

## **Drehmomentanalyse einer Tunnelvortriebsmaschine**

David Zajec, BSc

Innsbruck, April 2024

### Masterarbeit

Eingereicht an der Leopold-Franzens-Universität Innsbruck, Fakultät für Technische Wissenschaften zur Erlangung des akademischen Grades

### Diplomingenieur

Diese Masterarbeit ist dem Modul Angewandter Tunnelbau des Masterstudiums Umweltingenieurwissenschaften zugeordnet.

Beurteiler:

Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr. Matthias Flora

Institut für Konstruktion und Materialwissenschaften

Arbeitsbereich für Baumanagement, Baubetrieb und Tunnelbau

## **DANKSAGUNG**

Zunächst möchte ich mich sehr herzlich bei all jenen bedanken, die mich während meines Studiums sowie bei der Entstehung dieser Masterarbeit ermutigt, motiviert und unterstützt haben.

Mein besonderer Dank gilt dabei meinen beiden Betreuern Herrn Univ.-Prof. DI Dr. Matthias Flora für die engagierte universitäre Betreuung und Unterstützung bei der Erstellung der Arbeit und Herrn Dr. Ing. Helmut Wannenmacher, welcher Ideengeber und wichtigste Informationsquelle der vorliegenden Arbeit war.

Bedanken möchte ich mich auch bei Frau Dr. Ing. Kathrin Glab für die Hilfe bei der Erstellung dieser Arbeit sowie für das Bereitstellen von Literaturquellen und sonstigen Daten.

Mein Dank gilt auch DI Hans Exenberger, der mir während dieser Arbeit unermüdlich zur Seite stand.

Meiner Freundin Carolin danke ich für ihren Beistand während des Verfassens dieser Arbeit sowie das Korrekturlesen.

Abschließend möchte ich mich noch bei meinen Eltern und meiner gesamten Familien bedanken. Ohne ihre Unterstützung in jeglicher Hinsicht wäre mein Studium nicht denkbar gewesen. *HVALA!*

## KURZFASSUNG

Der Vortrieb mit Tunnelvortriebsmaschinen (TVM) ist heutzutage die gängigste Vortriebsmethode bei langen Infrastrukturprojekten unter Berücksichtigung heterogener geologischer und geotechnischer Gegebenheiten. In den letzten Jahrzehnten wurden viele Prognosemodelle entwickelt, um die TVM-Vortriebsleistung und den Werkzeugverschleiß zu bestimmen, wobei sowohl die maschinellen Messdaten als auch die geologisch-geotechnischen Gegebenheiten als Eingabeparameter verwendet werden. Die Leistungsermittlung dient als bedeutsamer Faktor für die Bauzeitenplanung sowie die Kalkulation eines Tunnelbauprojektes. In späteren Projektphasen hingegen beeinflussen die Bauzeit und die Einteilung des Vortriebs in Bereiche mit Regelvortrieb und Sondervortrieb sowie Bereiche mit Ereignisbewältigung die Abrechnung signifikant.

Laut *ÖNORM B 2203-2*, in der die Hinweise für den Aufbau der Ausschreibungsunterlagen und für die Erstellung von Angeboten beschrieben sind, erfolgt die Einteilung der Vortriebsabschnitte nach bestimmten Kriterien. Zu diesen gehört unter anderem die zu bestimmende Bandbreite des mittleren Drehmomentenfaktors. Im Formelapparat zur Berechnung des Drehmomentenfaktors werden ausschließlich die maschinellen Parameter berücksichtigt [1]. Da der Drehmomentenfaktor keine Rücksicht auf geologische Verhältnisse nimmt, stellt sich die Frage, ob dieser in ausreichender Güte verlässliche Informationen zu den spezifischen vorliegenden Gegebenheiten liefert. Aus diesem Grund ist das Ziel dieser Masterarbeit herauszufinden, ob ein Zusammenhang zwischen dem Drehmomentenfaktor und den geologisch-geotechnischen Gegebenheiten besteht. Zu diesem Zweck werden die Korrelationen zwischen dem Drehmomentenfaktor und den aufgezeichneten geologisch-geotechnischen Parametern am Beispiel eines bereits abgeschlossenen Tunnelbauprojektes ermittelt.

Im Zuge der Berechnung müssen die Prozessdaten, welche im Sekundenformat vorliegen, aufbereitet und gefiltert werden, was die qualitativen Schwächen des Systems hinsichtlich eines Datenverlustes durch Mittelwertgenerierung zeigt. Im Anschluss der vorliegenden Arbeit wird eine Diskussion über die Ermittlung des Drehmomentenfaktors gemäß *ÖNORM* durchgeführt.

## ABSTRACT

Tunnelling with tunnel boring machines (TBMs) is nowadays the most common tunnelling method for long infrastructure projects, taking into account heterogeneous geological and geotechnical conditions. Over the years, many prediction models have been developed to estimate TBM excavation performance and tool wear, using machine measurement data and geological-geotechnical conditions as input parameters. Performance determination is a significant factor in planning construction times and calculating tunnel construction projects. However, in later project phases, construction time, excavation division into standard and special areas, and incident management areas significantly influence the calculation.

According to ÖNORM B 2203-2, which describes the instructions for the structure of tender documents and the preparation of tenders, the division of tunnelling sections is based on certain criteria. These criteria include the bandwidth of the mean torque factor to be determined. The formula apparatus for calculating the torque factor only takes mechanical parameters into account [1]. As the torque factor does not consider geological conditions, it is unclear whether it provides reliable information on specific conditions. Therefore, the aim of this master's thesis is to determine whether there is a correlation between the torque factor and geological-geotechnical conditions. To achieve this, the correlations between the torque factor and recorded geological-geotechnical parameters are determined using an already completed tunnel construction project as an example.

During the calculation, the process data, available in seconds format, must be processed and filtered, which highlights the system's qualitative weaknesses regarding data loss due to mean value generation. This paper is followed by a discussion of the determination of the torque factor in accordance with ÖNORM.

# Inhaltsverzeichnis

DANKSAGUNG .....	I
KURZFASSUNG .....	II
ABSTRACT.....	III
Inhaltsverzeichnis .....	IV
Abbildungsverzeichnis.....	VII
Tabellenverzeichnis .....	IX
1    EINLEITUNG .....	1
1.1    Motivation und Thema .....	1
1.2    Zielsetzung und Abgrenzung .....	2
1.3    Aufbau der Arbeit.....	3
2    NOMENKLATUR TUNNELBAU .....	4
2.1    Einleitung .....	4
2.2    Geschichtliches.....	4
2.3    Bezeichnungen im Tunnelbau .....	5
2.4    Vortrieb .....	6
3    MASCHINELLER VORTRIEB IM FESTGESTEIN .....	8
3.1    Geologisch-felsmechanische Grundlagen .....	8
3.1.1    Allgemeines .....	9
3.1.2    Gesteinseigenschaften .....	10
3.1.2.1    Festigkeit .....	10
3.1.2.1.1    Einaxiale Druckfestigkeit.....	10
3.1.2.1.2    Zugfestigkeit.....	14
3.1.2.1.3    Zähigkeit – Spezifische Zerstörungsarbeit.....	15
3.1.2.2    Abrasivität .....	16
3.1.3    Gebirgseigenschaften .....	17
3.1.3.1    Spannungszustand .....	17
3.1.3.2    Trennflächencharakteristik .....	18
3.1.3.2.1    Aufnahme und Beschreibung von Trennflächen.....	18
3.1.3.2.2    Darstellung des Trennflächengefüges .....	18

3.1.3.3	Gebirgsklassifikationssysteme.....	19
3.1.3.3.1	Geological Strength Index (GSI-Wert) .....	20
3.2	Maschinentechnische Grundlagen.....	21
3.2.1	Systematik der Tunnelvortriebsmaschinen .....	21
3.2.1.1	Gripper-TBM (Offene-TBM).....	21
3.2.1.2	TBM mit Einfachschild (TBM-S) .....	22
3.2.1.3	TBM mit Doppelschild (TBM-DS) .....	22
3.2.2	Einsatzbereich der Tunnelbohrmaschinen .....	23
3.2.3	Stand der Technik .....	25
3.2.3.1	Grundelemente einer TBM-S .....	25
3.2.3.1.1	Das Bohrsystem.....	26
3.2.3.1.2	Das Vorschub- und Abstützungssystem .....	26
3.2.3.1.3	Das Abfördersystem.....	26
3.2.3.1.4	Das Sicherungssystem.....	27
3.2.3.2	Komponenten einer TBM.....	28
3.2.3.2.1	Bohrkopf.....	28
3.2.3.2.2	Schneidwerkzeuge (Werkzeugverbrauch).....	29
3.2.3.2.3	Vorschubeinrichtung .....	31
3.2.3.2.4	Antriebeinrichtung .....	32
3.2.3.2.5	Nachläufereinrichtung (NLE) .....	35
3.3	Gesteinslösevorgang.....	35
3.4	Einteilung des Vortriebs gemäß ÖNORM .....	37
4	GRUNDLAGEN PENETRATIONSERMITTLUNG.....	39
4.1	Penetration und Vortriebsgeschwindigkeit .....	39
4.2	Einflussfaktoren auf die Penetration .....	42
4.3	Penetrationsprognosemodelle.....	43
4.3.1	Prognosemodell nach Gehring.....	44
4.3.2	Prognosemodell der Colorado School of Mines .....	47
5	ANSATZ ZUR ERMITTLUNG DER BEZIEHUNGEN ZWISCHEN GEOLOGISCHEN PARAMETERN UND MASCHINENDATEN .....	53
5.1	Berichtswesen.....	53

5.1.1	TBM-Vortriebsdaten.....	53
5.1.1.1	Maschinendatenaufzeichnung und Auswahl der Inputparameter.....	53
5.1.1.2	Datenaufbereitung .....	54
5.1.1.3	Ermittlung der effektiven Vorschubkraft .....	54
5.1.1.4	Ermittlung des Drehmomentenfaktors gemäß ÖNORM .....	56
5.1.1.5	Ermittlung der Verluste wegen der Schildreibung .....	59
5.1.2	Geologische und geotechnische Parameter.....	59
5.1.2.1	Geologische Aufzeichnungen.....	60
5.1.2.2	Datenaufbereitung .....	62
5.2	Ergebnisse und deren Interpretation.....	62
5.2.1	Drehmomentenfaktor gemäß ÖNORM.....	63
5.2.2	Korrelationsanalyse.....	65
5.2.2.1	OBV – Drehmomentenfaktor .....	65
5.2.2.2	Oberfläche OB – Drehmomentenfaktor .....	66
5.2.2.3	GSI-Wert – Drehmomentenfaktor .....	67
5.2.2.4	Schildreibung – Drehmomentenfaktor .....	68
5.2.3	Drehmomentenfaktor: Minuten- vs. Sekundendaten .....	70
6	ZUSAMMENFASSUNG UND AUSBLICK .....	72
6.1	Zusammenfassung.....	72
6.2	Ausblick .....	73
	LITERATURVERZEICHNIS .....	75

## Abbildungsverzeichnis

2-1: Begriffsdefinitionen eines Tunnels im Querschnitt.....	5
2-2: Begriffsdefinitionen eines Tunnels im Längenschnitt.....	5
2-3: Einteilung der Tunnelvortriebsmethoden .....	7
3-1: Schematische Darstellung eines Prüfkörpers beim einaxiale Druckversuch .....	11
3-2: Einfluss des Winkels zwischen der Belastungsrichtung und Schieferung auf die einaxiale Druckfestigkeit des Prüfkörpers aus Quarzphyllit .....	12
3-3: Schematische Darstellung eines Prüfkörpers beim Punktlastversuch .....	12
3-4: Schematische Darstellung eines Prüfkörpers beim Spaltzugversuch.....	14
3-5: Einfluss des Winkels zwischen der Belastungsrichtung und Schieferung auf die Spaltzugfestigkeit des Prüfkörpers aus Quarzphyllit .....	15
3-6: Spannungs-Dehnungs-Kurven eines Basalts sowie eines Anhydrits samt den die Zähigkeit beeinflussenden Kennwerten als Beispiele für ein typisch sprödes sowie ein zähes Bruchverhalten.....	16
3-7: Darstellung einer Trennfläche mittels Lagenkugel .....	19
3-8: Einteilung der Tunnelvortriebsmaschinen.....	21
3-9: Hauptkomponenten und Arbeitsbereiche einer TBM-S.....	25
3-10: Aufbau einer TBM-S.....	27
3-11: Bohrkopf in Frontalansicht.....	28
3-12: Anordnung der Rollenmeißel am Bohrkopf sowie Schnitt durch den Bohrkopf mit den Spurabständen der Rollenmeißel .....	29
3-13: Teilschnitt eines Rollenmeißels.....	30
3-14: Abzutragendes Drehmoment MD und haltende Drehmomente bei der Vorwärtsbewegung einer TBM-S.....	34
3-15: Schematische Darstellung des Ablaufes der Gesteinslösung beim Abrollen eines Meißels .....	36
3-16: Abbild der Schneidspuren an der Ortsbrust.....	36
3-17: Der Ablauf der Gebirgslösung unter einem Rollenmeißel nach Gehring (1995) und Heiniö (1999).....	37
4-1: Umlage aller Stillstandzeiten auf einen fiktiven Hub.....	40
4-2: Vortriebszyklus einer TBM-DS .....	41
4-3: Vortriebszyklus einer TBM-S .....	41
4-4: Vorgangsweise zur Penetrationsermittlung nach dem Modell von Gehring .....	44
4-5: Korrekturfaktor $k_5$ in Abhängigkeit des Schneidspurabstandes .....	47
4-6: Vorgangsweise zur Penetrationsermittlung nach dem Modell der CSM .....	48
4-7: Krafteinwirkung auf einen Rollenmeißel .....	48
4-8: Verfügbares Drehmoment, in Abhängigkeit der Bohrkopfdrehzahl beim Normalbetrieb einer TBM .....	52
5-1: Nomogramm zur Reduktion der Vorschubkräfte im „gauge cutter“ Bereich .....	55



5-2: Die angenommene Beziehung zwischen der Penetration und der auf die Meißel einwirkende Normalkraft sowie der dabei auftretenden Tangentialkraft .....	58
5-3: Die gemessenen Nachschleppkräfte der NLE und die Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500 .....	59
5-4; Beispielhafte geologisch-geotechnische Dokumentation .....	60
5-5: Linienverlauf der mittleren Drehmomentenfaktors und der spezifischen Penetration, Weströhre .....	63
5-6: Linienverlauf der gemessenen Vortriebs- und Anpresskräfte, Weströhre .....	64
5-7: Häufigkeitsverteilung des Drehmomentenfaktors, Weströhre .....	64
5-8: Korrelation zwischen dem Ortsbrustverhalten und Drehmomentenfaktor für die West- und Oströhre.....	65
5-9: Korrelation zwischen dem Ortsbrustverhalten und Drehmomentenfaktor < 1 sowie > 1 für die Weströhre.....	66
5-10: Korrelation zwischen dem Zustand an der Ortsbrustoberfläche und dem Drehmomentenfaktor für die West- und Oströhre.....	66
5-11: Korrelation zwischen dem Zustand an der Ortsbrustoberfläche und dem Drehmomentenfaktor < 1 sowie > 1 für die Weströhre.....	67
5-12: Korrelation zwischen den GSI-Werten und dem Drehmomentenfaktor für die West- und Oströhre.....	67
5-13: Linienverlauf der gemessenen Vortriebs- und Anpresskräfte sowie der Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500 .....	68
5-14: Linienverlauf der spezifischen Penetration und der Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500 .....	68
5-15: Linienverlauf des Drehmomentenfaktors und der Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500 .....	69
5-16: Korrelation zwischen der Schildreibung und dem Drehmomentenfaktor, Weströhre, TM 500 – TM 2500 .....	69
5-17: Direkter Vergleich der gemessenen Vortriebskraft zwischen Minuten- und 2-Sekundendaten.....	70
5-18: Direkter Vergleich des ermittelten Drehmomentenfaktors aus den Minuten- und den 2-Sekundendaten.....	70
5-19: Linienverlauf des berechneten Drehmomentenfaktors aus Minuten- und 2-Sekundendaten.....	71

## Tabellenverzeichnis

3-1: Umrechnungsfaktoren zur Berechnung von I50 und der einaxialen Druckfestigkeit aus dem Punktlastversuch.....	13
3-2 Auswahlkriterien für TBM in Hinsicht auf Verspannbarkeit und Stützmittelerfordernis .....	23
3-3: Einsatzbereiche und Auswahlkriterien einer TBM-S.....	24
4-1: Übersicht der Funktionsparameter für die Basisfunktion nach verschiedenen Autoren.....	45
4-2: Korrekturfaktor $k_2$ zur Berücksichtigung des Trennflächengefüges .....	46
5-1: Technische Kenngrößen der eingesetzten Einfachschildmaschine TBM-S .....	56
5-2: Hilfstabelle zur Bestimmung des Ortsbrustverhaltens OBV .....	62
5-3: Direkter Vergleich der Drehmomentenbeiwerte, berechnet aus 2-Sekunden- und Minutendaten innerhalb des Hubes 2864 .....	71

# 1 EINLEITUNG

## 1.1 Motivation und Thema

Aufgrund des durch die Globalisierung und der Internationalisierung verursachten dynamisch anwachsenden Verkehrsvolumens im europäischen Binnenmarkt bedarf es einer leistungsfähigeren Infrastruktur und umweltfreundlicheren Verkehrsträgern für den Landtransport von Waren und Personen. Um den Transitverkehr durch die Bergregionen möglichst umweltschonend, raum- und energiesparend und wirtschaftlich abzuwickeln, ist der Bau mehrerer Eisenbahn-Basistunnel unvermeidbar. Die in den letzten Jahrzehnten bereits abgeschlossenen Projekte (Lötschberg-Basistunnel, Gotthard-Basistunnel, Koralmbahn-Basistunnel) oder gerade im Bau befindlichen transalpinen Tunnels (Brenner-Basistunnel, Semmering Basistunnel sowie der Mont-Cenis Basistunnel als Herzstück der neuen Hochgeschwindigkeits-Eisenbahnverbindung Lyon–Turin) haben zu einer erheblichen Weiterentwicklung des kontinuierlichen Vortriebs mit Tunnelvortriebsmaschinen (TVM) im Festgestein geführt. Insbesondere bei so umfangreichen Tunnelbauprojekten hat die Prognose der Penetration, der Vortriebsgeschwindigkeit und des Werkzeugverschleißes einen erheblichen Einfluss auf die Zeitplanung für das Bauvorhaben und die Kalkulation der Kosten. Zu diesem Zweck hat sich eine Vielzahl an Prognosemodellen für die TVM-Vortriebsleistung etabliert, welche durchaus unterschiedliche wissenschaftliche Hintergründe aufweisen. Während mittlerweile viele Veröffentlichungen existieren, die sich mit diesen Modellen und der Leistungsermittlung befassen, wurde bisher wenig über den Drehmomentenfaktor (im Weiteren auch DMF genannt) geschrieben. Daher liegt der Fokus dieser Masterarbeit auf der Berechnung des DMFs und auf der Untersuchung der möglichen Korrelationen zwischen diesem Beiwert und den geologisch-felsmechanischen Parametern am Beispiel eines bereits abgeschlossenen Tunnelbauprojektes.

Der Drehmomentenfaktor ist definiert als Quotient aus dem gemessenen Drehmoment am Bohrkopf und dem theoretischen Drehmoment und liegt in der projektspezifisch festzulegenden Bandbreite. Er dient als Grundlage zur Einteilung des Vortriebs. Die Vortriebsabschnitte bestehen aus Bereichen mit Regelvortrieb, mit Sondervortrieb und aus Bereichen mit Ereignisbewältigung (Vortriebsunterbrechung). Die Klassifizierung des Vortriebs spielt eine entscheidende Rolle bei der Abrechnung der bereits fertiggestellten Tunnelabschnitte. [1]

Es besteht ein erkennbarer Zusammenhang zwischen dem DMF und den Prognosemodellen, da die Berechnung des theoretischen Drehmomentes auf dem „semi-theoretischen“ Modell der Colorado School of Mines beruht. Aus diesem Grund werden in der vorliegenden Arbeit neben der geologisch-felsmechanischen sowie der maschinentechnischen Grundlagen des Vortriebs einer TVM auch die Grundlagen der Penetrationsermittlung näher erläutert.

## 1.2 Zielsetzung und Abgrenzung

Die vorliegende Arbeit befasst sich mit dem Drehmomentenfaktor, dessen Ermittlung auf dem in der *ÖNORM B 2203-2* beschriebenen Formelapparat beruht. Folgende Eingangsparameter werden in die Berechnung gezogen: Bohrkopfanpresskraft  $F_{BK}$ , Anzahl der Rollenmeißel  $N$ , Radius des Rollenmeißels  $R_{DC}$ , Penetration  $p$ , Bohrkopfdurchmesser  $D_{BK}$ , Drehmoment bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf  $M_0$  und reales Drehmoment am Bohrkopf  $M_{real}$ . Dies lässt erkennen, dass die Bestimmung des DMF ausschließlich aus maschinellen Parametern erfolgt. Da die geologisch-geotechnischen Parameter dabei unberücksichtigt bleiben, stellt sich die Frage, ob der DMF genügend zuverlässige Informationen liefert. Der thematische Schwerpunkt dieser Arbeit liegt demnach auf der Ermittlung der möglichen Zusammenhänge zwischen dem DMF und der Geologie am Beispiel eines bereits vorgetriebenen Tunnels. Daher werden die Korrelationsanalysen zwischen dem DMF und verschiedenen Geologie-Parametern (Ortsbrustverhalten – OBV, Zustand an der Ortsbrustoberfläche, GSI-Wert) durchgeführt. Daraus lassen sich folgende Forschungsfragen ableiten:

- Wie wird der DMF gemäß *ÖNORM B 2203-2* berechnet? Wie erfolgt die für seine Berechnung notwendige Datenaufbereitung? Wie wird die Bohrkopfanpresskraft ermittelt?
- Welchen Einfluss hat das Ortsbrustverhalten auf den DMF? Ist der DMF des OBV 1 gleich 1,0? Weicht der DMF mit zunehmender Verschlechterung des Ortsbrustverhaltens immer mehr von 1,0 in zwei Richtungen (aufsteigend und absteigend) ab?
- Wie beeinflusst der Zustand der Ortsbrustoberfläche den DMF? Ist der DMF der Klasse 1 (Ortsbrust ohne geologisch bedingte Ausbrüche) gleich 1,0? Weicht der DMF mit zunehmender Verschlechterung des Zustandes der Ortsbrust immer mehr von 1,0 in zwei Richtungen (aufsteigend und absteigend) ab?
- Wie beeinflussen die GSI-Werte den DMF?
- Wie werden die Verluste wegen der Schildreibung während des Vortriebs bestimmt? Welchen Einfluss hat die Schildreibung auf den DMF?
- Während des Vortriebs mittels TVM werden die Prozessdaten im Sekunden-, 2-Sekunden-, 10-Sekunden- oder im Minutentakt aufgenommen. Wie groß sind die Differenzen des DMF eines Hubes aus den alle zwei Sekunden aufgenommenen Prozessdaten zu den Messdaten mit einer Aufnahmefrequenz von einer Minute? Sind die Minutendaten für die grobe Abschätzung des mittleren DMF geeignet?

Die vorliegende Arbeit konzentriert sich auf den kontinuierlichen Vortrieb im Festgestein mittels Einfachschildmaschine (TBM-S). Aus diesem Grund wird auf die anderen Vortriebsarten wie konventioneller Vortrieb oder die Vortriebe mit Schildmaschinen (SM) im Lockergestein sowie Vortriebe mit Gripper-TBMs und Doppelschildmaschinen nicht näher eingegangen. Die Verschleißprognose ist von den Betrachtungen ausgeschlossen. Die

Grundlagen der Penetrationsermittlung sowie der Vortriebsgeschwindigkeit werden nur theoretisch beschrieben.

### 1.3 Aufbau der Arbeit

Im Folgenden ist der inhaltliche Aufbau dieser Masterarbeit vorgestellt:

- In Kapitel 1 wird die Ausgangssituation, die Bedeutung und das Ziel dieser Thesis beschrieben. Ebenso wird die Abgrenzung dieser Forschung definiert und die Forschungsfragen präsentiert.
- In Kapitel 2 werden die Grundlagen und Bezeichnungen im allgemeinen Tunnelbau vorgestellt sowie die Einteilung der Tunnelvortriebsmethoden dargelegt.
- Das Kapitel 3 befasst sich mit dem kontinuierlichen Vortrieb im Festgestein. In diesem Kapitel werden sowohl die geologisch-geotechnischen und die maschinentechnischen Grundlagen als auch der Gesteinslösevorgang beschrieben.
- In Kapitel 4 werden die Grundlagen der Ermittlung der Vortriebsgeschwindigkeit und der Penetration vorgestellt. Anschließend wird auf zwei gebräuchliche Penetrationsprognosemodelle (Gehring Modell, Colorado School of Mines Modell) näher eingegangen. Das CSM-Modell dient als Grundlage des Ansatzes für die Ermittlung des Drehmomentenfaktors.
- Im Kapitel 5 wird die Auswertung der Prozessdaten eines bereits abgeschlossenen Tunnelbauprojektes beschrieben. Im Zuge dessen wird die Auswahl der Inputparameter, die Datenaufbereitung (Maschinendaten sowie geologische und geotechnische Verhältnisse), die Ermittlung sowohl der effektiven Vorschubkraft als auch der Verluste aufgrund der Schildreibung sowie die Bestimmung des Drehmomentenfaktors gemäß *ÖNORM B 2203-2* erläutert. In weiterer Folge werden die Ergebnisse der Drehmomentanalyse sowie der Korrelationsanalyse zwischen dem Drehmomentenfaktor und den geologischen und geotechnischen Parametern vorgestellt. Abschließend werden die Ergebnisse des Vergleichs des errechneten Drehmomentenfaktors eines Hubes aus den alle zwei Sekunden aufgenommenen Prozessdaten mit dem DMF, der aus den Messdaten mit einer Aufnahmefrequenz von einer Minute bestimmt wird, präsentiert.
- Im Kapitel 6 erfolgt eine Zusammenfassung dieser Arbeit sowie eine Diskussion über die Ermittlung des Drehmomentenfaktors. Abschließend wird auf die weiterführenden möglichen Fragestellungen aus Sicht des Autors eingegangen.

## 2 NOMENKLATUR TUNNELBAU

### 2.1 Einleitung

Als generelle Bezeichnung für Tunnel wird anfangs ein Zitat angeführt:

*„Tunnel sind langgestreckte, horizontal oder nur wenig geneigt verlaufende, unterirdische Hohlräume mit Ausbruchsquerschnitten von in der Regel über 25 m<sup>2</sup> (Einspur-Eisenbahntunnel). Sie dienen vorwiegend dem Straßen- und Eisenbahnverkehr. Tunnel haben jeweils zwei Öffnungen zur Tagesoberfläche.“* [2, S. 53]

Der Tunnelbau zählt sowohl zu den schwierigsten als auch zu den herausforderndsten Teilgebieten im Bauwesen. Hierbei bestehen direkte Zusammenhänge zwischen dem Gebirge, dem Bauwerk und der Bauabwicklung. Dabei gilt das Gebirge nicht nur als mittragendes Konstruktionselement, sondern bietet den Baustoff für den Tunnelausbau und stellt eine Belastung durch sein Eigengewicht dar. Speziell im Tunnelbau spielen die geologischen Verhältnisse eine entscheidende Rolle und es bestehen Wechselwirkungen zwischen dem Hohlrumbauelement und dem umgebenden Gebirge. Aufgrund seiner interdisziplinären Natur bedarf es ein breites Spektrum an Fachwissen aus verschiedenen Disziplinen, wie Baubetrieb und Baumanagement, Planung, Tunnelstatik, Fels- und Bodenmechanik, Geotechnik, Geodäsie, Geowissenschaften und Maschinenbau. Bezüglich der großen Streuung von projektbezogenen Parametern müssen Bauabwicklung und zugleich auch passende Sicherungsmaßnahmen individuell auf das jeweilige Projekt angepasst werden. Um Tunnelbauprojekte erfolgreich durchzuführen, ist es notwendig, das Risikopotential in Bezug auf das vorliegende Gebirge zu minimieren. Zu diesem Zweck müssen geologische Verhältnisse, mögliche Problemzonen und Diskontinuitäten bestmöglich identifiziert werden. [2, 3, 4, 5]

### 2.2 Geschichtliches

Die Wurzeln des Tunnelbaus stammen aus dem Bergbau. Die Branche wurde von Bauingenieuren übernommen und im letzten Jahrhundert weiterentwickelt, wodurch die Erstellung unterirdischer Bauwerke mit geringer Beeinträchtigung der Oberfläche ermöglicht wird. Heutzutage umfasst die Branche überwiegend die Sparten des Versorgungs- und Verkehrsbaus. [2, 6]

Die Tunnelbauwerke, welche im letzten Jahrhundert nach den klassischen Bauweisen errichtet wurden, ähneln sich in ihrer Art mit den heutigen Tunneln. Obwohl die felsmechanischen Grundsätze, auf denen sogar der heutige Tunnelbau beruht, bereits Anfang des 20. Jahrhunderts

bekannt waren, konnten sie wegen des mangelhaften Stands der damaligen Technik nicht vollständig umgesetzt werden. Die Hohlräume zwischen der Tunnelauskleidung und dem umliegenden Gebirge wurden nicht gefüllt. Aufgrund des dadurch fehlenden Widerstands des Ausbaus konnte die Gebirgsverformung nicht verhindert werden. Infolgedessen wurde unkontrolliert Gebirgsdruck ausgeübt, was zu Verformungen und Spannungen in dem Ausbau geführt hat. Die damals verfügbaren Materialien zur Sicherung waren hauptsächlich Holz und Bruchsteinmauerwerk, später wurde das Holz durch Stahl und das Mauerwerk durch Beton ersetzt. Angesichts der begrenzten technischen Möglichkeiten kam es zu starken Auflockerungen im Gebirge. Durch die Einführung neuer Materialien, wie hochwertiger Stähle, Tübbinge, Spritzbeton und Stahlfaserspritzbeton, sowie der Weiterentwicklung der Bohr-, Spreng-, Abdichtungs-, Schutter-, Schalungs- und Messtechnik, können die durch den Gebirgsausbruch verursachten Bewegungen deutlich reduziert werden. Hinsichtlich dieser Neuerungen können die bekannten Grundsätze des Tunnelbaus nun effektiv umgesetzt werden. [2, 4]

### 2.3 Bezeichnungen im Tunnelbau

Im konventionellen Vortrieb werden die Bereiche eines Tunnels im Quer- und Längsschnitt wie folgt unterteilt:

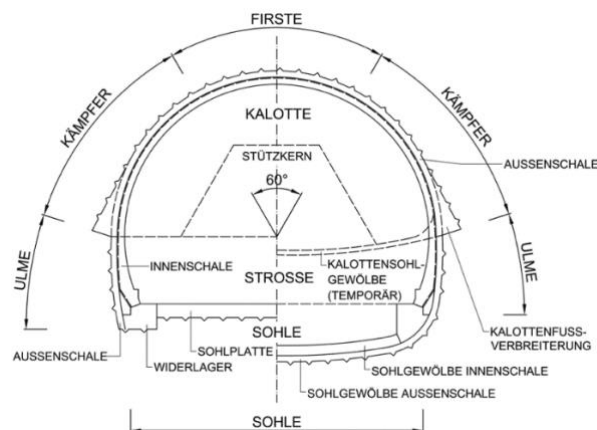
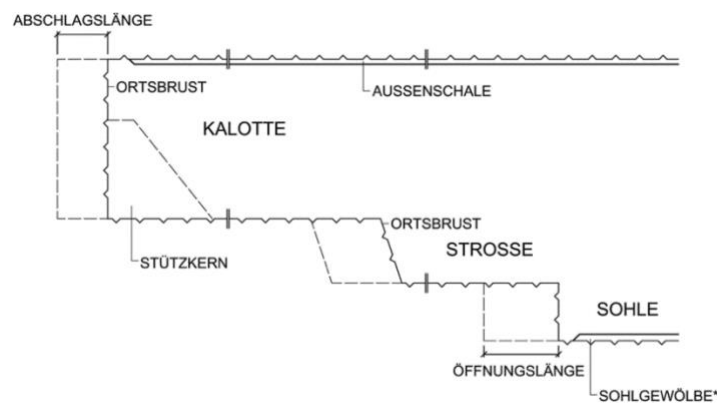


Abbildung 2-1: Begriffsdefinitionen eines Tunnels im Querschnitt [7]



\*gilt für Sohlplatte und Widerlager sinngemäß

Abbildung 2-2: Begriffsdefinitionen eines Tunnels im Längsschnitt [7]

## 2.4 Vortrieb

Der Vortrieb setzt sich aus dem Lösen, Entfernen und Schuttern des Gesteins sowie der Stützung und Sicherung der neu geschaffenen Hohlräume zusammen. Zu den Lösemethoden zählen etwa Handarbeit (Lösen von Böden mit Schrämhämmer), Sprengvortrieb (der wiederholende Arbeitszyklus besteht aus Bohren, Laden und Besetzen, Sprengen, Lüften, Ablauten, Schuttern und Sichern), Baggervortrieb (Ausbruch mit Tunnelbagger oder Ripper), der Vortrieb mit Teilschnittmaschine (Längsschneider, Querschneider) und der Vortrieb mit Tunnelvortriebsmaschine. In der Regel werden Tunnelvortriebsmaschinen (TVM) in Tunnelbohrmaschinen TBM (Festgestein, geringe Wasserzutritte) und Schildmaschinen SM (Lockergestein, starke Wasserzutritte möglich) unterschieden. [8, 9, 10]

Der Schutt (das Ausbruchsmaterial) wird entweder mit einem Muldenkipper auf die Deponie im Freien gebracht (hoher Frischluftbedarf und gute Fahrbahn erforderlich) oder wird im Gleisbetrieb oder auf dem Förderband vom Vortrieb zur Deponie transportiert. Die vorübergehende Sicherung zur Stabilität des Hohlraumes nach dem Ausbruch erfolgt mit schnell trocknendem Spritzbeton und bei Bedarf auch mit Ankern und Ausbaubögen (Gitterträger oder Walzprofile). Um das Gebirgsverhalten im unmittelbaren Vortriebsbereich zu verbessern, können Spiesse, Rohrschirme oder Kanaldielen als vorseilende Sicherung eingesetzt werden. Aus geotechnischer Sicht handelt es sich demnach um Bauwerk-Boden-Wechselwirkungen. Als endgültige Sicherung wird neben der Außenschale aus Spritzbeton eine Innenschale aus Ortbeton hergestellt. [9, 11, 12]

Im zyklischen Vortrieb werden Tunnel schrittweise aufgeföhren. Die einzelnen Schritte, die in der Tunnellängsrichtung geschafft werden, werden Abschlöße genannt und ihre Länge wird entsprechend der Festigkeit des umliegenden Gesteins angepasst. Bei Bedarf wird in Querrichtung eine Unterteilung des Ausbruchs vorgenommen. In Abhängigkeit von der Festigkeit des Gesteins, wird entweder ein Vollausbruch oder ein Teilausbruch durchgeführt. Heutzutage sind folgende Bauweisen üblich: Vollausbruch, Kalottenvortrieb (bei dem erst die Kalotte, danach die Strosse und abschließend die Sohle aufgeföhren wird) und Ulmenstollenvortrieb (bei dem zuerst entweder eine oder beide Ulmen, die sogenannten Ulmenstollen, anschließend die Kalotte und zuletzt der Kern aufgeföhren werden). [9]

Der zunehmende Einsatz von Tunnelvortriebsmaschinen hat zu einer allgemeinen Unterscheidung zwischen konventionellem oder maschinellem Vortrieb geföhrt. Letzterer, auch als kontinuierlicher Vortrieb bekannt, erfolgt durch hubweises Vorschieben der Maschine. Dabei wird der Bereich vor der Ortsbrust entweder mit einem Bohrkopf (TBM) oder Schneidrad (SM) im Vollschnitt oder teilflächig mittels geeigneter Lösevorrichtungen abgeföhrt und das abgebaute Material anschließend zur Schutterung übergeben. Im Falle, dass der Ausbruch bei konventionellem bzw. zyklischem Vortrieb durch den Einsatz von Sprengstoffen erfolgt, handelt es sich um den Sprengvortrieb. Sofern bei dem zyklischen



Vortrieb die Absicherung des bereits geschaffenen Teils des Hohlraums mittels Spritzbeton, Ankern und Ausbaubögen durchgeführt wird, ist die Rede von Spritzbetonbauweise, die auch als Neue österreichische Tunnelbauweise (NÖT) bekannt ist. [1, 9]

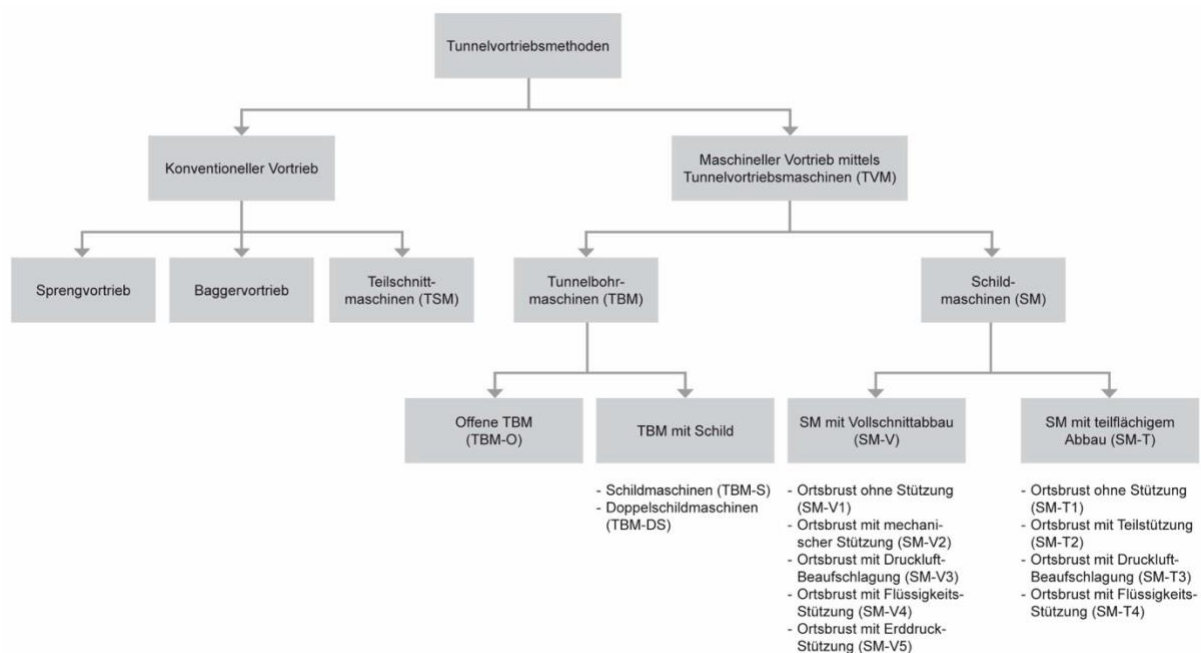


Abbildung 2-3: Einteilung der Tunnelvortriebsmethoden [13]

Der konventionelle Vortrieb wird im Allgemeinen nicht durch die maschinellen Vortriebe ersetzt. Trotzdem kann der Einsatz von Tunnelvortriebsmaschinen in bestimmten Fällen (bei langen Baulosen, hoher erforderlicher Vortriebsleistung, ungünstigen Gebirgsverhältnissen, strengen Anforderungen an die Beeinträchtigung der Oberfläche) vorteilhaft sein. Die Wahl der geeigneten Vortriebsmethode beruht auf einem dynamischen Entscheidungsmodell. Hierbei geht es um die Realisierung des Tunnelvortriebs, welche unter der Beachtung von Risiken und Berücksichtigung der Bedürfnisse aller Projektbeteiligten eine effiziente Bauabwicklung (geringe Investitionen bei Sprengvortrieb, zusätzliche Investitionen bei TSM-Vortrieb, hohe Investitionen bei SM- oder TBM-Vortrieb – Faustformel: TBM nur bei  $> 3$  km, eine Ausnahme bilden innerstädtische seichte Tunnel oder möglicher Einsatz von vorhandenen Geräten) innerhalb eines akzeptablen Zeitrahmens ermöglicht. Einen weiteren Aspekt bei der Wahl der geeigneten Vortriebsmethode stellt die Gebundenheit des maschinellen Vortriebs an das Kreisprofil dar. [6, 13]

Da das dieser Forschung zugrundeliegende Projekt mit einer TBM-S aufgefahren wurde, fokussiert sich die vorliegende Arbeit ausschließlich auf die Festgesteins-Schildvortriebe und grenzt sich somit von Lockergestein- und zyklischen Vortrieben ab. Demzufolge werden im Folgenden nur relevante Themen in diesem Zusammenhang behandelt.

### 3 MASCHINELLER VORTRIEB IM FESTGESTEIN

Durch den Einsatz von Tunnelvortriebsmaschinen (TVM) wird die bergmännische Erstellung von langgestreckten unterirdischen Bauwerken bei verschiedenen Überlagerungshöhen, in unterschiedlichen geologischen Verhältnissen (von hartem Gestein bis zu lockerem Boden) und im Grundwasser ermöglicht. Dabei halten sich die Beeinträchtigungen an der Oberfläche und großräumige Setzungen in einem sehr überschaubaren Rahmen. Mittels TVM können Tunnel sowohl in stark zerklüftetem oder druckhaftem Gebirge, im rolligen Lockergestein als auch in weich-plastischem oder in schwimmendem Boden geschnitten werden. Demnach sind TVM's vielseitig einsetzbar. [6]

#### 3.1 Geologisch-felsmechanische Grundlagen

In der Anfangsphase eines Tunnelbauprojektes sind üblicherweise nur wenige Informationen über das zu durchquerende Gebirge vorhanden. Aus diesem Grund müssen geologische und geotechnische Erkundungsmaßnahmen entlang des gesamten Trassenkorridors durchgeführt werden, was anschließend eine zielgerichtete und transparente geotechnische Planung ermöglicht. Die Wahl der erforderlichen Untersuchungen des Baugrundes und deren Ausmaß beruhen auf den projektspezifischen Anforderungen, der Komplexität des Gebirgsaufbaus und dem Projektfortschritt. In der Regel werden folgende Erkundungsmaßnahmen eingesetzt:

- Erhebung der Bestandsdaten,
- Ingenieurgeologische Nach- und Neukartierung des Projektgebietes,
- Bohraufschlüsse (Kernbohrungen, Bohrlochversuche und -messungen, Bohrlochaufweitungsversuche),
- Geophysikalische Untersuchungen,
- Geotechnische Laborversuche an gewonnenen Bohrkernen. [14, 15]

Die geotechnischen Parameter (Gebirgsaufbau, Trennflächeneigenschaften und -gefüge, Bergwasserverhältnisse, Festigkeits- und Verformungseigenschaften des Gebirges), die sich durch die gewonnenen Ergebnisse aus den oben aufgeführten Verfahren ableiten lassen, dienen zur gesamtheitlichen Erfassung und Klassifizierung des Baugrundes sowie zur Erstellung eines Baugrundmodells. Wegen der generell hohen Komplexität des Gebirgsaufbaus sind die Ergebnisse baugeologischer Untersuchungen und die davon abhängigen Baugrundmodelle jedoch stets mit Unsicherheiten verbunden. Aufgrund der punktuell durchgeführten Aufschlüsse ist eine vollständige Erfassung der Baugrundeigenschaften nicht möglich. Im Zuge der geotechnischen Planung muss neben der Minimierung der oben genannten Unsicherheiten auch die natürliche Streuung von geologischen und geotechnischen Kennwerten berücksichtigt werden. [14, 16]

In den nachfolgenden Abschnitten werden die bedeutendsten geologisch-geotechnischen Kenngrößen samt deren üblichen Messmethoden genauer betrachtet. Im Rahmen der vorliegenden Arbeit wird ausschließlich auf die Kennwerte, die das Festgestein charakterisieren, eingegangen.

### ***3.1.1 Allgemeines***

Im Folgenden werden einige gängige Fachbegriffe der Fels- und Tunnelmechanik erläutert:

- Fels: eine natürliche Ansammlung von Mineralen, die konsolidiert, verkittet oder in anderer Form verbunden sind [17, S. 6].
- Gebirge: Fels einschließlich der Anisotropien, Trennflächen und Hohlräume mit flüssigen oder gasförmigen Bestandteilen; ein Diskontinuum [18, S. 23].
- Gestein: vom Trennflächengefüge begrenzter intakter Fels [17, S. 6].
- Gesteinsart: Locker- und Festgestein mit gleichartigen Eigenschaften [19, S. 7].
- Trennflächen: mechanische Unstetigkeiten im Festgestein, welche im Zuge der Entstehung oder auf Grund tektonisch verursachter Überbeanspruchung des Gesteinsverbandes entstehen. Beispiele sind Schichtflächen, Klüfte, Scherflächen und Schieferungen [19, S. 10; 20, S. 21].
- Gebirgsart (GA): Gebirge mit gleichartigen hydrologischen, geologischen und geotechnischen Eigenschaften [18, S. 23].
- Gebirgsverhalten (GV) beschreibt das Verhalten des Gebirges nach erfolgtem Ausbruch ohne Berücksichtigung von Stützung oder Querschnittunterteilung [19, S. 6].
- Gebirgsverhaltenstypen (GVT) stellen übergeordnete Kategorien von ähnlichen Gebirgsverhalten hinsichtlich der Verformungseigenschaften und Versagensmechanismen dar [4, S. 17].
- Systemverhalten (SV) beschreibt die Reaktion des Systems aus Gebirge und gewählten bau- und maschinentechnischen Maßnahmen (im kontinuierlichen Vortrieb) auf den erfolgten Ausbruch [19, S. 8].
- Ortsbrustverhalten (OBV) beschreibt im kontinuierlichen Vortrieb das Verhalten der ungestützten Ortsbrust in Bezug auf die Verformungseigenschaften und Versagensmechanismen ohne Beeinflussung durch die Tunnelvortriebsmaschine [4, S. 18].

### **3.1.2 Gesteinseigenschaften**

Folgende Gesteinsparameter beeinflussen die Penetration und Vortriebsgeschwindigkeit wesentlich:

- Festigkeit: einaxiale Druckfestigkeit (UCS), Spaltzugfestigkeit (TS), Punktlastindex (IS), E-Modul/Verformungsmodul, Zähigkeit, Bohrbarkeitsindex (Drillability Index – DRI),
- Abrasivität: Quarzgehalt, CERCHAR-Index (CAI), Cutter Life Index (CLI),
- Gesteinshärte,
- Mineralbestand,
- Gesteinsporosität und Dichte,
- Zustands- und Volumenänderungen,
- Verklebung. [18, 19]

#### **3.1.2.1 Festigkeit**

Die Gesteinsfestigkeit ist durch die Widerstandsfähigkeit des Gesteins vor allem gegen die Druck-, Zug-, Biegezug- und Scherbeanspruchung definiert und hängt von der mineralogischen Zusammensetzung, vom Korngefüge des Gesteins sowie Verwitterungsgrad ab. Zu den wichtigsten Festigkeitsparametern gehören die einaxiale Druckfestigkeit (UCS), die Zugfestigkeit, der Drilling Rate Index (DRI), die Scherfestigkeit und die Zähigkeit. Im Gegensatz zum Gebirge lässt sich das Festigkeitsverhalten von Festgesteinen durch zahlreiche Untersuchungen ermitteln. Dies liegt hauptsächlich daran, dass intakte Gesteinsproben einfacher zu prüfen sind als geklüfteter Fels. Früher wurde der Einfluss von Schwächezonen auf das Gebirgsverhalten oft nicht berücksichtigt, weshalb nicht zwischen Gesteins- und Gebirgseigenschaften unterschieden wurde. [21, 22, 23]

Für die Untersuchung von mechanischen Gesteinseigenschaften werden verschiedene Testverfahren angewendet. Hierbei ist zu unterscheiden, ob bei dem jeweiligen Versuch der gesuchte Kennwert direkt oder indirekt ermittelt wird. [18]

##### **3.1.2.1.1 Einaxiale Druckfestigkeit**

Unter der einaxialen Gesteinsfestigkeit wird die maximal aufnehmbare Druckspannung des Gesteins ( $\sigma_U$ ), bis der Bruch eintritt, verstanden. Die einaxiale Druckfestigkeit kann anhand vom einaxialen Druckversuch direkt sowie vom Punktlastindex (Point-Load-Test) oder mit dem Schmidt'schen Rückprallhammer indirekt bestimmt werden. Beim einaxialen Druckversuch wird eine zumeist zylindrische Probe in ihrer Achsrichtung (ohne Seitendruck  $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$ ) zusammengedrückt. Die in mehreren Entlastungs-Wiederbelastungs-Zyklen ausgeübte Belastung wird bis zum Versagen des Prüfkörpers gesteigert. Die einaxiale Druckfestigkeit lässt sich gemäß Formel (3.1) berechnen. [21, 24, 25]

$$UCS = \sigma_U = \frac{F_U}{A_0} = \frac{4 \cdot F_U}{d_0^2 \cdot \pi} \quad (3.1)$$

Es bedeutet:

- $UCS$  einaxiale Druckfestigkeit, in  $[MPa]$
- $\sigma_U$  Bruchspannung, in  $[MPa]$
- $F_U$  Bruchkraft, in  $[N]$
- $A_0$  anfängliche Prüfkörperquerschnittsfläche, in  $[mm^2]$
- $d_0$  anfänglicher Prüfkörperdurchmesser, in  $[mm]$

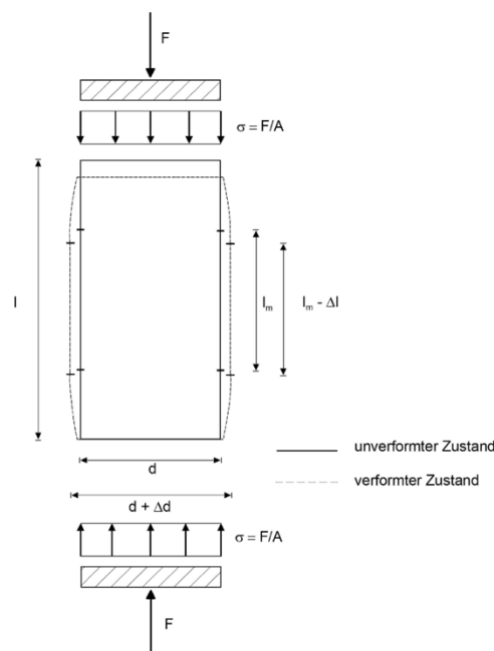


Abbildung 3-1: Schematische Darstellung eines Prüfkörpers beim einaxialen Druckversuch [25]

Die einaxiale Druckfestigkeit ergibt sich also aus dem Verhältnis der Bruchkraft  $F_U$  zur anfänglichen Prüfkörperquerschnittsfläche  $A_0$ . Die im Zuge des einaxialen Druckversuches aufgezeichneten Be- und Entlastungskurven ermöglichen die Bestimmung zusätzlicher Gesteinsparameter wie dem Elastizitätsmodul  $E$ , dem Verformungsmodul  $V$ , der Poisson-Zahl  $\nu$  und der spezifischen Zerstörungsarbeit  $W_Z$ . Die Vergleichbarkeit von Versuchsergebnissen stellt eine wichtige Voraussetzung für deren Verwendung als Grundlage für die geotechnische Planung und Leistungsermittlung dar. Dies wird durch die Einhaltung der in den Normen beschriebenen Versuchsdurchführung und standardisierten Prüfkörperabmessung gewährleistet. [14, 18]

Neben der Probenform und -größe beeinflusst auch die Orientierung des Gefüges  $\alpha$  (Schichtungs- und Schieferungsflächen) relativ zur Belastungsrichtung maßgeblich die Versuchsergebnisse. In Abbildung 3-2 ist die Abhängigkeit der einaxialen Druckfestigkeit von der Orientierung der Schieferung für einen Quarzphyllit, einmal mit glatten (dunkelblau) und einmal mit rauen Schieferungsflächen (türkis) dargestellt. [18, 26]

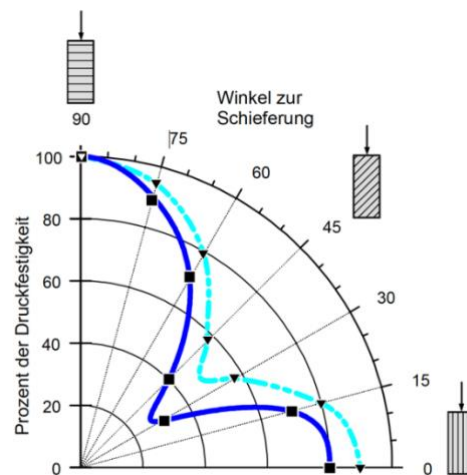


Abbildung 3-2: Einaxialer Druckversuch – Einfluss des Winkels zwischen der Belastungsrichtung und Schieferung auf die einaxiale Druckfestigkeit des Prüfkörpers aus Quarzphyllit mit glatten (dunkelblau) und rauhen (türkis) Schieferungsflächen [26]

Die einaxiale Gesteinsdruckfestigkeit kann zusätzlich anhand von mehreren indirekten Methoden bestimmt werden. Eine davon ist der Punktlastversuch, der sich wegen der einfachen Probenbearbeitung und schnellen Durchführbarkeit sogar an zerbrochenen Bohrkernabschnitten oder in den Schwäche- bzw. Verwitterungszonen durchführen lässt. Beim Punktlastversuch wird der Prüfkörper durch eine punktförmig aufgebrachte Belastung zwischen zwei Bruchspitzen bis zu seinem Versagen zusammengedrückt (siehe Abbildung 3-3). [18, 21]

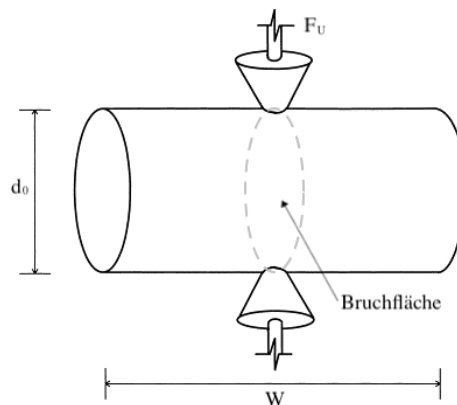


Abbildung 3-3: Schematische Darstellung eines Prüfkörpers beim Punktlastversuch [27]

$$I_S = \frac{F_U}{d_0^2} \quad (3.2)$$

Es bedeutet:

- $I_S$  Punktlastindex, in [MPa]
- $F_U$  Bruchkraft, in [N]
- $d_0$  anfänglicher Prüfkörperdurchmesser / Abstand der Prüfspitzen, in [mm]

Die Versuchsergebnisse werden stark durch die Probengröße beeinflusst. Aus diesem Grund müssen alle Messwerte von  $I_5$  auf den Standarddurchmesser von 50 mm umgerechnet werden (3.3). [18]

$$I_{50} = f \cdot \frac{F_U}{A} \quad (3.3)$$

$$f = \left( \frac{A}{2500} \right)^{0.225}$$

Es bedeutet:

$I_{50}$	Punktlastindex bei einem Standarddurchmesser vom 50 mm, in [MPa]
$f$	Umrechnungsfaktor
$F_U$	Bruchkraft, in [kN]
$A$	Bruchfläche, in [mm <sup>2</sup> ] gemäß Tabelle 3-1 (Spalte 2)

Aus den Indexwerten, die während der Versuchsdurchführung gewonnen werden, kann anschließend die einaxiale Druckfestigkeit mithilfe der Umrechnungsformel (3.4) errechnet werden. Aufgrund der Schwankungen der Versuchsergebnisse wird empfohlen, 10-30 Einzeltests/Punktlastversuch durchzuführen, um repräsentative Ergebnisse zu erzielen. [18, 21]

$$\sigma_U = c \cdot I_{50} \quad (3.4)$$

Es bedeutet:

$\sigma_U$	einaxiale Druckfestigkeit, in [MPa]
$c$	Umrechnungsfaktor gemäß Tabelle 3-1 (Spalte 3)
$I_{50}$	Punktlastindex bei einem Standarddurchmesser vom 50 mm, in [MPa]

Methode	Bruchfläche A	Faktor c
Rechteck	$W \cdot D$	16.2
ISRM 1985	$\frac{4}{\pi} \cdot W \cdot D$	20.6
Kreis / Ellipse	$\frac{\pi}{4} \cdot W \cdot D$	16.2

Tabelle 3-1: Umrechnungsfaktoren zur Berechnung von  $I_{50}$  und der einaxialen Druckfestigkeit aus dem Punktlastversuch [18]

Die Vortriebsleistung einer TVM wird maßgeblich durch die einaxiale Gesteinsdruckfestigkeit beeinflusst. Je größer die UCS ist, desto größer ist die erforderliche Anpresskraft, um das angetroffene Gestein überhaupt lösen zu können. [28]

### 3.1.2.1.2 Zugfestigkeit

Die Zugfestigkeit von Festgestein beträgt in der Regel 1/10- bis 1/20- der einaxialen Druckfestigkeit und wird stark durch die Schwächezonen (Schichtungen und Schieferungen sowie Klüfte und Harnische) beeinflusst. Zu ihrer indirekten Ermittlung wird üblicherweise der Spaltzugversuch durchgeführt. Dabei wird die zylindrische Gesteinsprobe an ihrem Umfang und quer zur Probenachse von zwei gegenüberliegenden Linienlasten bis zum Bruch zusammengedrückt (siehe Abbildung 3-4). [9, 21, 29]

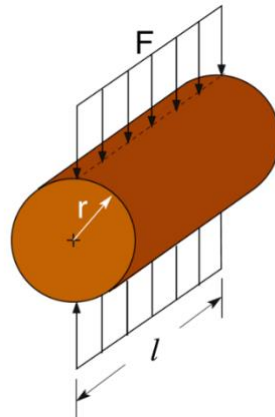


Abbildung 3-4: Schematische Darstellung eines Prüfkörpers beim Spaltzugversuch [9]

Die Zugfestigkeit  $\sigma_z$  lässt sich also gemäß Formel (3.5) berechnen [18]:

$$SPZ = \sigma_z = \frac{2 \cdot F_U}{d_0 \cdot l \cdot \pi} \quad (3.5)$$

Es bedeutet:

$SPZ$	Spaltzugfestigkeit, in [MPa]
$\sigma_z$	Bruchspannung, in [MPa]
$F_U$	Bruchkraft, in [N]
$d_0$	anfänglicher Prüfkörperdurchmesser / Abstand der Linienlasten, in [mm]
$l$	Prüfkörperlänge, in [mm]

Eine Modifikation des herkömmlichen Spaltzugversuches führt zum sogenannten Brazilian-Test hin. Im Gegensatz zum Spaltzugversuch, mit einer Probegeometrie von  $L/D = 2:1$ , ist es hierbei möglich, die Gesteinsproben scheibenartig auszubilden ( $L/D = 0,5:1$  bis  $1:1$ ), was äußerst materialsparend ist. Sowohl die Ergebnisse des Brazilian-Tests als auch die des Spaltzugversuches werden jedoch sehr durch die Schieferungsorientierung in Bezug auf die Belastungsrichtung beeinflusst [18]. In Abbildung 3-5 ist die Abhängigkeit der Spaltzugfestigkeit vom Winkel der Einfallrichtung der Schieferung für einen Quarzphyllit, einmal mit glatten (hellgrün) und einmal mit rauen Schieferungsflächen (blaugrün) dargestellt [26].



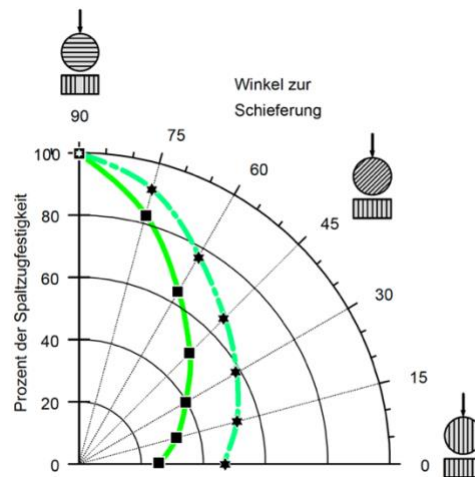


Abbildung 3-5: Spaltzugversuch – Einfluss des Winkels zwischen der Belastungsrichtung und Schieferung auf die Spaltzugfestigkeit des Prüfkörpers aus Quarzphyllit mit glatten (hellgrün) und rauhen (blaugrün) Schieferungsflächen [26]

In der Literatur sind einige Zusammenhänge zwischen der Spaltzugfestigkeit und dem Vortrieb mittels TVM sowie dessen Vortriebsleistung beschrieben. Nach Ansicht von *Amberg* (1994) kann eine hohe Spaltzugfestigkeit die Vortriebsleistung und den Werkzeugverbrauch negativ beeinflussen. Laut *Büchi* (1984) ist der Abspaltvorgang des Gesteins von der Ortsbrust die Folge sowohl der reinen Scherung als auch der Zugbruchbildung (siehe Kapitel 3.3 Gesteinslösevorgang). [28]

### 3.1.2.1.3 Zähigkeit – Spezifische Zerstörungsarbeit

Die spezifische Zerstörungsarbeit lässt sich aus der Spannungs-Verformungs-Kurve des einaxialen Druckversuches ermitteln. Die Spannungs-Verformungs-Kurve im post-failure-Bereich stellt das Verhalten des Gesteins nach dem Erreichen seiner maximal aufnehmbaren Druckspannung dar. Die Gesteine können entweder ein zähes (duktiler oder plastischer) oder sprödes (schlagartiges) Nachbruchverhalten aufweisen. Zähes Gestein wird nach der Überschreitung seiner einaxialen Druckfestigkeit nicht schlagartig versagen, sondern behält weiterhin ein gewisse Restfestigkeit (siehe Abbildung 3-6 rechts). Zum endgültigen Versagen des Gesteins kommt es erst nach der Bildung von der ausreichenden Anzahl an Mikrorissen, die sich anschließend zu Makrorissen zusammenschließen. Im spröden Gestein hingegen führt die nach dem Erreichen der maximal aufnehmbaren Druckspannung ausreichend gespeicherte elastische Energie zum plötzlichen Versagen (siehe Abbildung 3-6 links). Dabei können sich die Risse ohne zusätzliche Zufuhr von Energie ausbreiten. Die spezifische Zerstörungsarbeit ist also durch die Arbeit (Energie), die verrichtet werden muss, um das Gestein vollständig zu zerstören, definiert und ist daher ein bedeutender Parameter zur Beurteilung der Zähigkeit. [14, 18, 24, 30]

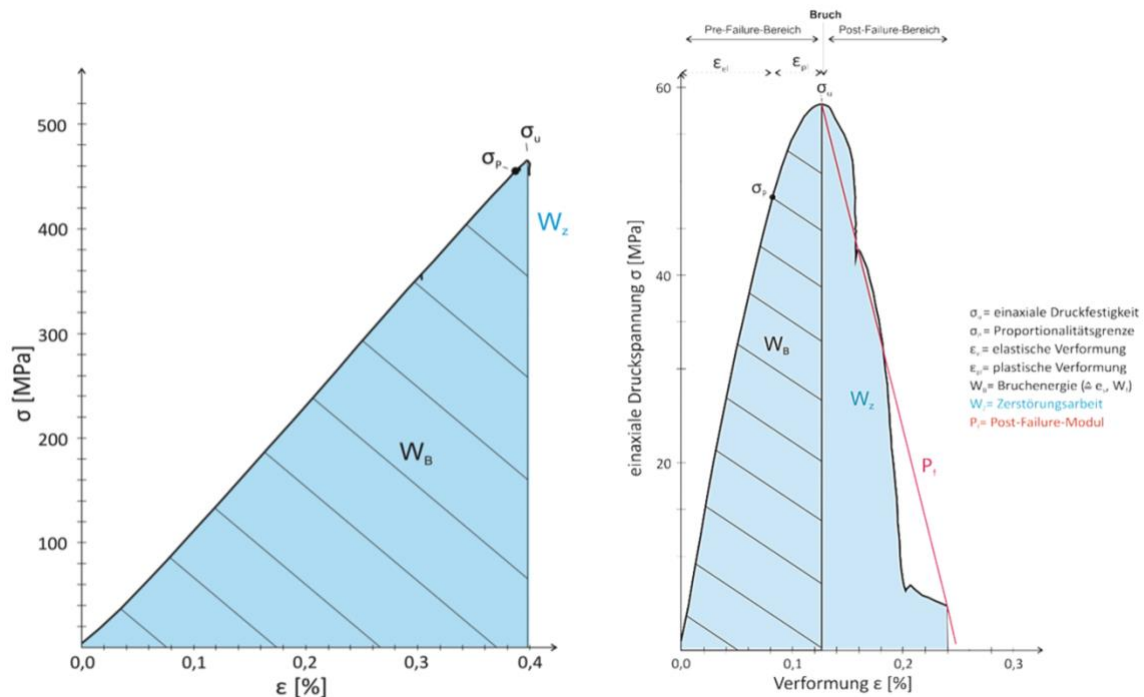


Abbildung 3-6: Spannungs-Dehnungs-Kurven eines Basalts (links) sowie eines Anhydrits (rechts) samt den die Zähigkeit beeinflussenden Kennwerten als Beispiele für ein typisch sprödes (links) sowie ein zähes (rechts) Bruchverhalten [30]

Abgesehen von der einaxialen Druckfestigkeit hat auch die Zähigkeit des angetroffenen Gesteins einen signifikanten Einfluss auf die Vortriebsleistung einer TVM. Im besonders zähen Gestein breiten sich die Risse langsamer aus und es erfordert mehr Energie, um das Gestein zu durchhören und somit eine sinnvolle Gebirgslösung zu erreichen [30].

### 3.1.2.2 Abrasivität

Die Abrasivität wird durch die Fähigkeit eines Gebirges, den Verschleiß an den zur Gebirgslösung eingesetzten Abbauwerkzeugen (Disken) hervorzurufen, definiert. Die Abrasivität des Gesteins stellt dabei keine absolute Größe dar, sondern hängt mit den Eigenschaften des Abbauwerkzeuges sowie den herrschenden Systemverhältnissen zusammen. Sie kann entweder als Gewichtsverlust oder als Standzeit des Abbauwerkzeuges angegeben werden. [18, 31]

Abrasives Verhalten des angetroffenen Gesteins gegenüber dem mit Abbauwerkzeugen bestückten Bohrkopf wird grundsätzlich vom Anteil an schleißscharfen Mineralien (meist Quarz und Aluminiumoxid) bestimmt. Laut *Schimazek & Knatz* hängt die Abrasivität des Gesteins auch von der Korngröße der schleißscharfen Mineralien und der Gesteinszugfestigkeit ab [32]. Zu den meistverbreiteten Testverfahren zur Beurteilung der Gesteinsabradivität gehören: die Methode des äquivalenten Quarzanteils, der Cerchar-Abrasivitäts-Index (CAI) sowie der Cutter-Life-Index (CLI). [18, 21]

### ***3.1.3 Gebirgseigenschaften***

Das Gebirge ist nie als homogener Gesteinsblock im Baugrund vorhanden, sondern setzt sich in der Regel aus mehreren Trennflächenscharen zusammen. Zwischen zwei benachbarten Diskontinuitäten befindet sich ein homogener Gesteinskörper, auch Felsblock genannt. Seine Größe und Form hängt von verschiedenen Faktoren, die Anzahl der Trennflächenscharen, der Trennflächenabstand, die Streichrichtung, der Einfallswinkel und der Durchtrennungsgrad ab. Die physikalischen und mechanischen Eigenschaften dieser einzelnen Felsbereiche lassen sich mithilfe von Gesteinsparametern qualitativ beschreiben (Siehe Kapitel 3.1.2 Gesteinseigenschaften). Im Zuge der Baugrunduntersuchung ist jedoch zu berücksichtigen, dass die Gebirgseigenschaften von den Eigenschaften der einzelnen Gesteinskörper abweichen. Dies ist auf verschiedene Faktoren zurückzuführen, wie das Vorhandensein des Grundwassers und der Felsblöcke verschiedener Felsarten, die Diskontinuitäten, die Verwitterung, geologische Struktur und die Schichtung. Durch diese Einflüsse können die Festigkeitseigenschaften des intakten Gesteins stark reduziert werden. [14, 17, 28]

Der komplexe und heterogene geologische Aufbau des Baugrundes stellt demnach eine große Herausforderung bei der Ermittlung der Gebirgseigenschaften dar. Wegen der mangelhaften Kenntnisse des Baugrundes und der dazugehörigen Gebirgsparameter kommt es bei einem TVM-Vortrieb immer wieder zu Abweichungen zwischen der prognostizierten und der tatsächlich erreichten Penetration. Die Trennflächen haben bekanntermaßen einen signifikanten Einfluss auf das Ausbruchverhalten beim Lösen des anstehenden Gebirges. Daher ist es für die Leistungsermittlung von der TVM von großer Bedeutung, die Gebirgseigenschaften möglichst exakt zu bestimmen. Im Folgenden werden die wichtigsten Gebirgsparameter genauer betrachtet. [3, 33]

#### **3.1.3.1 Spannungszustand**

Durch den beim Auffahren des Tunnels entstehenden Hohlraum kommt es zu örtlichen Spannungsänderungen im Gebirge. Der Primärspannungszustand ist der ursprüngliche, im ungestörten Gebirge herrschende Spannungszustand, welcher sich nach dem Ausbruch eines Tunnelquerschnittes in Längs- und Querrichtung im Bereich um den Hohlraum ändert. Dieser wird als sekundärer Spannungszustand bezeichnet. In der Phase nach dem erfolgten und vollständigen Tunnelausbau tritt der tertiäre Spannungszustand ein. Der Einbau von Stützmitteln ermöglicht die Aktivierung des sogenannten Ausbauwiderstandes, was die Verformung zur Lochmitte verhindert. Dadurch wird der Gleichgewichtszustand erreicht. [24, 34]

Die Bestimmung des Spannungszustandes im Gebirge erfolgt in der Regel nur lokal und ist großen Schwankungen unterworfen. Dafür existieren nur wenige Verfahren. Einerseits erfordert die Ermittlung des herrschenden Spannungszustandes einen enormen Messaufwand, weswegen meist nur die Abschätzungen auf Basis der Überlagerungshöhe durchgeführt

werden. Andererseits lässt sich der Spannungszustand von anderen Parametern erheblich beeinflussen und ist dadurch schwer erfassbar. Nach Ansicht von *Tarkoy & Marconi* (1991) kann es zu dem spannungsbedingtem Abbröckeln an der Ortsbrust während des TVM-Vortriebs kommen. Bei großen Überlagerungshöhen ist die Ortsbrust äußerst druckhaften Verhältnissen unterworfen, was die großen Niederbrüche unmittelbar vor dem Bohrkopf verursachen kann. [24, 28]

### **3.1.3.2 Trennflächencharakteristik**

Trennflächen sind die mechanischen Unstetigkeitsflächen im Gebirge. Dabei weisen diese eine sprunghafte Veränderung der Gebirgseigenschaften auf [9]. Sie wurden im Zuge der Gesteinsentstehung oder durch die tektonisch verursachte Überbeanspruchung des Gesteinsverbandes hervorgerufen [19]. Da das Gebirgsverhalten beim Gesteinslösevorgang durch die Eigenschaften der Trennflächen maßgeblich beeinflusst wird, ist es bei der Ermittlung der Penetration wesentlich, das Trennflächengefüge so genau wie möglich zu untersuchen und beschreiben. Obwohl die Trennflächen die Lösbarkeit erleichtern, was einen positiven Einfluss auf die Penetration hat, kann ein dichtes Trennflächengefüge hingegen zu höherem Bedarf an Sicherungsmaßnahmen bzw. zu einem leistungsmindernden Nachbruchverhalten des Gebirges führen. Zudem ist die Zugfestigkeit in einer Trennfläche niedriger als im intakten Gestein. [14, 17, 18]

Das Trennflächengefüge setzt sich aus allen Trennflächen, die das Gebirge unterbrechen zusammen. Dabei gibt es Schwächezonen (Schichtgrenzen, Spalten und Schieferungsebenen) und Zonen, die wenig bis keine Zugfestigkeit aufweisen (Scherflächen, Verwerfungen und Klüfte). [17, 35]

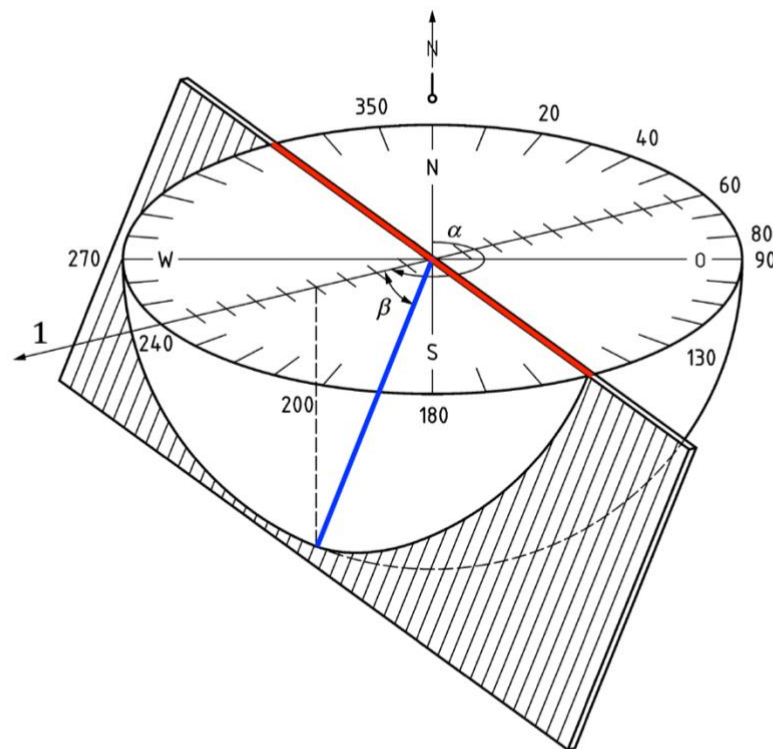
#### **3.1.3.2.1 Aufnahme und Beschreibung von Trennflächen**

Die Trennflächenanalyse umfasst sowohl die Bestimmung von geometrischen und mechanischen Eigenschaften der Trennflächen als auch die Ermittlung derer Auswirkungen auf die Penetration. Die felsmechanisch relevanten Parameter, die dabei aufgenommen werden, lassen sich in zwei Gruppen unterteilen: quantitative Angaben (die Lage, Größe, räumliche Orientierung, der Abstand) und qualitative Angaben (die Oberflächenbeschaffenheit, Öffnungsweite, Gesteinsbildung und Füllung). Mittels qualitativer Angaben werden meist die mechanischen Gebirgseigenschaften beschrieben. Zudem dienen sie als Grundlage für die verschiedenen Gebirgsklassifikationssysteme (z.B. GSI-Wert, RQD-Wert). Im Gegensatz dazu beruhen zwei gebräuchliche Penetrationsprognosemodelle (das Gehring-Modell und NTNU-Modell) hauptsächlich auf den quantitativen Angaben. [18]

#### **3.1.3.2.2 Darstellung des Trennflächengefüges**

Das Trennflächengefüge wird in der Regel anhand der Lagenkugel (siehe Abbildung 3-7) angegeben. Hierbei wird zusätzlich das Schmidt'sche Netz, das die flächentreue,

stereographische Projektion einer Halbkugel auf eine Horizontalebene ist, verwendet. Dadurch wird die zweidimensionale Darstellung von dreidimensionalen geologischen Flächen ermöglicht. [9, 18]



#### Legende

- 1 Fallrichtung
- $\alpha$  Fallrichtung (Azimut) = 240°
- $\beta$  Fall (Fallwinkel) = 50°
- Raumstellung der Trennfläche 240/50

Abbildung 3-7: Darstellung einer Trennfläche mittels Lagerkugel [17]

Die Raumlage einer Trennfläche wird durch die Fallrichtung und den Fallwinkel angegeben. Die Fallrichtung 1 stellt die Abweichung einer Höhenlinie (rot) von der Nordrichtung dar. Der Fallwinkel  $\beta$  hingegen gibt die Abweichung der Falllinie (blau) von der Horizontalen an. [9, 17]

#### 3.1.3.3 Gebirgsklassifikationssysteme

Zur Beurteilung der Gebirgsqualität hinsichtlich der Standfestigkeit werden die herkömmlichen Methoden zur Gebirgsklassifikation herangezogen. Durch ihre Anwendung kann das Gebirge in unterschiedliche Bewertungsklassen qualitativ unterteilt werden. Zu den meistverbreiteten Methoden zur Gebirgsklassifikation gehören:

- *Rock mass rating* (RMR) nach *Bieniawski* (1989),
- *Mining rock mass rating* (MRMT) nach *Laubscher* (1990),
- *Q-System* nach *Barton et al.* (1974),
- *Geological strength index* (GSI) nach *Hoek et al.* (1994). [36]

Im Rahmen der vorliegenden Arbeit wird ausschließlich auf den GSI-Wert näher eingegangen.

### 3.1.3.3.1 Geological Strength Index (GSI-Wert)

Der von *Hoek et al.* (1994) eingeführte *Geological Strength Index* (GSI) zählt zu den jüngsten Anwendungsmethoden zur Gebirgsklassifizierung. Der *GSI* beruht auf der qualitativen Abschätzung der Gebirgszerlegung in Form einer visuellen Beurteilung der Blockgrößen, Trennflächenabstände und Trennflächenbeschaffenheit. Anhand von diesen Parametern können die Festigkeit und das Elastizitätsmodul des Gebirges ohne zusätzliche Angaben bestimmt werden. [24, 36]

Ein besonders präzises Verfahren zur Ermittlung des *GSI* wurde von *Cai & Kaiser* (2006) vorgestellt. Das Verfahren basiert auf der *Palmström's Theorie* (1995), wobei der Koeffizient  $J_C$  die Trennflächenbeschaffenheit und  $V_b$  das äquivalente Blockvolumen bei teilweise durchtrennter Trennflächen darstellen. Der GSI-Wert ergibt sich dann gemäß Formel (3.8) [37]:

$$GSI(V_b, J_C) = \frac{26.5 + 8.79 \cdot \ln J_C + 0.9 \cdot \ln V_b}{1 + 0.0151 \cdot \ln J_C - 0.0253 \cdot \ln V_b} \quad (3.6)$$

## 3.2 Maschinentechnische Grundlagen

### 3.2.1 Systematik der Tunnelvortriebsmaschinen

Mittels Tunnelvortriebsmaschinen kann das Gestein mit einem Bohrkopf oder Schneidrad im Vollschnitt gelöst oder teilflächig durch geeignete Lösevorrichtungen abgebaut werden. Der Lösevorgang der Maschine erfolgt entweder kontinuierlich oder intermittierend. Zunächst unterscheidet man zwischen Tunnelbohrmaschinen (TBM) für Festgestein und Schildmaschinen (SM) für Lockergestein. Im Folgenden wird eine systematische Zusammenstellung der Tunnelvortriebsmaschinen dargestellt. Die Einteilung entspricht den Empfehlungen zur Auswahl und Bewertung von Tunnelvortriebsmaschinen nach DAUB. [6, 10, 38]

Tunnelbohrmaschinen TBM	TBM ohne Schild TBM	Offene TBM - Bohrkopf und Verspanneinrichtung	TBM
	Aufweitungs-Maschinen ohne Schild TBM-A	Einstufige Aufweitungs TBM - Aufweitungskopf in Pilotstollen	TBM-A1
		Zweistufige Aufweitungs TBM - 2 Aufweitungsköpfe in Pilotstollen	TBM-A2
	TBM mit Schild TBM-S	TBM mit Einfachschild - Bohrkopf im Schildmantel	TBM-S
TBM mit Doppelschild - Bohrkopf im Schildmantel + Gripperschild		TBM-DS	
Schildmaschinen SM	Schildmaschinen mit Vollschnittabbau SM-V	Ortsbrust Ohne Stützung	SM-V1
		Ortsbrust mit mechanischer Stützung	SM-V2
		Ortsbrust mit Druckluft-Beaufschlagung für Vortrieb in Grundwasser	SM-V3
		Ortsbrust mit Flüssigkeitsstützung - Hydroschild mit Bentonitzugabe	SM-V4
		Ortsbrust mit Erddruckstützung - EPB Schild mit Boden als Stützmedium	SM-V5
		Ortsbrust mit veränderbarer Stützung - Mix/Poly Schildmaschine	SM-VM
	Schildmaschinen mit Teilflächigem Abbau SM-T Excavator / Schrämmaschinen	Ortsbrust Ohne Stützung	SM-T1
		Ortsbrust mit Teilstützung	SM-T2
		Ortsbrust mit Druckluft-Beaufschlagung für Vortrieb in Grundwasser	SM-T3
		Ortsbrust mit Flüssigkeitsstützung	SM-T4

Abbildung 3-8: Einteilung der Tunnelvortriebsmaschinen [39]

#### 3.2.1.1 Gripper-TBM (Offene-TBM)

Die Gripper-TBM (TBM-O) besitzt keinen vollständigen Schildmantel, weswegen sie meist in standfestem und störungsfreiem Gebirge eingesetzt wird. Die Gebirgsstützung erfolgt je nach anstehendem Gebirge entweder im Maschinenbereich oder im Nachläuferbereich mittels Spritzbeton, Stahlbögen, Bewehrungsmatten und Felsankern. Dies ermöglicht das Auffahren der Maschine auch durch brüchige Gebirgsformationen mit geringer Standzeit. Da der Tunnelausbau ohne Tübbing erfolgt, sind mittlere bis hohe Standzeiten des angetroffenen Gebirges Voraussetzung für höhere Vortriebsleistungen. [40, 41]

Das Schneiden des anstehenden Gesteines erfolgt mit Disken, welche auf dem rotierenden Bohrkopf montiert sind. Das Auffahren der TBM-O wird durch die Gripperverspanneinheit ermöglicht. Vor jedem Bohrhub verspannt sich die Maschine mittels hydraulisch

angetriebenen, seitlich ausfahrbaren Gripperplatten, sogenannten Gripperschuh, fest an der zuvor ausgebrochenen Tunnellaubung. Danach stützen sich die Vortriebszylinder an der bereits verspannten Grippereinheit ab und üben so den Anpressdruck über den Bohrkopf an die Ortsbrust aus. [40, 41]

### **3.2.1.2 TBM mit Einfeldschild (TBM-S)**

Die TBM-S wird durch einen mit Rollenmeißeln versehenen Bohrkopf und Schildmantel definiert und kommt im Festgestein, in niederbrüchigem sowie in geklüftetem Gebirge zum Einsatz. Um die Abhängigkeit zwischen dem Ausbruch und Tunnelausbau in brüchigen geologischen Formationen oder im Festgestein mit geringer Standzeit zu minimieren, wird im Schild die verfahrenstypische Gebirgssicherung in Form eines Tübbingrings errichtet. Dadurch können hohe Vortriebsleistungen auch in schwierigeren geologischen Verhältnissen erreicht werden. [10, 42]

In der Regel wird das angetroffene Gebirge durch einen Bohrkopf mit Rollenmeißeln geschnitten. Das Bohrklein (das gelöste Material) wird von den Räumern aufgenommen und wird anschließend über Förderbänder abtransportiert. Die Vorschubkräfte und das für das Auffahren der Maschine erforderliche Bohrkopfdrehmoment werden über die am Umfang angeordnete Hydraulikzylinder auf den zuletzt eingebauten Tübbingring übertragen. [38]

### **3.2.1.3 TBM mit Doppelschild (TBM-DS)**

Die TBM-DS stellt eine der technisch herausforderndsten Tunnelvortriebsmaschinen dar. Sie wird durch zwei Hauptkomponenten (einem Frontschild mit Bohrkopf, Antrieb und Hauptlager sowie einem Gripperschild mit Hilfsvortriebszylinder und Gripperverspanneinheit) mit dazwischenliegendem Teleskopring definiert. Sie kombiniert die Vorteile bzw. die Funktionen von TBM-O und TBM-S in einer einzigen Maschine. Dadurch werden die Phasen Sicherungseinbau (Tunnelausbau) und Vortrieb parallel durchgeführt, und somit wird eine hohe Vortriebsgeschwindigkeit erreicht. Da die Maschine sowohl im Festgestein als auch in allen Arten von standfestem und nicht standfestem Gestein einsetzbar ist, kommt sie meistens in wechselhaftem Gebirge zum Einsatz. [10, 43]

Im Regelbetrieb (standfestes Gebirge) verspannt sich die Maschine mittels hydraulisch angetriebenen, seitlich ausfahrbaren Gripperplatten radial an der Tunnelwand. Während des Bohrvorgangs werden die auftretenden Kräfte über die ausgefahrenen Gripperplatten in das umliegende Gebirge abgeleitet. Die Tübbinge werden während des Gesteinslösevorgangs eingebaut. In nicht standfestem Baugrund oder in Störzonen, in denen die umliegende Tunnellaubung keinen ausreichenden Widerstand bietet, ist eine radiale Verspannung nicht möglich. In diesem Fall erfolgt der sogenannte Hilfsvorschub der Maschine über die Hilfsvortriebszylinder. Wie bei der TBM-S stützen sie sich dabei gegen den zuletzt eingebauten



Tübbingring ab. Die Phasen Tunnelausbau und Ausbruch erfolgen nicht mehr parallel (Tübbingeinbau bei Hilfsvorschub zeitkritisch). [40, 43]

Im Rahmen der vorliegenden Arbeit wird ausschließlich auf die TBM mit Einfachschild eingegangen.

### 3.2.2 Einsatzbereich der Tunnelbohrmaschinen

Die wichtigsten Kriterien zur Auswahl des geeigneten Vortriebssystems sind das Gebirgsverhalten, die Verspannbarkeit, die Erforderlichkeit der Stützmittel und das Deformationsverhalten. In folgender Tabelle sind die Auswahlkriterien für TBM's in Hinsicht auf Verspannbarkeit und Stützmittelerfordernis zusammengestellt. [10]

Auswahlkriterien	TBM-O	TBM-S	TBM-DS
Verspannbarkeit durchgehend gegeben			
Verspannbarkeit abschnittsweise nicht gegeben			
Verspannbarkeit überwiegend nicht gegeben			
Geringe Stützmittelerfordernis			
Hohe Stützmittelerfordernis			
Stark wechselhafte Stützmittelerfordernis			

*Tabelle 3-2: Auswahlkriterien für TBM in Hinsicht auf Verspannbarkeit und Stützmittelerfordernis - grau markierte Felder zeigen, dass dieser TBM-Typ möglich ist [10]*

Grundsätzlich sind Tunnelbohrmaschinen für den Einsatz im Festgestein mit geringer bis hoher Standzeit ausgelegt. Im Allgemeinen benötigen TBM-O eine längere Standzeit der angetroffenen geologischen Formationen (standfestes bis nachbrüchiges Gebirge), während die TBM mit Schild auch für den Einsatz im nachbrüchigen bis gebrächen Gebirge mit geringerer Standzeit geeignet sind. [18]

Im Folgenden werden Einsatzbereiche und Auswahlkriterien einer TBM-S gemäß *DAUB-Empfehlungen zur Auswahl von Tunnelbohrmaschinen* angegeben:

Geotechnische Kennwerte Geotechnical parameters	EINFACHSCHILD (OPS) Single Open Shield (OPS)					+	Haupt Einsatzbereich/main field of application
						o	erweiterter Einsatzbereich/extended application
						-	Einsatz eingeschränkt/application limited
<b>Lockergestein (Soil)</b>							
Feinkornanteil (< 0,06 mm) DIN 18196 Fines content (< 0,06 mm)	< 5 %	5 – 15 %	15 – 40 %	> 40 %			
	-	-	-	o			
Durchlässigkeit k nach DIN EN ISO 17892-11 [m/s] Permeability k [m/s]	sehr stark very high > 10 <sup>-2</sup>	stark high 10 <sup>-2</sup> – 10 <sup>-4</sup>	durchlässig permeable 10 <sup>-4</sup> – 10 <sup>-6</sup>	schwach low < 10 <sup>-6</sup>			
	-	-	-	o			
Konsistenz (Ic) nach DIN EN ISO 17892-12 Consistency (Ic)	breiig very soft 0 – 0,5	weich soft 0,5 – 0,75	steif stiff 0,75 – 1,0	halbfest very stiff 1,0 – 1,25	fest hard 1,25 – 1,5		
	-	-	-	-	o		
Lagerungsdichte nach DIN 18126 Relative density	dicht dense	mitteldicht medium dense	locker loose				
	+	-	-				
Stützdruck [bar] Confinement pressure [bar]	0	1 – 4		4 – 7	7 – 15		
	o	-		-	-		
Quellpotential Swelling potential	kein none	gering little	mittel fair	hoch high			
	+	+	o	-			
Abrasivität (äquivalenter Quarzanteil) äQu [%] Abrasivity (equivalent quartz content) [%]	0 – 5	5 – 15	15 – 35	35 – 75	75 – 100		
	+	+	+	o	o		
<b>Festgestein (Rock)</b>							
Gesteinsfestigkeit [MPa] Unconfined compressive strength [MPa]	0 – 5	5 – 25	25 – 50	50 – 100	100 – 250	> 250	
	o	o	+	+	+	+	
Bohrkern – Gebirgsqualität [RQD] Core sample – rock quality designation [RQD]	sehr gering very poor 0 – 25	gering poor 25 – 50	mittel fair 50 – 75	gut good 75 – 90	ausgezeichnet excellent 90 – 100		
	o	+	+	+	+		
Rock Mass Ratio [RMR] Rock Mass Ratio [RMR]	sehr schlecht very poor < 20	schlecht poor 21 – 40	mäßig fair 41 – 60	gut good 61 – 80	sehr gut very good 81 – 100		
	o	+	+	+	+		
Wasserzufluss je 10 m Tunnel [l/min] Waterinflow per 10 m tunnel [l/min]	0	0 – 10	10 – 25	25 – 125	> 125		
	+	+	+	o	-		
Abrasivität (CAI) Abrasivity (CAI)	extrem niedrig extremely low 0,1 – 0,5	sehr niedrig very low 0,5 – 1	niedrig low 1 – 2	mittel – hoch medium – high 2 – 4	sehr hoch – extrem hoch very high – extremely high 4 – 6		
	+	+	+	o	o		
Quellpotential Swelling potential	kein none	gering poor	mittel fair	hoch high			
	+	+	o	o			
Stützdruck [bar] Confinement pressure [bar]	0	1 – 4		4 – 7	7 – 15		
	+	-		-	-		

Tabelle 3-3: Einsatzbereiche und Auswahlkriterien einer TBM-S [38]

### 3.2.3 Stand der Technik

Das Auffahren von langen, eingleisigen Streckentunneln, die für den Ausbau des Hochleistungs-Bahnnetzes erforderlich sind, hat den Stand der Technik im kontinuierlichen Vortrieb im Festgestein in den letzten Jahrzehnten enorm vorangebracht. Die Entwicklung ist einerseits die Folge der großen Vortriebslängen mancher Projekte und resultiert andererseits aus sehr schwierigen angetroffenen geologisch-felsmechanischen Verhältnissen der einzelnen Vortriebe (Überdeckungen bis 2400 m, einaxiale Gesteinsfestigkeiten bis 300 MPa, sehr hohe Abrasivität – CAI-Werte bis 6,0, Ortsbrustinstabilitäten, große Deformationen und gegenseitige Störungen parallel aufgefahrener Tunnelröhren). [18]

Die Anforderungen des Bahnbetriebs an die Tunnelregelquerschnitte haben zu einem Standarddurchmesser für TBM von etwa 10 m geführt, was erhebliche Auswirkungen im Maschinenbetrieb nach sich gezogen hat (installierte Vortriebskraft, Bohrkopfdrehzahl, Drehmoment des Bohrkopfes). Infolgedessen wurden im Zusammenhang mit den schwierigen geologisch-felsmechanischen Verhältnissen und großen Längen der einzelnen Vortriebe, neue Lösungen entwickelt. [18]

#### 3.2.3.1 Grundelemente einer TBM-S

Die grundlegenden Elemente einer TBM-S stellen der Bohrkopf, der Bohrkopfträger mit Bohrkopftriebmotoren, der Maschinenrahmen und die Verspann- und Vorschubeinrichtungen dar. An den Grundaufbau sind die jeweiligen Steuerungs- und Nachläufereinrichtungen nachgeschaltet. Hinsichtlich ihrer Funktionen lassen sich im Maschinenbereich folgende Systemgruppen unterscheiden: [18]

- das Bohrsystem,
- das Vorschub- und Abstützsystem,
- das Abfördersystem,
- das Sicherungssystem.



Abbildung 3-9: Hauptkomponenten und Arbeitsbereiche einer TBM-S gemäß ÖNORM B 2203-2 [1]

### **3.2.3.1.1 Das Bohrsystem**

Das Bohrsystem wird durch einen rotierenden, mit Abbauwerkzeugen (Disken) bestückten Bohrkopf charakterisiert, was die Durchörterung des Gebirges ermöglicht. Dies erfolgt durch das Pressen der Disken gegen die Ortsbrust. Dabei lösen sich durch die Kerbwirkung einzelne Felsstücke (Felschips) aus dem anstehenden Gebirge. Der genaue Bohrvorgang ist im Kapitel 3.3 Gesteinslösevorgang beschrieben. [10, 26, 42]

Neben der Funktion als Abbauwerkzeughalter, dient der Bohrkopf auch als Mittel des Abtransportes des abgebauten Materials. Dazu nimmt er das Bohrklein durch die Räumern auf und führt es auf das Maschinenband. Zusätzlich ist bei Vortriebsunterbrechungen und Stilliegezeiten die Stützung der Ortsbrust durch den Bohrkopf gewährleistet. [10]

### **3.2.3.1.2 Das Vorschub- und Abstützsystem**

Das Vorschub- und Abstützsystem ist verantwortlich für die Bereitstellung der Anpresskräfte, für die Überwindung der Reibungskräfte und für die Aufnahme der Reaktionskräfte aus Vorschub und Drehmoment und ihre Ableitung in den zuletzt eingebauten Tübbingring. Hydraulische Vortriebszylinder, deren Länge der Kolben den maximalen Bohrhub beschränkt, sorgen dafür, dass das Anpressen des Bohrkopfs samt seiner Antriebseinheit gegen die anstehende Ortsbrust ausreichend ist. Um den störungsfreien Vortrieb sicherzustellen, müssen die Tübbinge neben den Vortriebszylindern der TBM-S ebenfalls entsprechend dimensioniert werden. Der nachfolgende Tübbingring dient den Vortriebszylindern als Auflager. [2, 10, 44]

### **3.2.3.1.3 Das Abfördersystem**

Das Abfördersystem übernimmt den Transport des an der Ortsbrust abgebauten Materials ins Freie auf die Deponie. Der Abtransport des Bohrkleins erfolgt in zwei Phasen. In der ersten Phase wird das Bohrklein an der Außenseite des Bohrkopfes von Räumern (am Bohrkopf angebrachte schlitzartige Aussparungen) aufgenommen und in das Innere der TBM-S weitergegeben. In der zweiten Phase wird das Material von der Maschine nach Übertage transportiert. Dies erfolgt in folgenden Schritten. Bei der Drehung des Bohrkopfes fällt das von den Räumern bereits aufgenommene Bohrklein durch eine integrierte Röhre ins Zentrum der TBM-S. Anschließend rutscht es durch eine trichterförmige Schurre auf das Förderband (Maschinenband), welches die gesamte TBM-S durchläuft. Vom Ende der Nachläufereinheit (NLE) wird das Bohrgut entweder mit einem Streckenband, mit einem Schutterzug oder mit radgebundenen Transportfahrzeugen aus dem Tunnel weiterbefördert. [18, 42]

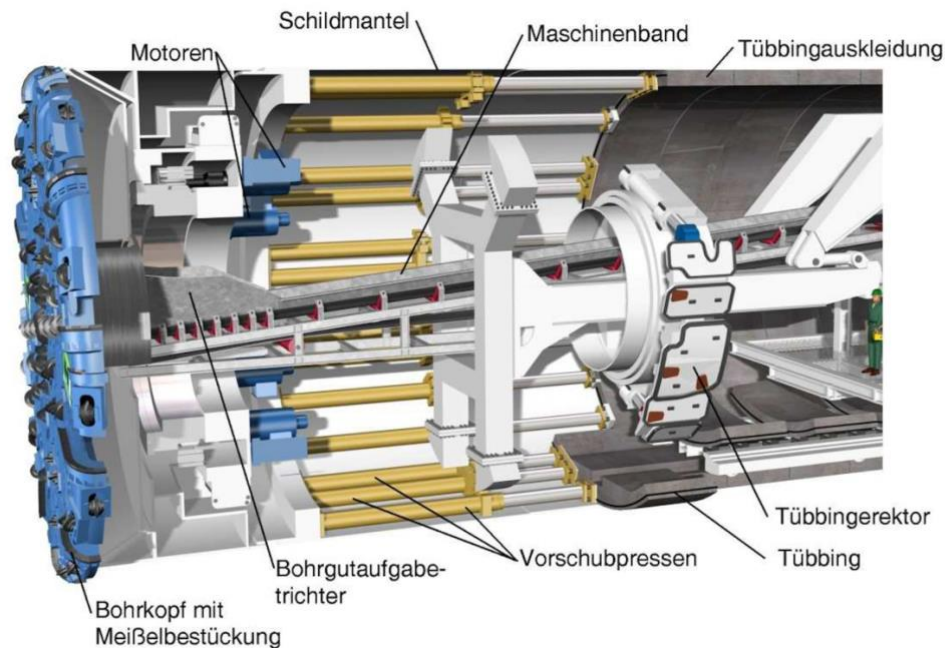


Abbildung 3-10: Aufbau einer TBM-S [39]

#### 3.2.3.1.4 Das Sicherungssystem

Die vorläufige Sicherung des Gebirges wird bei der TBM-S durch den Schild gewährleistet. Dabei wird das umliegende Gebirge gestützt und bietet somit Schutz für die Maschineneinrichtungen und das Personal zwischen dem Bohrkopf und dem Einbaubereich der Sicherungselemente. Der Tunnelausbau erfolgt durch Tübbinge, vorgefertigten Segmenten aus Stahlbeton. Sie tragen nicht nur die gesamte Gebirgslast, sondern dienen auch als Widerlager für den Vorschub. Die Tübbinge werden mithilfe des Tübbingerektors in die richtige Lage gebracht und eingebaut und dienen sofort als dauerhafte, tragfähige Ausbruchsicherung. Zur Gewährleistung des kraftschlüssigen Verbundes zwischen der Auskleidung und dem Gebirge ist die Verfüllung des Ringspalt (Hohlraum zwischen Außenkante des Tübbings und Ausbruchquerschnitt) notwendig. Der hinterste Teil des Schildmantels (auch Schildschwanz genannt), der sich über den zuletzt eingebauten Tübbingring hinaus erstreckt, hat die Aufgabe, das umliegende Gebirge so lange zu stützen, bis die Ringspaltverfüllung abgeschlossen ist. [10, 18, 38]

Wie bereits erwähnt, können die TBM-S sowohl im standfesten Gebirge mit hohen Standzeiten als auch im niederbrüchigen sowie im geklüfteten Gebirge mit geringen Standzeiten aufgeföhren werden. Durch die Tübbingauskleidung ist der Einfluss der Geologie auf den Vortrieb stark reduziert, was hohe Vortriebsleistungen der Maschine ermöglicht. Jedoch bringt dieser Sicherungstyp auch Nachteile mit sich. Die Tübbinge müssen nämlich entlang der ganzen Strecke der Maschine eingebaut werden, auch in Bereichen mit hohen Standzeiten, wo sie zur Stützung des Hohlraumes grundsätzlich nicht notwendig sind. Im wechselhaften Gebirge, in dem der Bedarf an den Stützmitteln sehr schwankt, muss abgewogen werden, ob der Einsatz der TBM-S tatsächlich die optimale Lösung anbietet. [18]

### 3.2.3.2 Komponenten einer TBM

In den nachfolgenden Abschnitten werden die fünf bedeutenden Komponenten einer TBM detailliert betrachtet:

- Bohrkopf,
- Schneidwerkzeuge,
- Vorschubeinrichtung,
- Antriebeinrichtung,
- Nachläufereinrichtung. [18]

#### 3.2.3.2.1 Bohrkopf

Bei dem Drehen der Maschine werden die Kräfte über den mit Rollenmeißeln und Räumern bestückten Bohrkopf in die anstehende Ortsbrust eingebracht. Im Laufe der Jahre wurden unterschiedliche Bohrkopfformen entwickelt, jedoch werden heute meist nur flache oder schwach konisch ausgebildete Bohrköpfe eingesetzt. Nach erfolgter Werksabnahme werden die Bohrköpfe angesichts der enormen Maße und des hohen Gewichts auseinandergebaut, in einzelnen Teilen auf die Baustelle transportiert und vor Ort wieder zusammenschweißt. [2, 10, 18, 45]

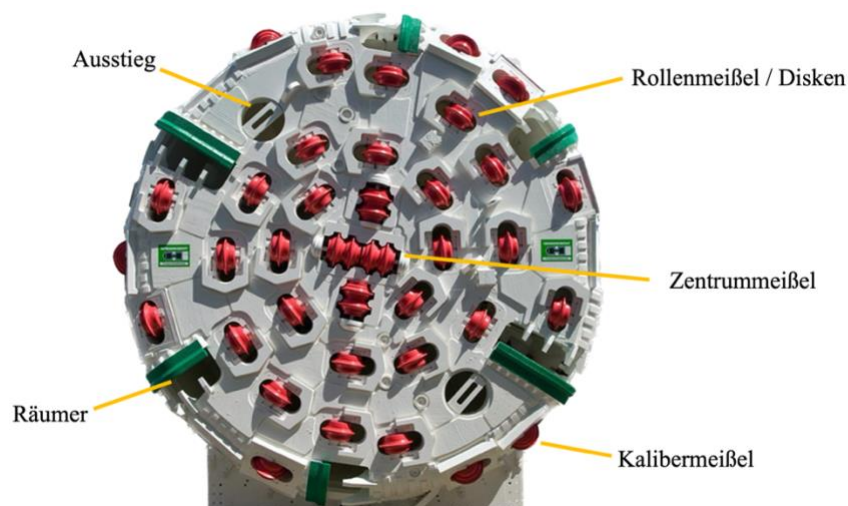


Abbildung 3-11: Bohrkopf in Frontalansicht (Ø 6800 mm) [46]

Zur Durchörterung des Festgesteins kommt meist ein schwerer, massiver und steifer Bohrkopf zum Einsatz. Eine unzureichende Steife kann sich negativ auf die Penetration auswirken und somit die Vortriebsleistung beeinträchtigen. Insbesondere bei hohen Gesteinsfestigkeiten kann schon eine minimale Verformung des Bohrkopfes im Kaliberbereich von nur 1 mm zu einer Reduzierung der erzielbaren Penetration um etwa 30 % führen. Daher ist es von großer Bedeutung, dass der Bohrkopf ausreichend steif ist, was durch seinen Aufbau gewährleistet werden muss. In der Regel setzt er sich aus einem kreiskegelstumpfförmigen Element und den radialförmig angeordneten Leitblechen an der Innerseite, die ihn zusätzlich versteifen, zusammen. Diese Leitbleche umschließen die integrierten Kanäle im Bohrkopf, durch die das von den Räumern aufgenommene Bohrklein ins Zentrum der Maschine zugeführt wird. Die

Anordnung der Räumler am Bohrkopf soll möglichst mittig erfolgen, um das Bohrklein möglichst effektiv von der Ortsbrust zu entfernen. Dennoch besteht die Möglichkeit, dass Bohrklein in die Schneidspuren hineinrieselt, was zu der Bildung eines Polsters und zur Abnahme der Penetration der Rollenmeißel führen kann. [2, 18, 47]

Die Bohrkopffrontplatte, auf der, neben den Rollmeißeln und Räumern, Aussparungen für den Ausstieg und Meißelhalterungen angeordnet sind, bildet die Grundkonstruktion. Nach dem aktuellen Stand der Technik muss sie so entworfen werden, dass die Rollenmeißel von der Innenseite aus gewechselt werden können. Die radialen Abstände zwischen den Meißelhalterungen stellen die Schneidspurabstände dar. Laut einer Empfehlung betragen diese 90 mm für sehr feste Gesteine (UCS > 150 MPa) mit 17“ Schneidrollen, 95-100 mm mit 19“ und 120 mm für mittelharte Gesteine (UCS 50-120 MPa) [48, zitiert nach 47, S. 723]. Wie der Abbildung 3-12 entnommen werden kann, sind die Rollenmeißel am Bohrkopf ungleichmäßig angeordnet. Der Bohrkopf Kern besteht aus den Rollenmeißeln und den Zentrumsmeißeln. Zu den Bohrkopfsegmenten gehören Rollenmeißel, Ausstiege, Räumler und Kalibermeißel. Wegen der ungünstigeren Belastungen werden letztere in geringeren Abständen angeordnet als die Rollenmeißel im Bohrkopf Kern. [2, 3]

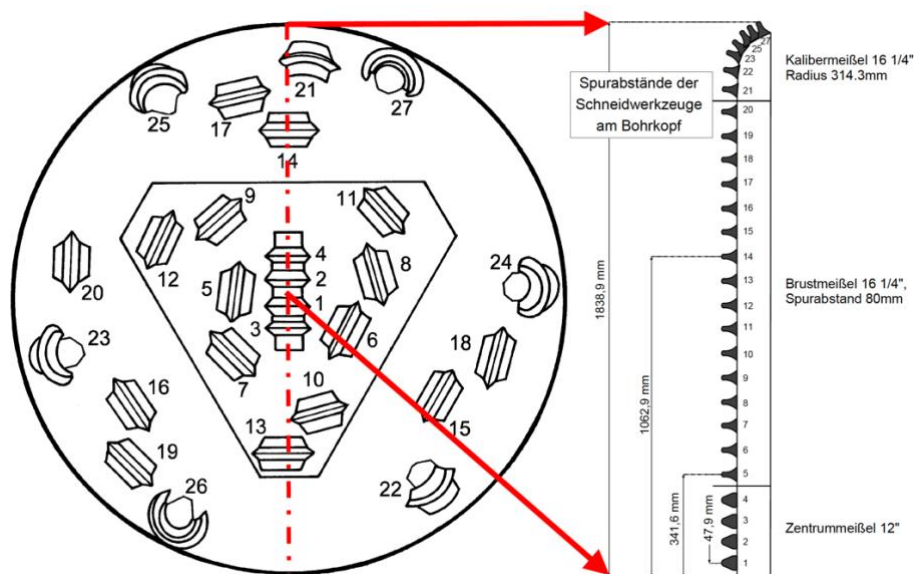


Abbildung 3-12: Links: Anordnung der Rollenmeißel am Bohrkopf; Rechts: Schnitt durch den Bohrkopf mit den Spurabständen der Rollenmeißel [26]

### 3.2.3.2.2 Schneidwerkzeuge (Werkzeugverbrauch)

Die Abbauleistung einer TBM ist maßgeblich von der Anzahl, Form und Größe der rotierenden, abscherend wirkenden Abbauwerkzeuge abhängig. Nach dem aktuellen Stand der Technik werden meistens Einzelrollenmeißel (mit Ausnahme von Zentrumsmeißeln) als Abbauwerkzeuge auf dem Bohrkopf angebracht. Die Meißel setzen sich in der Regel aus einem Verschleißkörper, dem Meißelring, sowie einem kegelrollengelagerten Meißelkörper, auf den der Meißelring befestigt wird, zusammen. Bei einem Meißelwechsel muss der gesamte Meißel

vom Bohrkopf herausgenommen werden, sodass der Verschleißkörper ersetzt werden kann. Das Schneidrollenlager bleibt dabei erhalten und kann unter normaler Belastung bis zu 20 Meißelwechsel standhalten. Der Begriff „Werkzeugverschleiß“ ist durch den ansteigenden Materialverlust aus der Kontaktoberfläche des Werkzeuges definiert und hängt von den Betriebsparametern der TBM, von der Meißelposition am Bohrkopf, von der Werkstoffwahl, von der Abrasivität des Gesteins und von der mechanischen Beanspruchung ab. Es wird zwischen nachfolgenden Verschleißformen von Meißeln unterschieden: Normaler Verschleiß, Gleichmäßiger Verschleiß, Sprödbbruch, Totalausbruch, Asymmetrischer Verschleiß und Lagerschaden. [18, 24, 26, 28, 31, 38]

Typischerweise werden Meißel mit einem Durchmesser von 17“ (432 mm), 19“ (483 mm) oder sogar 20“ (508 mm) eingesetzt. Größere Meißel können wegen der massiveren Gehäuse höhere Anpresskräfte übertragen. Die maximalen Anpresskräfte liegen für 17“ Meißel entweder bei 222 kN (Schneidbreite 5/8“) oder bei 267 kN (Schneidbreite 3/4“) und für 19“ Meißel bei 311 kN (Schneidbreite 3/4“). Die Erhöhung des Durchmessers führt zu einem höheren Verschleißvolumen der Meißel. Da der Meißelwechsel manuell erfolgt, ist die Verwendung von größeren Meißeln aufgrund ihres Gewichtes begrenzt. [2, 18]

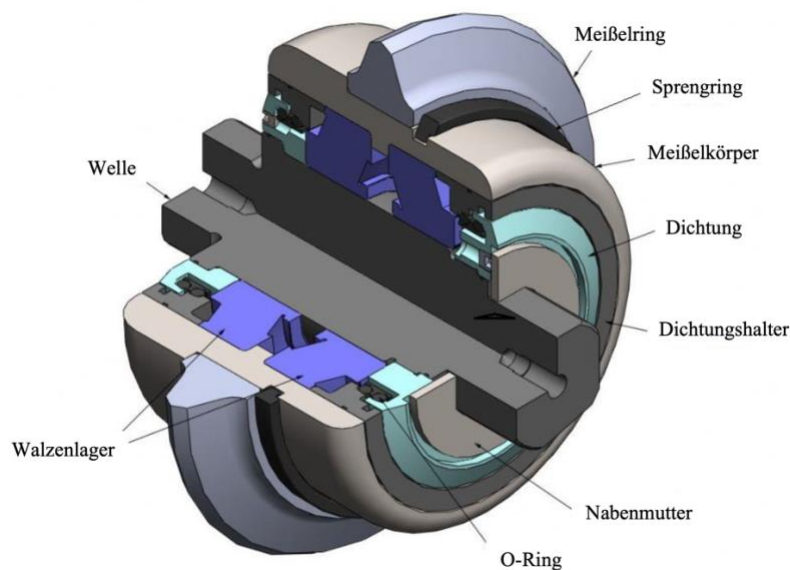


Abbildung 3-13: Teilschnitt eines Rollenmeißels [49]

Höhere Anpresskräfte verursachen grundsätzlich eine höhere Penetration. Durch die Erhöhung des Schneidringdurchmessers erfolgt meistens das Steigern des Schneidspurabstandes. Da die erhöhten Anpresskräfte zum Ausgleich ebenfalls vergrößerten Schneidspurabstandes erfordern, kommt es jedoch zu keiner Erhöhung der Penetration. Eine positive Auswirkung der Vergrößerung des Schneidspurabstandes zeigt sich aber in der geringeren Anzahl der benötigten Schneidwerkzeugen am Bohrkopf. Dies verursacht die Erhöhung der Steifigkeit des Bohrkopfes, sowie die Reduktion der Anzahl der notwendigen Werkzeugwechsel. [18, 24]



### 3.2.3.2.3 Vorschubeinrichtung

Der Zweck der Vorschubeinrichtung ist die Aufbringung der installierten Vorschubkraft (Gesamtzuschubkraft), die umfasst:

- die Bereitstellung der Bohrkopfanpresskraft (effektive Vorschubkraft),
- die Überwindung der Reibungskräfte, die aus dem Reibungswiderstand zwischen dem Schildmantel und der umliegenden Gebirgslaibung, sowie den zusätzlichen Reibungskräften, die aufgrund der druckhaften Gebirgsverhältnisse auftreten können, resultieren,
- die Bereitstellung der Kräfte zum Nachziehen der Nachläufereinheit (NLE), sowie zur Überwindung der Gurtzugkräfte des Streckenbandes,
- die Aufbringung der Zusatzkräfte für die Verformungsarbeit (hohe Bohrkopf- und Maschinensteifigkeit),
- die Aufbringung der Zusatzkräfte zum Ausgleich von eventuell eingesetzten, hydraulischen Stabilisatorplatten. Letztere sind im Schildmantel eingebaute Hydraulikzylinder und können sich radial gegen die Tunnellaibung verspannen, um die Vibrationen zu vermindern und die Maschine während des Bohrvorgangs zu stabilisieren. Dies ermöglicht eine exakte Bohrkopfführung. [18, 42]

Die Formel zur Ermittlung der installierten Vorschubkraft nach *Türtscher* ergibt sich wie folgt [18]:

$$\begin{aligned}
 F_{N,ges} &= \sum_{i=1}^N F_{N,i} \\
 F_{R,l,ges} &= \mu \cdot G_{TBM} + \sum_{j=1}^k F_{R,l,j} \\
 F_{Z,l,ges} &= \sum_{j=1}^k F_{Z,l,j} \\
 F_{ges} &= F_{N,ges} + F_{R,l,ges} + F_{Z,l,ges}
 \end{aligned} \tag{3.7}$$

Es bedeutet:

- $F_{N,ges}$  Bohrkopfanpresskraft, in [kN]
- $F_{N,i}$  Anpresskraft des Meißels i, in [kN/c]
- $N$  Anzahl der Meißel am Bohrkopf, in [Stk.]
- $F_{R,l,ges}$  Summe aller k Reibungskräfte, wirkend in Tunnellängsrichtung, in [kN]
- $\mu$  Reibungsbeiwert Stahl-Fels (etwa 0,30 – 0,50)
- $G_{TBM}$  Gewichtskraft der TBM, in [kN]
- $F_{R,l,j}$  Einzelreibungskräfte, wirkend in Tunnellängsrichtung, in [kN]
- $F_{Z,l,ges}$  Summe aller weiterer k Zusatzkräfte, wirkend in Tunnellängsrichtung, in [kN]

$F_{Z,l,j}$  Einzelzusatzkräfte, wirkend in Tunnellängsrichtung, in [kN]

$F_{ges}$  Gesamtvorschubkraft, in [kN]

In der Regel betragen die Verluste zwischen der installierten Vorschubkraft (Gesamtvorschubkraft) und der effektiven Vorschubkraft (Anpresskraft) circa 10% (TBM-O) bis 25 % (TBM-S/-DS) der installierten Vorschubkraft. Jedoch können die Werte aufgrund der geologisch-geotechnischen Verhältnisse (druckhaftes Gebirge), sowie der eingesetzten Stabilisatorplatten, stark abweichen. [18]

Durch einen ins Leere drehenden Bohrkopf lassen sich die Reibungsverluste genau ermitteln. Hierbei wird im Falle einer Doppelschildmaschine die Maschine zunächst zurückgezogen und fährt anschließend den bereits abgebohrten Hub erneut auf. Im Falle einer Einzelschildmaschine, mit der Möglichkeit einer Bohrkopfverschiebung, wird diese aktiviert und der Bohrkopf, ohne die TBM zu bewegen, nach vorne bewegt (Stand der Technik ca. 400 mm). Im Anschluss werden die Bohrkopfverschiebezylinder wieder eingefahren und die TBM gesamthaft nachgeschoben. Die Vorschubkräfte, die für die Vorwärtsbewegung der Maschine notwendig sind, entsprechen den Kräften, die für die Überwindung der Reibungskräfte benötigt werden. [18]

#### **3.2.3.2.4 Antrieheinrichtung**

Für einen effektiven Vortrieb und eine bestmögliche Anpassung an das anstehende Gebirge ist es wesentlich, dass das Anfahren des Bohrkopfes weich und möglichst vibrationsfrei ist. Daher erfolgt der Antrieb einer TBM üblicherweise mit Elektro- oder Hydraulikmotoren. Letztere sind über die Kupplung (Reibungskupplung oder Turbokupplung) und die Getriebeeinheit mit dem Hauptlager des Bohrkopfes verbunden. Nach dem aktuellen Stand der Technik wird unter nachfolgenden Antriebsarten unterschieden: Elektroantrieb mit Reibungskuppelung (meist mit zwei Drehzahlstufen), Elektroantrieb mit Frequenzsteuerung (stufenlose Drehzahl), Elektrohydraulischer Antrieb (stufenlose Drehzahl) und Elektroantrieb mit Hilfshydraulikantrieb für ein hohes Losbrechmoment. Der Elektroantrieb mit Frequenzsteuerung ist mittlerweile die gängigste Variante. Die Hauptaufgabe des durch den Antrieb erzeugten Drehmomentes ist die Überwindung der Rollkräfte aller Schneidwerkzeuge, die bei dem Gesteinslösevorgang auf die Ortsbrust wirken. Die Antriebseinrichtung soll dabei so ausgelegt werden, dass sie nicht zur Überbelastung jeweiliger Maschinenteile führt. [2, 18]

Die sich aus dem Drehmoment ergebenden Reaktionskräfte lassen sich gemäß Formel (3.8) berechnen [18]:

$$M_D = \sum_{i=1}^N (F_{R,i} \cdot r_i) + M_{R,zus} \quad (3.8)$$

$$F_{R,i} = \mu_{R,i} \cdot F_{N,i}$$

$$F_D = \frac{2 \cdot M_D}{D_B}$$

Es bedeutet:

$M_D$	Bohrkopfdrehmoment, in [kNm]
$N$	Anzahl der Meißel am Bohrkopf, in [Stk.]
$F_{R,i}$	Rollkraft des Meißels i, in [kN/c]
$r_i$	radialer Abstand des Meißels i vom Bohrkopfmittelpunkt, in [m]
$M_{R,zus}$	zusätzliche Reibungswiderstände, die aus dem ineffizienten Abtransport des Bohrkleins resultieren, in [kNm]
$F_{N,i}$	Anpresskraft des Meißels i, in [kN/c]
$\mu_{R,i}$	Rollreibungsbeiwert des Meißels i
$F_D$	Reaktionskraft aus dem Bohrkopfdrehmoment, in [kN]
$D_B$	Bohrkopfdurchmesser, in [m]

Während die Gesamtvorschubkraft  $F_{ges}$  (3.7) in Tunnellängsrichtung gerichtet ist, verläuft die Reaktionskraft aus dem Bohrkopfdrehmoment  $F_D$  (3.8) quer zur Tunnellängsachse. Um die Bohrkopfanpresskraft einer TBM-S zu berechnen, müssen von der Gesamtvorschubkraft die Schildreibung, die Nachschleppkräfte der NLE und die aus den eingesetzten Stabilisatoren resultierenden Reibungskräfte abgezogen werden. [18]

Nicht nur bei einer TBM-O, sondern auch bei einer Schildmaschine müssen die beiden aus dem Vorschub und dem Drehmoment resultierenden Reaktionen an das durchquerende Gebirge übertragen werden. Jedoch erfolgt dies bei einer TBM-S indirekt. Bei dem Maschinentyp werden, wie bereits in Kapitel 3.2.1.2 beschrieben, die während des Vortriebs entstehenden Reaktionen auf den zuletzt verlegten Tübbingring übertragen. Dabei ist eine stabile und vollständig aktivierte Bettung der Tübbinge notwendig, um die Schäden, Versätze und ungewünschten Verformungen bei der Kräfteübertragung in das umliegende Gebirge, sowie in bereits eingebaute Tübbingringe und bei der Vorwärtsbewegung des Schildschwanzes zu vermeiden. Dies ist insbesondere bei hohen Kräften eine große Herausforderung. [18, 47]

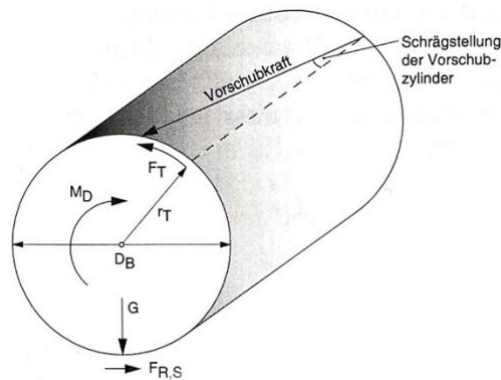


Abbildung 3-14: Abzutragendes Drehmoment  $M_D$  und haltende Drehmomente bei der Vorwärtsbewegung einer TBM-S [50, zitiert nach 18, S. 134]

In Abbildung 3-14 sind die treibenden und die entgegenwirkenden Einflussgrößen bei der Verrollung einer TBM-S dargestellt. Die Verrollung ist durch die Drehung einer TBM-S um ihre Längsachse, in entgegengesetzter Richtung zur Bohrkopffrotation, definiert. Das maximal aufnehmbare, aus dem Bohrkopf resultierende Drehmoment, das die TBM-S noch ohne Verrollung aufnehmen kann, kann gemäß Formel (3.9) berechnet werden. Dabei stellen die Reibung  $F_{R,S}$  zwischen dem Schildmantel und dem Gebirge im Sohlenbereich, sowie die Schrägstellung von Hydraulikzylindern die wesentlichsten Einflussgrößen dar. Es wird angenommen, dass das Schrägstellen der Hydraulikzylinder für alle Hydraulikzylinder gleich ist. [18]

$$\begin{aligned}
 F_T &= F_{ges} \cdot \sin(\beta_T) \\
 F_{R,S} &= \mu \cdot G_{TBM} \\
 M_D &\leq F_T \cdot r_T + \frac{F_{R,S} \cdot D_B}{2}
 \end{aligned}
 \tag{3.9}$$

Es bedeutet:

- $F_T$  Tangentialkomponente der Gesamtvorschubkraft durch die Schrägstellung von Hydraulikzylindern, in [kN]
- $F_{ges}$  Gesamtvorschubkraft, in [kN]
- $\beta_T$  Schrägstellung der Hydraulikzylinder, in [°]
- $F_{R,S}$  Reibkraft zwischen dem Schildmantel und der Sohle, in [kN]
- $\mu$  Reibungsbeiwert Stahl-Fels (etwa 0,30 – 0,50)
- $G_{TBM}$  Gewichtskraft der TBM-S, in [kN]
- $M_D$  Bohrkopfdrehmoment, in [kNm]
- $r_T$  radialer Abstand zwischen den Hydraulikzylindern und der Längsachse der TBM-S, in [m]
- $D_B$  Bohrkopfdurchmesser, in [m]

### 3.2.3.2.5 *Nachläufereinrichtung (NLE)*

Das Nachläufersystem, auch als Back-up System bekannt, stellt das Logistikzentrum des TBM-Vortriebs dar. Die Konstruktion des Systems, die entweder als gleisgebundener oder auf Vulkollan-Bandagen geführte Portalrahmenwagen entworfen wird, wird von der TBM nachgezogen. Um den möglichst effizienten TBM-Vortrieb zu gewährleisten, ist die NLE projektspezifisch zu konzipieren und einzusetzen, wobei eine Vielzahl an Anforderungen, wie Projektvorgaben, Unternehmensvorgaben, Ausbau- und Felssicherungskonzept, Transportkonzept für Ver- und Entsorgung, Sicherheitskonzept und Bewetterung, erfüllt werden muss. Der NLE sind dennoch folgende Aufgaben und Funktionsbereiche zugewiesen:

- Entsorgung des Bohrkleins mit dem Maschinenband, Pumpen und Ableiten des Bergwassers,
- Materialversorgung zum Einbau von Tübbing und eventuell auch Sohlübbingen, Versorgung mit Gleisen, Werkzeugen und Ersatzteilen,
- Träger der für den Antrieb der TBM notwendigen hydraulischen und elektrischen Installationen,
- Zwischenlager für Tübbinge,
- Steuerung der TBM und Kontrolle der hydraulischen und elektrischen Installationen, sowie der Transport- und der anderen Überwachungseinrichtungen,
- Träger der Entstaubungsanlage,
- Träger der Einrichtungen zum Personalschutz in Gefahrensituationen,
- Beladeeinrichtung für Streckenband-, LKW- oder schienengebundenen Transport. [2, 51, 52]

## 3.3 Gesteinslösevorgang

Das Lösen des anstehenden Gebirges erfolgt durch einen am vorderen Ende der TBM befindlichen Bohrkopf im Vollschnitt, was bedeutet, dass die ganze Ortsbrust in einem Arbeitsgang abgebaut wird. Aufgrund der Geometrie der Maschine können nur kreisrunde Tunnelquerschnitte aufgeföhren werden. In den Belastungsphasen, in denen die Meißel dem Gebirge ausgesetzt sind, entstehen enorme Spitzenbelastungen. Diese dynamischen Beanspruchungen ermöglichen es, auch schwer bohrbare Gesteine durchzuöhren. Bei einer Umdrehung des Bohrkopfes dringen die Meißel bis zu 20 mm tief in die Ortsbrust ein. Meistens betragen die Meißelkräfte zwischen 100 und 250 kN, maximal bis 350 kN. Die Chipbildung erfolgt nicht bei jeder Umdrehung des Bohrkopfes. Abhängig von der Anpresskraft und der Gesteinsöhre kann es vorkommen, dass die Meißel dieselbe Stelle bis zu drei Mal durchrollen müssen, bevor der Lösevorgang vollständig abgeschlossen ist. [1, 10, 18, 53]

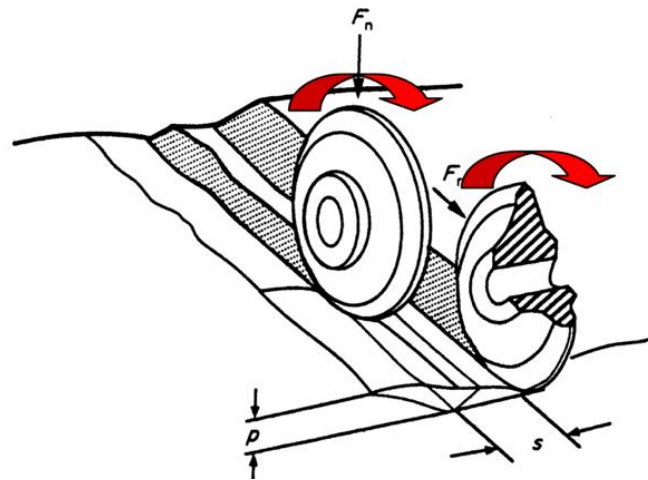


Abbildung 3-15: Schematische Darstellung des Ablaufes der Gesteinslösung beim Abrollen eines Meißels [26]

Zu den wesentlichen Faktoren des Gesteinslösevorgangs gehören (siehe Abbildung 3-15):

- die Anpresskraft des Meißels  $i$  ( $F_{N,i}$ ), die orthogonal zur Ortsbrust wirkt,
- die Rollkraft des Meißels  $i$  ( $F_{R,i}$ ), die parallel zur Ortsbrust gerichtet ist,
- die Penetration ( $p$ ), die als die Eindringtiefe des Meißels bei einer Bohrkopfumdrehung definiert ist,
- der Schneidspurabstand ( $s$ ), der als radialer Abstand zwischen zwei benachbarten Rollenbahnen definiert ist. [18]



Abbildung 3-16: Abbild der Schneidspuren an der Ortsbrust [54]

Durch die Rollenmeißel, die auf dem rotierenden Bohrkopf befestigt sind, erfolgt der Abbau profilgenau und gebirgsschonend. Während der Bohrkopf mit enormem Druck gegen das Gebirge presst, rollen die Meißel in konzentrischen Kreisen die Ortsbrust ab (Abbildung 3-16), wobei in der Regel je Schneidspur nur ein Meißel eingedrungen wird. Unter der Schneidkante des Meißels entstehen dadurch hohe Belastungen und Belastungsgeschwindigkeiten, die eine Zermalmungszone erzeugen. Bei Überbeanspruchung in der Zermalmungszone kommt es zur Bildung von Radialrissen, welche anstreben, sich in die Richtung der vorausgegangenen

Schneidspur auszubreiten. Sobald zwei Radialrisse aus nächstgelegenen Schneidspuren aufeinandertreffen und zugleich der überkritische Bruchzustand erreicht ist, kommt es zur vollständigen Durchtrennung des Gesteins und zur Bildung des Gesteinsbruchstückes, den sogenannten Chip. Das darauffolgende Weiterrollen der Meißel und das elastische Rückfedern des entspannten Gebirges bauen die Spannungen ab, was zum Lösen des Chips von der Ortsbrust führt. Infolge der Schwerkraftwirkung fällt er in die Sohle, wo er von den Räumern aufgenommen und anschließend durch Kanäle und Muckring auf ein Maschinenband abtransportiert wird. [10, 18]

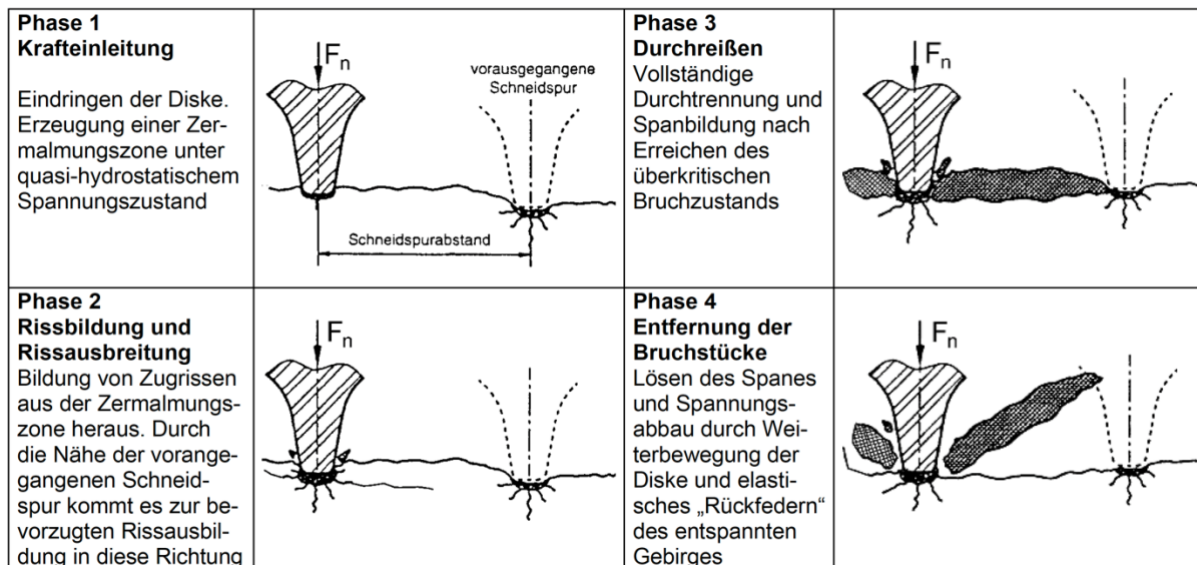


Abbildung 3-17: Der Ablauf der Gebirgslösung unter einem Rollenmeißel nach Gehring (1995) und Heiniö (1999) [26]

Bisher ist es wissenschaftlich nicht vollständig geklärt, ob der oben beschriebene Abspaltvorgang des Gesteins zwischen zwei benachbarten Schneidspuren durch die reine Scherung, die Zugbruchbildung oder durch die Kombination aus beiden (die Scherung und der Zugbruch) verursacht wird. Laut Büchi handelt es sich dabei um die Kombination aus beiden Bruchvorgängen, wobei die Scherung, die mit einer Zugbruchbildung beginnt, schließlich zur Bildung des Gesteinsbruchstückes führt. [18]

### 3.4 Einteilung des Vortriebs gemäß ÖNORM

Die Ausschreibung und die Erstellung von Angeboten von Untertagebauten mit kontinuierlichem Vortrieb beruhen auf folgenden Prognosen mit charakteristischen Kennwerten und Bandbreiten, welche in Längsrichtung verteilt werden müssen [1]:

- Gebirgsarten, Systemverhalten und Vortriebsklassen,
- Regelvortriebe, Sondervortriebe sowie Ereignisbewältigungen,
- Wasserverhältnisse im Gebirge, Einfluss des Wassers auf das Gestein und das Gebirge sowie Einwirkung des Wassers auf den geplanten Ausbau,
- Gasaustritte aus dem Gebirge,
- geogene Belastungen des Gebirges,

- Verwertbarkeit des Tunnelausbruchs,
- Gebirgstemperatur.

Da ein Zusammenhang zwischen dem Drehmomentenfaktor und der Einteilung des Vortriebs besteht, wird im Folgenden ausschließlich auf die Themen in diesem Zusammenhang näher eingegangen.

Für den Vortrieb sind anhand der Gebirgscharakterisierung ein oder mehrere Vortriebsabschnitte festzulegen. Diese umfassen sowohl die Bereiche mit dem Regel- und Sondervortrieb als auch die Bereiche mit der Ereignisbewältigung. Hierbei sollen die Bereiche mit dem Regelvortrieb in verschiedene Vortriebsklassen eingeteilt werden. Diese werden durch die Penetration sowie die Art und die Menge der eingebauten Stützmittel bestimmt. [1]

Die Erfüllung von folgenden Kriterien weist einen Regelvortrieb hin [1]:

- Die Ausbruchgeometrie an der Ortsbrust sowie an der Laibung entspricht dem Bohrkopf. Dabei sind keine oder geringfügige Ausbrüche zu identifizieren, welche die Bohrgeschwindigkeit nicht beeinflussen,
- der mittlere Drehmomentenfaktor (DMF) eines Hubes liegt innerhalb einer bestimmten Bandbreite, welche für jedes Projekt festgelegt und während des Vortriebs auch regelmäßig aktualisiert wird. Falls der DMF außerhalb liegt, ist dies auf baubetriebliche Gründe zurückzuführen,
- die Schildreibung ist so gering, dass die Bohrgeschwindigkeit nicht beeinträchtigt wird,
- es tritt kein Gewaltschaden an den Meißeln oder an den anderen für den Vortrieb benötigten Bohrkopfteilen auf,
- es liegen ausschließlich Regelausbau und Regelförderbetrieb vor.

Werden diese Kriterien nicht erfüllt, wird vom Sondervortrieb gesprochen und demnach nicht im Rahmen des Regelvortriebs abgerechnet. Das Bewältigen eines außerordentlichen Ereignisses, wie das Bohren durch die Störzonen, erfordert spezielle Maßnahmen und gesonderte Vergütung jeweils außerhalb des Sondervortriebs. [1]



## 4 GRUNDLAGEN PENETRATIONSERMITTLUNG

### 4.1 Penetration und Vortriebsgeschwindigkeit

Die Penetration, angegeben in Millimeter Vortrieb pro Umdrehung [ $mm/U$ ], stellt als Maß für den Bohrfortschritt einen Ausgangspunkt zur Berechnung der Vortriebsleistung einer Tunnelvortriebsmaschine in einer gegebenen Geologie dar. Dabei wird zwischen der Bohrkopf-Penetration (mittlere Eindringtiefe des Bohrkopfes pro Umdrehung) und der Bohrwerkzeug-Penetration (mittleres Eindringen eines Rollenmeißels beim einmaligen Überrollen der Ortsbrust) unterschieden. Da in der Regel nur ein Meißel je Schneidspur eindringt, weisen die Meißel am Bohrkopf eine unterschiedliche geometrische Anordnung auf, was bedeutet, dass die Bohrkopf-Penetration der Bohrwerkzeug-Penetration entspricht. Aus diesem Grund wird in der Praxis oft vereinfachend der Begriff „Penetration“ benutzt. [26, 55]

Blockige Ortsbrustverhältnisse können aber zu signifikanten Unterschieden zwischen den beiden Penetrationen führen. Sollten sich ganze Blöcke aus der Ortsbrust herauslösen, ist die Bohrkopf-Penetration erheblich, ohne dass die Rollenmeißel ins anstehende Gebirge eindringen. [24]

Als Maßstab für den Vergleich der TBM-Vortriebe unterschiedlicher Bauarten und Leistungen wird üblicherweise die sogenannte „spezifische Penetration“ herangezogen. Sie ist durch das Verhältnis der Bohrkopf-Penetration zur Eindringkraft definiert. [26, 56]

Im Zuge der Ermittlung der Vortriebsleistung wird im nächsten Schritt die Nettovortriebsgeschwindigkeit als Produkt aus Penetration und Bohrkopfdrehzahl berechnet (Formel (4.1)). Sie stellt die maximal erreichbare Geschwindigkeit der TBM dar, jedoch ohne Berücksichtigung von Stillständen. [18, 55]

$$VTG_{net} = \frac{p \cdot n_B \cdot 60}{1000} \quad (4.1)$$

Es bedeutet:

$VTG_{net}$	Nettovortriebsgeschwindigkeit, in [ $m/h$ ]
$p$	Penetration, in [ $mm/U$ ]
$n_B$	Bohrkopfdrehzahl, in [ $U/min$ ]

Anschließend wird die Bruttovortriebsgeschwindigkeit aus der Nettovortriebsgeschwindigkeit ermittelt, wobei alle Behinderungen, Störungen und Unterbrechungen des TBM-Vortriebs in Betracht gezogen werden müssen. Grundsätzlich geschieht dies anhand einer der beiden folgenden Methoden: der Ausnutzungsgrad und baubetriebliche Modellierung. Bei der Leistungsermittlung über den Ausnutzungsgrad handelt es sich um ein vereinfachtes und

schnelles Verfahren, das auf Datengrundlage aus früheren, vergleichbaren Projekten realistische Ergebnisse liefern kann. Die Bruttovortriebsgeschwindigkeit ergibt sich dabei durch Multiplikation der Nettovortriebsleistung mit dem Ausnutzungsgrad und der täglich verfügbaren Vortriebszeit (Formel (4.2)). [18, 55]

$$VTG_{brt} = VTG_{net} \cdot u \cdot T_{VS} \quad (4.2)$$

Es bedeutet:

$VTG_{brt}$	Bruttovortriebsgeschwindigkeit, in $[m/AT]$
$VTG_{net}$	Nettovortriebsgeschwindigkeit, in $[m/h]$
$u$	Ausnutzungsgrad, in $[\%]$
$T_{VS}$	täglich verfügbare Vortriebszeit, in $[h/AT]$

Die Leistungsermittlung anhand des Ausnutzungsgrades kann jedoch aufgrund ihrer Nichtberücksichtigung wesentlicher Abhängigkeiten zu großen Ungenauigkeiten führen. Zusätzlich dazu sind die Sensitivitätsanalysen und Parameterstudien nicht möglich. Aus diesem Grund hat *Leitner* im Rahmen seiner Dissertation ein aufwendigeres, aber genaueres baubetriebliches Modell entwickelt, welches eine systematische, übersichtliche und überprüfbare Leistungsermittlung des TBM-Vortriebs im Festgestein ermöglicht. Dieser Ansatz, der von *Türtscher* aufgegriffen, optimiert und überarbeitet wurde, berücksichtigt die Unterbrechungen jeglicher Art (tägliche Arbeitszeit, Meißelwechsel, Stillstände, Störungen). Dabei wird jede einzelne Unterbrechung zwischen zwei Vortriebszyklen separat berechnet und anschließend anteilig einem fiktiven Hub zugewiesen, der sich aus den beiden Teilprozessen Ausbruch und Sicherung sowie der Umlage sämtlicher Stillstandszeiten zusammensetzt. [18]

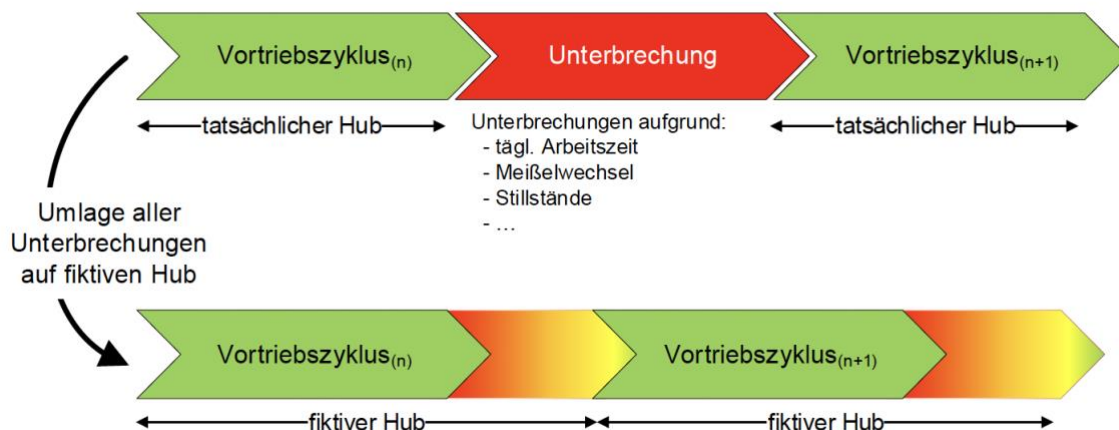


Abbildung 4-1: Umlage aller Stillstandszeiten auf einen fiktiven Hub [24]

Die Dauer eines Vortriebszyklus ist allerdings stark vom Maschinentyp und von der Stützmittelerfordernis abhängig. In einigen Fällen können mehrere Arbeitsschritte gleichzeitig stattfinden. Im Regelbetrieb einer TBM-DS erfolgen der Tübbingeinbau und Ausbruch parallel. [18, 39]

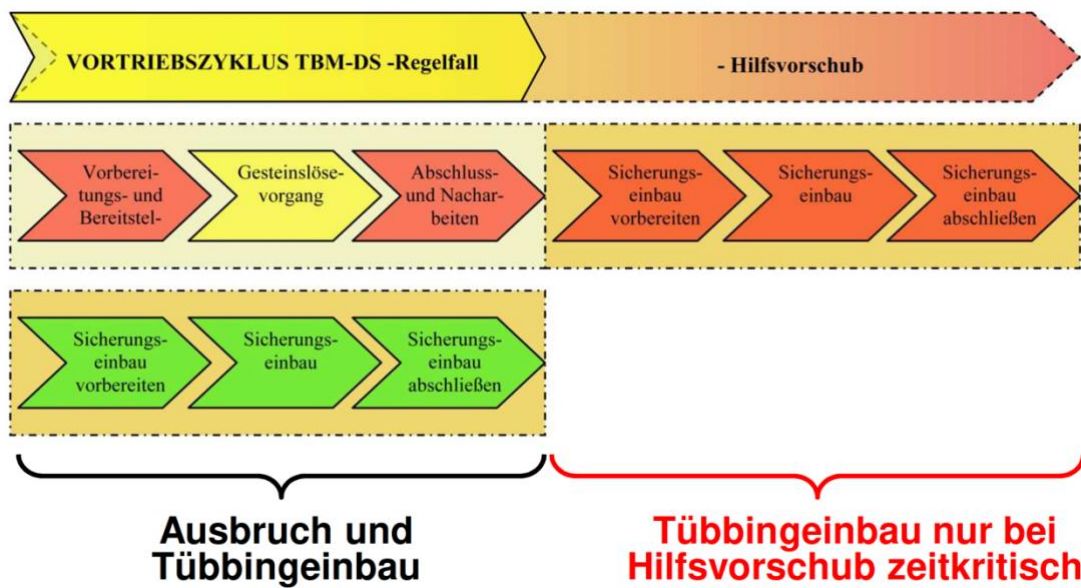


Abbildung 4-2: Vortriebszyklus einer TBM-DS [39]

Bei einer TBM-S hingegen können beide Vorgänge nur nacheinander ausgeführt werden. Während des Ausbruches stützt sich die Maschine auf dem bereits eingebauten Tübbingring ab. [39]

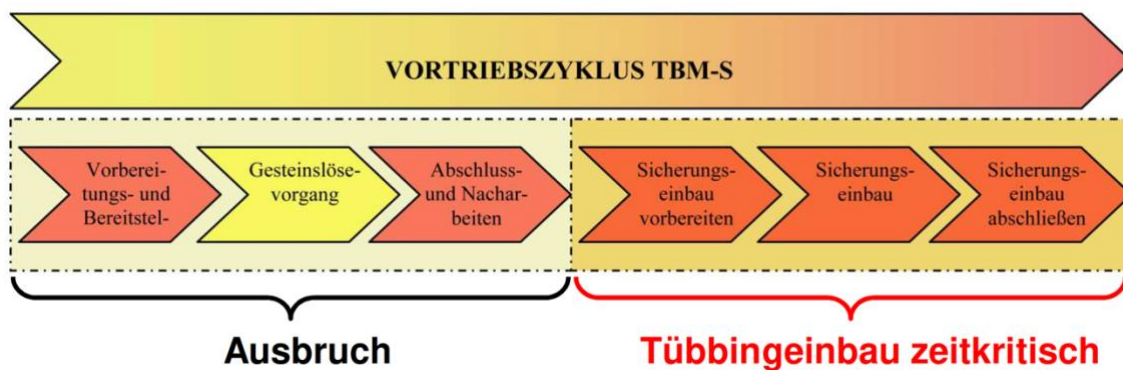


Abbildung 4-3: Vortriebszyklus einer TBM-S [39]

Mithilfe des von *Leitner* präsentierten und von *Türtscher* weiterentwickelten Modells lässt sich die Vortriebsgeschwindigkeit nun bestimmen. Dies geschieht durch die Multiplikation der iterativ ermittelten Anzahl an Hübten je 24 Stunden und der Hublänge der TBM. [3]

Da sich diese Forschung auf die Penetrationsermittlung und die Bestimmung des Drehmomentenbeiwertes fokussiert, wird im Folgenden auf die Ermittlung der Vortriebsgeschwindigkeit nicht näher eingegangen.

## 4.2 Einflussfaktoren auf die Penetration

Die Penetration ist abhängig von drei grundlegenden Einflussfaktoren Maschine, Gestein und Gebirge, sowie deren Wechselwirkungen. Im Folgenden sind die wesentlichen Parameter zusammengestellt: [10]

### 1. Maschine:

- Vortriebsmodus der Tunnelvortriebsmaschine (TBM-O, TBM-S, TBM-DS),
- Anzahl der Meißel [*Stk.*]
- Meißelform,
- Meißeldurchmesser und Schneidspitzenbreite [*mm*],
- Schneidspurabstand (Meißelanordnung am Bohrkopf) [*mm*],
- Schneidwinkel [ $^{\circ}$ ],
- Bohrkopfdurchmesser (Ausbruchdurchmesser) [*m*],
- Bohrkopfdrehzahl [*U/min*],
- Bohrkopfanpresskraft [*kN*],
- Bohrkopfdrehmoment [*kNm*],
- Maschinendynamik (Maschinensteifigkeit),
- Werkzeugverschleiß.

### 2. Gestein:

- Gesteinsfestigkeit (UCS, Spaltzugfestigkeit, Zähigkeit, Bohrbarkeit),
- Abrasivität,
- Gesteins Härte,
- Mineralbestand,
- Dichte,
- Zustands- und Volumenänderungen,
- Verklebung.

### 3. Gebirge:

- Trennflächencharakteristik (Art, Abstand und Orientierung der Trennflächen),
- Spannungszustand,
- Blockigkeit,
- Zerlegungsgrad.

Aufgrund der wechselseitigen Beeinflussung der Parameter ist es äußerst schwierig, diese Zusammenhänge zu erfassen und sie mittels mathematischer Modelle zu beschreiben. In der Literatur sind jedoch einige Beziehungen zwischen den Einflussfaktoren und der Penetration dargelegt. Nach Ansicht von *Robbins* (1970) muss die Meißelkraft einen bestimmten Grenzwert überschreiten, um einen effektiven Bohrvorgang zu gewährleisten. Andererseits würden die Rollenmeißel, deren Eindringtiefe nur ein bis zwei Millimeter je Umdrehung in die anstehende Ortsbrust möglich wäre, lediglich den Bohrstaub erzeugen. Zusätzlich zur Meißelkraft hat *Robbins* (1970) die einaxiale Druckfestigkeit als maßgebende Einflussgröße

zur Penetrationsermittlung genannt. Nach dem aktuellen Stand der Technik ist es jedoch wesentlich, alle drei oben genannten grundlegenden Einflussfaktoren genauer zu betrachten, um eine realitätsnahe Vorhersage der Penetration zu bekommen. [10]

### 4.3 Penetrationsprognosemodelle

Für die Prognose der Penetration beim Einsatz einer TBM im Festgestein steht eine große Anzahl an Modellen zur Verfügung, welche sich in ihrem Konzept voneinander unterscheiden und auf verschiedenen Erfahrungswerten beruhen. Zu den bekanntesten gehören das Modell nach Gehring, das NTNU-Modell (die Technisch-Naturwissenschaftliche Universität Norwegens, Trondheim), das CSM-Modell (Colorado School of Mines), das RMi – System, das Q-System, das RMR-System und das RSR-System. Je nach Modellart lassen sich die Prognosemodelle in drei Gruppen einteilen:

- empirische Modelle auf Basis von Tunnelvortriebsdaten,
- Modelle auf Basis von Schneidversuchen im Labor,
- Modelle auf Basis von Gebirgsklassifizierungssystemen. [10, 55, 56]

Empirische Modelle (das Modell nach Gehring, das NTNU-Modell) beruhen auf TBM-Vortriebsdaten bereits abgeschlossener Projekte. Hierbei müssen sowohl die geologisch-felsmechanischen Verhältnisse samt der tatsächlich erreichten Penetration als auch die Maschinendaten erfasst und ausgewertet werden, um letztendlich ein Modell entwickeln zu können. Die Genauigkeit des Modells hängt maßgeblich von der Qualität und Menge der vorhandenen Daten ab. Die im Baugrund auftretenden Störeinflüsse, die im Zuge der geotechnischen Untersuchung nicht erkannt wurden, führen zu fehlerhaften Annahmen, welche die Prognosegenauigkeit beeinträchtigen können. Die mangelhaften Kenntnisse des Baugrundes sind also oft der Grund für die Abweichungen der Prognose von der tatsächlich erreichten Penetration. Aus diesem Grund gilt das Modell ausschließlich in den geologisch-geotechnischen Gegebenheiten, die als Datengrundlage vollständig zur Verfügung stehen. Es ist von großer Bedeutung, die Grenzen und Rahmenbedingungen des Modells eindeutig festzulegen. [3, 56]

Das CSM-Modell zählt zu den Prognosemodellen, die auf Erkenntnissen aus Schneidversuchen im Labor beruhen. Beim Versuch werden die in einem Schneidversuchstand angebrachten Rollenmeißel an Gesteinsproben getestet. Dabei lässt sich ein Zusammenhang zwischen den auf die Probe ausgeübten Kräften und der erreichten Penetration ermitteln. Allerdings berücksichtigt das Modell nicht den Einfluss des Gebirges (Anisotropien, Spannungszustand und Trennflächencharakteristik). [3, 56]

Es gibt noch eine weitere Gruppe von Prognosemodellen, welche auf angewandten Gebirgsklassifizierungssystemen beruhen. Die Modelle verwenden verschiedene empirische

Diagramme, die einen Zusammenhang zwischen der Penetration, der dafür benötigten Anpresskraft und den unterschiedlichen Gebirgsklassifikationen darstellen. [3, 56]

Im Rahmen dieser Arbeit werden im Folgenden nur das Modell nach Gehring und das CSM-Modell näher beschrieben.

### 4.3.1 Prognosemodell nach Gehring

Das Prognosemodell von *Gehring* wurde 1995 veröffentlicht und zählt zu den gebräuchlichsten Penetrationsmodellen. Das Modell stellt ein empirisches Verfahren zur Ermittlung der Penetration und des Werkzeugverschleißes dar, welches auf Daten bereits aufgefahrener Tunnel beruht. Das Verfahren baut auf der einaxialen Druckfestigkeit auf. Sie dient als Ausgangspunkt zur Festlegung einer Basisfunktion, aus der anschließend durch die Einbeziehung verschiedener Korrekturfaktoren die Penetration ermittelt wird. [3, 10, 33]

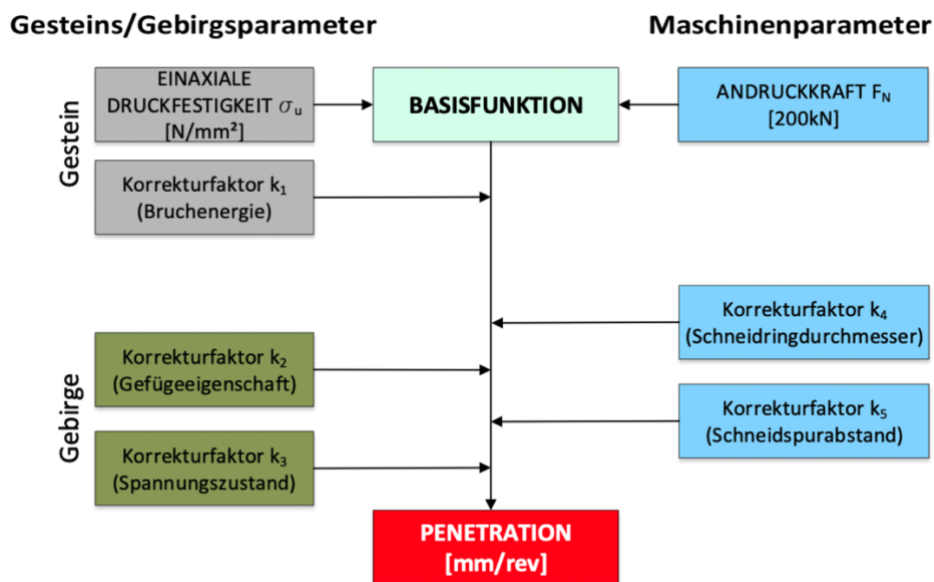


Abbildung 4-4: Vorgangsweise zur Penetrationsermittlung nach dem Modell von Gehring [10]

Die Basisfunktion weist insbesondere für den Bereich der einaxialen Druckfestigkeit zwischen 100 und 250 MPa besonders gute Übereinstimmung auf. Für eine Meißelkraft  $F_{N,i}$  von 200 kN/c lässt sie sich wie folgt beschreiben: [18]

$$p_{200} = a \cdot \sigma_U^{-b} \quad (4.3)$$

Es bedeutet:

- $p_{200}$  Penetration bei einer Meißelkraft von  $F_N = 200 \text{ kN/c}$ , in [mm/rev]
- $a$  Koeffizient gemäß Tabelle 4-1
- $b$  Exponent gemäß Tabelle 4-1
- $\sigma_U$  einaxiale Druckfestigkeit, in [MPa]

Quelle	Koeffizient $a$	Exponent $b$
Farmer	720	0,98
Gehring	800	1,00
Graham	778	0,99
Hughes	2295	1,19
NTNU	3350	1,29
Sanyo	846	1,00

Tabelle 4-1: Übersicht der Funktionsparameter für die Basisfunktion nach verschiedenen Autoren [18]

Das von *Gehring* entwickelte Prognosemodell berücksichtigt folgende Einflussparameter auf die Penetration [10]:

- Festigkeitseigenschaften des Gesteins (einaxiale Druckfestigkeit),
- Verformungseigenschaften des Gesteins (spezifische Bruchenergie),
- Trennflächengefüge,
- Spannungszustand in der Ortsbrust,
- Meißelgröße, -form und Verschleißzustand,
- Meißelanordnung am Bohrkopf (Schneidspurabstand),
- Verfügbare Andruckkraft,
- Rollengeschwindigkeit des Meißels,
- Einflüsse aus der Maschinendynamik.

Für die Modellbildung hat *Gehring* bestimmte Annahmen getroffen, die bei Abweichungen durch Korrekturfaktoren angepasst werden müssen [18]:

- Schneidspurabstand 80 mm,
- Schneidringdurchmesser 17" (432 mm),
- Schneidringbreite 5/8" (15,875 mm),
- mittlere Meißelkraft  $F_{N,i} = 200 \text{ kN/c}$

Die Penetration  $p$  kann somit nach Formel (4.4) berechnet werden [18]:

$$p = \frac{4 \cdot F_N}{\sigma_U} \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \quad (4.4)$$

Es bedeutet:

- $p$  Penetration, in [mm/rev]
- $F_N$  mittlere Meißelkraft, in [kN/c]
- $\sigma_U$  einaxiale Gesteinsdruckfestigkeit, in [MPa]
- $k_1$  Korrekturfaktor für die spezifische Bruchenergie
- $k_2$  Korrekturfaktor für das Trennflächengefüge
- $k_3$  Korrekturfaktor für den Spannungszustand an der Ortsbrust
- $k_4$  Korrekturfaktor für den Schneidringdurchmesser
- $k_5$  Korrekturfaktor für den Schneidspurabstand

Im Folgenden sind die Korrekturfaktoren samt den zugehörigen Diagrammen aufgeführt:

**Korrekturfaktor für die spezifische Bruchenergie  $k_1$  [18]:**

$$k_1 = 0,475 \cdot \left( \frac{W_f}{\sigma_U} \right)^{-0,56} \quad (4.5)$$

Es bedeutet:

- $k_1$  Korrekturfaktor für die spezifische Bruchenergie
- $W_f$  Bruchenergie, in  $[Nm]$  bzw.  $[J]$
- $\sigma_U$  einaxiale Gesteinsdruckfestigkeit, in  $[MPa]$

**Korrekturfaktor für das Trennflächengefüge  $k_2$  [18]:**

$$\alpha_o = |\arcsin(\sin(\beta) \cdot \sin(\alpha_t - \alpha))| \quad (4.6)$$

Es bedeutet:

- $\alpha_o$  Trennflächenorientierung, in  $[\circ]$
- $\beta$  Fallwinkel, in  $[\circ]$
- $\alpha_t$  Azimutwinkel der Tunnelachse, in  $[\circ]$
- $\alpha$  Streichwinkel, in  $[\circ]$

Mittlerer Trennflächenabstand, in $[cm]$	Trennflächenorientierung			
	$0^\circ$	$30^\circ$	$60^\circ$	$90^\circ$
$\geq 50 \text{ cm}$	1,0	1,0	1,0	1,0
$10 - 50 \text{ cm}$	1,1	1,3	1,6	1,3
$5 - 10 \text{ cm}$	1,4	1,8	2,3	1,6
$\leq 5 \text{ cm}$	1,7	2,3	3,0	2,0

Tabelle 4-2: Korrekturfaktor  $k_2$  zur Berücksichtigung des Trennflächengefüges [18]

**Korrekturfaktor für den Spannungszustand an der Ortsbrust  $k_3$  [10, 18]:**

Dieses Modell beruht auf Daten der TBM-Vortriebe mit geringen Überlagerungshöhen (50-250 m), daher sind keine erhöhten Zusatzdrücke zu erwarten. Bei großen Maschinendurchmessern und hohen Überlagerungen ist jedoch mit dem signifikanten Einfluss des Spannungszustandes an der Ortsbrust zu rechnen, was durch den Korrekturfaktor  $k_3$  berücksichtigt werden muss.



**Korrekturfaktor für den Schneidringdurchmesser  $k_4$  [18]:**

$$k_4 = \frac{432}{D_C} \quad (4.7)$$

Es bedeutet:

$k_4$  Korrekturfaktor für den Schneidringdurchmesser

$D_C$  Schneidringdurchmesser, in [mm]

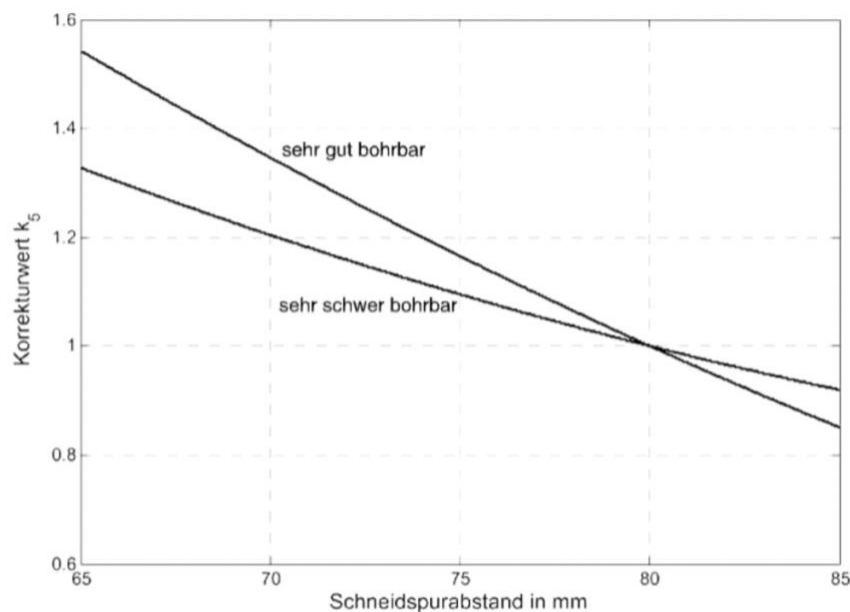
**Korrekturfaktor für den Schneidspurabstand  $k_5$  [18]:**

Abbildung 4-5: Korrekturfaktor  $k_5$  in Abhängigkeit des Schneidspurabstandes [18]

**4.3.2 Prognosemodell der Colorado School of Mines**

Die Grundlage für das Prognosemodell der *Colorado School of Mines (CSM)* bildet die von *Roxborough & Philips (1975)* entwickelte Formel zur Bestimmung der Vortriebsleistung, die von *Ozdemir et al. (1977)* ergänzt wurde. Die aktuelle Version des Modells der *CSM* stützt sich grundsätzlich auf die Veröffentlichungen von *Rostami et al. (1996)* und *Rostami (1997)*. Hierbei handelt es sich um einen halbanalytischen Ansatz, mithilfe dessen die gesamte Vorschubkraft, das dafür benötigte Drehmoment, sowie die entsprechende Leistung der TBM auf Basis der einzelnen Kräfte, die an den Rollenmeißeln wirken, berechnet werden können. Diese Kräfte lassen sich entweder über den Formelapparat oder aus den Ergebnissen der Linearschneidversuche ermitteln. Letztere Methode liefert die genaueren Ergebnisse, da sie auch die Parameter wie Meißelgeometrie, Gesteinsfestigkeit, Zähigkeit und Bohrbarkeit berücksichtigt. Hierzu werden die in einem Schneidversuchsstand montierten Rollenmeißel an  $0,5 \text{ m}^3$  großen Gesteinsproben im Maßstab 1:1 getestet. Aufgrund der begrenzten Größe der Gesteinsproben können die Versuche eigentlich nur an intakten Felsen durchgeführt werden.

Aus diesem Grund liefert die Methode keine Aussage über den Einfluss von Trennflächen auf die Penetration. In Abbildung 4-6 ist der schematische Ablauf der Penetrationsermittlung nach dem Modell der CSM dargestellt. [18, 56, 57]



Abbildung 4-6: Vorgangsweise zur Penetrationsermittlung nach dem Modell der CSM [10]

Während der Abrollbewegung eines Rollenmeißels wirken auf ihn folgende Kräfte: die Normalkraft  $F_N$ , die Rollkraft  $F_R$  und die Seitenkraft. (vgl. Abbildung 4-7). [18]

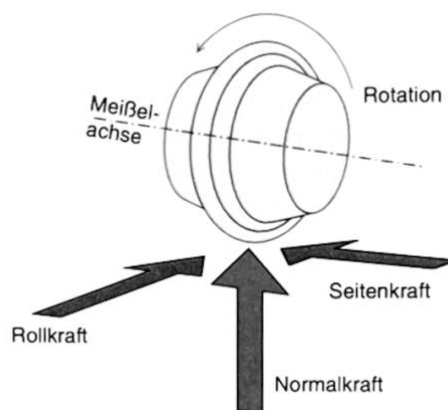


Abbildung 4-7: Kräfteinwirkung auf einen Rollenmeißel [18]

Aus den auf den Rollenmeißel einwirkenden Kräften können folgende Zusammenhänge abgeleitet werden [18]:

$$\begin{aligned}
 F_N &= F_T \cdot \cos\left(\frac{\Phi}{2}\right) \\
 F_R &= F_T \cdot \sin\left(\frac{\Phi}{2}\right)
 \end{aligned}
 \tag{4.8}$$

Es bedeutet:

- $F_N$  Normalkraft, in  $[kN/c]$
- $F_T$  Resultierende Kraft, in  $[kN/c]$
- $\Phi$  Kontaktwinkel zwischen Gebirge und Rollenmeißel,  $[^\circ]$
- $F_R$  Rollkraft, in  $[kN/c]$

Die Bestimmung der resultierenden Kraft  $F_T$  erfolgt nach Formel (4.9). Sie ergibt sich aus der in der Zermalmungszone herrschenden Druckspannung, dem Kontaktwinkel zwischen dem Gebirge und dem Rollenmeißel, sowie der Geometrie des Rollenmeißels. [18]

$$F_T = \frac{P^\circ \cdot \Phi \cdot R_{DC} \cdot B_{DC}}{1 + \psi} \quad (4.9)$$

Es bedeutet:

$F_T$	Resultierende Kraft, in $[kN/c]$
$P^\circ$	Druckspannung, die in der Zermalmungszone herrscht, in $[MPa]$
$\Phi$	Kontaktwinkel zwischen Gebirge und Rollenmeißel, $[^\circ]$
$R_{DC}$	Radius des Rollenmeißels, in $[mm]$
$B_{DC}$	Breite des Rollenmeißels, in $[mm]$
$\psi$	Konstante der Druckverteilungsfunktion (zwischen $-0,2$ und $0,2$ )

Der Kontaktwinkel  $\Phi$  zwischen dem anstehenden Gebirge und dem Rollenmeißel kann nach Formel (4.10) berechnet werden. [18]

$$\Phi = \arccos\left(\frac{R_{DC} - p}{R_{DC}}\right) \quad (4.10)$$

Es bedeutet:

$\Phi$	Kontaktwinkel zwischen Gebirge und Rollenmeißel, $[^\circ]$
$R_{DC}$	Radius des Rollenmeißels, in $[mm]$
$p$	Penetration, in $[mm/U]$

Die in der Zermalmungszone herrschende Druckspannung  $P^\circ$  lässt sich über Formel (4.11) berechnen. [18]

$$P^\circ = C \cdot \sqrt[3]{\frac{\sigma_U^2 \cdot \sigma_Z \cdot s}{\Phi \cdot \sqrt{R_{DC} \cdot B_{DC}}}} \quad (4.11)$$

Es bedeutet:

$P^\circ$	Druckspannung, die in der Zermalmungszone herrscht, in $[MPa]$
$C$	dimensionsloser Koeffizient (in etwa 2,12)
$\sigma_U$	Gesteinsdruckfestigkeit, in $[MPa]$
$\sigma_Z$	Gesteinszugfestigkeit, in $[MPa]$
$s$	radialer Abstand zwischen zwei benachbarten Rollenbahnen, in $[mm]$
$\Phi$	Kontaktwinkel zwischen Gebirge und Rollenmeißel, $[^\circ]$
$R_{DC}$	Radius des Rollenmeißels, in $[mm]$
$B_{DC}$	Breite des Rollenmeißels, in $[mm]$

Aus der Normalkraft  $F_{N,i}$ , sowie der Anzahl der Rollenmeißel  $N$  kann die Bohrkopfanpresskraft  $F_{N,ges}$  ermittelt werden. [18]

$$F_{N,ges} = \sum_{i=1}^N F_{N,i} \approx N \cdot F_{N,i} \quad (4.12)$$

Es bedeutet:

$F_{N,ges}$	Bohrkopfanpresskraft, in [kN]
$N$	Anzahl der Rollenmeißel, in [Stk.]
$F_{N,i}$	Normalkraft, in [kN/c]

Anhand der Rollkraft  $F_R$  und der radialen Abstände der einzelnen Rollenmeißel vom Bohrkopfmittelpunkt  $r_i$  kann nun das erforderliche Bohrkopfdrehmoment  $M_D$  bestimmt werden. [18]

$$M_D = \sum_{i=1}^N F_{R,i} \cdot r_i \approx 0,3 \cdot D_B \cdot N \cdot F_R \quad (4.13)$$

Es bedeutet:

$M_D$	Bohrkopfdrehmoment, in [kNm]
$N$	Anzahl der Rollenmeißel, in [Stk.]
$F_{R,i}$	Rollkraft der einzelnen Rollenmeißel, in [kN/c]
$r_i$	radialer Abstand der einzelnen Rollenmeißel vom Bohrkopfmittelpunkt, in [m]
$0,3 \cdot D_B \cdot N$	Näherung zur Berechnung des Hebelarms aller Rollkräfte am Bohrkopf, in [m]
$D_B$	Bohrkopfdurchmesser, in [m]
$F_R$	Rollkraft, in [kN/c]

Aus den obigen Formeln (Formel (4.8) bis (4.13)) ist zu erkennen, dass die Penetration im Formelapparat des *CSM-Modells* nur implizit enthalten ist. Falls bei einem TBM-Vortrieb unter den gegebenen geologischen und geotechnischen Verhältnissen alle anderen Parameter bereits bekannt und festgelegt sind, ist es möglich, die Penetration so lange zu erhöhen, bis die maßgebenden technischen Kenngrößen der TBM wie Bohrkopfdrehmoment, Leistung und Vorschubkraft ihre Grenzwerte erreichen. Das Modell der *CSM* dient demnach nicht nur zur Penetrationsermittlung, sondern auch zur Optimierung des Bohrkopfdesigns in Bezug auf die Schneidringbreite, den Schneidringdurchmesser und den Schneidspurabstand. Hierzu kann anhand von umfangreichen Testreihen an dem Schneidversuchsstand ein ideales Verhältnis zwischen der Penetration und dem Schneidspurabstand ermittelt werden, welches im Bereich von 10 bis 20 liegen sollte. Der Faktor 10 eignet sich für zähes Gestein, während der Faktor 20 bei sprödem und hartem Gestein zum Einsatz kommt. [18]

Genauso wie beim Linearschneidversuch, bleibt der Einfluss der Gebirgseigenschaften, insbesondere des Trennflächengefüges, auch bei der Penetrationsermittlung über den Formelapparat unberücksichtigt. Dafür wurde von *U.S. Army Corps of Engineers* (1997) ein auf dem *RQD-Wert* basierter Korrekturfaktor entwickelt, welcher die Abweichungen der Penetration vom trennflächenfreien Gestein ( $RQD = 100$ ) berücksichtigt. Die mit dem *CSM-Modell* berechnete Penetration wird mit dem Korrekturfaktor  $FL$  (Formel (4.14)) kombiniert, um den Einfluss der Trennflächencharakteristik einzubeziehen. Allerdings beinhaltet dieser Faktor lediglich den Trennflächenabstand nicht aber die Trennflächenorientierung. Der *RQD-Wert* nach *Deere*, angegeben in [%], ist definiert als die Summe aller Bohrkernstücke, die länger als 10 cm sind, geteilt durch die Gesamtlänge des Bohrkerns. [18, 58]

$$Fl \begin{cases} 1,0 + \frac{100-RQD}{150} & \text{für } UCS < 110 \text{ MPa} \\ 1,0 + \frac{100-RQD}{75} & \text{für } UCS > 110 \text{ MPa} \end{cases} \quad (4.14)$$

Es bedeutet:

- $Fl$  Korrekturfaktor zur Berücksichtigung des Trennflächengefüges  
 $RQD$  *RQD-Wert* nach *Deere*, in [%]

Abschließend muss überprüft werden, ob die nach dem Modell der CSM ermittelte Penetration überhaupt von der eingesetzten TBM erreicht werden kann. Hierbei sollen die Beschränkungen hinsichtlich der Anpresskraft, der Meißelgeometrie, der maximalen Förderleistung des Maschinenbandes, der maximalen Vorschubgeschwindigkeit und des Zusammenhangs zwischen Anpresskraft, Drehmoment, Drehzahl und Penetration in Betracht gezogen werden. [3, 18]

Die maximal erreichbare Penetration, aufgrund des Zusammenhangs zwischen Anpresskraft, Drehmoment, Drehzahl und Leistung ergibt sich nach Formel (4.15) zu [18]:

$$p_{MD} = 1000 \cdot R_{DC} \cdot \left( 1 - \cos \left( 2 \cdot \arcsin \left( \frac{2 \cdot M_D}{\bar{D} \cdot F_N \cdot N} \right) + 4 \cdot \pi \right) \right) \quad (4.15)$$

Es bedeutet:

- $p_{MD}$  maximal erreichbare Penetration, aufgrund des Zusammenhangs zwischen Anpresskraft, Drehmoment, Drehzahl und Leistung, in [mm/U]  
 $R_{DC}$  Radius des Rollenmeißels, in [mm]  
 $M_D$  verfügbares Drehmoment der TBM, in Abhängigkeit der Bohrkopfdrehzahl und der Leistung, in [kNm]  
 $\bar{D}$  mittlerer Rollenbahndurchmesser, in [m]  
 $F_N$  Normalkraft, in [kN/c]  
 $N$  Anzahl der Rollenmeißel, in [Stk.]

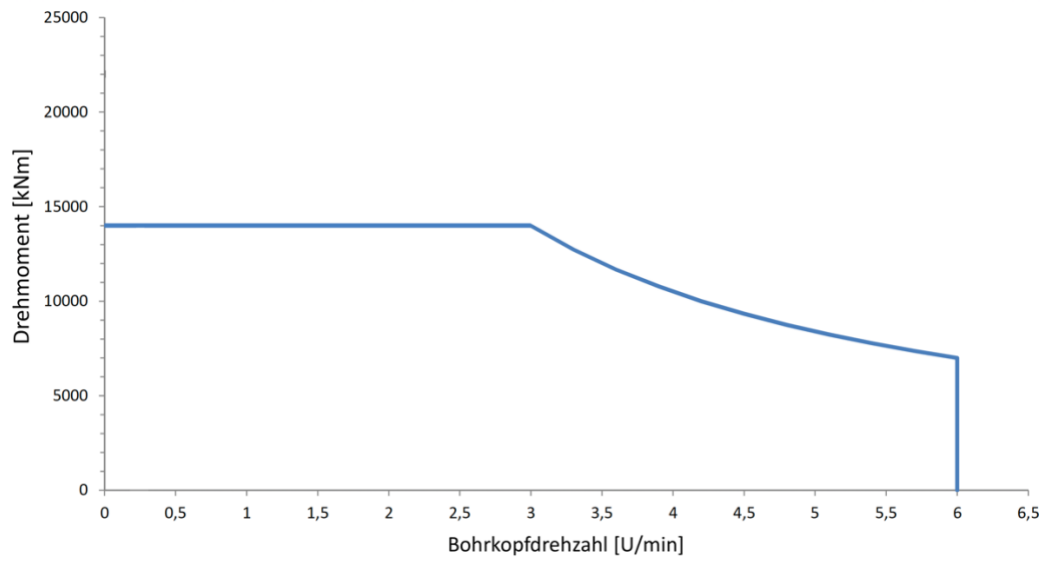


Abbildung 4-8: Verfügbares Drehmoment, in Abhängigkeit der Bohrkopfdrehzahl beim Normalbetrieb einer TBM [59]

## **5 ANSATZ ZUR ERMITTLUNG DER BEZIEHUNGEN ZWISCHEN GEOLOGISCHEN PARAMETERN UND MASCHINENDATEN**

Auf Basis, der in den vorangegangenen Kapiteln beschriebenen Einflussfaktoren auf die Penetration und Grundlagen zur Penetrationsermittlung sollen nun die TBM-Vortriebsdaten, die geologisch-geotechnischen Daten sowie deren Beziehungen ausgewertet und interpretiert werden. Jedoch stellt die Ermittlung der Zusammenhänge zwischen den Maschinendaten und der Geologie eine große Herausforderung dar. Zum einen bedarf es der automatisierten Verarbeitung und Auswertung von beträchtlichen Mengen an TBM-Messdaten. Zum anderen ist es während des Vortriebs mit einer TBM-S äußerst schwierig, die angetroffenen geologischen Verhältnisse zu beobachten und zu beurteilen.

Dieses Kapitel befasst sich deshalb zunächst mit der Datenaufbereitung zur Ermittlung von Leistungsparametern. Hierfür ist ein kurzer Exkurs in die Berechnung des Drehmomentenfaktors notwendig. Im zweiten Teil soll die Erhebung und Verarbeitung von geologischen und geotechnischen Parametern erfolgen. Im Anschluss lassen sich die Ergebnisse der Korrelationsanalyse zwischen den genannten Parametern und dem Drehmomentenfaktor darstellen und interpretieren. Zusätzlich werden die relevantesten TBM-Messdaten mit einer Aufnahme­frequenz von 2 Sekunden mit denen, die im Minutentakt aufgenommen wurden, verglichen. Die Datengrundlage für diese Auswertung stellt ein bereits aufgefahrener Tunnel dar. Das untersuchte Projekt hat 2 Röhren. Aufgrund der vertraulichen Natur der Daten dieses Tunnelbauprojektes erfolgt die Auswertung in anonymisierter Form.

### **5.1 Berichtswesen**

#### **5.1.1 TBM-Vortriebsdaten**

Diese Arbeit legt den Schwerpunkt auf die Interpretation von TBM-Vortriebsdaten im Zusammenhang mit den geologischen und geotechnischen Verhältnissen. Die Verarbeitung und Auswertung von Maschinendaten sollen möglichst automatisch erfolgen und basieren auf dem in der *ÖNORM B 2203-2* definierten Ansatz zur Ermittlung des Drehmomentenfaktors. Dieser Faktor wird anschließend als grundlegender Maschinenparameter für die Korrelationsanalyse verwendet.

##### **5.1.1.1 Maschinendatenaufzeichnung und Auswahl der Inputparameter**

Während des Vortriebs wird eine Vielzahl verschiedener Prozessdaten der eingesetzten Tunnelvortriebsmaschine mit einer Aufnahme­frequenz von einer, zwei oder zehn Sekunden (je nach Maschinentyp) aufgezeichnet. Da in dieser Forschung nur ein geringer Teil der abgespeicherten Messdaten relevant ist, sollen die zu verarbeitende Datensätze auf die

maßgebenden Parameter reduziert und eingeschränkt werden. Für die Datenauswertung werden folgende Maschinendaten weiterverarbeitet:

- Stationierung der TBM [ $m$ ],
- Zeitpunkt der Aufnahme [ $dd.mm.yyyy\ hh:mm:ss$ ],
- Ringnummer [–],
- Anpresskraft des Bohrkopfes [ $kN$ ],
- Drehmoment des Bohrkopfes [ $kNm$ ],
- Drehzahl des Bohrkopfes [ $U/min$ ],
- Penetration [ $mm/U$ ],
- Vortriebskraft [ $kN$ ].

### 5.1.1.2 Datenaufbereitung

Die qualitative und zuverlässige Auswertung der TBM-Messdaten erfordert im ersten Schritt ihre sorgfältige und strukturierte Verarbeitung. Im Fallbeispiel werden die Rohdaten als „csv-Files“ tageweise gespeichert. Eine *csv*-Datei (durch Kommas getrennte Werte) stellt eine vereinfachte Form einer Text- oder Datenbankdatei, die üblicherweise dazu verwendet wird, einfach strukturierte Daten auszutauschen. Diese Art einer Datei ermöglicht beliebig lange Tabellen oder Listen abzuspeichern [60]. Zusätzlich können sowohl *Excel* als auch *Python csv*-Dateien exportieren und einlesen. Außerdem zeigt sich die *csv*-Datei als besonders geeignet für die enormen Datenmengen, die hier anfallen. Da die automatisierte Datenerfassung in diesem Beispiel im 2-Sekunden-Interval erfolgte und nach der Datenfilterung 8 Parameter zur weiteren Verarbeitung verblieben sind, ergeben sich täglich 345600 einzelne Datenfelder. Aufgrund der großen Menge an Prozessdaten sollen alle wesentlichen Bearbeitungsschritte mit *Python* durchgeführt werden.

Dafür werden anfangs die rohen Vortriebsdaten im Dateiformat „*csv*“ in *Python* eingelesen. Die Rohdaten, welche durch die Stillstandzeiten der Maschine und Störungen der Sensoren verursachte Ausreißer und doppelte Daten an identischer Stelle beinhalten, werden im nächsten Schritt bereinigt. Die Datenbereinigung umfasst:

- Entfernen der Zeilen mit Zellen ohne Eintrag,
- Entfernen der Zeilen mit doppelten Daten an identischer Stelle,
- Entfernen der Zeilen mit Werten mit falschem Vorzeichen,
- Entfernen der Zeilen mit Null-Werten (Zeilen mit *Penetration* = 0 entfernen)
- Entfernen der Zeilen mit Ausreißern (sowohl Zellen mit *Penetration* > 16 als auch alle Werte mit einer Standardabweichung des Mittelwertes von 2 entfernen).

### 5.1.1.3 Ermittlung der effektiven Vorschubkraft

Nach dem aktuellen Stand der Technik müssen bei der Berechnung der effektiven Vorschubkraft (Bohrkopfanpresskraft) von der installierten Vorschubkraft folgende Einflusskenngrößen abgezogen werden [18, 61, 62]:



- Reibungskräfte, die sich aus dem Reibungswiderstand zwischen dem Schildmantel und dem umliegenden Gebirge, sowie aus dem Einfluss der etwaigen Reibungskräften infolge der druckhaften Gebirgsverhältnisse zusammensetzen,
- Anhängelast der Nachläufereinheit, sowie die Kräfte zur Überwindung der Gurtzugkräfte des Streckenbandes,
- Reduktion der Kräfte durch Kontakt zwischen den Kalibermeißeln (im „*gauge cutter*“ Bereich) und der Tunnelwand. Die Verringerung der gesamten Vorschubkraft beträgt dadurch ca. 5 % (siehe Nomogramm in Abbildung 5-1)
- Zusatzkräfte aufgrund der Verformungsarbeit (hohe Bohrkopf- und Maschinensteifigkeit),
- Zusatzkräfte zum Ausgleich von eventuell eingesetzten hydraulischen Stabilisatorplatten (siehe Kapitel 3.2.3.2.3 *Vorschubeinrichtung*).

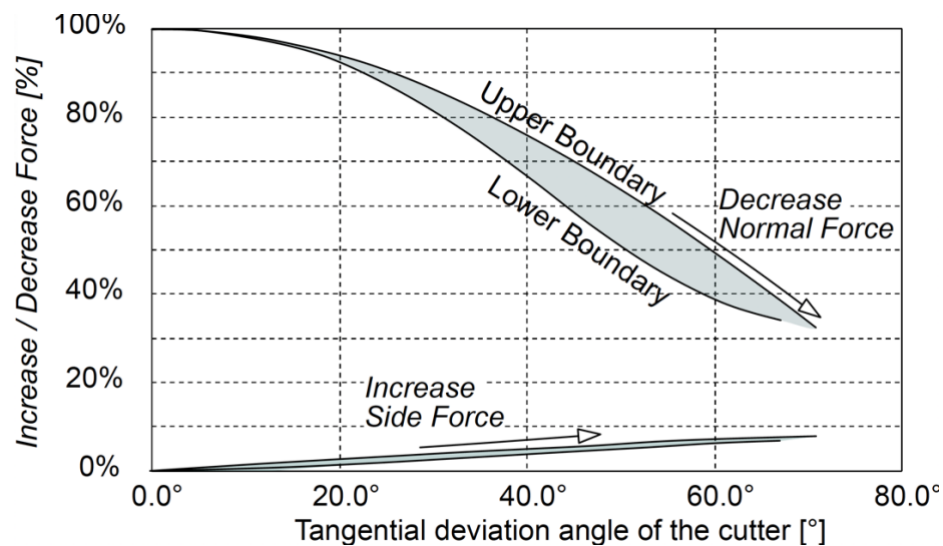


Abbildung 5-1: Nomogramm zur Reduktion der Vorschubkräfte im „*gauge cutter*“ Bereich [63]

Für die in dieser Forschung betrachtete TBM-S gilt grundsätzlich:

$$F_{BK} = T_{total} - F_{R,Schild,l} - F_{NLE,l} \quad (5.1)$$

Es bedeutet:

$F_{BK}$	Bohrkopfanpresskraft (alle Zylinderkräfte der Bohrkopfverschiebung aufsummiert), in [kN]
$T_{total}$	Gesamtvorschubkraft (alle Vorschubpressenkräfte aufsummiert), in [kN]
$F_{R,Schild,l}$	Schildreibung, wirkend in Vortriebsrichtung, in [kN]
$F_{NLE,l}$	Nachschieppkraft der NLE (beide Nachschieppzylinder summiert), wirkend in Vortriebsrichtung, in [kN]

Für die im Kapitel 5.1.1.4 *Ermittlung des Drehmomentenfaktors gemäß ÖNORM* beschriebene Berechnung des Drehmomentenfaktors  $k_{BK}$  wurden folgende Annahmen/Vereinfachungen getroffen:

- Sowohl die Gesamtvorschubkraft  $T_{total}$  als auch die Bohrkopfanpresskraft  $F_{BK}$  sind in Vortriebsrichtung gerichtet,
- die Nachschleppkräfte der NLE umfassen sowohl die Kräfte zum Nachziehen der NLE als auch die Kräfte zur Überwindung der Gurtzugkräfte des Streckenbandes,
- das Drehmoment bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf  $M_0$  stellt das zur Überwindung der inneren Reibung und der Kräfte wegen des Kontaktes zwischen dem Kalibermeißel und der Tunnelwand benötigte Drehmoment dar,
- im Zuge der Maschinendatenaufzeichnung wurde neben der Gesamtvorschubkraft  $T_{total}$  auch die Bohrkopfanpresskraft  $F_{BK}$  gemessen, weswegen es nicht nötig war, die Bohrkopfanpresskraft  $F_{BK}$  mittels Formel (5.1) zu ermitteln. Die aufgezeichnete Anpresskraft  $F_{BK}$  entspricht jener Kraft, die tatsächlich an den am Bohrkopf angebrachten Meißeln vorliegt.

#### 5.1.1.4 Ermittlung des Drehmomentenfaktors gemäß ÖNORM

Die bereinigten Prozessdaten (siehe Kapitel 5.1.1.2), die unter anderem auch die Anpresskräfte am Bohrkopf und die bekannten technischen Kenngrößen der eingesetzten TBM beinhalten, ermöglichen nun die Ermittlung des Drehmomentenfaktors  $k_{BK}$ . Dieser Beiwert ist durch das Verhältnis zwischen dem realen und theoretischen Bohrkopfdrehmoment definiert. Da das tatsächliche Drehmoment am Bohrkopf gemessen wird und demnach bekannt ist, soll nun das theoretische Drehmoment gemäß *ÖNORM B-2203-2* errechnet werden. Die in der *ÖNORM* publizierten Beziehungen beruhen auf dem CSM-Modell (Colorado School of Mines). [64]

Anzahl der Rollenmeißel $N$	61
Bohrkopfdurchmesser $D_B$	10100 mm
Radius des Rollenmeißels $R_{DC}$	241,3 mm
Drehmoment bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf $M_0$	500 kNm
Installierte / Nennvortriebskraft $T_{total,nenn}$	60792 kN
Maximale Vortriebskraft $T_{total,max}$	90720 kN
Maximal zulässige Anpresskraft je Rollenmeißel $F_{N,max}$	350 kN

Tabelle 5-1: Technische Kenngrößen der eingesetzten Einfachschildmaschine TBM-S

Die Aufzeichnung im 2-Sekunden-Intervall weist für die Bestimmung des theoretischen Drehmomentes eine übermäßige Genauigkeit auf und führt zugleich zu enormen Datenmengen, weswegen die Vortriebsdaten zunächst hubweise zusammengefasst werden. Da der mittlere Drehmomentenfaktor des jeweiligen Hubes ermittelt werden soll, erfolgt bei der Gruppierung die Berechnung der hubweisen Mittelwerte der Anpresskräfte, der Penetration, des Drehmomentes und anderer Maschinenparameter. [1, 18]

Im nächsten Schritt wird die durchschnittliche Normalkraft  $F_N$ , die in Vortriebsrichtung auf jeden Meißel einwirkt, auch als Meißelkraft bekannt, bestimmt [1]:

$$F_N = \frac{F_{BK}}{N} \quad (5.2)$$

Es bedeutet:

$F_N$	Meißelkraft, in $[kN/c]$
$F_{BK}$	Bohrkopfanpresskraft, in $[kN]$
$N$	Anzahl der Rollenmeißel, in $[Stk.]$

Der Schneidwinkel  $\alpha$  lässt sich aus der gemessenen Penetration  $p$  und dem Radius des Rollenmeißels  $R_{DC}$  wie folgt berechnen [1]:

$$\alpha = \arccos\left(\frac{R_{DC} - p}{R_{DC}}\right) \quad (5.3)$$

Es bedeutet:

$\alpha$	Schneidwinkel, in $[^\circ]$
$R_{DC}$	Radius des Rollenmeißels, in $[mm]$
$p$	Penetration, in $[mm]$

Unter der Annahme, dass die auf die Meißel einwirkende resultierende Kraft  $F_T$  in Richtung der Symmetrieachse des Schneidwinkels  $\alpha$  gerichtet ist (siehe Abbildung 5-2) kann die Tangentialkraft  $F_{tang}$  vereinfacht berechnet werden [64].

$$F_{tang} = \tan\left(\frac{\alpha}{2}\right) \cdot F_N \quad (5.4)$$

Es bedeutet:

$F_{tang}$	Tangentialkraft, in $[kN/c]$
$\alpha$	Schneidwinkel, in $[^\circ]$
$F_N$	Meißelkraft, in $[kN/c]$

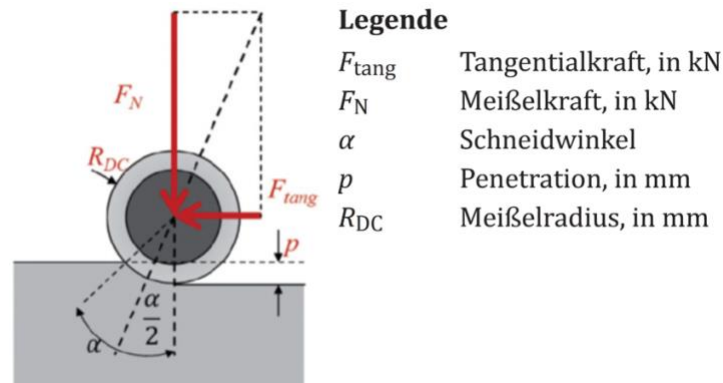


Abbildung 5-2: Die angenommene Beziehung zwischen der Penetration und der auf die Meißel einwirkende Normalkraft sowie der dabei auftretenden Tangentialkraft [1]

Das theoretische Drehmoment  $M_{CH,th}$  ergibt sich somit als Summe aller Produkte aus Tangentialkräften mit den radialen Abständen der jeweiligen Rollenmeißel vom Bohrkopfmittelpunkt und des Drehmomentes bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf  $M_0$  [64]. Im Fallbeispiel weist der Wert von  $M_0$  auf einen Wert von 500 kNm hin.

$$M_{CH,th} = \sum_{i=1}^N F_{tang,i} \cdot r_i + M_0 \quad (5.5)$$

Es bedeutet:

- $M_{CH,th}$  theoretisches Drehmoment, in [kNm]
- $N$  Anzahl der Rollenmeißel, in [Stk.]
- $F_{tang,i}$  Tangentialkraft der einzelnen Rollenmeißel, in [kN/c]
- $r_i$  radialer Abstand der einzelnen Rollenmeißel vom Bohrkopfmittelpunkt, in [m]
- $M_0$  Drehmoment bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf, in [kNm]

Vereinfacht kann das theoretische Drehmoment  $M_{CH,th}$  wie folgt bestimmt werden [1]:

$$M_{CH,th} = 0,3 \cdot F_{tang} \cdot N \cdot D_{BK} + M_0 \quad (5.6)$$

Es bedeutet:

- $M_{CH,th}$  theoretisches Drehmoment, in [kNm]
- $F_{tang}$  Tangentialkraft, in [kN/c]
- $N$  Anzahl der Rollenmeißel, in [Stk.]
- $D_{BK}$  Bohrkopfdurchmesser, in [m]
- $M_0$  Drehmoment bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf, in [kNm]

Wie bereits erwähnt, lässt sich der Drehmomentenfaktor  $k_{BK}$  aus dem Verhältnis zwischen dem gemessenen Drehmoment am Bohrkopf  $M_{real}$  und dem theoretischen Drehmoment  $M_{CH,th}$  errechnen. Die Grenzwerte für den Drehmomentenfaktor sind projektspezifisch festzulegen. [1]

$$k_{BK} = \frac{M_{real}}{M_{CH,th}} \quad (5.7)$$

Es bedeutet:

$k_{BK}$  Drehmomentenfaktor

$M_{real}$  gemessenes Drehmoment am Bohrkopf, in [kNm]

$M_{CH,th}$  theoretisches Drehmoment, in [kNm]

### 5.1.1.5 Ermittlung der Verluste wegen der Schildreibung

Während des Vortriebs der Einachschildmaschine wurde zusätzlich in beiden Nachschleppzylindern die in Vortriebsrichtung wirkende Nachschleppkraft der NLE  $F_{NLE,l}$  aufgezeichnet. Für den Vortrieb in der Weströhre des untersuchten Projektes wurden diese gemessenen Werte zur Verfügung gestellt. Da sowohl die Bohrkopfanpresskräfte  $F_{BK}$  als auch Vortriebskräfte  $T_{total}$  für den ganzen Westvortrieb bekannt sind, kann nun die Schildreibung  $F_{R,Schild,l}$  nach Formel (5.1) einfach berechnet werden.

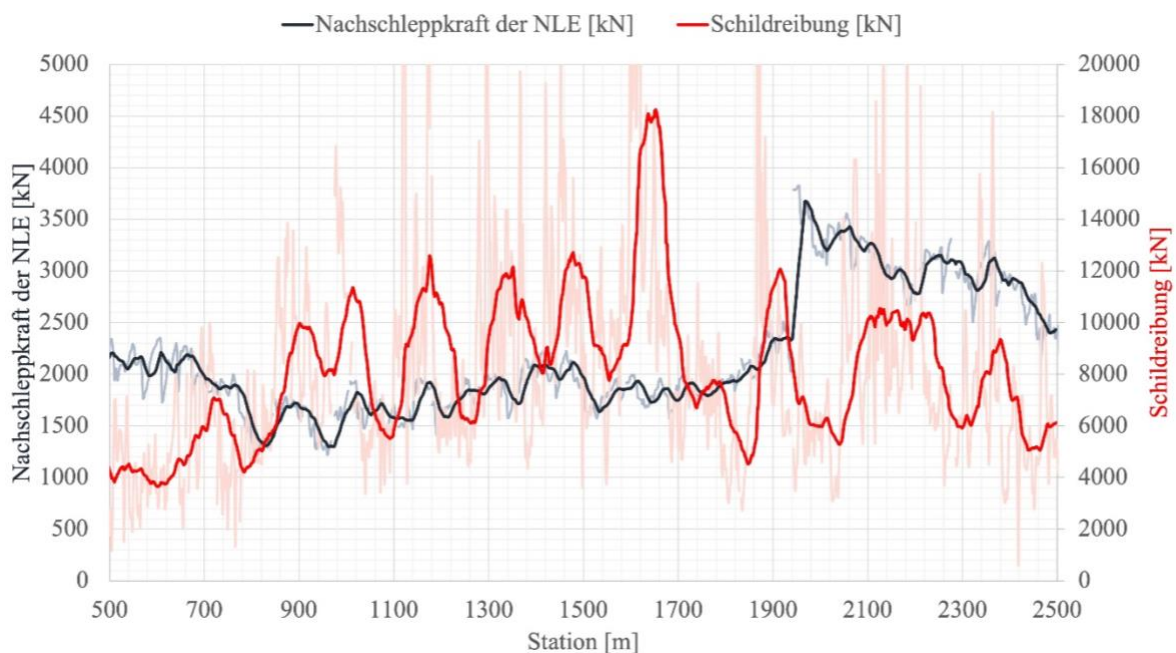


Abbildung 5-3: Die gemessenen Nachschleppkräfte der NLE und die Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500

### 5.1.2 Geologische und geotechnische Parameter

Um die TBM-Vortriebsdaten im Zusammenhang mit den geologischen und geotechnischen Parametern interpretieren zu können, werden neben den Maschineneigenschaften auch die geologischen Eigenschaften als Eingangsparameter benötigt. Wie bereits in Kapitel 3.1

beschrieben, umfassen diese sowohl die Gesteins- als auch die Gebirgseigenschaften. Im Folgenden wird auf die Art und Weise der Gewinnung und Aufbereitung der geologischen und geotechnischen Verhältnisse, die für das untersuchte Projekt von der Bauausführungsfirma zur Verfügung gestellt wurden, genauer eingegangen.

### 5.1.2.1 Geologische Aufzeichnungen

Die geologische Dokumentation stellt eine weitere bedeutende Aufzeichnung, die während des TBM-Vortriebs durchgeführt wird, dar. Hierbei ist zu berücksichtigen, dass die Qualität der geologischen Aufzeichnung hauptsächlich vom eingesetzten Maschinentyp abhängt. Bei einer Einfachschildmaschine bestehen die Einschränkungen, das angetroffene Gebirge zu begutachten, da sowohl die Ortsbrust wegen des Bohrkopfes als auch die Laibung aufgrund des Schildmantels und der Tübbingauskleidung erschwert einsehbar sind. Hier erfolgt die Beurteilung der umliegenden geologischen Verhältnisse durch das Fenster im Schildschwanzbereich. Die so gewonnene geologische Dokumentation kann durch Ortsbrustaufnahmen zusätzlich ergänzt werden. In gleicher Weise können Gesteinsproben, die die Bestimmung der geologisch-geotechnischen Parameter ermöglichen, entnommen werden. Aufgrund der hohen Vortriebsleistungen ergeben sich jedoch Abstände von mehr als 15 m zwischen zwei aufeinanderfolgenden geologischen Aufnahmen, was die sogenannte „lückenhafte geologische Dokumentation“ verursacht. Das bedeutet, dass bei der Datenverarbeitung nicht jedem Ring die bekannten geologischen und geotechnischen Verhältnisse zugewiesen werden können. Für eine lückenlose geologisch-geotechnische Aufzeichnung ist demnach eine Interpolation der jeweiligen Bereiche zwischen den Ringen mit bekannten Daten erforderlich.

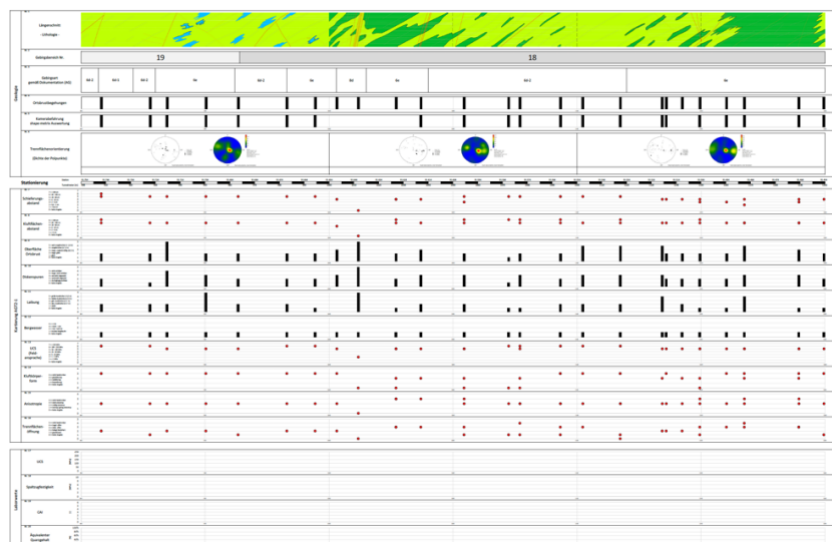


Abbildung 5-4: Beispielhafte geologisch-geotechnische Dokumentation

Im Zuge des TBM-Vortriebs im vorliegenden Fall wurde eine Vielzahl verschiedener geologisch-geotechnischen Parameter aufgezeichnet. Da für die Korrelationsanalyse nur wenige dieser Parameter relevant sind, werden die Datensätze reduziert. Folgende Tunneldaten sowie geologischen und geotechnischen Parameter werden weiterverarbeitet:

- Stationierung der TBM [*m*],
- Ringnummer,
- Oberfläche der Ortsbrust, kategorisiert in 5 Klassen:
  - 1      glatt
  - 2      überwiegend glatt
  - 3      überwiegend ungleichmäßig ( $\leq 0,3 \text{ m}$ )
  - 4      vorgebrochen ( $\leq 1,0 \text{ m}$ )
  - 5      weit vorgebrochen ( $> 1,0 \text{ m}$ )
- Diskenspuren an der Ortsbrust, kategorisiert in 5 Klassen:
  - 1      nicht sichtbar
  - 2      überwiegend nicht sichtbar
  - 3      vermehrt abgesetzt
  - 4      vereinzelt abgesetzt
  - 5      durchgängig sichtbar
- SF-Abstand, kategorisiert in 7 Klassen:
  - 1       $< 0,6 \text{ cm}$
  - 2       $0,6 - 2 \text{ cm}$
  - 3       $2 - 6 \text{ cm}$
  - 4       $6 - 20 \text{ cm}$
  - 5       $20 - 60 \text{ cm}$
  - 6       $60 - 200 \text{ cm}$
  - 7       $> 200 \text{ cm}$
- K/H-Abstand, kategorisiert in 6 Klassen:
  - 1       $< 2 \text{ cm}$
  - 2       $2 - 6 \text{ cm}$
  - 3       $6 - 20 \text{ cm}$
  - 4       $20 - 60 \text{ cm}$
  - 5       $60 - 200 \text{ cm}$
  - 6       $> 200 \text{ cm}$
- Verwitterung, kategorisiert in 6 Klassen:
  - 1      V1 frisch
  - 2      V2 schwach verwittert
  - 3      V3 mäßig verwittert
  - 4      V4 stark verwittert
  - 5      V5 vollständig verwittert
  - 6      V6 zersetzt

### 5.1.2.2 Datenaufbereitung

Die qualitative und zuverlässige Auswertung der geologischen Daten erfordert im ersten Schritt ihre sorgfältige und strukturierte Verarbeitung. Diese umfasst das Ersetzen der nicht verfügbaren Werte (#NV in *Excel*) durch leere Zeilen, das Zusammenführen der *Excel*-Dateien, die Zuordnung der geologischen Verhältnisse über Tunnelmeter und die Bereinigung der doppelten Daten je Hub.

Zunächst werden nur die Hübe mit geologischer Aufnahme in Betracht gezogen. Für die Hübe werden im nächsten Schritt das Ortsbrustverhalten sowie die GSI-Werte wie folgt ermittelt. Anhand der bekannten Parameter „*Verhältnisse an der Ortsbrustoberfläche*“ und „*Diskenspuren an der Ortsbrust*“ lässt sich das Ortsbrustverhalten für jeden Ring aus der Tabelle 5-2 bestimmen. Diese Tabelle wurde projektspezifisch für die vorliegende Arbeit zusammengefasst.

Ortsbrust	Diskenspuren					
	5 = durchgängig sichtbar	4 = vereinzelt abgesetzt	3 = vermehrt abgesetzt	2 = üwgd. nicht sichtbar	1 = nicht sichtbar	0 = keine Angabe
0 = keine Angabe	OBV 1	OBV 1	OBV 2	OBV 3	OBV 4	na.
1 = glatt	OBV 1	OBV 2	OBV 2	OBV 3	OBV 4	na.
2 = üwgd. glatt	OBV 2	OBV 2	OBV 3	OBV 3	OBV 4	na.
3 = üwgd. ungleichmäßig ( $\leq 0,3\text{ m}$ )	OBV 3	OBV 3	OBV 3	OBV 4	OBV 4	na.
4 = vorgebrochen ( $\leq 1,0\text{ m}$ )	OBV 4	OBV 4	OBV 4	OBV 4	OBV 4	na.
5 = weit vorgebrochen ( $> 1,0\text{ m}$ )	OBV 4	OBV 4	OBV 4	OBV 4	OBV 4	na.

Tabelle 5-2: Hilfstabelle zur Bestimmung des Ortsbrustverhaltens OBV

Die GSI-Werte können nach Formel (3.6) berechnet werden, wobei die dafür benötigten Eingangsparameter Trennflächenbeschaffenheit  $J_c$  und äquivalentes Blockvolumen bei teilweise durchtrennter Trennflächen  $V_b$  aus den bekannten geologischen Parametern „*SF-Abstand*“, „*K/H-Abstand*“ und „*Verwitterung*“ ermittelt werden können. Somit sind alle geologisch-geotechnischen Kenngrößen (Verhältnisse an der Ortsbrustoberfläche, Ortsbrustverhalten OBV und GSI-Wert) für die Korrelationsanalyse, die im nächsten Schritt folgt, bekannt.

Zuletzt erfolgt die Interpolation aller Bereiche zwischen den Ringen mit geologischer Aufnahme. In gleicher Vorgehensweise, wie oben beschrieben, können nun die für die Korrelationsanalyse relevanten Parameter für den ganzen Vortrieb vollständig ermittelt werden.

## 5.2 Ergebnisse und deren Interpretation

Die nachfolgenden Unterkapitel sind den Ergebnissen der Drehmomentanalyse sowie der Korrelationsanalyse zwischen dem Drehmomentenfaktor und den geologischen Verhältnissen



gewidmet, welche anschließend auch interpretiert werden. Darüber hinaus wird der errechnete Drehmomentenfaktor eines Hubes aus den alle 2 Sekunden aufgenommenen Prozessdaten und demjenigen, der aus den Messdaten mit einer Aufnahme­frequenz von 1 Minute ermittelt wird, verglichen.

### 5.2.1 Drehmomentenfaktor gemäß ÖNORM

Das Diagramm in Abbildung 5-5 zeigt den Linienverlauf des berechneten Drehmomentenfaktors und der spezifischen Penetration für den gesamten Vortrieb einer Röhre. Die Bandbreite des mittleren Drehmomentenfaktors für den Regelvortrieb ist projektspezifisch festzulegen und liegt im Allgemeinen zwischen 0,65 und 1,2. Nach Ansicht von Radončić (2014) fällt dieser Faktor bei einer erhöhten Schildeibung unter den unteren Wert, da der Bohrkopf nicht genügend Vorschub erhält. Im Falle instabiler Ortsbrustverhältnisse, was Sondermaßnahmen erfordert (Sondervortrieb), steigt der Drehmomentenfaktor jedoch über den oberen Wert. Die Zunahme des Faktors tritt auf Grund der erhöhten Reibung des herausgelösten Materials vor dem Bohrkopf, des erhöhten Füllungsgrades des Bohrkopfs und der Tatsache, dass dieser Ansatz ausschließlich für den Regelvortrieb geeignet ist, ein. [64]

Die spezifische Penetration lässt sich gemäß Formel (5.8) berechnen [65]:

$$p_{spez} = \frac{p}{F_N} \quad (5.8)$$

Es bedeutet:

$p_{spez}$  spezifische Penetration, in  $[mm/U/kN/c]$

$p$  Penetration, in  $[mm/U]$

$F_N$  Meißelkraft, in  $[kN/c]$

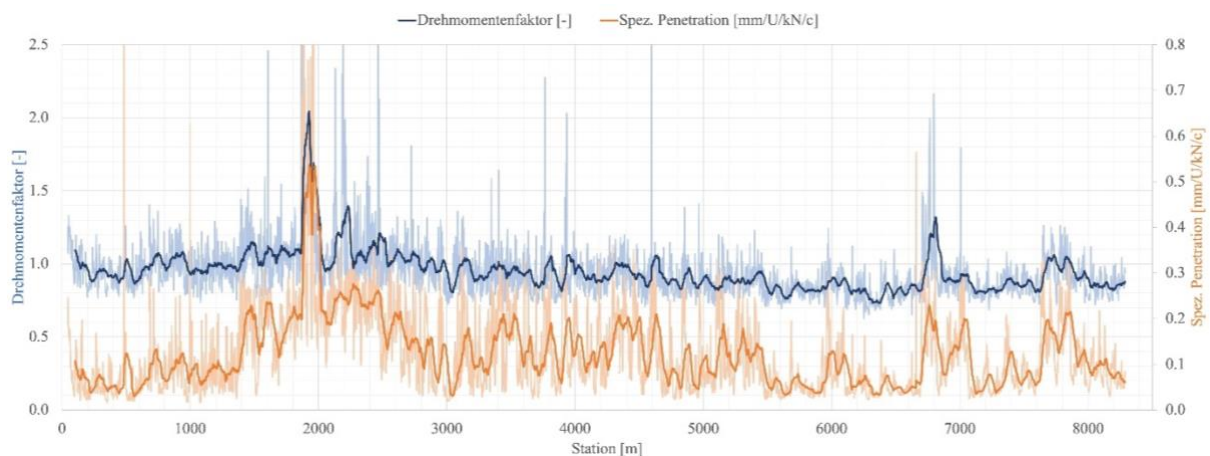


Abbildung 5-5: Linienverlauf der mittleren Drehmomentenfaktors und der spezifischen Penetration, Weströhre

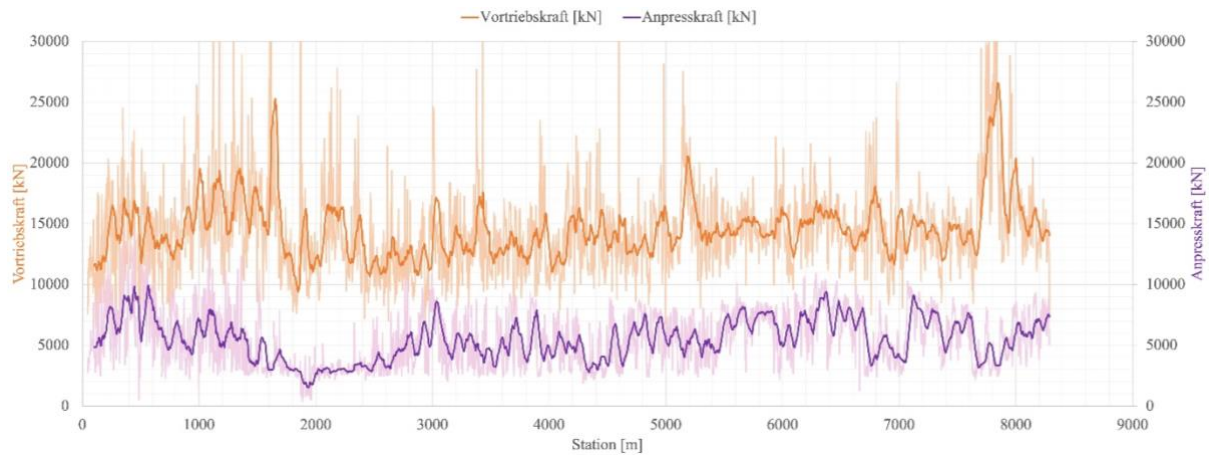


Abbildung 5-6: Linienverlauf der gemessenen Vortriebs- und Anpresskräfte, Weströhre

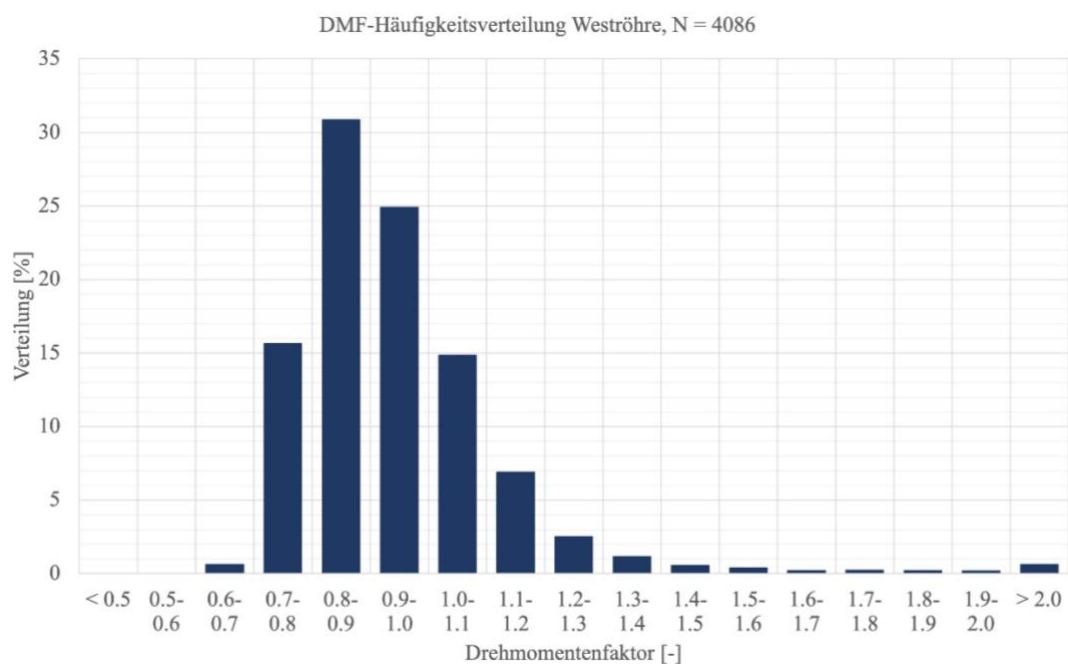


Abbildung 5-7: Häufigkeitsverteilung des Drehmomentenfaktors, Anzahl der Hübe: 4086, Weströhre

Wie aus den obigen Abbildungen ersichtlich ist, beträgt der Drehmomentenfaktor im betrachteten Projekt meist zwischen 0,7 und 1,1. Es ist zu erkennen, dass in der Regel die Zunahme des Drehmomentenfaktors mit der Zunahme der spezifischen Penetration übereinstimmt und umgekehrt. Der Grund liegt darin, dass die gemessene Penetration als Eingangsparameter für die Berechnung des Drehmomentenfaktors sowie der spezifischen Penetration verwendet wird und beeinflusst stark die Ergebnisse.

Zusätzlich wird in Abbildung 5-6 der Verlauf der gemessenen Vortriebs- und Anpresskräfte in der Weströhre dargestellt. Bei der Abnahme der Anpresskraft, nimmt der Drehmomentenfaktor zu. Diese Abhängigkeit ist durch den Formelapparat zur Berechnung des Drehmomentenfaktors definiert.

### 5.2.2 Korrelationsanalyse

Nun wird der mittlere Drehmomentenfaktor den verschiedenen geologischen/ geotechnischen Daten (Ortsbrustverhalten OBV, Zustand an der Ortsbrustoberfläche, GSI-Wert) gegenübergestellt. Die Ergebnisse der Korrelationsanalyse sind im Folgenden dargestellt und beschrieben.

#### 5.2.2.1 OBV – Drehmomentenfaktor

Die Diagramme in Abbildung 5-8 zeigen die Korrelation zwischen dem Ortsbrustverhalten und dem Drehmomentenfaktor. Bei der Interpretation der Ergebnisse ist es wichtig zu berücksichtigen, dass nur 3 Hübe in der Weströhre und somit 3 Werte des Drehmomentenfaktors dem OBV 1 zugeordnet sind. Entlang der beiden Vortriebe (Ost- und Weströhre) herrschen somit größtenteils nur zwei Ortsbrustverhaltenstypen (OBV 3 und OBV 4). Es ist zu erkennen, dass die Drehmomentenbeiwerte des OBV 4 einen höheren Drehmomentenfaktor im Vergleich zum OBV 3 aufweisen. Aufgrund einer riesigen Bandbreite des Drehmomentenfaktors innerhalb von OBV 3 und OBV 4 sind die daraus resultierenden Erkenntnisse nicht aussagekräftig. Im Fallbeispiel zeigen sich keine festen Zusammenhänge zwischen dem Drehmomentenfaktor und dem Ortsbrustverhalten.

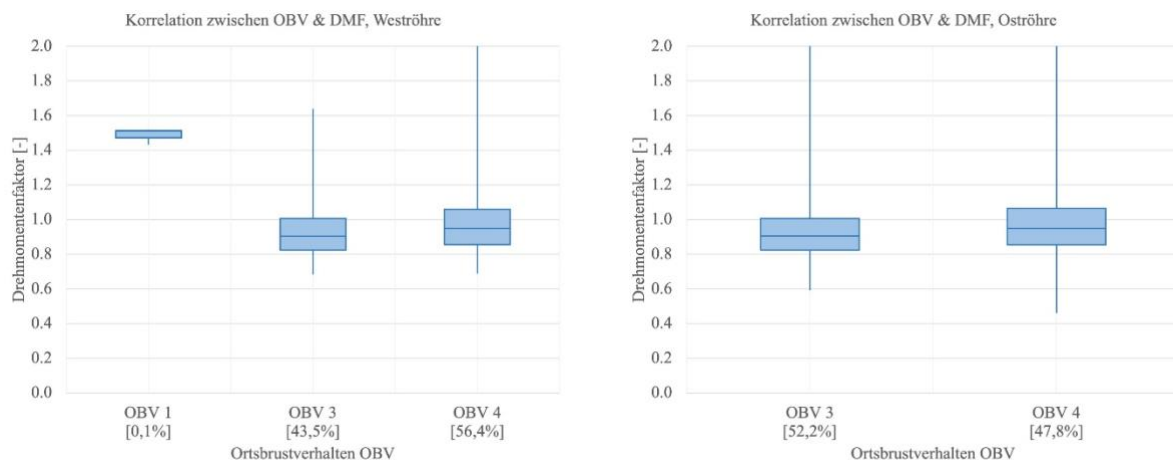


Abbildung 5-8: Korrelation zwischen dem Ortsbrustverhalten und Drehmomentenfaktor für die West- (links, Anzahl der Hübe mit vorhandenen Daten  $N=2798$ ) und Oströhre (rechts,  $N=2750$ ) und die %-Verteilung des jeweiligen OBV bezogen auf die Gesamtstrecke

Es wurde angenommen, dass zwei Verteilungen im System vorhanden sind. Laut der Hypothese sind die Drehmomentenbeiwerte des OBV 1 gleich 1,0. Mit zunehmender Verschlechterung des Ortsbrustverhaltens (bei aufsteigender Reihenfolge der Ortsbrustverhaltenstypen) weichen die Drehmomentenbeiwerte immer mehr von 1,0 aufsteigend und absteigend (in zwei Richtungen) ab. Die in Abbildung 5-9 dargestellten Ergebnisse zeigen, dass die Hypothese nicht bestätigt werden kann.

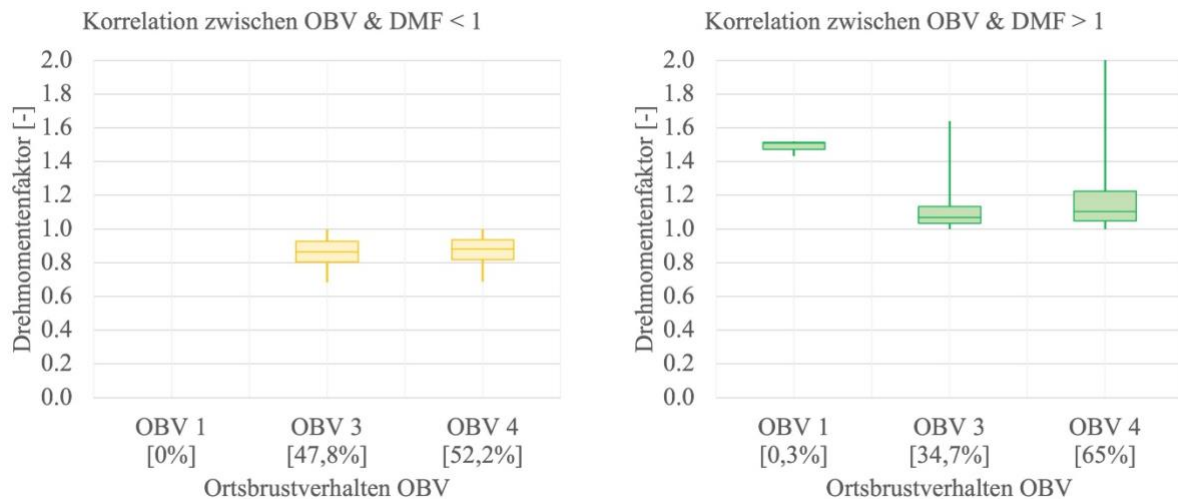


Abbildung 5-9: Korrelation zwischen dem Ortsbrustverhalten und dem Drehmomentenfaktor < 1 (links, Anzahl der Hübe mit vorhandenen Daten  $N=1892$ ) sowie > 1 (rechts,  $N=906$ ) für die Weströhre) und die %-Verteilung des jeweiligen OBV bezogen auf die Gesamtstrecke

### 5.2.2.2 Oberfläche OB – Drehmomentenfaktor

Im Rahmen dieser Forschung wird auch die Korrelationsanalyse zwischen dem Zustand an der Ortsbrustoberfläche und dem Drehmomentenfaktor durchgeführt. Wie bereits geschrieben, ist dieser Zustand in 5 Klassen kategorisiert: 1 –glatt, 2 –überwiegend glatt, 3 –überwiegend ungleichmäßig ( $\leq 0,3 m$ ), 4 –vorgebrochen ( $\leq 1 m$ ) und 5 –weit vorgebrochen ( $> 1 m$ ). Die Diagramme in Abbildung 5-10 stellen die Korrelation zwischen den betrachteten 2 Parametern sowohl für die Weströhre (links) als auch für die Oströhre (rechts) dar. Wegen einer Riesenbandbreite des Drehmomentenfaktors innerhalb der jeweiligen Klassen, lässt sich kein Einfluss von Verhältnissen an der Ortsbrust auf den Drehmomentenfaktor erkennen.

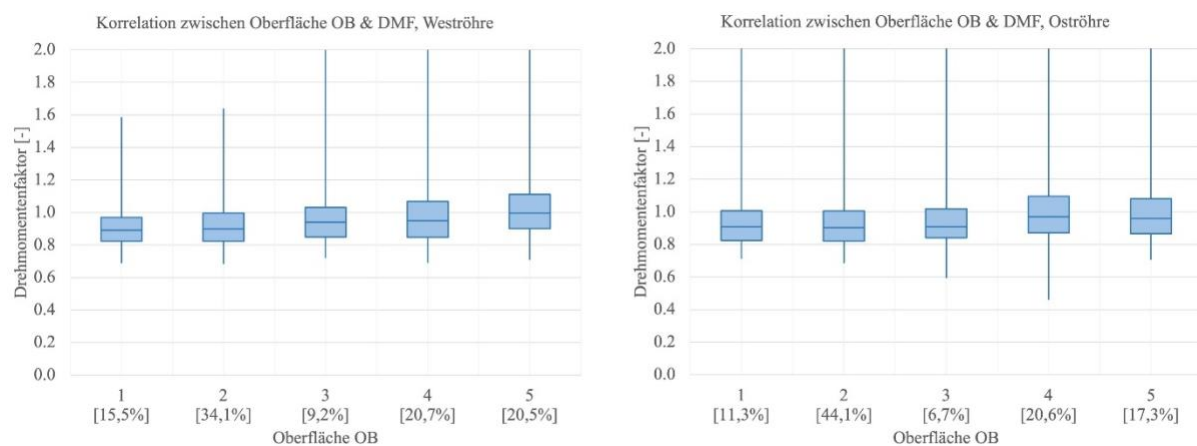


Abbildung 5-10: Korrelation zwischen dem Zustand an der Ortsbrustoberfläche und dem Drehmomentenfaktor für die West- (links, Anzahl der Hübe mit vorhandenen Daten  $N=2806$ ) und Oströhre (rechts,  $N=2781$ ) und die %-Verteilung des jeweiligen Zustands an der OB bezogen auf die Gesamtstrecke

Die folgende Abbildung zeigt, dass nur eine Verteilung der Drehmomentenbeiwerte im System vorhanden ist. Ähnlich wie bei den Ortsbrustverhaltenstypen wurde auch hier angenommen, dass die Drehmomentenbeiwerte der Klasse 1 gleich 1,0 sind. Mit zunehmender Verschlechterung des Zustands an der Ortsbrust (bei aufsteigenden „Oberfläche-OB“ Klassen) weichen die Drehmomentenbeiwerte immer mehr von 1,0 aufsteigend und absteigend (in zwei Richtungen) ab. Die Ergebnisse bestätigen diese Hypothese nicht.

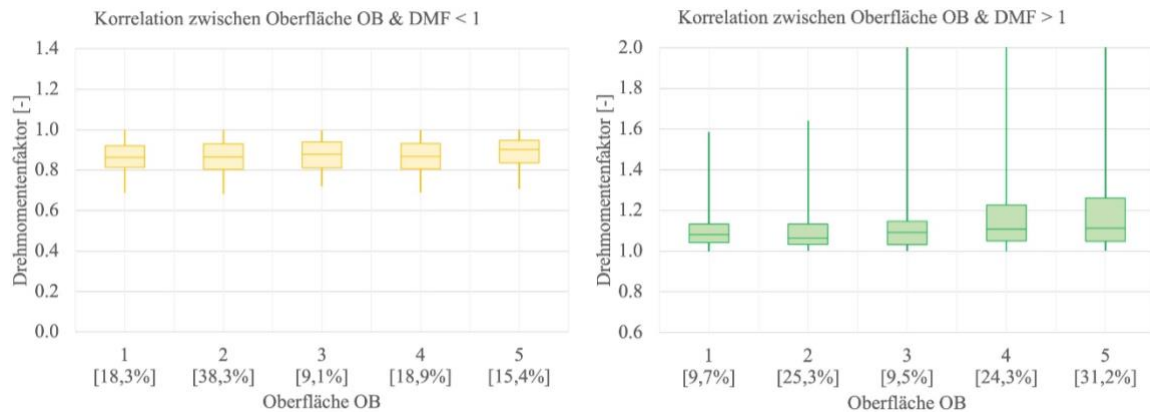


Abbildung 5-11: Korrelation zwischen dem Zustand an der Ortsbrustoberfläche und dem Drehmomentenfaktor < 1 (links, Anzahl der Hübe mit vorhandenen Daten  $N=1897$ ) sowie > 1 (rechts,  $N=909$ ) für die Weströhre und die %-Verteilung des jeweiligen Zustands an der OB bezogen auf die Gesamtstrecke

### 5.2.2.3 GSI-Wert – Drehmomentenfaktor

Die Ergebnisse der Korrelationsanalyse zwischen den GSI-Werten und dem Drehmomentenfaktor sind in den Diagrammen der Abbildung 5-12 ersichtlich. Die GSI-Werte werden dabei in 5 Klassen kategorisiert: 20 – 30, 30 – 40, 40 – 50, 50 – 60 und 60 – 70. Im Allgemeinen gilt, je höher der GSI-Wert, desto homogener und intakter ist der Gebirgsaufbau und desto bessere Verhältnisse (Rauigkeit, Verwitterung) herrschen an den Oberflächen von Diskontinuitäten. Insbesondere im linken Diagramm ist ein Trend der Abnahme der Drehmomentenbeiwerte bei gleichzeitiger Zunahme der GSI-Werte zu sehen. Daraus lässt sich ein Zusammenhang zwischen dem Drehmomentenfaktor und dem GSI-Wert erkennen.

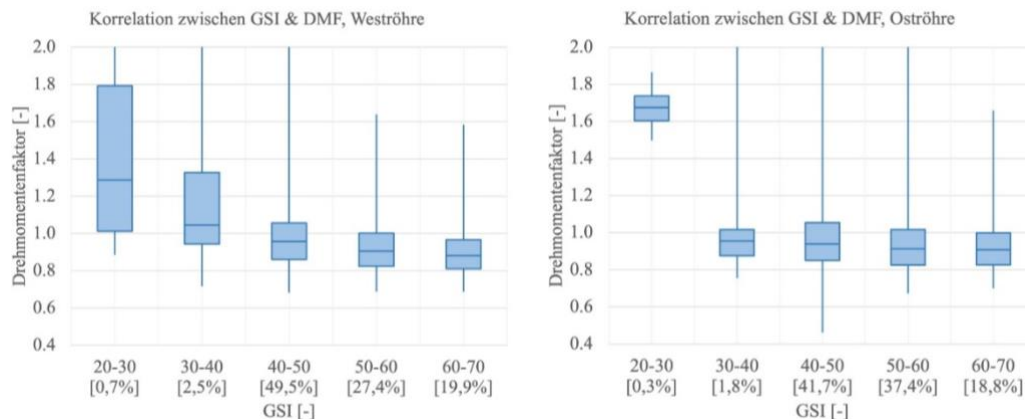


Abbildung 5-12: Korrelation zwischen den GSI-Werten und dem Drehmomentenfaktor für die West- (links, Anzahl der Hübe mit vorhandenen Daten  $N=2760$ ) und Oströhre (rechts,  $N=2737$ ) und die %-Verteilung der jeweiligen GSI-Klasse bezogen auf die Gesamtstrecke

### 5.2.2.4 Schildreibung – Drehmomentenfaktor

Das Diagramm in Abbildung 5-13 zeigt den Linienverlauf der gemessenen Vortriebs- und Anpresskräfte sowie der Verluste wegen der Schildreibung für den Abschnitt von Tunnelmeter 500 bis zu Tunnelmeter 2500 in der Weströhre. Dabei ist eine Wechselbeziehung zwischen der Anpresskraft und der Schildreibung zu sehen. Bei der Zunahme der Verluste wegen der Schildreibung, nehmen die Anpresskräfte ab und umgekehrt.

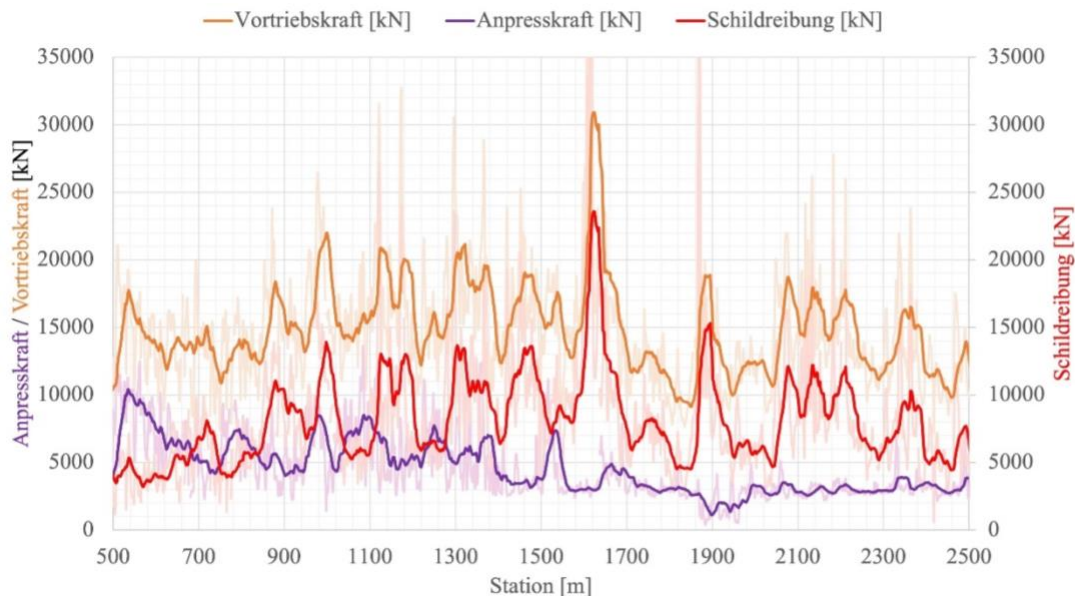


Abbildung 5-13: Linienverlauf der gemessenen Vortriebs- und Anpresskräfte sowie der Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500

Der Linienverlauf der Schildreibung und der spezifischen Penetration für den betrachteten Abschnitt in der Weströhre ist im Diagramm in Abbildung 5-14 ersichtlich. In den Bereichen der erhöhten Schildreibung weist die spezifische Penetration eine Erhöhung auf.

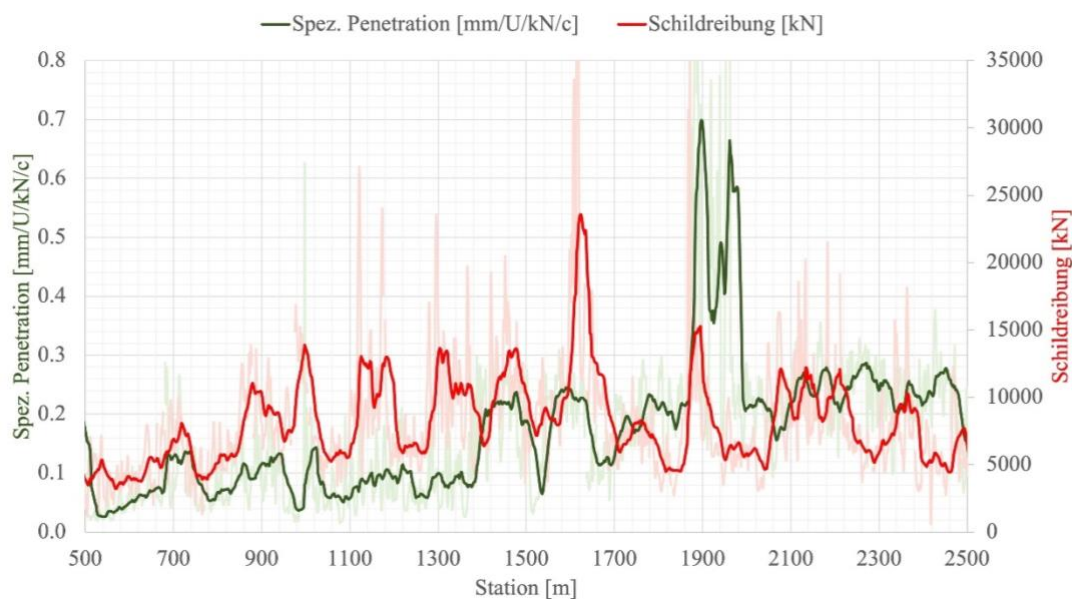


Abbildung 5-14: Linienverlauf der spezifischen Penetration und der Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500

Im unteren Diagramm ist der Linienverlauf des Drehmomentenfaktors und der Schildreibung für den gleichen Tunnelabschnitt dargestellt. Hier zeigt sich ein Zusammenhang zwischen diesen zwei Parametern. Bei der Zunahme der Verluste aufgrund der Schildreibung, nehmen die Drehmomentenbeiwerte auch zu.

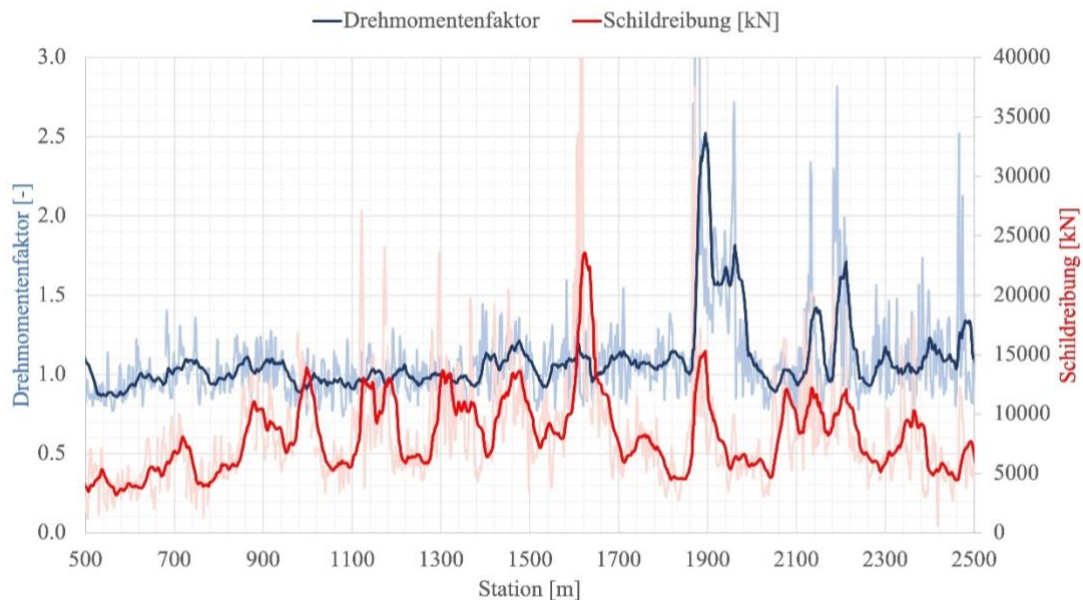


Abbildung 5-15: Linienvorlauf des Drehmomentenfaktors und der Schildreibung, Weströhre, TM 500 – TM 2500

Nun wird die Korrelationsanalyse zwischen dem Drehmomentenfaktor und der Schildreibung durchgeführt. Die Reibungsverluste werden in Klassen von 5000 kN-Schritten eingeteilt. Im vorliegenden Boxplot-Diagramm (Abbildung 5-16) ist erkennbar, dass die Drehmomentenbeiwerte der Klasse „< 5000 kN“ die Werte 1,0 aufweisen. Mit zunehmender Schildreibung nimmt der Drehmomentenfaktor zu. Dies widerspricht der Aussage von Radončić (siehe Kapitel 5.2.1).

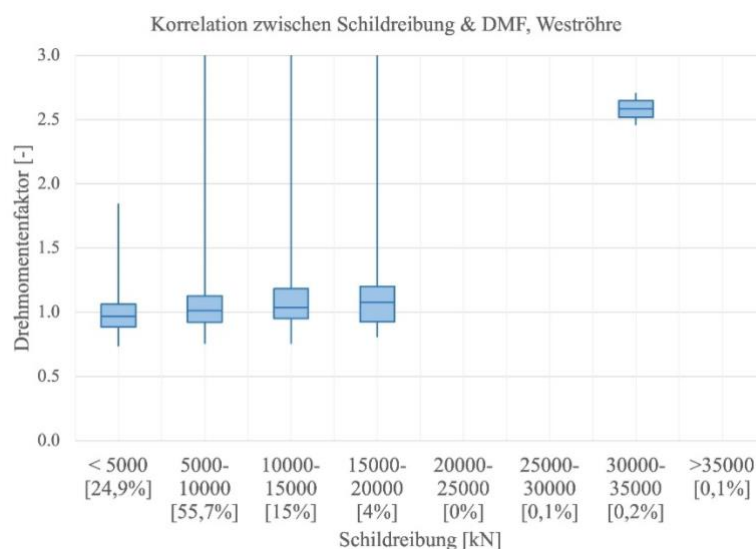


Abbildung 5-16: Korrelation zwischen der Schildreibung und dem Drehmomentenfaktor, Weströhre (Anzahl der Hübe mit vorhandenen Daten  $N=1045$ ), TM 500 – TM 2500 und die %-Verteilung der jeweiligen Klasse bezogen auf die Gesamtstrecke

### 5.2.3 Drehmomentenfaktor: Minuten- vs. Sekundendaten

Abschließend findet ein Vergleich des errechneten Drehmomentenfaktors eines Hubes aus den alle 2 Sekunden aufgenommenen Prozessdaten mit demjenigen, der aus den Messdaten mit einer Aufnahmefrequenz von 1 Minute bestimmt wird, statt. Hierzu werden die Rohdaten (sowohl 2-Sekunden- als auch Minutendaten), welche zu dem Hub 2864 (Weströhre) gehören, in Betracht gezogen. Die Ermittlung des mittleren Drehmomentenfaktors dieses Hubes aus 2-Sekundendaten ergibt den Wert von 0,845, während die Berechnung dieses Faktors aus Minutendaten einen Wert von 0,862 liefert. Es besteht ein signifikanter Unterschied in der Anzahl von Prozessdaten zwischen 2-Sekunden- und Minutendaten (Abbildungen Abbildung 5-17 und Abbildung 5-18).

Die daraus ermittelten Drehmomentenbeiwerte weisen jedoch keine großen Differenzen zueinander auf, da deren Berechnung auf der Ermittlung der hubweisen Mittelwerte beruht. Grundsätzlich gilt selbstverständlich, dass eine größere Anzahl an Eingangswerten zuverlässigere Ergebnisse liefert. Jedoch dienen auch die Minutendaten als geeignete Grundlage zur Einschätzung des Drehmomentenfaktors und sie bringen eine Reihe von Vorteilen mit sich. Sie besitzen zum Beispiel deutlich geringere Datenmengen, die schneller verarbeitet werden können.

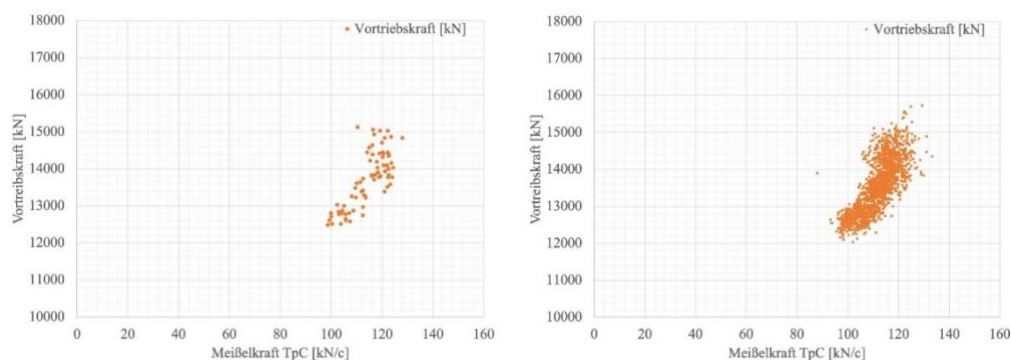


Abbildung 5-17: Direkter Vergleich der gemessenen Vortriebskraft zwischen Minuten- (links) und 2-Sekundendaten (rechts)

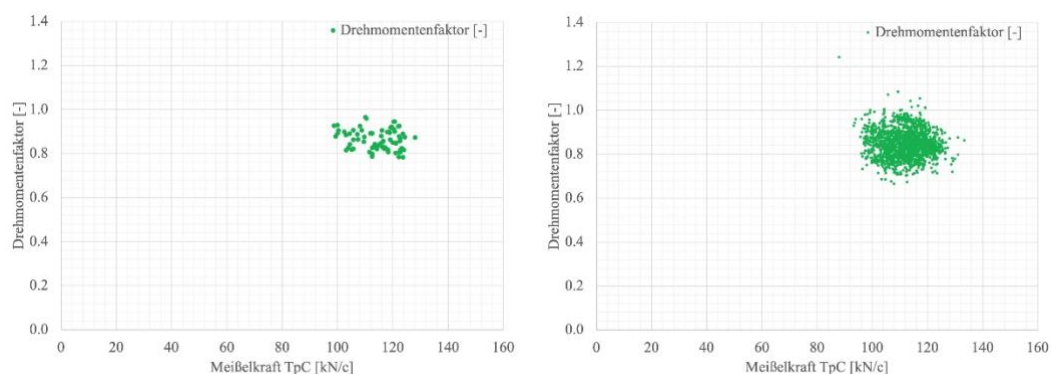


Abbildung 5-18: Direkter Vergleich des ermittelten Drehmomentenfaktors aus den Minuten- (links) und den 2-Sekundendaten (rechts)



Im Zuge der Gegenüberstellung von 2-Sekunden- und Minutendaten werden zusätzlich 10 zufällige Minuten des Vortriebes innerhalb dieses Hubes detailliert betrachtet. Für die jeweilige Minute wird ein Durchschnittswert aus den Drehmomentenbeiwerten berechnet, die während dieser Minute jede zweite Sekunde bestimmt werden. Anschließend werden diese Mittelwerte mit den Drehmomentenbeiwerten, welche aus den Minutendaten bestimmt werden, verglichen. Die Ergebnisse sind in folgender Tabelle zusammengestellt.

Timestamp	DMF [2 sec data]	DMF [min data]
yyyy-11-29 06:40	0.853	0.845
yyyy-11-29 06:48	0.882	0.877
yyyy-11-29 07:01	0.858	0.825
yyyy-11-29 07:09	0.838	0.815
yyyy-11-29 07:17	0.833	0.821
yyyy-11-29 07:23	0.854	0.890
yyyy-11-29 07:28	0.845	0.842
yyyy-11-29 07:32	0.844	0.887
yyyy-11-29 07:40	0.798	0.824
yyyy-11-29 07:46	0.876	0.904

Tabelle 5-3: Direkter Vergleich der Drehmomentenbeiwerte, berechnet aus 2-Sekunden- und Minutendaten innerhalb des Hubes 2864

Im folgenden Diagramm (Abbildung 5-19) wird der Linienverlauf des Drehmomentenfaktors, ermittelt sowohl aus 2-Sekunden- als auch aus Minutendaten, in der Zeitspanne von 07:05 bis 7:30 dargestellt.

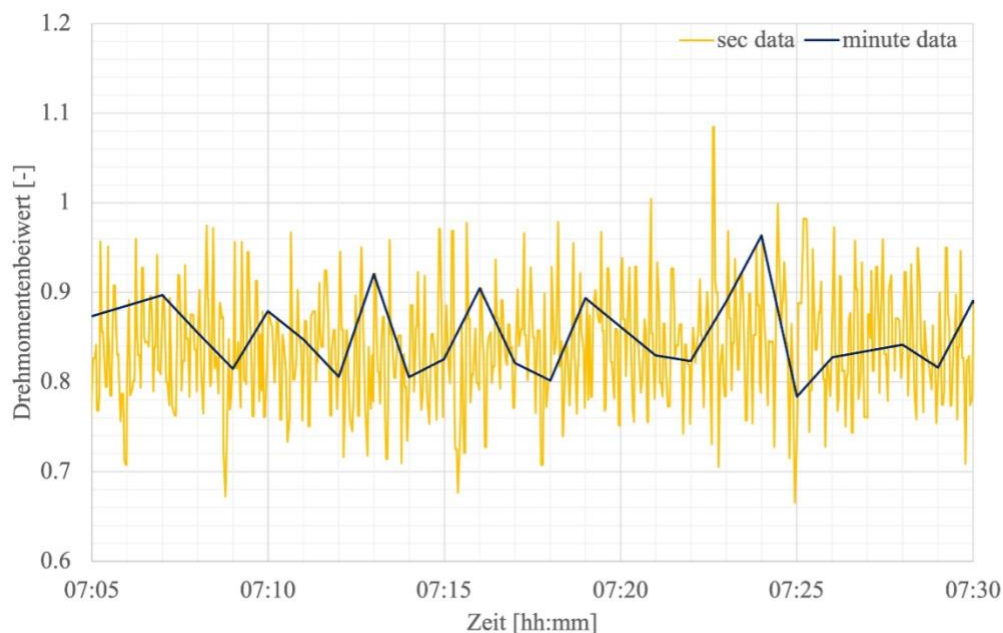


Abbildung 5-19: Linienverlauf des berechneten Drehmomentenfaktors aus Minuten- (blau) und 2-Sekundendaten (gelb)

Die Ergebnisse bestätigen die Hypothese, dass die Minutendaten für die grobe Einschätzung des mittleren Drehmomentenfaktors geeignet sind. Falls die genaueren Werte des Drehmomentenfaktors benötigt werden, ist es allerdings erforderlich, deren Berechnung aus Sekunden oder 2-Sekundendaten durchzuführen.

## 6 ZUSAMMENFASSUNG UND AUSBLICK

In diesem letzten Kapitel wird die Masterarbeit zusammengefasst und die Ermittlung des Drehmomentenfaktors diskutiert. Abschließend wird ein Ausblick auf weitere mögliche Forschung aus Sicht des Autors gegeben.

### 6.1 Zusammenfassung

Nach dem aktuellen Stand der Technik ist der Einsatz von Tunnelvortriebsmaschinen für die bergmännische Erstellung von langgestreckten unterirdischen Bauwerken im Festgestein und bei verschiedenen Überlagerungshöhen unverzichtbar. Insbesondere bei Tunnelbauprojekten dieser Dimensionen sind ausführliche, exakte und umfangreiche Planungen von großer Bedeutung. Dies gewährleistet einen reibungslosen sowie zeit- und kostenoptimierten Bauablauf in der Ausführungsphase. Dabei ist der Einsatz vorhandener Prognosemethoden erforderlich, um eine hohe Planungsgenauigkeit zu erreichen. Für eine konfliktfreie und unproblematische Bauabwicklung ist eine faire und präzise Abrechnung unerlässlich. Neben der Bauzeit beeinflusst die Einteilung des Vortriebs in Bereiche mit Regelvortrieb und Sondervortrieb sowie Bereiche mit Ereignisbewältigung die Abrechnung wesentlich. Laut *ÖNORM B 2203-2* erfolgt die Einteilung der Vortriebsabschnitte nach bestimmten Kriterien. Zu diesen gehört unter anderem die Bandbreite des mittleren Drehmomentenfaktors, welcher bestimmt werden muss.

Anhand der aufgezeichneten Prozessdaten eines bereits vorgetriebenen Tunnels wurde in dieser Arbeit in einem ersten Schritt der Drehmomentenfaktor gemäß *ÖNORM B 2203-2* berechnet. Die für seine Berechnung notwendigen Mittelwerte der effektiven Vorschubkräfte, des gemessenen Drehmomentes und der Penetration wurden hubweise ermittelt. Es stellt sich die Frage, ob die hubweise ermittelten Inputparameter tatsächlich am relevantesten sind. Bei der Einteilung der Vortriebsabschnitte spielen die Extremwerte eine wichtige Rolle. Diese werden bei der Berechnung der Mittelwerte nicht berücksichtigt. Andererseits sind in manchen Fällen die Extremwerte von den Ausreißern trotz der sorgfältiger Datenfilterung und Datenaufbereitung schwer zu unterscheiden. In diesen Fällen ist man mit den berechneten Mittelwerten auf der sichereren Seite.

Für die Bestimmung des Drehmomentenfaktors wird auch das Drehmoment bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf  $M_0$  benötigt. Laut *ÖNORM* ist dieser Wert vor Vortriebsbeginn festzustellen [1]. Im Zuge der vorliegenden Arbeit wurde mithilfe der aufgezeichneten Prozessdaten ein Wert von 500 kNm angenommen. Da der Wert von  $M_0$  einen signifikanten Einfluss auf den Drehmomentenfaktor hat, ist nach Meinung des Autors wesentlich, den Wert zumindest auf Basis der Messdaten einer TBM festzustellen. Im Idealfall sollte der Wert in verschiedenen Vortriebsabschnitten (mögliche Kriterien für die Klassifikation: GVT, SVT,

OBV, GSI, UCS, Schildreibung, Prozessdaten) unterschiedlich sein (siehe Kapitel 6.2 Ausblick).

Im Formelapparat zur Ermittlung des Drehmomentenfaktors ist ersichtlich, dass nur die maschinellen Parameter in seine Berechnung einfließen. Der DMF nimmt also keine Rücksicht auf geologische und geotechnische Verhältnisse. Daher stellt sich die Frage, ob der DMF genügend glaubwürdige Informationen liefert. Aus diesem Grund war das Ziel dieser Masterarbeit herauszufinden, ob ein Zusammenhang zwischen den Drehmomentenfaktor und der Geologie besteht. Zu diesem Zweck wurden Korrelationsanalysen zwischen dem Drehmomentenfaktor und verschiedenen geologischen Parametern (OBV, Zustand an der Ortsbrust, GSI) durchgeführt. Dabei wurde kein aussagekräftiger Zusammenhang gefunden.

Abschließend wurde der errechnete Drehmomentenfaktor eines Hubes aus den alle 2 Sekunden aufgenommenen Prozessdaten und dem DMF, der aus den Messdaten mit einer Aufnahme­frequenz von 1 Minute ermittelt wird, verglichen. Es wurde festgestellt, dass die Minutendaten für die grobe Einschätzung des mittleren Drehmomentenfaktors geeignet sind. Falls die präziseren Werte des Drehmomentenfaktors benötigt werden, ist es allerdings erforderlich, deren Berechnung mit Sekunden oder 2-Sekundendaten durchzuführen.

## 6.2 Ausblick

Um die Berechnung des Drehmomentenfaktors sowie die Ermittlung der möglichen Korrelationen zwischen dem DMF und den geologischen und geotechnischen Gegebenheiten weiterzuentwickeln, ist es nach Meinung des Autors unerlässlich, eine Evaluierung des vorgestellten Ansatzes an weiteren Projekten durchzuführen. Da die geologisch-geotechnischen Gegebenheiten einen erheblichen Einfluss auf die TM-Vortriebsleistung haben, müssen die Zusammenhänge sowohl zwischen den Gebirgs- als auch Gesteinseigenschaften und den Maschinendaten genauer untersucht werden.

In zukünftigen Forschungsarbeiten soll die Bestimmung des Drehmomentes bei einem ins Leere drehenden Bohrkopf  $M_0$  in Betracht gezogen werden. Hierbei soll aus Sicht des Autors eine Zuordnung des Wertes in verschiedene Klassen, welche in Abhängigkeit von verschiedenen Geologie- und Maschinendaten (GVT, SVT, OBV, GSI, UCS, Schildreibung, Prozessdaten) erstellt werden sollen, erfolgen. Dies bietet die Möglichkeit noch aussagekräftigere und glaubwürdigere Werte des Drehmomentenfaktors zu erzielen.

Des Weiteren soll die Bestimmung der hubweisen Mittelwerte von Inputparametern, aber auch vom Drehmomentenfaktor genauer untersucht werden. Es wäre interessant, den Drehmomentenfaktor für jeden Messwert während eines Hubes zu berechnen und anschließend den Anteil dieses Wertes innerhalb und außerhalb der bereits festzulegenden Bandbreite zu

ermitteln. Durch diesen Ansatz könnten genauere Informationen über den tatsächlichen Anteil des Regel- bzw. Sondervortriebs erhalten werden.

Dieser Arbeit liegt eine geologische Dokumentation, welche während des TBM-Vortriebs durchgeführt wurde, zu Grunde. Um einen Mehrwert in die Forschung zu bringen, ist es von großer Bedeutung, dass in zukünftigen Projekten eine größere Menge an Informationen über die angetroffenen geologischen sowie geotechnischen Verhältnisse bereitgestellt wird. Damit diese Verhältnisse besser beurteilt werden können, sind umfangreichere Daten unabdingbar.

**LITERATURVERZEICHNIS**

- [1] ÖNORM B 2203-2:2023 03 01 Untertagebauarbeiten - Werkvertragsnorm Teil 2: Kontinuierlicher Vortrieb. Austrian Standards Institute, Wien, 2023.
- [2] *Girmscheid, G.*: Bauprozesse und Bauverfahren des Tunnelbaus. Ernst, Wilhelm & Sohn, Berlin, 2013.
- [3] *Schlicke, M.*: Entwicklung eines Modells zur Leistungsprognose von Tunnelbohrmaschinen in Hartgestein unter Einsatz künstlicher Intelligenz. München, TUM School of Engineering und Design, Masterarbeit, 2022.
- [4] *Stadlmann, M.-M.*: Digitalisierung des Baubetriebs im Tunnelbau. Wien, TU Wien, Fakultät für Bauingenieurwesen, Diplomarbeit, 2018.
- [5] *Brenner Basistunnel BBT SE*: Die TBM Tunnelbohrmaschine, <https://www.bbt-se.com/fileadmin/broschueren/2021/tunnelbohrmaschine/2/> [Zugriff am: 08.05.2023].
- [6] *Maidl, B.*: Maschineller Tunnelbau im Schildvortrieb. Wilhelm Ernst & Sohn Verlag, Berlin, 2011.
- [7] ÖNORM B 2203-1:2023 03 01 Untertagebauarbeiten - Werkvertragsnorm Teil 1: Zyklischer Vortrieb. Austrian Standards Institute, Wien, 2023.
- [8] *Schubert, W.*: Skriptum Felsmechanik und Tunnelbau – Vorlesungsunterlagen, Institut für Felsmechanik und Tunnelbau, Technische Universität Graz. TU Graz, Institut für Felsmechanik und Tunnelbau, Graz, 2007.
- [9] *Kolymbas, D.*: Geotechnik – Bodenmechanik, Grundbau und Tunnelbau. Springer Verlag Berlin Heidelberg, Berlin Heidelberg, 2011.
- [10] *Leitner, W.*: Baubetriebliche Modellierung der Prozesse maschineller Tunnelvortriebe im Festgestein – Von der Penetration zur Vortriebsgeschwindigkeit. Books on Demand GmbH, Norderstedt, 2004.
- [11] *Flora, M.*: VU Angewandter Tunnelbau - Kap 4 Zyklischer Vortrieb. Vorlesungsunterlagen. Universität Innsbruck, Fakultät für Technische Wissenschaften, Arbeitsbereich für Baubetrieb, Bauwirtschaft und Baumanagement, Innsbruck, 2019.
- [12] *Brenner Basistunnel BBT SE*: Tunnelbaumethoden - Sprengvortrieb, <https://www.bbt-se.com/tunnel/tunnelbaumethoden/> [Zugriff am: 26.04.2023].
- [13] *Flora, M.*: VU Angewandter Tunnelbau - Kap 3 Einteilung der Vortriebsmethoden. Vorlesungsunterlagen. Universität Innsbruck, Fakultät für Technische Wissenschaften, Arbeitsbereich für Baubetrieb, Bauwirtschaft und Baumanagement, Innsbruck, 2019.
- [14] *Kluckner, A.*: Aspekte der Gebirgscharakterisierung im Tunnelbau. Graz, TU Graz, Masterarbeit, 2012.
- [15] *Massimo-Kaiser, I.*: VU Tunnel Information Modelling - Kap 1 & 2 Tunnelbauprojekt bis/ab Trassenfindung. Vorlesungsunterlagen. Universität Innsbruck, Fakultät für Technische Wissenschaften, Arbeitsbereich für Baumanagement, Baubetrieb und Tunnelbau, Innsbruck, 2022.

- [16] *AFRY Austria GmbH*: Geoservices, <https://afry.com/de-at/projekt/geoservices> [Zugriff am: 02.08.2023].
- [17] ÖNORM EN ISO 14689: 2019-10-15 Geotechnische Erkundung und Untersuchung - Benennung, Beschreibung und Klassifizierung von Fels. Austrian Standards Institute, Wien, 2019.
- [18] *Türtscher, M.*: Analyse und Prognose von Penetration und Vortriebsgeschwindigkeit bei maschinellen Vortrieben im Festgestein. Innsbruck, Universität Innsbruck Fakultät für Bauingenieurwissenschaften, Dissertation, 2011.
- [19] ÖGG: Richtlinie Geotechnische Planung von Untertagebauten Zyklischer und Kontinuierlicher Vortrieb. Österreichische Gesellschaft für Geomechanik, Salzburg, 2023.
- [20] *Cordes, T.*: VU Fels- und Tunnelmechanik - Kap 1 Einführung. Universität Innsbruck, Fakultät für Technische Wissenschaften, Arbeitsbereich für Baubetrieb, Bauwirtschaft und Baumanagement, Innsbruck, 2020.
- [21] *Fecker, E.*: Baugeologie. Spektrum Akademischer Verlag GmbH, Berlin, Heidelberg, 2020.
- [22] *gbt.ch*: Lexikon/Glossar - Gesteinsfestigkeit, <https://www.gbt.ch/Lexikon/G/Gesteinsfestigkeit.html> [Zugriff am: 05.08.2023].
- [23] *Spektrum der Wissenschaft Verlagsgesellschaft mbH*: Lexikon der Geowissenschaften - Gesteinsfestigkeit, <https://www.spektrum.de/lexikon/geowissenschaften/gesteinsfestigkeit/5837> [Zugriff am: 05.08.2023].
- [24] *Véron, P.J.*: Stellenwert des Ortsbrustverhaltens in Prognoseverfahren für TBM-Vortriebe. Innsbruck, Universität Innsbruck, Fakultät für Technische Wissenschaften, Masterarbeit, 2018.
- [25] *Mutschler, T.*: Empfehlung Nr. 1- Einaxiale Druckversuche an zylindrischen Gesteinsprüfkörpern. In: Deutsche Gesellschaft für Geotechnik e.V. (Hrsg.): Empfehlungen des Arbeitskreises Versuchstechnik Fels. Ernst, Wilhelm & Sohn, Berlin, 2022, S. 1-20.
- [26] *Thuro, K.*: Geologisch-felsmechanische Grundlagen der Gebirgslösung im Tunnelbau – Münchner Geologische Hefte, Reihe B. München, TUM School of Engineering and Design, Habilitationsschrift, 2002.
- [27] *Chau, K.T.; Wei, X.X.*: A new analytic solution for the diametral point load strength test on finite solid circular cylinders. In: International Journal of Solids and Structures 38 (2001), Heft 9, S. 1459-1481. [https://doi.org/10.1016/S0020-7683\(00\)00122-0](https://doi.org/10.1016/S0020-7683(00)00122-0).
- [28] *Herzog, P.*: Bohrklassifizierung für Tunnelbohrmaschinen mittels Löseenergie. Wien, TU Wien, Fakultät für Bauingenieurwesen, Diplomarbeit, 2005.
- [29] *Spektrum der Wissenschaft Verlagsgesellschaft mbH*: Lexikon der Geowissenschaften - Spaltzugversuch,

- <https://www.spektrum.de/lexikon/geowissenschaften/spaltzugversuch/15262> [Zugriff am: 14.08.2023].
- [30] *Wilfing, L.; Käsling, H.; Thuro, K.*: Ansätze für eine einheitliche Definition der Zähigkeit zur verbesserten Penetrationsprognose bei TBM-Vortrieben. *In: Deutsche Gesellschaft für Geotechnik e.V. (Hrsg.): 19. Tagung für Ingenieurgeologie mit Forum für junge Ingenieurgeologen, München, 2013, S. 535-540.*
- [31] *Plinninger, R.; Düllmann, J.*: Gebirgsmaßstäbliche Einflussfaktoren auf den Werkzeugverschleiß im Felstunnelbau – baupraktisch relevant und wissenschaftlich vernachlässigt? *In: Technische Akademie Esslingen e.V. (Hrsg.): 10. Kolloquium "Bauen in Boden und Fels", Ostfildern, 2016.*
- [32] *Schimazek, J.; Knatz, H.*: Der Einfluss des Gesteinsaufbaus auf die Schnittgeschwindigkeit und den Meißelverschleiß von Streckenvortriebsmaschinen. *In: Glückauf (1970), Heft 106, S. 274-278.*
- [33] *Wannenmacher, H.; Amann, F.; Weh, M.*: Der Einfluss von Gebirgsparametern auf die TBM-Penetration: Neue Erkenntnisse auf Grund verbesserter Methoden zur Erfassung und Modellierung des Gebirges. *In: ETH Zürich (Hrsg.): Kolloquium "Maschinelle Vortriebe" 2012, Zürich, 2012.*
- [34] *Adam, D.*: Fels- und Tunnelbau - Kap 3 Tunnelbau im Festgestein und Lockergestein. Skriptum. TU Wien, Fakultät für Bau- und Umweltingenieurwesen, Institut für Geotechnik, Wien, 2016.
- [35] *Regierungspräsidium Freiburg, Landesamt für Geologie, Rohstoffe und Bergbau*: Trennflächengefüge, <https://lgrbwissen.lgrb-bw.de/glossar/trennflachengefuge> [Zugriff am: 17.08.2023].
- [36] *Kirschner, P.; Moser, A.*: Anwendung von Gebirgsklassifikationssystemen im untertägigen Bergbau. *In: BHM Berg- und Hüttenmännische Monatshefte 162 (2017), Heft 6, S. 216-222. <https://doi.org/10.1007/s00501-017-0606-7>.*
- [37] *Vásárhelyi, B.; Somodi, G.; Krupa, Á. et al.*: Determining the Geological Strength Index (GSI) using different methods. *In: Ulusay, R.; Aydan, Ö.; Gerçek, H. et al. (Hrsg.): Rock Mechanics and Rock Engineering: From the Past to the Future. CRC Press, London, 2016, S. 1049-1054.*
- [38] DAUB: Empfehlungen zur Auswahl von Tunnelvortriebsmaschinen. Deutscher Ausschuss für unterirdisches Bauen e.V., Köln 2021.
- [39] *Flora, M.*: VU Angewandter Tunnelbau - Kap 8 Kontinuierlicher Vortrieb. Vorlesungsunterlagen. Universität Innsbruck, Fakultät für Technische Wissenschaften, Arbeitsbereich für Baubetrieb, Bauwirtschaft und Baumanagement, Innsbruck, 2019.
- [40] *Hofer, K.*: Empfehlung zur Dokumentation von ungeplanten Stillständen im maschinellen Tunnelvortrieb. Graz, TU Graz, Institut für Felsmechanik und Tunnelbau, Masterarbeit, 2014.

- [41] *Herrenknecht AG*: Gripper-TBM,  
<https://www.herrenknecht.com/de/produkte/productdetail/gripper-tbm/> [Zugriff am: 29.04.2023].
- [42] *Herrenknecht AG*: Einfachschild-TBM,  
<https://www.herrenknecht.com/de/produkte/productdetail/einfachschild-tbm/> [Zugriff am: 30.04.2023].
- [43] *Herrenknecht AG*: Doppelschild-TBM,  
<https://www.herrenknecht.com/de/produkte/productdetail/doppelschild-tbm/> [Zugriff am: 30.04.2023].
- [44] DAUB: Empfehlungen für den Entwurf, die Herstellung und den Einbau von Tübbingringen. Deutscher Ausschuss für unterirdisches Bauen e.V. Köln, 2013.
- [45] *Brenner Basistunnel BBT SE*: Tunnelbohrmaschine "Lilia" für Brenner Basistunnel abgenommen, <https://www.bbt-se.com/information/news/detail/news/tunnelbohrmaschine-lilia-fuer-brenner-basistunnel-abgenommen/> [Zugriff am: 10.05.2023].
- [46] *Herrenknecht AG*: Brenner Basistunnel,  
<https://www.herrenknecht.com/de/referenzen/referenzendetail/brenner-basistunnel/> [Zugriff am: 11.05.2023].
- [47] *Flora, M.; Goliash, R.; Strauss, A. et al.*: Tunnelbohrmaschinen für Hartgestein – Stand der Technik im Jahr 2020. In: *Geomechanics and Tunneling* 12 (2019), Heft 6, S. 721-729. <https://doi.org/10.1002/geot.201900061>.
- [48] *Büchi, E.*: Tunnelbohrmaschinen - Eine stetige Entwicklung. In: *Vigl, L.* (Hrsg.): Festschrift zum 60. Geburtstag. A8 Druck- und Medienservice, Berlin, 2013, S. 17-22.
- [49] *Xia, Y.; Zhang, K.; Liu, J.*: Design Optimization of TBM Disc Cutters for Different Geological Conditions. In: *World Journal of Engineering and Technology* 03 (2015), Heft 04, S. 218-231. <https://doi.org/10.4236/wjet.2015.34023>.
- [50] *Wittke, W.*: Statik und Konstruktion maschineller Tunnelvortriebe, Veröffentlichungen Geotechnik in Forschung und Praxis Heft 6, Glückauf, Essen, 2006.
- [51] *Girmscheid, G.*: Hochleistungsvortrieb im Tunnelbau TBM-Logistiksysteme. In: *Bauingenieur* (2002), Heft 77, S. 222-227.
- [52] *Brenner Basistunnel BBT SE*: Andrehen der Tunnelbohrmaschine „Lilia“ am Brenner Basistunnel, <https://www.bbt-se.com/information/news/detail/news/andrehe-der-tunnelbohrmaschine-lilia-am-brenner-basistunnel/> [Zugriff am: 19.05.2023].
- [53] *Jodl, H.G.; Altinger, G.; Heegemann, I.*: Zyklischer Vortrieb versus Kontinuierlicher Vortrieb - eine baubetriebliche Analyse. In: TU Wien (Hrsg.): *Mitteilungen für Ingenieurgeologie und Geomechanik*, Wien, 2008, S. 37-55.
- [54] *Ozdemir, L.*: Hard Rock TBMs. Tunneling Short Course, <http://tunnelingshortcourse.com/2016-presentations/ozdemir-hard-rock-tbms.pdf> [Zugriff am: 21.05.2023].



- [55] *Schneider, E.; Spiegl, M.; Türtscher, M. et al.*: Penetration, Meißelverschleiß und Vortriebsgeschwindigkeit für TBM-Vortriebe im Festgestein. *In: Tunnel* (2010), Heft 7.
- [56] *Thuro, K.; Käsling, H.*: Grundlagen der Penetrations- und Verschleißprognose beim TBM-Vortrieb im Fels. *In: ETH Zürich (Hrsg.): Tagungsband zum TBM Workshop*, 2011.
- [57] *Wieser, C.; Lempe, B.; Käsling, H. et al.*: Nordwest-Umfahrung Meran - Untersuchungen zu Gebirgslösung und Verschleiß in der Festgesteinsstrecke. *In: Deutsche Gesellschaft für Geotechnik e.V. (Hrsg.): 19. Tagung für Ingenieurgeologie mit Forum für junge Ingenieurgeologen*, München, 2013, S. 482-487.
- [58] *Klass, C.*: Sensitivitätsermittlung von Steinschlagmodellen und Kombination von Modellierung und Gebirgsklassifikation. Graz, Karl-Franzens-Universität Graz, Masterarbeit, 2017.
- [59] *Jallade, J.*: Drive unit - Cutter Head Curve, Single shield Ø10,1m, NFM Technologies, 2016.
- [60] *Wiresoft AG*: So benutzt du CSV-Dateien richtig - Einfach erklärt!, <https://www.wiresoft.com/ratgeber/csv-dateien-richtig-benutzen> [Zugriff am: 04.10.2023].
- [61] *Maidl, B.; Wehrmeyer, G.; Derbort, M.*: Hardrock tunnel boring machines. Ernst & Sohn Verlag, Berlin, 2008.
- [62] *Heikal, G.; Erharter, G.H.; Marcher, T.*: A new parameter for TBM data analysis based on the experience of the Brenner Base Tunnel excavation. *In: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science* (2021), 833 012158. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/833/1/012158>.
- [63] *Wannenmacher, H.*: The influence of Rock and Rock Mass Properties towards Prediction of TBM Penetration Rates. Aachen, RWTH Aachen, Ph. D. Thesis, 2023.
- [64] *Radoncic, N.; Hein, M.; Moritz, B.*: Determination of the system behaviour based on data analysis of a hard rock shield TBM / Analyse der Maschinenparameter zur Erfassung des Systemverhaltens beim Hartgesteins-Schildvortrieb. *In: Geomechanics and Tunneling* 7 (2014), Heft 5, S. 565-576. <https://doi.org/10.1002/geot.201400052>.
- [65] *Weh, M.; Wannenmacher, H.*: Unexpected performance and cost factors for hard rock TBM. Analyses of specific cases with the thrust- penetration gradient... *In: WTC 2014 (Hrsg.): Proceedings of the World Tunnel Congress 2014 – Tunnels for a better Life.*, Foz do Iguaçu, Brazil, 2014.

## **Verpflichtungs- und Einverständniserklärung**

Ich erkläre, dass ich meine Masterarbeit selbständig verfasst und alle in ihr verwendeten Unterlagen, Hilfsmittel und die zugrunde gelegte Literatur genannt habe.

Ich nehme zur Kenntnis, dass auch bei auszugsweiser Veröffentlichung meiner Masterarbeit die Universität, das/die Institut/e und der/die Arbeitsbereich/e, an dem/denen die Masterarbeit ausgearbeitet wurde, und die Betreuerin/nen bzw. der/die Betreuer zu nennen sind.

Ich nehme zur Kenntnis, dass meine Masterarbeit zur internen Dokumentation und Archivierung sowie zur Abgleichung mit der Plagiatssoftware elektronisch im Dateiformat pdf ohne Kennwortschutz bei der/dem Betreuer/in einzureichen ist, wobei auf die elektronisch archivierte Masterarbeit nur die/der Betreuerin/Betreuer der Masterarbeit und das studienrechtliche Organ Zugriff haben.

Innsbruck, den 29.04.2024

.....  
David Zajec, BSc