Zeitschrift: Schweizerische Bauzeitung

Herausgeber: Verlags-AG der akademischen technischen Vereine

Band: 90 (1972)

Heft: 7: Baumaschinen und Baugeräte

Artikel: Die Berechnung von Abschlagstiefe, Bohrlochzahl und Bohrzeit im Tunnelbau

Autor: Maidl, Bernhard

DOI: https://doi.org/10.5169/seals-85117

Nutzungsbedingungen

Die ETH-Bibliothek ist die Anbieterin der digitalisierten Zeitschriften auf E-Periodica. Sie besitzt keine Urheberrechte an den Zeitschriften und ist nicht verantwortlich für deren Inhalte. Die Rechte liegen in der Regel bei den Herausgebern beziehungsweise den externen Rechteinhabern. Das Veröffentlichen von Bildern in Print- und Online-Publikationen sowie auf Social Media-Kanälen oder Webseiten ist nur mit vorheriger Genehmigung der Rechteinhaber erlaubt. Mehr erfahren

Conditions d'utilisation

L'ETH Library est le fournisseur des revues numérisées. Elle ne détient aucun droit d'auteur sur les revues et n'est pas responsable de leur contenu. En règle générale, les droits sont détenus par les éditeurs ou les détenteurs de droits externes. La reproduction d'images dans des publications imprimées ou en ligne ainsi que sur des canaux de médias sociaux ou des sites web n'est autorisée qu'avec l'accord préalable des détenteurs des droits. En savoir plus

Terms of use

The ETH Library is the provider of the digitised journals. It does not own any copyrights to the journals and is not responsible for their content. The rights usually lie with the publishers or the external rights holders. Publishing images in print and online publications, as well as on social media channels or websites, is only permitted with the prior consent of the rights holders. Find out more

Download PDF: 07.01.2026

ETH-Bibliothek Zürich, E-Periodica, https://www.e-periodica.ch

HERAUSGEGEBEN VON DER VERLAGS-AKTIENGESELLSCHAFT DER AKADEMISCHEN TECHNISCHEN VEREINE, 8021 ZÜRICH, POSTFACH 630

Die Berechnung von Abschlagstiefe, Bohrlochzahl und Bohrzeit im Tunnelbau

DK 624.191.3:622.23

Von Dr.-Ing. **B. Maidl**, Essen, Priv.-Doz. an der Ruhr-Universität, Bochum

Vorbemerkung der Redaktion: Obwohl neuerdings im Tunnel- und Stollenbau zunehmend sprengfreie Vortriebsverfahren angewendet werden, kommt den Sprengverfahren immer noch grosse Bedeutung zu. Wir erachteten daher die Veröffentlichung des nachfolgenden Aufsatzes von Dr. Ing. *Bernhard Maidl* als wünschenswert. Er bildet eine Zusammenfassung der im Literaturverzeichnis unter [14] angeführten Broschüre und enthält die zur Berechnung der Bohrzeiten erforderlichen Unterlagen.

1. Problemstellung

Bei den steigenden Bedürfnissen in den Sektoren Verkehr, Versorgung, Lagerhaltung und Landesschutz zeichnet sich heute eine Entwicklung ab, die den Untertagebau zum Baufeld der Zukunft bestimmen. Der begrenzte Bauraum und die Forderung nach kurzen Bauzeiten machten schon in der Mitte des vorigen Jahrhunderts eine Ablaufplanung notwendig. Aus dieser Zeit sind Geschwindigkeitspläne bekannt, die in gleicher Form auch heute noch angewendet werden. Weit mehr Bedeutung als bei andersartigen Bauvorhaben kommt auf diesem Gebiet der Berechnung von Prozessdauern zu, da mit den derzeitigen Mitteln bis zu zehn Abschlägen pro Tag möglich sind. Daraus folgt, dass die zeitliche Koordinierung der sich rhythmisch wiederholenden Einzelprozesse Bohren, Laden, Schiessen und Schuttern – diese summieren sich zur Gesamtabschlagszeit – auf Minuten genau abzustimmen sind. Die Berechnung von Teilzeiten für das Laden und Schiessen als auch für das Schuttern sind ohne grössere Unsicherheiten möglich. Anders verhält es sich mit dem Bohrbetrieb, der immer noch als Leitbetrieb angesehen werden muss, da die produktiven Faktoren aller weiteren Betriebe auf die Dauer des Bohrvorgangs und die Masse des Abschlaggutes abgestimmt werden müssen.

Die Berechnung der Bohrzeit stützt sich auf zwei gleichbedeutende Komponenten: Den aktiven Teil, das ist die Bohrmaschine, und den passiven Teil, das ist das zu bohrende Gebirge. Beide Komponenten wurden für mittelschwere Bohrhämmer unter dem Gesichtspunkt der Leistungsberechnung untersucht. Soweit die maschinellen Einflüsse angesprochen werden, kam es darauf an, die grosse Anzahl von Einzeluntersuchungen verschiedener Institute des Berg- und Ingenieurbaus sowie der Maschinenhersteller, die sich vor allem mit Weiterentwicklungen und Verschleissfragen befassen, unter dem Gesichtspunkt der Bohrzeitermittlung systematisch zu ordnen und auszuwerten.

2. Zur Entwicklung von Bohrmaschinen

Der Einsatz der ersten Bohrmaschinen von *Brandt* im Jahre 1861 beim Bau des Mont-Cenis-Tunnels war der markanteste Auftrieb, den die Ingenieure zur Verwirklichung von grossen Tunnelbauten bekamen. Schon wenige Jahre danach stand der Eisenbahntunnelbau mit einer Reihe von Alpendurchstichen in seiner Blütezeit. Höhere Leistungen hatten geringere Bauzeiten zur Folge, wodurch auch grössere Aufgaben angegangen werden konnten.

Nach dieser Epoche fehlte es vorerst in Europa an grösseren Tunnelaufgaben; nur noch der Bergbau war an der Konstruktion geeigneter Bohrwerkzeuge interessiert. Der im Bergbau meist gebrauchte leichte und mittelschwere Bohrhammer wurde in Europa auch für alle anfallenden Ingenieurbauten eingesetzt. Dies änderte sich selbst in der Epoche des Baus von Wasserkraftanlagen nicht. Anders verlief die Entwicklung von Bohreinrichtungen in den USA. Bei grossen Untertagebauten verwendete man unter dem Druck der höheren Löhne schwerere Bohreinrichtungen. In Europa begann erst während des Zweiten Weltkrieges der Einsatz solcher Geräte. Besonders Schweden hat sich um das Erreichen des derzeitigen Standes verdient gemacht. So wurde der Einsatz von Hartmetallbohrschneiden zum leitenden Gesichtspunkt für die Konstruktion von Bohrhämmern. Die spröden Hartmetallschneiden erlaubten keine schweren starkschlagenden Hämmer. In Europa beherrscht der mittelschwere Bohrhammer, wie er aus dem Bergbau hervorging, noch immer das Feld, doch wurden in den letzten Jahren die Hilfsgeräte zur Erzeugung eines optimalen Anpressdruckes mehr und mehr den amerikanischen Vorbildern nachgebildet. Die Verwendung von Lafetten als Bohrmaschinenschlitten haben Voraussetzungen für den Einsatz von Drehschlagbohrgeräten geschaffen. Neuerungen auf diesen Gebieten lassen erkennen, dass die Entwicklung noch nicht abgeschlossen ist. Auch die neueren, bisher wenig bekannten Methoden des Bohrens ohne mechanische Einwirkung, wie Flammenstrahl, Laser, Mikrowellen und chemische Verfahren werden in Zukunft an Bedeutung gewinnen.

3. Kennwerte für den Sprengvorgang

Folgende Formeln und Kurven sind, soweit nicht anders angegeben, aus Werten von etwa 70 Tunnelbaustellen entstanden. Sie dürften für die Ermittlung von Prozessdauern und Vorkalkulationen genügen. Um für ein bestimmtes Objekt genauere Werte zu erhalten, sind an Ort und Stelle Probebohrungen durchzuführen.

3.1 Die Abschlagtiefe a

Wird vernachlässigt, dass allfällig vorhandene Bohr-, Schutter-, oder Fördereinrichtungen die Abschlagtiefe beeinflussen können, so hängt diese neben den Gebirgseigenschaften von der Ausbruchform, der Ausbruchfläche und dem Einbruchverfahren ab:

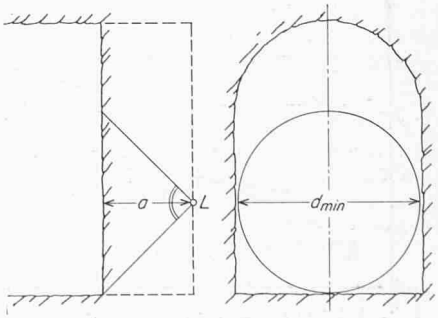

Bild 1. Zusammenhang zwischen Abschlagtiefe a und kleinstem Begrenzungsabstand d_{min}

3.1.1 Einfluss der Ausbruchform

Jeder Vortrieb hat zunächst nur eine freie Fläche (Ortsbrust). Daher wird die mögliche Abschlagtiefe gleich der Höhe des Ausbruchkegels sein und damit von der Vorgabe und der Ladestärke L abhängen. Obwohl bei gegebener Ladestärke die grösste Ausbruchmenge durch einen Kegel mit dem Spitzenwinkel von 110° gegeben ist, wird praktisch das Volumen durch den Normalkegel (Winkel = 90°) gegeben sein, da die Ladung nicht punktförmig angebracht ist. Als Richtwert gilt, dass die Abschlagtiefe nicht grösser als die Hälfte des kleinsten Begrenzungsabstandes des gewünschten Hohlraums sein soll; es ist also

$a \leqq d_{\min}/2 \leqq 4$ m (Bild 1)

Mit Paralelleinbrüchen kann a bis auf das doppelte erhöht werden. Als maximale Abschlagtiefe gilt bis auf wenige Ausnahmen ein Mass von 4 m, auch wenn $d_{\min} > 8$ m ist.

3.1.2 Einfluss der Sollausbruchfläche F und des Einbruchverfahrens (Bilder 2 und 3)

Als Überschlagswerte gelten nach [2]:

Einbruchschiessen

$a = 0{,}5\sqrt{F} \leqq 4$ m

Paralellbohrlochschiessen

$a = 0{,}75\sqrt{F} \leqq 4$ m

3.2 Der Abschlagwirkungsgrad r

Dieser ist definiert durch

$$r = \frac{\text{Abschlagtiefe}}{\text{mittlere Bohrlochlänge}} = \frac{a}{l_{\varnothing}}$$

Es werden folgende Bereiche von r in Abhängigkeit von den Einbruchverfahren ermittelt:

Paralelleinbruch	0,95 bis 1,00
Fächereinbruch	0,70 bis 0,90
Kegeleinbruch	0,80 bis 0,95
Keileinbruch	0,80 bis 0,98

3.3 Die Bohrlochanzahl n

Aus den 70 untersuchten Tunnelbauten [19] wurden getrennt nach der Lösbarkeit des Gebirges folgende Beziehungen ermittelt:

leicht lösbar $n = 25{,}1 + 0{,}67\,F$

mittelschwer lösbar $n = 30{,}9 + 1{,}00\,F$

schwer lösbar $n = 37{,}6 + 1{,}36\,F$

Die Formeln geben eine geradlinige Beziehung an, was nicht ganz den Tatsachen entspricht. Bild 4 gibt die gemessenen und, als Vergleich, die rechnerisch ermittelten Werte wieder.

3.4 Die spezifische Bohrlochlänge (Bild 5)

Anhand von Nachkalkulationen wird vielfach auch der Aufwandwert w_l in m/m³ ermittelt.

$$w_l = \frac{n\,a\,r}{F\,a} = \frac{n\,r}{F}$$

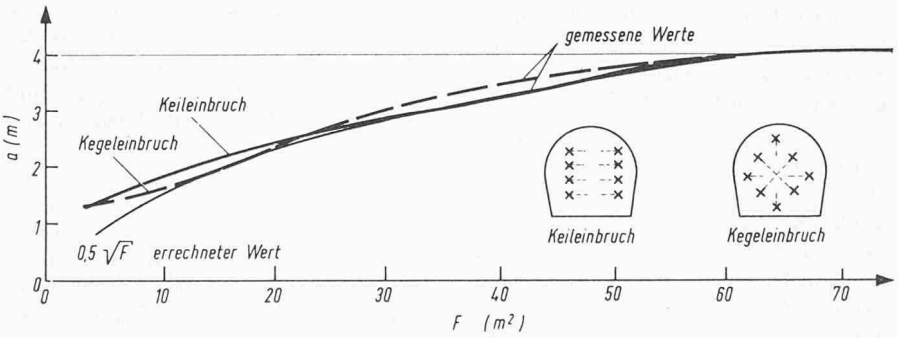

Bild 2. Ermittlung der Abschlagtiefe a für Keileinbruch und Kegeleinbruch; Auswertungsergebnisse [19]

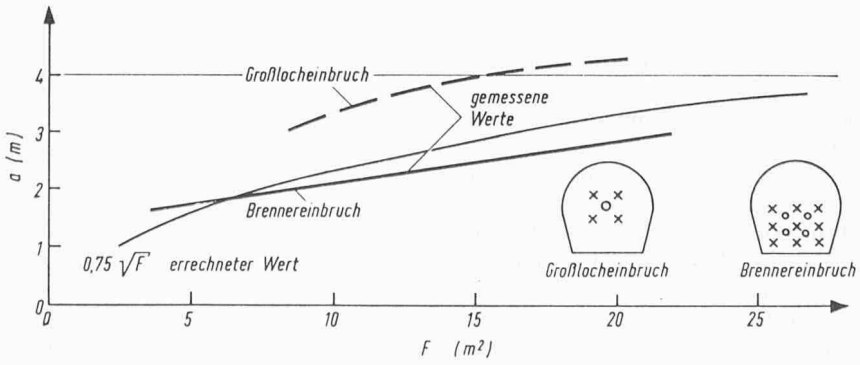

Bild 3. Ermittlung der Abschlagtiefe a für Grosslocheinbruch und Brennereinbruch; Auswertungsergebnisse [19]

4. Bekannte Methode der Bohrzeitermittlung

4.1 Nach Hetzel [10]

Hetzel lehnt sich bei der Berechnung der Bohrzeit an *Randzio* [18] an. Die von ihm empfohlene Formel stammt aus der Praxis und ist heute noch brauchbar; sie lautet:

$$t_{Bg} = \frac{B_L\,t_{B1}}{z_w}$$

Dabei bedeuten:

t_{Bg} die Gesamtbohrzeit min pro Abschlag

B_L die Gesamtbohrlochlänge pro Abschlag m

t_{B1} den mittleren Zeitaufwand für 1 m Bohrlochlänge mit allen anteiligen Nebenzeiten min/m

z_w die Zahl der gleichzeitig eingesetzten Bohrmaschinen

4.2 Nach Zanoskar [21]

Zanoskar erkannte die Unsicherheiten, mit denen die Ermittlung der reinen Bohrzeit behaftet ist. Verhältnismässig einfacher dagegen ist es, die Rüstzeiten zu erfassen. Werden die Zeitverluste von der Gesamtzeit einer Schicht abgezogen, dann steht der Rest als reine Bohrzeit zur Verfügung. Dies trifft nur für den Fall zu, dass Bohrarbeit und Schutterarbeit nebeneinander ablaufen können. Sind die Behinderungen beider Arbeiten zu gross, so muss der sich überlagernde zeitliche Anteil des Schutterns einschliesslich der dazugehörigen Nebenzeiten in Abzug gebracht werden.

Die Grundgleichung von Zanoskar lautet:

$$Z = 480 - \left(v_K + n\,l + \frac{n\,a}{z} + \frac{n\,u}{z}\right)$$

wobei bedeuten:

Z die reine Bohrzeit min pro Abschlag

v_K die Summe der konstanten, von der Lochzahl unabhängigen Rüstzeiten in min

n die Zahl der Bohrlöcher

l die Ladezeit eines Schusses min

a die Zeit zum Ansetzen eines Bohrloches min/Loch

u die Zeit zum Umsetzen der Bohrmaschine min/Loch

z die Zahl der Bohrhämmer

4.3 Nach Rabcewicz [16]

Bei Einsatz von Bohrwagen und Hartmetallkronen wird folgende Formel für die Berechnung der Gesamtbohrzeit verwendet:

$$T_B = t_s + t_E + t_M + t_D + \frac{100\,L}{t_r} + (n-1)\,t_L + L\,(t_N - t_A)$$

wobei bedeuten:

T_B Gesamtbohrzeit min pro Abschlag

t_s die Zeit zum Richtunggeben min

t_E die Zeit zum Bohrwageneinfahren min

t_M die Zeit zum Aufstellen des Bohrwagens min

t_D die Zeit zur Demontage des Bohrwagens min

L die Bohrlochlänge eines Bohrlochs m

t_r die Bohrgeschwindigkeit cm/min

n die Bohrlochzahl von einer Maschine

t_L die Zeit zum Umsetzen der Bohrmaschine min

t_N die Nebenzeiten durch unvorhergesehene Betriebsstörungen min/m

t_A die Zeit zum Ausblasen der Löcher min/m

4.4 *Nach Hallenius und Mellin* [6]

Nach folgender Formel kann die Gesamtzeit für das Bohren einschliesslich des Ladens und Schiessens berechnet werden. Für Hartmetallschneiden vereinfacht heisst die Formel:

$$T = 1{,}25 \left[G \left(0{,}69 + 0{,}01 \frac{G}{N} \right) + \right.$$

$$\left. + 20 + 4{,}10\, N + \frac{100\, G}{B_v} + t_2 + t_3 \right]$$

Es bedeuten:

T die Gesamtzeit in min pro Abschlag

G die Summe der Bohrmeter m

b der Bohrerlängenunterschied m

N die Anzahl der Löcher

B_v die Bohrgeschwindigkeit cm/min

t_2 die Rüstzeiten vor und nach dem Bohren min

t_3 die Rüstzeiten vor und nach dem Laden min

4.5 *Nach Burkhardt* [3]

Die Bruttobohrzeit berechnet sich zu:

$$t_1 = \frac{n}{G} \left(\frac{100\, l_\varnothing\, (1 + \lambda_1 + \lambda_2)}{L_t} + \right.$$

$$\left. + c_5\, G + c_7\, l + c_6 + c_8 \right) + c$$

Es bedeuten:

t_1 die Bruttobohrzeit in min pro Abschlag

n die Zahl der Bohrlöcher

G die Zahl der gleichzeitig angesetzten Bohrmaschinen

$l_\varnothing$ die mittlere Bohrlochlänge

λ die Leerzeitfaktoren (vgl. 5.2)

L_t die technische Leistung einer bestimmten Bohrmaschine (vgl. 5.1)

c die Rüstzeiten (vgl. 5.2)

4.6 *Diskussion der genannten Methoden*

Die für die Praxis geschaffene Methode von *Hetzel* ist gut brauchbar, wenn die Aufwandwerte t_{B1} bei gleichen Gebirgseigenschaften mit gleicher Bohrmaschinerie unter annähernd gleichen Bedingungen vorliegen. Ändern sich die genannten Verhältnisse, kann nur ein grobes Abschätzen des Aufwandwertes t_{B1} für die Zeitberechnung weiterhelfen. Die Methode von *Zanoskar* ist vom Vorgehen her gesehen keine Bohrzeitberechnung. Die Methoden von *Rabcewicz, Hallenius* und *Mellin* und *Burkhardt* haben gemeinsam, dass eine Nettobohrzeit (reine Bohrzeit), die durch Rüstzeiten und Ausfallzeiten erweitert wird, die Bruttobohrzeit ergibt. Der wichtigste, aber auch am wenigsten bekannte Parameter in den Formeln ist die Bohrgeschwindigkeit. Von *Arndt* [1] ist folgender Ansatz bekannt:

$$v_B = C_4\, v_a\, P_v \text{ cm/min}$$

Es bedeuten:

v_B die Bohrgeschwindigkeit cm/min

C_4 eine Abminderungskonstante (Gestein, Maschine, Werkzeug) 1/kp

v_a die Auftreffgeschwindigkeit des Kolbens m/s

P_v die Anpresskraft kp

Das Zusammenfassen aller Einflussfaktoren zu einer Abminderungskonstanten (C_4) bedeutet, dass diese nur grob geschätzt werden kann. Hervorzuheben für die Berechnung nach *Burkhardt* ist, dass alle Einflüsse auf die Bohrgeschwindigkeit in einer Leistungsformel deutlich definiert sind. Diese lautet:

$$L_t = L_{t0}\, \eta_1\, \eta_2\, \eta_3 \ldots \text{ cm/min}$$

L_{t0} die technische Grundleistung eines Vergleichshammers cm/min

$\eta_{1 \ldots n}$ die maschinellen und personellen Einflussfaktoren

Mit dieser Formel ist es möglich, alle variablen Einflüsse der Maschine, des Gesteins und der Einsatzbedingungen zu berücksichtigen. Aufgabe der vorliegenden Arbeit ist ja, die Einflüsse qualitativ und quantitativ zu erfassen, um eine Berechnung von Bohrzeiten zu ermöglichen.

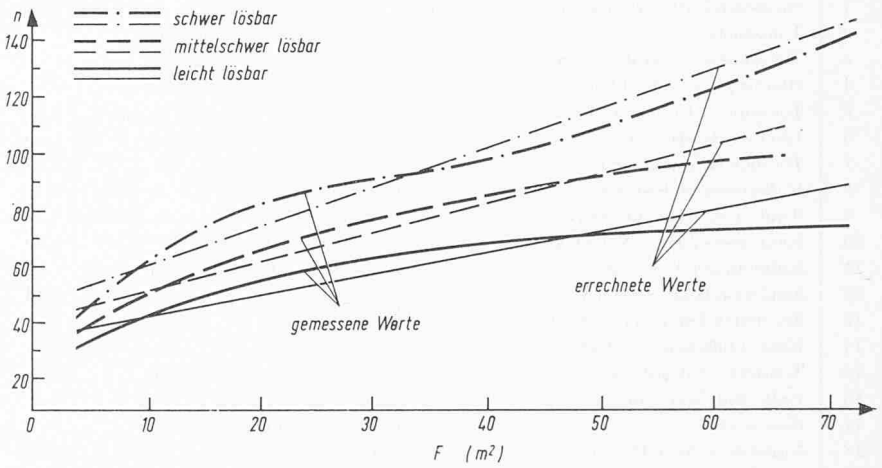

Bild 4. Bohrlochanzahl n in Abhängigkeit von der Querschnittsfläche F

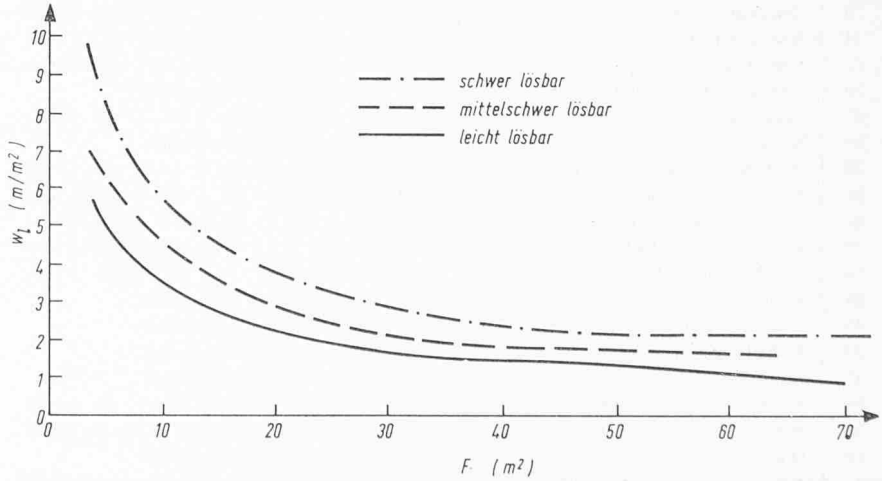

Bild 5. Spezifische Bohrlänge w_l in Abhängigkeit von der Querschnittsfläche F

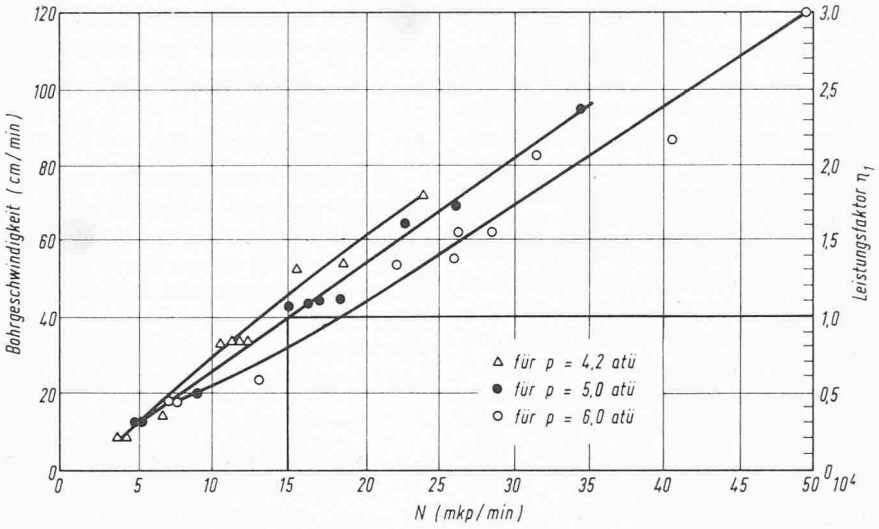

Bild 6. Leistungsfaktor η_1 bzw. Bohrgeschwindigkeit in Abhängigkeit von der zugeführten Leistung $N = p \cdot D$. Für das Vergleichsgerät in schwedischem Granit ist $\eta_1 = 1$ bei $p = 5$ atü, $D = 3$ m³/min, $N = 15{,}0 \cdot 10^4$ mkp/min

Tabelle 1. Bohrbarkeit von Gesteinen, Angaben der technischen Grundleistung L_{to}

Lfd. Nr.	Gesteinsart und Fundort	Bohrfortschritt cm/min L_{t0}	Shorehärte	Sievers: Bohrbarkeit J	Sievers: Verschleißwert C	Franssen: Elastizität	Franssen: Bearbeitbarkeit	Gerth Zähigkeitsgrad
1	Sandstein Lutter am Barenberg	130	15	173	k. A.	k. A.	k. A.	k. A.
2	Tonschiefer	130	keine Angaben vorhanden					
3	Tonschiefer mit Kalkeinlage	115	keine Angaben vorhanden					
4	Oberbayerische Pechkohle	102	keine Angaben vorhanden					
5	Tonschiefer Eisenh. Tiefbau	87	41	119	18	k. A.	k. A.	k. A.
6	Leichter Sandschiefer	78	keine Angaben vorhanden					
7	Tonschiefer mit Quarzschn. Eupel	67	48	136	k. A.	42	71	0,47
8	Kalksandstein Sudmerberg Goslar	66	30	179	k. A.	k. A.	k. A.	k. A.
9	Sandschiefer Rheinbaben	66	29	287	4	k. A.	k. A.	0,35
10	Rauhfaserschiefer, Neue Haardt	66	61	108	k. A.	40	57	0,42
11	Kalkhaltiger Toneisenstein	62	keine Angaben vorhanden					
12	Sandstein Hugo 3 Stein V	61	59	k. A.	k. A.	k. A.	k. A.	0,13
13	Schalstein Fortuna bei Werdorf	57	40	203	6	k. A.	k. A.	0,08
14	Kalk. Flußeisenstein Fortuna	56	45	136	8	k. A.	k. A.	0,41
15	Tonschiefer Wissenbach	53	keine Angaben vorhanden					
16	Kalk. Roteisenstein Nammen	53	45	k. A.	k. A.	k. A.	k. A.	k. A.
17	Grauwacke	52	keine Angaben vorhanden					
18	Grauwacke Neue Haardt	51	66	128	8	k. A.	k. A.	0,43
19	Ruhrsandstein Finefrau	51	keine Angaben vorhanden					
20	Wellingtonsandstein Rheinbaben	49	43	114	7	42	89	0,50
21	Harter Tonschiefer Ebw. Grund	48	57	158	45	42	93	0,40
22	Grauwacke Grund	48	73	106	6	40	83	0,55
23	Grauwacke Piesberg	46	79	49	12	47	40	0,61
24	Rauhfaserschiefer Eis. Tiefbau	44	keine Angaben vorhanden					0,30
25	Blauer Kalkstein Nammen	43	73	100	7	k. A.	k. A.	0,56
26	Graugneis Ehrenfriedersdorf	43	keine Angaben vorhanden					
27	Mausegatt Sandstein Mevissen	41	73	88	4	47	69	0,64
28	Schwed. Granit Stornorfors	40	keine Angaben vorhanden					
29	Kalkstein Winterberg	40	58	103	k. A.	46	51	0,47
30	Roteisenstein Königszug	38	65	37	21	50	72	0,46
31	Diabas Christiane b. Adorf	37	74	112	29	k. A.	k. A.	0,64
32	Grauwacke Eis. Tiefbau	37	93	5	11	k. A.	k. A.	0,58
33	Brockengranit Wurmberg	36	95	15	7	61	36	0,75
34	Freiberger Granit	36	keine Angaben vorhanden					
35	Granit (85% Quarz)	36	keine Angaben vorhanden					
36	Kahleberg Sandstein	33	keine Angaben vorhanden					
37	Schärdinger Granit	30	keine Angaben vorhanden					
38	Deckdiabas Königszug	30	73	59	31	55	65	0,65
39	Kies. Roteisenstein Fortuna	28	73	50	20	k. A.	k. A.	0,47
40	Quarz. (quarzit. Grauwacke)	27	keine Angaben vorhanden					

k. A. = keine Angaben vorhanden

5. Die Berechnung der Bohrzeit t_1

Die Zeit t_1 (Bruttobohrzeit) für den Bohrvorgang eines Abschlages setzt sich zusammen aus der reinen Bohrzeit, den Ausfallzeiten, bezogen auf die reine Bohrzeit, und den Nebenzeiten (Bohrzeitverluste).

5.1 Die reine Bohrzeit t_{10}

Hierunter wird die Zeit verstanden, in der die Bohrmaschinen effektiv tätig sind. Sie entspricht also der Leistungszeit einer Bohrmaschine und wird aus der technischen Leistung L_t (cm/min) abgeleitet, die auch als Bohrgeschwindigkeit bezeichnet wird. Ist diese bekannt, so berechnet sich die Nettobohrzeit bei einem Einsatz von G Bohrmaschinen, n Bohrlöchern von der Länge l zu

$$t_{10} = \frac{100 \sum l}{G\, L_t} = \frac{100\, n\, l_{\varnothing}}{G\, L_t} \text{ min}$$

Die technische Leistung L_t einer Bohrmaschine hängt von ihrer konstruktiven Beschaffenheit (Bohrart, Gewicht, Betriebsdruck, Luftverbrauch, Kolbendurchmesser, Kolbenhub, Kolbengewicht, Schlagzahl, Bohrschneide), von konstruktiven Gegebenheiten (Anpressdruck, Handführung, Lafettenführung, Bohrwagen), von der Gebirgsbeschaffenheit (Festigkeit, Härte, Zähigkeit, Klüftung) sowie von der Bohrerschneide, dem Bohrlochdurchmesser und der Bohrlochlänge ab. Sie ist daher theoretisch nur schwer zu bestimmen und muss vorläufig im Versuch gemessen werden, solange nicht ausreichende Messergebnisse vorliegen. Die Bohrzeit kann in vereinfachter Form[1]) wie folgt ermittelt werden:

$$L_t = L_{t0}\, \eta_1\, \eta_2\, \eta_3\, \eta_4\, \eta_5\, \eta_6\, \eta_7 \text{ cm/min}$$

Für die technische Grundleistung L_{t0} wird als Vergleichsgerät ein Bohrhammer mit folgenden Maschinendaten verwendet:

Bohrhammergewicht	20–25 kp
Betriebsdruck	5 atü
Luftverbrauch	3,0 cbm/min
Bohrstangenlänge	2,0 m
Schneidendurchmesser	36 mm
Anpresskraft	optimal
Kolbendurchmesser	70 mm
Kolbenhub	55 mm
Kolbengewicht	2 kg
Sonstige Bedingungen	optimal

In Tabelle 1 ist die technische Grundleistung für 40 repräsentative Gesteine zusammengestellt. Die Leistungsfaktoren η_1 bis η_6 können anhand der Bilder 6 bis 11 ermittelt werden; der Faktor η_7 ergibt sich aus Tabelle 2.

[1]) Ausführliche Leistungsberechnung s. [14]

Tabelle 2. Leistungsfaktor Bedienungspersonal η_7

Innere Komponente Veranlagung Interesse, Eifer		Äussere Komponente I sehr gut	II gut	III mittel	IV schlecht
Ausgezeichnet	(1)	1,00	0,96	0,79	0,60
Gut	(2)	0,94	0,88	0,71	0,56
Mittel	(3)	0,81	0,75	0,64	0,52
Schlecht	(4)	0,58	0,54	0,50	0,47

Äussere Komponente:
- I Nur bei Leistungsprämien und bester Ausbildung
- II Stundenlohn, gute Ausbildung bzw. Übung
- III Stundenlohn, mittlere Ausbildung bzw. Übung
- IV Stundenlohn, wenig Ausbildung bzw. Übung

5.2 Rüstzeiten und Ausfallzeiten

5.2.1 Rüstzeiten c

Vor dem eigentlichen Bohrvorgang sind eine Reihe von Rüstarbeiten erforderlich. Ein Teil davon wird während des Ladens und Schiessens oder des Schutterns vorgenommen, doch geht ein Teil auch direkt in die Gesamtzeit für den Bauvorgang ein. Soweit dies der Fall ist, wurden an fünf grösseren Stollenbaustellen Ermittlungen angestellt, deren Ergebnisse in den Tabellen 3 und 4 zusammengestellt sind.

5.2.2 Ausfallzeiten λ

Erfahrungsgemäss werden die Arbeiten beim Bohren durch eine Anzahl von Ausfällen unterbrochen. Die entsprechenden Zeiten sind menschlich oder organisatorisch bedingt. Die Erstgenannten lassen sich durch Rationalisierungsmassnahmen kaum vermindern, dagegen können sich die andern bei guter Abstimmung der Arbeiten vermindern oder bei schlechter Abstimmung erhöhen. Die folgenden Zahlen sind nur als Richtwerte zu betrachten.

1. Humanbedingte Pausen bezogen auf die reine Bohrzeit:
   Leerzeitfaktor $\lambda_1 = 0{,}15$ bis $0{,}25$
2. Organisatorisch bedingte Ausfälle bezogen auf die reine Bohrzeit:
   Leerzeitfaktor $\lambda_2 = 0{,}15$ bis $0{,}25$

Die niederen Werte gelten für niedere Bohrgeschwindigkeiten (bis 40 cm/min), die höheren für höhere Geschwindigkeiten. Diese Abstufung ist gesetzmässiger Natur, da sich die Ausfallzeiten bei steigenden Bohrgeschwindigkeiten nicht im gleichen Masse verringern. Die höheren Werte sind auch für besonders schwierige Arbeitsbedingungen einzusetzen.

5.3 Berechnung der Bruttobohrzeit t_1 [2]

Hierfür gilt:

$$t_1 = t_{10}(1 + \lambda_1 + \lambda_2) + \frac{n}{G}(c_5 G + c_6 + c_7 l_{\varnothing} + c_8) + c \text{ min}$$

Die Bezeichnungen sind unter 4.5 angegeben.

5.4 Zeitbedarf für einen Abschlag t

Dieser setzt sich aus den sich nicht überlagernden Teilzeiten des Bohrens t_1, des Sprengvorgangs t_2 und des Schutterns t_3 zusammen; er beträgt also:

$$t = t_1 + t_2 + t_3 \text{ min}$$

5.5 Berechnung der Gesamtzeit für den Vortrieb

Die Zahl der Abschläge pro Tag berechnet sich zu:

$$c_{v1} = \frac{\text{Tägliche Arbeitszeit}}{\text{Abschlagzeit}} = \frac{T_T}{t}$$

Bei Mehrschichtbetrieb, der im Untertagebau üblich ist, soll darauf geachtet werden, dass die Anzahl der Abschläge pro Schicht ganzzahlig ist.

Die Vortriebsgeschwindigkeit c_v wird berechnet aus:

$$c_v = c_{v1}\, a \text{ m/Tag},$$

wo a die Abschlagtiefe bedeutet.

Die Gesamtzeit für den Vortrieb bei einer Tunnellänge L in m ist dann:

$$Z = \frac{L}{c_v} \text{ Tage.}$$

6. Beispiel: Vortriebszeiten beim Bau des Mont-Blanc-Tunnels

6.1 Vortrieb auf der französischen Seite

Abmessungen:

Länge	$L = 5{,}8$ km
Ausbruchquerschnitt (Hufeisenprofil)	$F = 80$ m²

Bohrmaschinerie:

Bohrwagen mit Boom Jumbo

Ingersoll Rand DC35	$G = 15$ Stück
Bohrhammergewicht	$BH = 51$ kg
Druck der Pressluft	$p = 6$ atü
Luftverbrauch	$D = 5{,}1$ m³/min
Kreuzmeisselschneide	$d = 44$ mm

Vortriebsart und Gebirge:

Parallelbohrlochverfahren mit Grosslocheinbruch, Granit und Gneis.
Schuttern im Gleisbetrieb. Die Teilzeiten für den Sprengvorgang, für Lüften und Gleisverlegen t_2 und für den Schutterbetrieb t_3 werden von Burkhardt [2], übernommen.

Technische Leistung nach Abschnitt 5.1:

Der Mont-Blanc-Granit und -Gneis ist mit schwedischem Granit vergleichbar. Damit wird nach Tabelle 1

$$L_{t0} = 40 \text{ cm/min}$$

Die Leistungsfaktoren ergeben sich aus den nachfolgend angegebenen Bildern

Tabelle 3. Konstante Rüstzeiten, diese sind abhängig von Art und Grösse der Bohrmaschinerie

Benennung	Zeichen	Mittelwert in min Bohrstütze	Boom Jumbo	nach Skriptum [3]
Vorbringen und Anschliessen der Bohreinrichtung	c_1	8	6	10
Abtrennen und Rückzug der Bohreinrichtung	c_2	7	5	8
Rückbau der Druckluftleitung	c_3	5	5	6
Rückbau der Wetterleitung	c_4	7	7	8
Summe	$\sum_1^4 c$	27	23	32

Tabelle 4. Variable Rüstzeiten, diese entstehen während des Bohrens

Anreissen des Schussbildes min/Loch	c_5	0,1	0,1	0,1
Ansetzen des Bohrers min/Loch	c_6	0,2 bis 0,5	0,1 bis 0,2	0,1 bis 1,0
Spülen, Bohrerwechsel + Schlussreinigen der Löcher min/m	c_7	0,16	0,2	0,2
Umsetzen der Bohrmaschine von Loch zu Loch min/Loch	c_8	0,4 bis 1,0	0,1 bis 0,3	0,1 bis 0,3

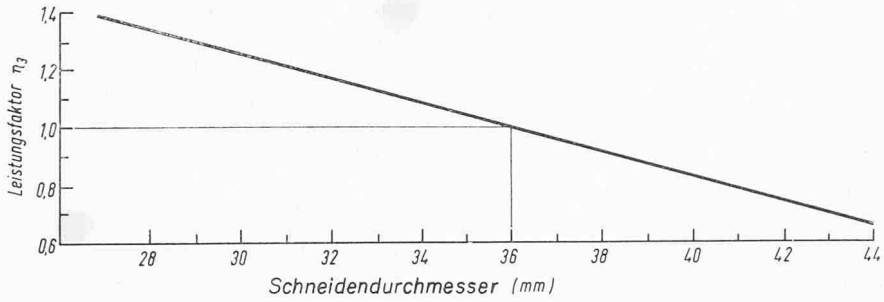

Bild 7. Leistungsfaktor η_2 in Abhängigkeit vom Schneidendurchmesser

und aus Tabelle 2. Die indizierte Leistung des Bohrhammerkolbens ist:

$N = p \cdot D = 30{,}6 \cdot 10^4$ mkp/min

Energieeinfluss (Bild 6)	$\eta_1 = 1{,}75$
Schneidendurchmesser (Bild 7)	$\eta_2 = 0{,}71$
Gestängeverbindung ohne Verluste (Bild 8)	$\eta_3 = 1{,}00$
Anpresskraft optimal (Bild 9)	$\eta_4 = 1{,}00$
Bohrlochlänge (Bild 10)	$\eta_5 = 0{,}87$
Spülwasserdruck optimal	$\eta_6 = 1{,}00$
Bedienung (Tabelle 2)	$\eta_7 = 0{,}96$

Damit wird die technische Leistung

$L_t = L_{t0}\,(\eta_1 \ldots \eta_7) = 42$ cm/min

Nettobohrzeit t_{10} (Abschnitt 5.1):

$$t_{10} = \frac{100\, n\, l_\varnothing}{G\, L_t} \text{ min}$$

Für n gilt nach Abschnitt 3.3

$n = 38 + 1{,}4\, F = 150$ Stück,

für $l_\varnothing$ nach Abschnitt 3.1.2

$$l_\varnothing = \frac{a}{r} = \frac{4}{0{,}98} = 4{,}1 \text{ m.}$$

Damit wird

$$t_{10} = \frac{100 \cdot 150 \cdot 4{,}1}{15 \cdot 42} = 96 \text{ min}$$

Bruttobohrzeit t_1 (Abschnitt 5.3):

In der dort angegebenen Formel werden eingesetzt:

$\lambda_1 = 0{,}15$; $\lambda_2 = 0{,}15$

$n = 150$; $G = 15$

c-Werte nach Tabelle 4:

$c_5 = 0{,}1$; $c_6 = 0{,}1$

$c_7 = 0{,}2$; $c_8 = 0{,}1$

$c = 23$ (Tabelle 3).

Damit erhält man

$t_1 = 172{,}5$ min.

Gesamtzeit für einen Abschlag:

1. Bohrzeit (aufgerundet)	$t_1 = 175$ min
2. Sprengen, Lüften, Sichern	$t_2 = 120$ min
3. Schuttern, Gleisvorbau	$t_3 = 375$ min
4. Schichtwechsel	45 min
Abschlagzeit	$t = 715$ min

Gesamtzeit des Vortriebs:

Die Zahl der Abschläge pro Tag (nach Abschnitt 5.5):

$$c_{v1} = \frac{T_T}{t} = \frac{1440}{715} = 2$$

$c_v = 2 \cdot 4{,}0$ m $= 8$ m/Tag

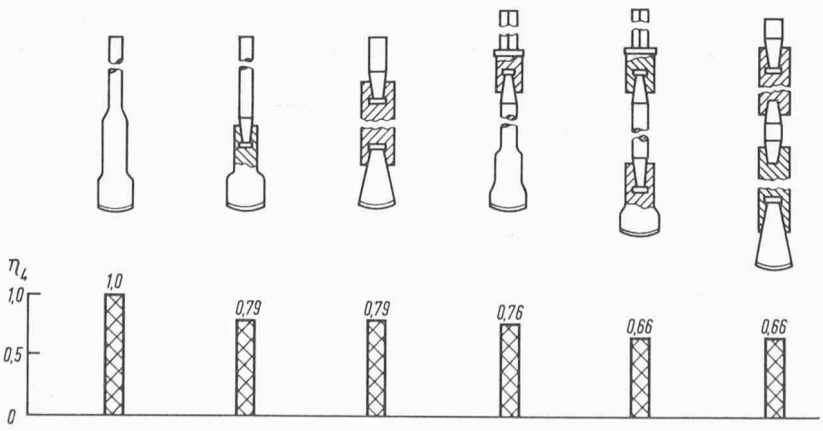

Bild 8. Leistungsfaktor η_3 für verschiedene Gestängeverbindungen

Über die Gesamtzeit wird der Monat mit 20 Tagen angesetzt, in denen 8 m pro Tag erzielt werden. Damit ergibt sich die monatliche Leistung zu 160 m und die Vortriebszeit

$$Z = \frac{L}{c_v} = \frac{5800}{8} = 725 \text{ Tage.}$$

Vergleich von Ist- und Soll-Terminen

Soll-Termine:

Beginn:	September 1959
Ende:	Dezember 1962
Soll-Bauzeit rund	890 Tage
abz. 5% Einarbeitverlust	45 Tage
Vergleichszeit	845 Tage

Ist-Termine:

Beginn:	September 1959
Ende:	Juli 1962
Ist-Bauzeit	780 Tage
abz. 5% Einarbeitverlust	40 Tage
Vergleichszeit	740 Tage

Beim Vergleich der berechneten Bauzeit von 725 Tagen mit der Ist-Bauzeit von 740 Tagen ist eine gute Übereinstimmung festzustellen (Abweichung ~2%). Grund hierfür ist u.a., dass die Teilzeiten für den Sprengvorgang, das Schuttern und den Schichtwechsel gemessene Werte sind [2], lediglich die Bohrzeit beruht auf Berechnung.

6.2 Vortrieb auf der italienischen Seite

Abmessungen:

Länge 5800 m

Querschnitt wie französische Seite

Bohrmaschinerie:

Bohrgerüst mit Bohrhämmern und Stützen

Atlas Copco BBD 50 (Tiger)	$G = 26$ Stück
Bohrhammergewicht	$BH = 27$ kg
Druck der Pressluft	$p = 6$ atü
Luftverbrauch	$D = 3{,}5$ m³/min
Einfachmeisselschneide	$d = 36$ mm

Vortriebsart:

Keileinbruch

Vortrieb in Granit und Gneis:

Länge	4,5 km
Abschlagtiefe	2,8 m

Schuttern bis Januar 1960 im Gleisbetrieb, später gleislos. Die Teilzeiten für Sprengen und Lüften (t_2) sowie Schuttern (t_3) wurde nach Burkhardt [2] überschlägig ermittelt.

Bohrzeit t_1 für Granit und Gneis

Technische Leistung nach Abschnitt 5.1:

$L_{t0} = 40$ cm/min (Tabelle 1)

wie französische Seite

Die Leistungsfaktoren zur Berechnung von L_t sind:

Energieeinfluss (Bild 6)[1]	$\eta_1 = 1{,}15$
Schneidendurchmesser (Bild 7)	$\eta_2 = 1{,}00$
Monoblockbohrer (Bild 8)	$\eta_3 = 1{,}00$
Anpresskraft für Granit[2] (Bild 9)	$\eta_4 = 0{,}85$
Bohrlochlänge (Bild 10)	$\eta_5 = 0{,}88$
Spülwasserdruck (Bild 11)	$\eta_6 = 1{,}00$
Bedienung (Tabelle 2)	$\eta_7 = 0{,}88$

Damit wird

$$L_t = L_{t0}\,(\eta_1 \ldots \eta_7) = 31 \text{ cm/min}$$

Nettobohrzeit t_{10} (Abschnitt 5.1):

In die Formel sind einzusetzen:

$n = 150$ (wie französische Seite)

$$a = 2{,}8 \text{ m};\quad r = 0{,}9;\quad l_{\varnothing} = \frac{a}{r} = 3{,}1 \text{ m}$$

Damit erhält man

$$t_{10} = \frac{100 \cdot 150 \cdot 3{,}1}{26 \cdot 31} = 56 \text{ min}$$

Bruttobohrzeit t_1 (Abschnitt 5.3):

$\lambda_1 = 0{,}25;\ \lambda_2 = 0{,}25$

$n = 150;\quad G = 26$

$c_5 = 0{,}1;\ c_6 = 0{,}5;\ c_7 = 0{,}16$

Mit diesen Werten ergibt sich

$t_1 = 135$ min

Gesamtzeit für einen Abschlag:

1. Bohrzeit	$t_1 = 135$ min
2. Sprengen, Lüften, Sichern	$t_2 = 100$ min

[1]) Die indizierte Leistung des Bohrhammerkolbens ist:

$N = p \cdot D = 6 \cdot 10^4 \cdot 3{,}5 = 21 \cdot 10^4$ mkp/min

[2]) Bohrstützenlänge 2,0 m, Anstellwinkel 36°, mittlere Lochhöhe 1,2 m, Anpresskraft 75 kp.

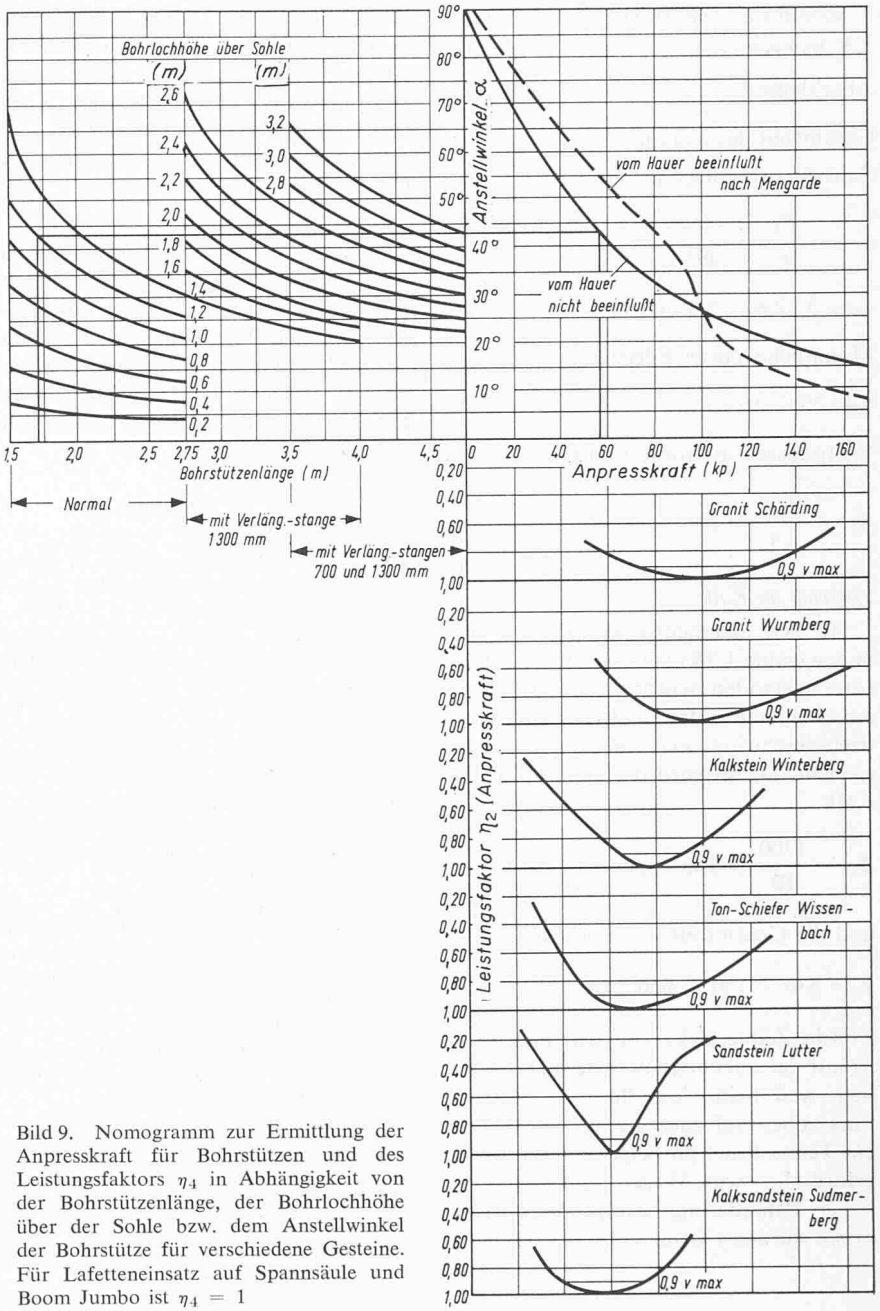

Bild 9. Nomogramm zur Ermittlung der Anpresskraft für Bohrstützen und des Leistungsfaktors η_4 in Abhängigkeit von der Bohrstützenlänge, der Bohrlochhöhe über der Sohle bzw. dem Anstellwinkel der Bohrstütze für verschiedene Gesteine. Für Lafetteneinsatz auf Spannsäule und Boom Jumbo ist $\eta_4 = 1$

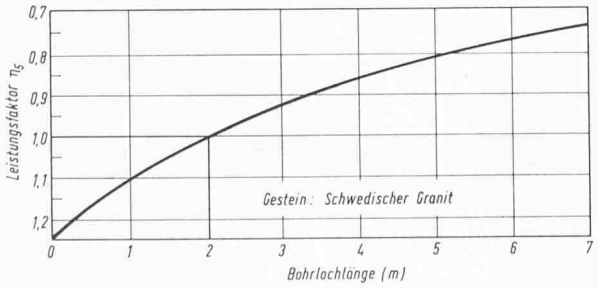

Bild 10. Leistungsfaktor η_5 in Abhängigkeit von der Bohrlochlänge für schwedischen Granit. Für 2 m Bohrlochlänge ist $\eta_5 = 1$

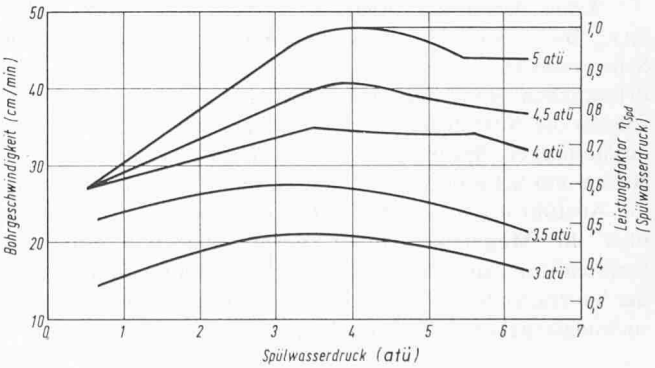

Bild 11. Leistungsfaktor η_6 bzw. Bohrgeschwindigkeit in Abhängigkeit vom Spülwasserdruck für verschiedene Werte des Luftdruckes. Bei einem Luftdruck von 5 atü und dem optimalen Spülwasserdruck (4 atü) ist $\eta_6 = 1$

3. Schuttern, Gleisvorbau $t_3 = 230$ min
4. Schichtwechsel 30 min
Abschlagzeit $t = 495$ min

Gesamtzeit des Vortriebs:

Zahl der Abschläge pro Tag

$$c_{v1} = \frac{T_T}{t} = \frac{1440}{495} = \sim 3$$

$$c_v = 3 \cdot 2{,}8 = 8{,}4 \text{ m/Tag}$$

Monatliche Vortriebsleistung:

$$8{,}4 \cdot 20 = 168 \text{ m}$$

Vortriebszeit in Granit und Gneis:

$$Z_1 = \frac{4500}{8{,}4} = 536 \text{ Tage}$$

Vortrieb im Kalk

In den Sedimentzonen (Kalke), die in den ersten 1,3 km auf der italienischen Seite anstanden, wurden bei etwa 3,4 m Abschlagtiefe in drei Schichten eine Vortriebsgeschwindigkeit von $c_v = 10$ m/Tag erreicht. Damit wird die Gesamtzeit im Kalk

$$Z_2 = \frac{1300}{10} = 130 \text{ Tage}$$

und die Gesamtzeit in Granit und Kalk

$$Z = 536 + 130 = 666 \text{ Tage.}$$

Ein Zeitvergleich mit den Ist-Zeiten ist auf der italienischen Seite nicht möglich, weil beim Antreffen von Zerrüttungszonen auf einer Länge von 800 m ein Teilausbruch in belgischer Bauweise erforderlich war. Wegen starker zusätzlicher Behinderung infolge Wassereinbruch wurden 1961 in sechs Monaten nur 300 m aufgefahren. Weiter musste wegen akutem Mangel an guten Mineuren von einem Dreischichtbetrieb auf einen verlängerten Zweischichtbetrieb umgestellt werden. Im Dreischichtbetrieb waren bei 26 Bohrhämmern mindestens 104 Mineure erforderlich.

Insgesamt kann gesagt werden, dass es wegen der zu erwartenden schwierigen Gebirgsverhältnisse richtig war, auf der italienischen Seite die flexible Vortriebsart zu wählen. Mit dem Bohrstützeneinsatz und der gleislosen Förderung war es jederzeit möglich, bei Gebirgsschwierigkeiten vom Vollausbruch auf einen Teilausbruch umzustellen.

Literaturverzeichnis

[1] *Arndt F.K.:* Der Schlagablauf in Kolben und Stange beim schlagenden Bohren, «Glückauf» 1960, H. 24, S. 1516–1524.

[2] *Burkhardt G.:* Der Strassentunnel durch den Mont Blanc, «Baumasch. und Bautechn.» 1961, H. 11 und 12, S. 445–452, 497–503.

[3] *Burkhardt G., Maidl B.:* Skriptum: «Bauen unter Tage» München 1959, Institutsschriften der TH München.

[4] *Dorstewitz G.:* Gesichtspunkte für die zweckmässige Durchführung der bergmännischen Bohrarbeit, «Glückauf» 1954, H. 37/38, S. 1052–1067.

[5] *Dorstewitz G.:* Mitteilungen der Gesellschaft zur Förderung der Forschung auf dem Gebiet der Bohr- und Schiesstechnik (GFBS) Folge 1 (1954) bis 11 (1962), Clausthal und Essen, Institutsschriften der Hochschule.

[6] *Fraenkel K.H.:* Handbuch für Sprengarbeiten, Stockholm 1952, Aktiebolaget Atlas Diesel, Sandvikens.

[7] *Gerhardt H., Schöne D.:* Bestimmung der Bohrgeschwindigkeit beim schlagenden Bohren, «Bergakademie» 1965, S. 326–330.

[8] *Hahn L.:* Untersuchungen zur Frage des optimalen Bohrloch- und Patronendurchmessers, Diss. Clausthal 1956.

[9] *Harzt D.:* Entwicklungstendenzen der Bohrtechnik im Erzbergbau, «Freiberger Forschungshefte» 1962, H. A 307.

[10] *Hetzel K.:* Vorlesung «Tunnel- und Stollenbau» an der TH München 1956.

[11] *Hetzel K., Schwaderer H.:* Die Mechanisierung im Stollenbau, «Baumasch. und Bautechn.» 1957, H. 11 und 12, S. 381–388 und 403–410.

[12] *v. Kahler F.:* Die Rückprall-«Härte» als Mass für die Abschätzung der reinen Bohrgeschwindigkeit und der Bohrkronenabnützung, «Der Korinthin», Montanistische Hochschule Leoben 1952, Folge 18, S. 137–141.

[13] *Maidl B.:* Anwendung der Unterfangsbauweise beim Bau eines Eisenbahntunnels in Thailand, «Baumasch. und Bautechn.» 1967, H. 6, S. 209–215.

[14] *Maidl B.:* Der Bohrhammereinsatz im Untertagebau. Berlin, München, Düsseldorf 1970, Wilhelm Ernst & Sohn.

[15] *Mengarda R.:* Der wirtschaftliche Einsatz des Hochleistungsbohrhammers, «Glückauf» 1957, H. 51/52, S. 1634–1637.

[16] *v. Rabcewicz L.:* Das Bohrproblem im modernen Tunnelbau, «Schweizerische Bauzeitung» 1952, Nr. 17/18/19, S. 241–244, 260–263, 279–284.

[17] *Rapp R.:* Die Bestimmung der Bohrbarkeit verschiedener Gesteine unter Verwendung mittelschwerer Schlaghämmer, Dipl.-Arb., TH München.

[18] *Randzio E.:* Vortrieb und Ausbau von Stollen und Tunnel. Berlin 1927, Springer Verlag.

[19] *Sieber H.:* Kennwerte für den Sprengvorgang, Dipl.-Arb., TH München 1968.

[20] *Wahl, Schäfer, Kantenwein:* Forschungsbericht des Wirtschafts- und Verkehrsministeriums (NRW) Nr. 511, 1958.

[21] *Zanoskar W.:* Stollen- und Tunnelbau. Wien 1964, Springer Verlag.

[22] Firmenangaben folgender Maschinenhersteller: Atlas Copco, Essen; Böhler, Düsseldorf; Krupp, Essen; Flottmann, Salzgitter; Wallram, Essen.

Adresse des Verfassers: Dr.-Ing. *Bernhard Maidl*, Priv. Doz., D-4300 Essen-Bredeney, Meisenburgstrasse 65.

Vibrationsverdichtung von bindigen und kiesigen Böden

DK 624.138

Von **F. Scheidegger**, Schlieren, Zürich

Ende November organisierte die Firma Notz & Co. AG, Biel, eine Vortragstagung über die Boden- und Schwarzdeckenverdichtung. Über hundert Vertreter der öffentlichen Hand und von Strassenbauunternehmern verfolgten die Ausführungen verschiedener schweizerischer und ausländischer Spezialisten der Vibrationsverdichtung von Böden und Schwarzdecken. Von besonderem Interesse waren die Ausführungen von Prof. Dr. *Lars Forssblad*, Schweden, über die Möglichkeiten der Verdichtung von Erd- und Steinschüttungen mit Hilfe von Vibrationsgeräten, wobei der Vortragende vor allem die neuesten schwedischen Untersuchungsergebnisse berücksichtigte.

Grundlagen der Verdichtungstechnik

Verdichtungsgeräte arbeiten durch statischen Druck, Stoss oder Vibration (Bild 1). Statische Glattwalzen und Gummiradwalzen wirken hauptsächlich durch statischen Druck auf die Bodenoberfläche. Durch Stosswirkung kann eine höhere Belastung der Bodenoberfläche und eine grössere Tiefenwirkung als bei statischer Last erzielt werden.

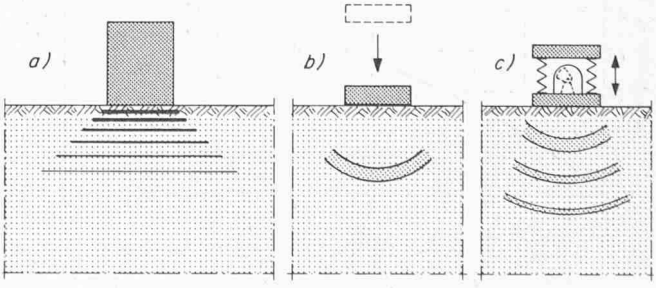

Bild 1. Schematische Darstellung verschiedener Arten von Bodenverdichtung. a) Statischer Druck, b) Stoss, erzeugt eine Druckwelle, c) Vibration, erzeugt schnell aufeinanderfolgende Druckwellen