die aus dem Tidenhub der Themse resultierenden Druckschwankungen. Die beiden Tunnelröhren wurden auf

ca. halber Länge von der „Woolwich Box“ unterbrochen. Außerdem sah der Auftrag vier Querschläge in definierten Abständen vor, die im Kalottenvortrieb aufgeföhren wurden.

2 Der maschinelle Vortrieb

2.1 Auswahl und Beschreibung der Schildmaschine

Wöhrend alle anderen Tunnelbaulose des Crossrail-Projektes eine Schildmaschine mit Erdruckstützung verwendeten, hat sich das HMJV für einen maschinellen Schildvortrieb mit flüssigkeitsgestützter Ortsbrust entschieden. Unter den gegebenen Randbedingungen hat sich bei vergleichbaren Projekten in der Vergangenheit gezeigt, dass dies die sicherste und setzungsärmste Methode ist. Zum Aufföhren der parallelen Tunnelröhren kamen zwei Mixschildmaschinen zum Einsatz. Diese bestehen aus zwei in einem zylindrisch geformten Schild befindlichen Kammern, die über eine Öffnung miteinander verbunden sind. In der vorderen, sogenannten Abbaukammer wird durch Rotation und Andruck des Schneidrades Gestein von der Ortsbrust gelöst. Diese Kammer ist komplett gefüllt mit unter Druck stehender Bohrsuspension, die dem anstehenden Wasser- und Gebirgsdruck entgegen wirkt. Wöhrend des Vortriebs wird die Suspension kontinuierlich in einem Kreislauf gepumpt und fungiert damit gleichzeitig als Trägermedium, um das abgebaute Material nach über Tage zu transportieren. In der dahinter liegenden Arbeitskammer befindet sich oberhalb der Flüssigkeitsoberfläche ein Luftpolster. Dieses erlaubt es dem Bediener den hydraulischen Stützdruck bei sich ändernden Druckverhältnissen schnell und präzise anzupassen. Eine Druckwand trennt die Kammern von dem unter atmosphärischen Druck stehenden hinteren Teil des Schildes. Hydraulikzylinder drücken sich an den verbauten Fertigbetonsegmenten des Tunnels ab und bringen so die notwendige Vorschubkraft auf.

2.2 Leistungsbeschreibung der Vortriebsmaschine

Der Hersteller der beiden eingesetzten Mixschildmaschinen *Sophia* (Abb. 3) und *Mary* war die Herrenknecht AG aus Schwanau in Deutschland. Mit einem Schilddurchmesser von 7.080 mm und einer Länge von ca. 109 m ließen sich Kurvenradien von 200 m realisieren. Die für den Vortrieb und zum Betreiben aller Aggregate notwendige Gesamtleistung jeder Maschine betrug 2.750 kW. Der 850 t schwere Stahlkoloss wurde mit Hilfe von 44 Hydraulikzylindern mit einer Kraft von bis zu 48.000 kN nach vorn geschoben. Das Schneidrad besaß einen Außendurchmesser von 7.120 mm und war mit 17 Doppeldisken, 92 Schälmessern und 16 Räumern besetzt. Mit einer Drehzahl von maximal $3,5 \text{ min}^{-1}$ wurde es von sieben Axialkolbenmotoren mit einem Gesamtdrehmoment von rund 5.200 kNm angetrieben. Bei einer Vorschubgeschwindigkeit von bis zu 80 mm/min konnte eine Tagesleistung von 27 m erzielt werden (Herrenknecht AG 2012).



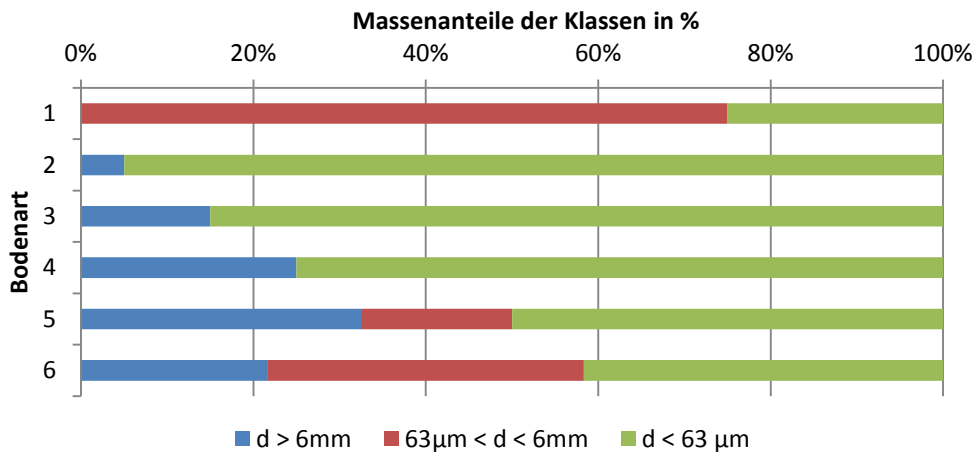
Abb. 3: Mixschildmaschine Sophia im Werk der Herrenknecht AG (Rädel und Wiegand 2014)

Ebenso wichtig wie ein möglichst störungsfreier Vortrieb an der Ortsbrust ist auch eine kontinuierliche Förderung der Bohrsuspension und damit des Ausbruchmaterials. Auf der Schildmaschine war eine Kreiselpumpe mit einer Antriebsleistung von 750 kW installiert, welche ca. $1.600 \text{ m}^3/\text{h}$ Bohrsuspension mit einer Dichte von $1,3 - 1,35 \text{ t/m}^3$ nach über Tage zur Separationsanlage förderte. Um die Strömungsgeschwindigkeit in den Rohrleitungen (DN400) ausreichend hoch zu halten, wurden wöhrend der Themseunterquerung zusätzliche Zwischenpumpen verwendet.

3 Separation der Aushubmaterialien

3.1 Die Bohrsuspension

Entsprechend der unterschiedlichen geologischen Formationen, die während des Tunnelvortriebes durchfahren wurden, variierte auch die Zusammensetzung der Bohrsuspension in der Rücklaufleitung des Spülungskreislaufes. In Abb. 4 sind die Massenanteile der Körner der verschiedenen Bauabschnitte nach deren Korngrößen dargestellt. Während im Thanet Sand und in den Bereichen mit gemischter Ortsbrust hohe Anteile mit einer Korngröße zwischen $63\ \mu\text{m}$ und $6\ \text{mm}$ bzw. noch darüber vorhanden waren, überwog in der Kreideformation der Feinstkornanteil ($<63\ \mu\text{m}$).



Bodenart	Massenanteile der Klassen in %		
	$d > 6\ \text{mm}$	$63\ \mu\text{m} < d < 6\ \text{mm}$	$d < 63\ \mu\text{m}$
1 Thanet Sand	0	75	25
2 Kreide mit 5% Feuersteinen	5	0	95
3 Kreide mit 15% Feuersteinen	15	0	85
4 Kreide mit 25% Feuersteinen	25	0	75
5 Gemischte Ortsbrust - Flussablagerungen/Kreide	32,5	17,5	50
6 Gemischte Ortsbrust - Flussablagerungen/Thanet Sand/Kreide	21,6	36,7	41,7

Abb. 4: Massenanteile der Körner in verschiedenen Klassen für unterschiedliche Bauabschnitte (Boré 2011)

3.2 Die Separationsanlage

Bei maximaler Vortriebsleistung der Schildmaschine mussten innerhalb von 24 Stunden ca. 2.000 t Feststoff aus der Bohrsuspension abgeschieden werden. Für diesen Prozess war eine komplexe Separationsanlage in der Nähe des Startportals in Plumstead vorgesehen. In Abb. 5 ist die sogenannte „Slurry Treatment Plant“ (STP) in einem 3-D-Modell abgebildet. Vor der eingehausten Grob- und Feinkorntrennung befand sich die Steuerkabine, umgeben von verschiedenen Vorrattanks und Silos. Diese dienten dem Konditionieren der frischen Bohrsuspension und speisten zusammen mit dieser die Abbaukammer an der Ortsbrust. Der separierte Aushub wurde auf einer Fläche hinter den Gebäuden temporär zwischengelagert.

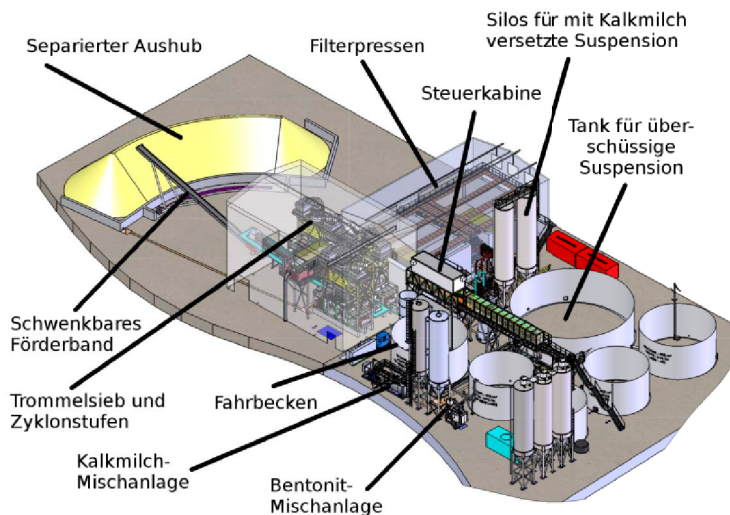


Abb. 5: Übersicht der Separationsanlage (Boré 2011)

Damit zum Bereitstellen der Bohrsuspension nicht permanent frisches Wasser und Bentonit verwendet werden musste, wurden Trennstufen genutzt, die den abgebauten Feststoff aus dem Rücklauf des Kreislaufes abscheiden sollten. Ein stark vereinfachter Flussplan (Abb. 6) zeigt die verschiedenen Separationsstufen der STP. In einem ersten Trennapparat, dem Trommelsieb, wurden alle groben Bestandteile wie Kies oder Feuersteine mit einem Durchmesser größer 8 mm abgeschieden. Danach verteilte sich die Suspension auf drei identische zweistufige Hydrozyklonanlagen. Dort speiste jeweils eine 132 kW starke Kreiselpumpe zwei Hydrozyklone (Durchmesser: 650 mm).

In diesen sogenannten Desandern erfolgte ein Trennschnitt bei ca. 70 µm. Das aus dem Unterlauf ausgetretene, abgeschiedene Material wurde auf ein Entwässerungssieb geleitet und gelangte anschließend über ein Förderband auf einen Lagerplatz. Eine weitere Kreiselpumpe beschickte mit der Suspension des Oberlaufs weitere Hydrozyklone (Durchmesser: 250 mm), die in einer Batterie angeordnet waren und als Desilter bezeichnet werden. Die Feststoffe größer 40 µm und deren anhaftende Flüssigkeit, welche die Hydrozyklone verließen, trafen ebenfalls auf das Entwässerungssieb. Die gereinigte Suspension des Oberlaufs floss weiter zum „Suspensionsmanagement“. Unterschritt deren Dichte einen festgelegten Schwellenwert, wurde diese in das sogenannte Fahrbecken geleitet. Um die gewünschte Stützwirkung der Bohrsuspension an der Ortsbrust zu erreichen, wurde die gereinigte Suspension mit recyceltem oder frischem Wasser verdünnt und mit einem definierten Volumen an gequollener Bentonitsuspension versetzt. Letztere ist ein Gemisch aus Tonmineralen und Wasser. Die Herstellung und Lagerung der Suspension erfolgte in einem separaten Tank.

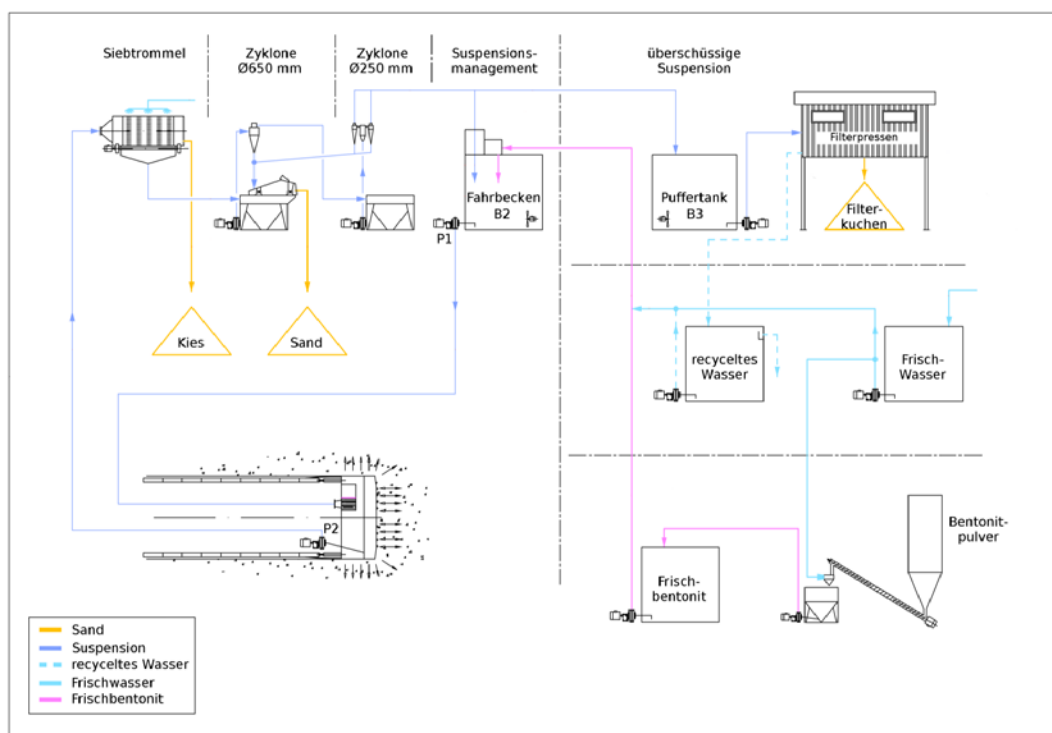


Abb. 6: vereinfachtes Flusschema der Separationsanlage des Projektes C310 (Boré 2011)

Eine Vielzahl an Ventilen und Sensoren ermöglichte es dem Bediener in Verbindung mit einer Speicherprogrammierten Steuerung (SPS), die gewünschten Eigenschaften der Bohrsuspension vorzugeben und damit vollautomatisch zu mischen.

Da beim Durchfahren der Kreideformationen bis zu 95 % der Festbestandteile kleiner als $63\mu\text{m}$ waren, gelang es auch mit den beiden Zyklonstufen nicht, den Schwellenwert der Suspensionsdichte einzuhalten. Damit schied der überwiegende Teil als überschüssige Suspension zunächst aus dem Kreislauf aus, um im Anschluss in einer letzten Trennstufe aufbereitet zu werden.

In der Tunnelbaubranche weit verbreitet sind für diesen Anwendungsfall Dekanter, die durch Rotation eines zylindrischen Stahlkörpers mit Drehzahlen (zwischen 2.000 und 5.000 min^{-1}) hohe Radialbeschleunigungen hervorrufen. Aufgrund der Dichteunterschiede zwischen den Feststoffen und der Flüssigkeit gelingt so eine Abtrennung von Partikeln im μm -Bereich. Oft werden zur Verbesserung des Trennungsprozesses der Suspension Flockungsmittel zugegeben.

Aufgrund der strengen Anforderungen an den Wassergehalt des abgeschiedenen Materials, dienten auf dem Projekt C310 stattdessen Filterpressen der Feinstkornabscheidung. Der gefilterte Feststoff weist ebenfalls Korngrößen von wenigen Mikrometern auf, hält aber in seinen Zwischenräumen bedeutend weniger Flüssigkeit zurück. Das die Filterpressen verlassende Wasser konnte schließlich wieder dem Kreislauf als recyceltes Wasser zugeführt werden.

3.3 Abtransport und Verwendung des Aushubmaterials

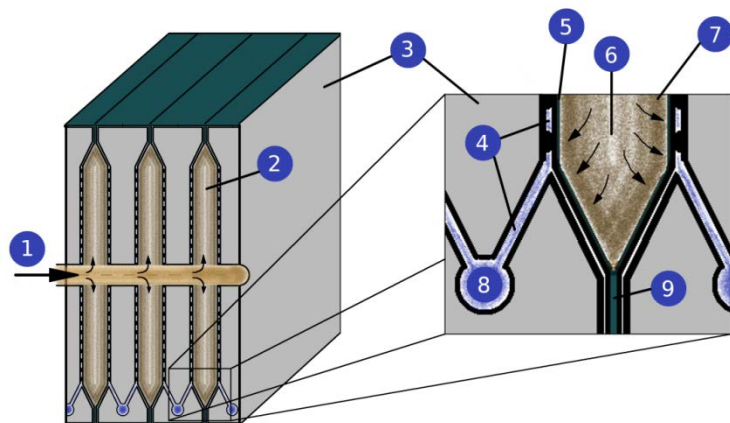
Um die in großen Mengen abgebaute und abgeschiedene Kreide transportfähig zu halten, war die Vorgabe einen Wassergehalt von maximal 35 % einzuhalten. Oberhalb dieses Wertes konnte das Material bereits zu fließen beginnen. Außerdem bestand die Gefahr, dass die Kreide an den Schaufeln der Radlader bzw. im Anschluss in den Mulden der Lkw hängen bleiben könnte. Letztere fuhren den Abraum zur Schaffung einer Vogelschutzinsel nach Wallasea Island in Essex (UK).

4 Die Filterpressen des Projektes C310

Filterpressen haben sich schon seit Jahrzehnten in der chemischen und pharmazeutischen Industrie, aber auch in der Lebensmittelindustrie oder zur Filtration von Klärschlämmen etabliert. Im Tunnelbau hingegen sind sie erst in den letzten Jahren vereinzelt anzutreffen, haben aber auch dort durchaus Zukunftspotential.

4.1 Funktionsweise

Das Zurückhalten von Feststoffpartikeln aus einem Fest-Flüssig-Gemisch an einem porösem Medium in Folge eines Druckgefälles wird als Filtration bezeichnet. Diesem Wirkungsprinzip bedienen sich Filterpressen. Sie bestehen aus speziell geformten Platten, die durch Aneinanderreihung geschlossene Filtrationskammern bilden (Abb. 7). Durch einen zentralen Kanal lassen sich die Kammern mit der Bohrsuspension füllen. An den Filtertüchern, welche die Platten umspannen, werden dabei Feststoffpartikel zurückgehalten und bilden eine Brückenstruktur. Während sich der Feststoffgehalt in den Kammern zunehmend erhöht, passiert die Flüssigkeit (auch Filtrat genannt) das Filtermedium und gelangt über kleine



- | | | | |
|---|----------------------|---|--------------------|
| 1 | Suspensionszuführung | 6 | Zentrum der Kammer |
| 2 | Filtrationskammer | 7 | Filterkuchen |
| 3 | Filterplatte | 8 | Filtratkanal |
| 4 | Filtrat | 9 | Dichtfläche |
| 5 | Filtertuch | | |

Abb. 7: schematische Darstellung eines Filterplattenpaketes

Kanäle im Inneren der Platten in eine Sammelrinne, um später wieder dem Kreislauf zugeführt werden zu können. Die bei dem Prozess entstehende Feststoffpackung in den Kammern wird als Filterkuchen bezeichnet. Der steigende Strömungswiderstand geht mit einer Druckerhöhung in den Filtrationskammern einher. Dieser Druck wird solange bei einem Sollwert gehalten bis kein Filtrat mehr austritt oder der Wassergehalt der Filterkuchen weniger als 35 % beträgt. Abschließend fallen die Filterkuchen durch Verschieben der Platten infolge der Schwerkraft in eine darunter liegende Box.

Eine Weiterentwicklung der konventionellen Filterpressen (KFP) sind die Membranfilterpressen (MFP). Diese erlauben es nach dem eigentlichen Filtrationsvorgang zusätzliches Wasser aus der Feststoffpackung in den Kammern herauszupressen. Dazu besitzt jede zweite Platte eine innenliegende Membran, die durch Wasser mit Druck beaufschlagt werden kann, dabei expandiert und somit das Filterkammervolumen minimiert. Das Produkt dieses Prozesses sind schmalere und festere Filterkuchen mit einem geringeren Wassergehalt.

4.2 Leistungsfähigkeit

Auf dem Projekt C310 Thames Tunnel wurden insgesamt sechs Filterpressen eingesetzt, davon vier konventionelle und zwei mit Membranen versehene. Mit einer Kammeranzahl von 102 (KFP) bzw. 96 (MFP) betrug das Gesamtvolumen jeder Anlage ca. 7.300 Liter. Die Differenz in der Anzahl an Filterplatten ist auf die unterschiedliche Plattendicke bei gleicher Länge der Gesamtanlage zurückzuführen. Da Filterpressen diskontinuierlich arbeiten, wurde ein Puffertank für 2.000 m³ überschüssiger Bohrsuspension vorgesehen.

Bevor Kreiselpumpen die Kammern befüllten, wurde der Suspension Kalkmilch zugegeben. Die Bildung einer schlecht durchlässigen Feststoffstruktur an der Oberfläche des Filtermediums aufgrund des Bentonitgehaltes in der Suspension konnte damit unterbunden werden. Ein weiterer positiver Effekt, insbesondere innerhalb der Kreideformation, war die verringerte Haftung zwischen Filterkuchen und -tuch.

Durch den Aufbau der Filterkuchen bei stetigem Förderstrom der Pumpen erhöhte sich der Filtrationsdruck auf bis zu 8 bar. Dieser wurde bis zum Ende der Filtration konstant gehalten. Diesem Teilprozess folgten bei den MFP das Nachpressen, bei dem die Membranen mit einem Wasserdruck von 14 bar beaufschlagt wurden und weiteres Filtrat heraus pressten. Ein hydraulischer Gegendruck von 250 bar (KFP) bzw. 400 bar (MFP) sorgte für das Zusammenhalten der Platten und Abdichten der Kammern. Bevor schlussendlich die Platten paarweise verschoben wurden, um den erforderlichen Platz und Impuls zum Herausfallen der Filterkuchen zu geben, reinigte ein pneumatischer Druckstoß den zentralen Befüllungskanal von noch flüssigem Material.

Stündlich wurden so pro Filterpresse bis zu 15 t Feststoff bzw. 37 m³ Bohrsuspension (bei einer Dichte von 1,25 t/m³) abgeschieden. Radlader transportierten die Filterkuchen auf einen Lagerplatz und füllten später damit die Mulden der Lkw. War das abgeschiedene Material sehr weich und klebrig (siehe Abb. 8, rechts), konnte es zur Sicherstellung der Transportfähigkeit mit den abgetrennten Feststoffen des Trommelsiebes und der Hydrozyklone vermengt werden



Abb. 8: Filterkuchen mit niedrigem (links) und erhöhtem Wassergehalt nach dem Auswurf

Im Rahmen eines Versuchsprogrammes konnten die optimalen Filtrationsparameter wie Druck, Druckaufbaurrate, Filtrationsdauer oder Suspensionsdichte bestimmt werden. Die Ergebnisse können jedoch nicht verallgemeinert werden, sondern sind stets projektspezifisch zu betrachten und hängen von den Eigenschaften bzw. der Zusammensetzung des Fest-Flüssig-Gemisches sowie der Korngrößenverteilung der Feststoffe ab.

5 Literaturverzeichnis

- Crossrail (2010) Crossrail in Numbers, <http://www.crossrail.co.uk/benefits/crossrail-in-numbers>,
Einsichtnahme: 02.05.2014
- Herrenknecht AG (2012) Abnahmeheft – S731 Crossrail C310, Edition 07/2012, Document 17027-001
- MS – Value&Sustain, Boré F (2011) Drive – H Tunnel Project - volume and mass balance. Vertragsunterlagen Separationsanlage, Veyre Monton, Frankreich, 19.09.2011
- MS – Value&Sustain, Boré F (2011) General Layout View. Vertragsunterlagen Separationsanlage, Veyre Monton, Frankreich, Dezember 2011
- MS – Value&Sustain, Boré F (2011) Synoptic of a Slurry Treatment Plant. Vertragsunterlagen Separationsanlage, Veyre Monton, Frankreich, Oktober 2011
- o.V. (2011) Crossrail awards last tunnelling contracts. In Zeitschrift: Tunnelling Journal, April/Mai 2011, S.6
- Rädle A, Wiegand F (2014) Crossrail - Thames Tunnel C310. Forum Geotechnik, RWTH Aachen, 04.07.2014
- Rengshausen R, Tauriainen R, Rädle A (2014) TBM and spoil treatment selection process – case history Crossrail C310 Thames Tunnel, In Zeitschrift: Geomechanics and Tunnelling 7/2014, Nr. 1, Ernst & Sohn Verlag, Berlin 2014, S. 45 – 54, DOI: 10.1002/geot.201400001