

Die Berechnung von Abschlagstiefe, Bohrlochzahl und Bohrzeit im Tunnelbau

Autor(en): **Maidl, Bernhard**

Objektyp: **Article**

Zeitschrift: **Schweizerische Bauzeitung**

Band (Jahr): **90 (1972)**

Heft 7: **Baumaschinen und Baugeräte**

PDF erstellt am: **22.07.2024**

Persistenter Link: <https://doi.org/10.5169/seals-85117>

Nutzungsbedingungen

Die ETH-Bibliothek ist Anbieterin der digitalisierten Zeitschriften. Sie besitzt keine Urheberrechte an den Inhalten der Zeitschriften. Die Rechte liegen in der Regel bei den Herausgebern. Die auf der Plattform e-periodica veröffentlichten Dokumente stehen für nicht-kommerzielle Zwecke in Lehre und Forschung sowie für die private Nutzung frei zur Verfügung. Einzelne Dateien oder Ausdrucke aus diesem Angebot können zusammen mit diesen Nutzungsbedingungen und den korrekten Herkunftsbezeichnungen weitergegeben werden. Das Veröffentlichen von Bildern in Print- und Online-Publikationen ist nur mit vorheriger Genehmigung der Rechteinhaber erlaubt. Die systematische Speicherung von Teilen des elektronischen Angebots auf anderen Servern bedarf ebenfalls des schriftlichen Einverständnisses der Rechteinhaber.

Haftungsausschluss

Alle Angaben erfolgen ohne Gewähr für Vollständigkeit oder Richtigkeit. Es wird keine Haftung übernommen für Schäden durch die Verwendung von Informationen aus diesem Online-Angebot oder durch das Fehlen von Informationen. Dies gilt auch für Inhalte Dritter, die über dieses Angebot zugänglich sind.

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 Schüttern – diese summieren sich zur Gesamtabschlagszeit – auf Minuten genau abzustimmen sind. Die Berechnung von Teilzeiten für das Laden und Schiessen als auch für das Schüttern 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 Bohrhammer 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

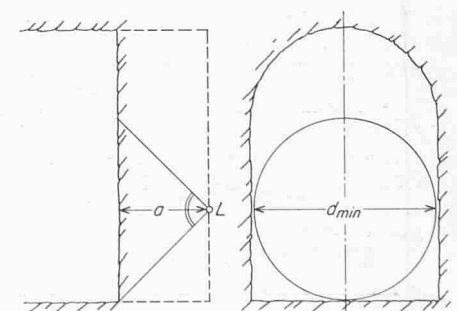
Bohrhammer, wie er aus dem Bergbau hervorging, noch immer das Feld, doch wurden in den letzten Jahren die Hilfsgeräte zur Erzeugung eines optimalen Anpressdruckes mehr und mehr den amerikanischen Vorbildern nachgebildet. Die Verwendung von Lafetten als Bohrmaschinenschlitten haben Voraussetzungen für 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:



Bld 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

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

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

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

Als Überschlagswerte gelten nach [2]:
Einbruchschüssen

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

Parallelbohrlochschüssen

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

3.2 Der Abschlagwirkungsgrad r

Dieser ist definiert durch

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

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

| | |
|------------------|---------------|
| Paralleleinbruch | 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 Bohrlochzahl 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_i in m/m^3 ermittelt.

$$w_i = \frac{n a r}{F a} = \frac{n r}{F}$$

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:

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

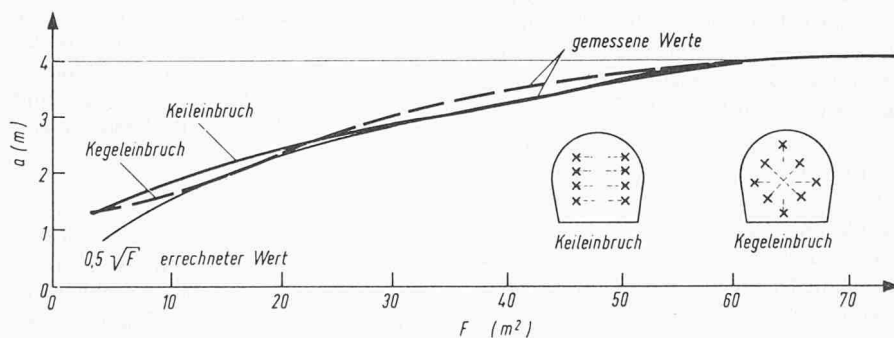


Bild 2. Ermittlung der Abschlagtiefe a für Keileinbruch und Kegeleinbruch; Auswertungsergebnisse [19]

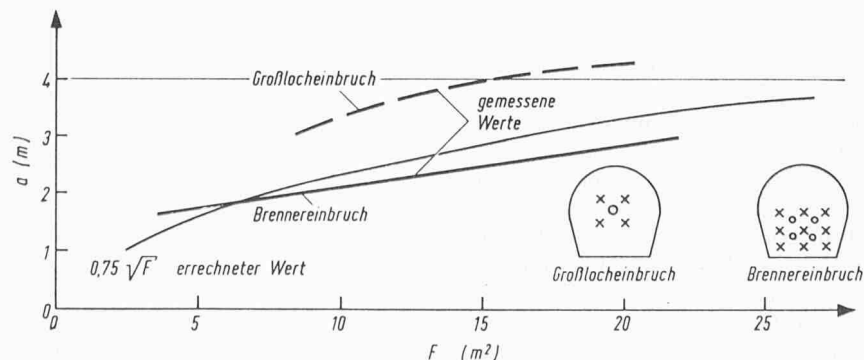


Bild 3. Ermittlung der Abschlagtiefe a für Großlocheinbruch und Brennereinbruch; Auswertungsergebnisse [19]

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 Bohrergeschwindigkeit 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:

$$T = 1,25 \left[G \left(0,69 + 0,01 \frac{G}{N} \right) + 20 + 4,10 N + \frac{100 G}{B_v} + t_2 + t_3 \right]$$

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 Bohrergeschwindigkeit 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:

$$t_1 = \frac{n}{G} \left(\frac{100 l_\varnothing (1 + \lambda_1 + \lambda_2)}{L_t} + c_5 G + c_7 l + c_6 + c_8 \right) + c$$

Es bedeuten:

- t_1 die Bruttobohrzeit in min pro Abschlag
- n die Zahl der Bohrlocher
- G die Zahl der gleichzeitig ange-setzten 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 Aufwandswerte t_{B1} bei gleichen Gebirgseigenschaften mit gleicher Bohrmaschinerie unter annähernd gleichen Bedingungen vorliegen. Ändern sich die genannten Verhältnisse, kann nur ein grobes Abschätzen des Aufwandswertes t_{B1} für die Zeitberechnung weiterhelfen. Die Methode von *Zanoskar* ist vom Vorgehen her gesehen keine Bohrzeitberechnung. Die Methoden von *Rabczewicz*, *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 Bohrergeschwindigkeit. Von *Arndt* [1] ist folgender Ansatz bekannt:

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

Es bedeuten:

- v_B die Bohrergeschwindigkeit 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 Bohrergeschwindigkeit in einer Leistungsformel deutlich definiert sind. Diese lautet:

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

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

$\eta_1 \dots \eta_n$ 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.

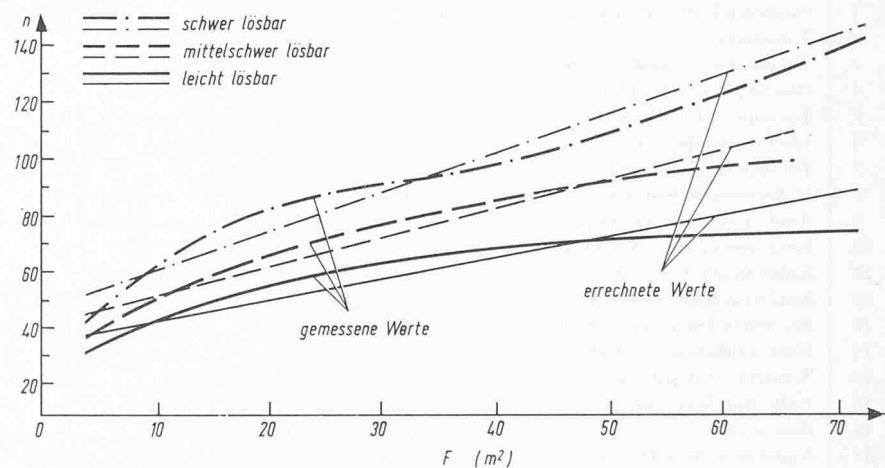


Bild 4. Bohrlochzahl n in Abhängigkeit von der Querschnittsfläche F

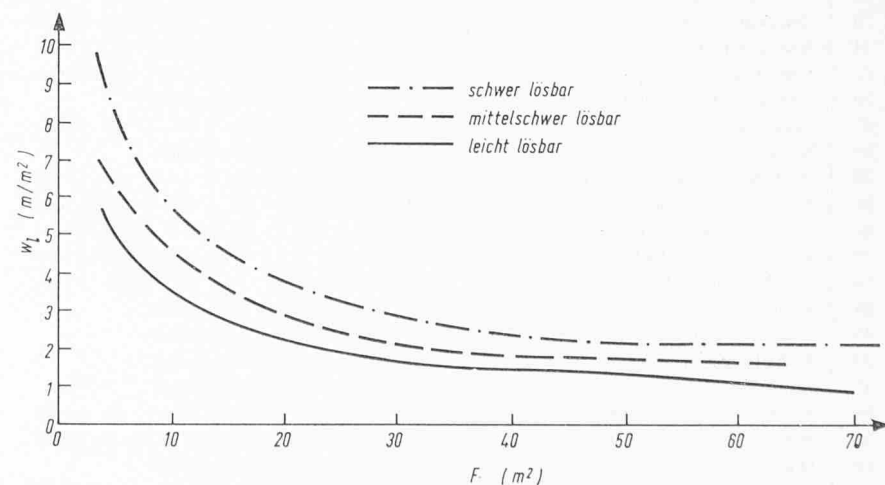


Bild 5. Spezifische Bohränge w_l in Abhängigkeit von der Querschnittsfläche F

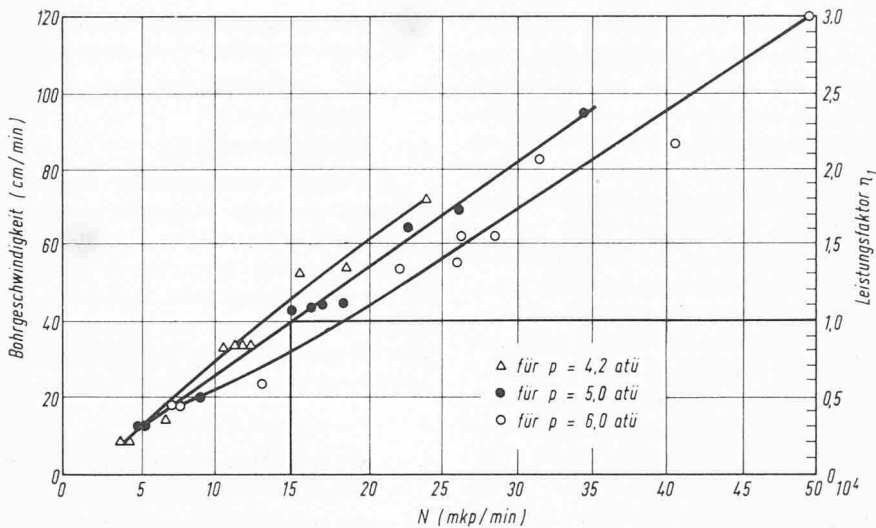


Bild 6. Leistungsfaktor η_1 bzw. Bohrgeschwindigkeit in Abhängigkeit von der zugeführten Leistung $N = p \cdot D$. Für das Vergleichsgerät in schwedischem Granit ist $\eta_1 = 1$ bei $p = 5$ atü, $D = 3 \text{ m}^3/\text{min}$, $N = 15,0 \cdot 10^4 \text{ mkp}/\text{min}$

Tabelle 1. Bohrbarkeit von Gesteinen, Angaben der technischen Grundleistung L_{t0}

| Lfd. Nr. | Gesteinsart und Fundort | Bohrfortschritt cm/min L_{t0} | Shorehärte | SIEVERS | | FRANSSEN | | GERTH Zähigkeitsgrad |
|----------|----------------------------------|---------------------------------|-------------------------|---------------|------------------|-------------|-----------------|----------------------|
| | | | | Bohrbarkeit J | Verschleißwert C | Elastizität | Bearbeitbarkeit | |
| 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 Rheinaben | 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 Rheinababen | 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 | | | | | |
| 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 | Schärddinger 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

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

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 Bohrschneide, 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 Form¹⁾ 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 | | Äussere Komponente | | | |
|---------------------------------|-----|--------------------|-----------|---------------|----------------|
| Veranlagung Interesse, Eifer | | 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 Schütterns 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 Bruttoboehrzeit 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 Schütterns 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 Abschlüge 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 Abschlüge 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 Tunnelänge 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 $L = 5,8 \text{ km}$
- Ausbruchquerschnitt $F = 80 \text{ m}^2$ (Hufeisenprofil)

Bohrmaschinerie:

- Bohrwagen mit Boom Jumbo
- Ingersoll Rand DC35 $G = 15$ Stück
- Bohrhammergewicht $BH = 51 \text{ kg}$
- Druck der Pressluft $p = 6 \text{ atü}$
- Luftverbrauch $D = 5,1 \text{ m}^3/\text{min}$
- Kreuzmeisselschneide $d = 44 \text{ mm}$

Vortriebsart und Gebirge:

Parallelbohrlochverfahren mit Grosslocheinbruch, Granit und Gneis. Schüttern im Gleisbetrieb. Die Teilzeiten für den Sprengvorgang, für Lüften und Gleisverlegen t_2 und für den Schütterbetrieb 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 | $\sum_{i=1}^4 c_i$ | 27 | 23 | 32 |

Tabelle 4. Variable Rüstzeiten, diese entstehen während des Bohrens

| Beschreibung | Zeichen | Werte |
|--|---------|---|
| 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 |

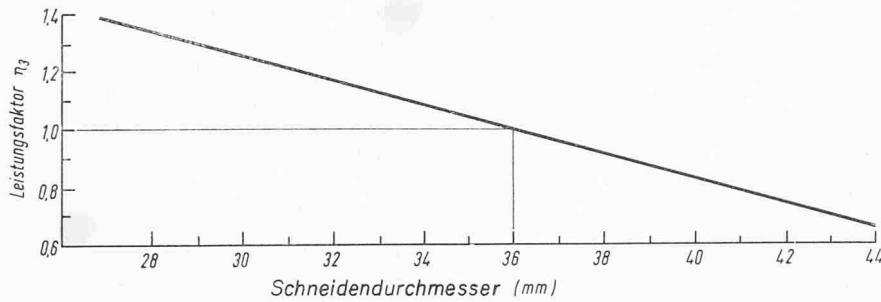


Bild 7. Leistungsfaktor η_2 in Abhängigkeit vom Schneidendurchmesser

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

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

| | |
|---|-----------------|
| 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

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

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

$$n = 38 + 1,4 F = 150 \text{ Stück,}$$

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:

$$\lambda_1 = 0,15; \quad \lambda_2 = 0,15$$

$$n = 150; \quad G = 15$$

c -Werte nach Tabelle 4:

$$c_5 = 0,1; \quad c_6 = 0,1$$

$$c_7 = 0,2; \quad c_8 = 0,1$$

$$c = 23 \text{ (Tabelle 3).}$$

Damit erhält man

$$t_1 = 172,5 \text{ min.}$$

Gesamtzeit für einen Abschlag:

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

Gesamtzeit des Vortriebs:

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

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

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

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-Termin:

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

Ist-Termin:

| | |
|------------------------------|----------------|
| Beginn: | September 1959 |
| Ende: | Juli 1962 |
| Ist-Bauzeit | 780 Tage |
| abz. 5% Einarbeitungsverlust | 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 $\sim 2\%$). Grund hierfür ist u.a., dass die Teilzeiten für den Sprengvorgang, das Schüttern und den Schichtwechsel gemessene Werte sind [2], lediglich die Bohrzeit beruht auf Berechnung.

6.2 Vortrieb auf der italienischen Seite

Abmessungen:

$$\text{Länge} = 5800 \text{ m}$$

Querschnitt wie französische Seite
Bohrmaschinerie:

Bohrgerüst mit Bohrhämmern und Stützen

Atlas Copco BBD 50 $G = 26$ Stück (Tiger)

Bohrhämmergewicht $BH = 27 \text{ kg}$

Druck der Pressluft $p = 6 \text{ atü}$

Luftverbrauch $D = 3,5 \text{ m}^3/\text{min}$

Einfachmeisselschneide $d = 36 \text{ mm}$

Vortriebsart:

Keileinbruch

Vortrieb in Granit und Gneis:

Länge $4,5 \text{ km}$

Abschlagtiefe $2,8 \text{ m}$

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

Bohrzeit t_1 für Granit und Gneis

Technische Leistung nach Abschnitt 5.1:

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

wie französische Seite

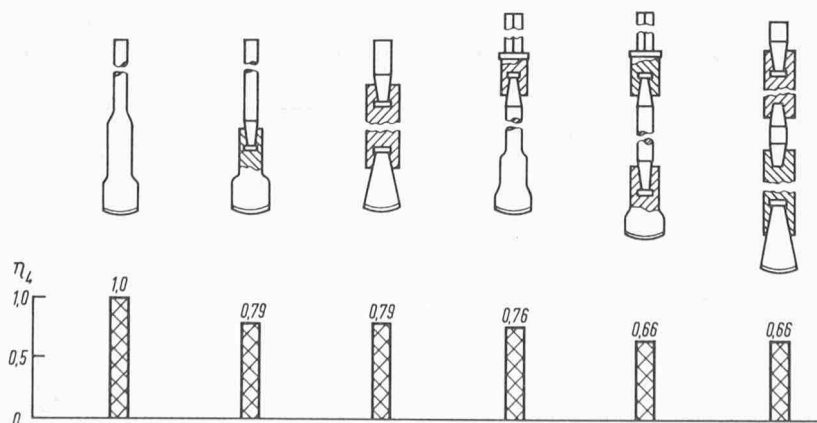


Bild 8. Leistungsfaktor η_3 für verschiedene Gestängeverbindungen

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

Nettobohrzeit t_{10} (Abschnitt 5.1):

In die Formel sind einzusetzen:

$n = 150$ (wie französische Seite)

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

Damit erhält man

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

Bruttobohrzeit t_1 (Abschnitt 5.3):

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

$n = 150; G = 26$

$c_5 = 0,1; c_6 = 0,5; c_7 = 0,16$

Mit diesen Werten ergibt sich

$t_1 = 135 \text{ min}$

Gesamtzeit für einen Abschlag:

- | | |
|------------------------------|-------------------------|
| 1. Bohrzeit | $t_1 = 135 \text{ min}$ |
| 2. Sprengen, Lüften, Sichern | $t_2 = 100 \text{ min}$ |

¹⁾ Die indizierte Leistung des Bohrerhammerkolbens ist:

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

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

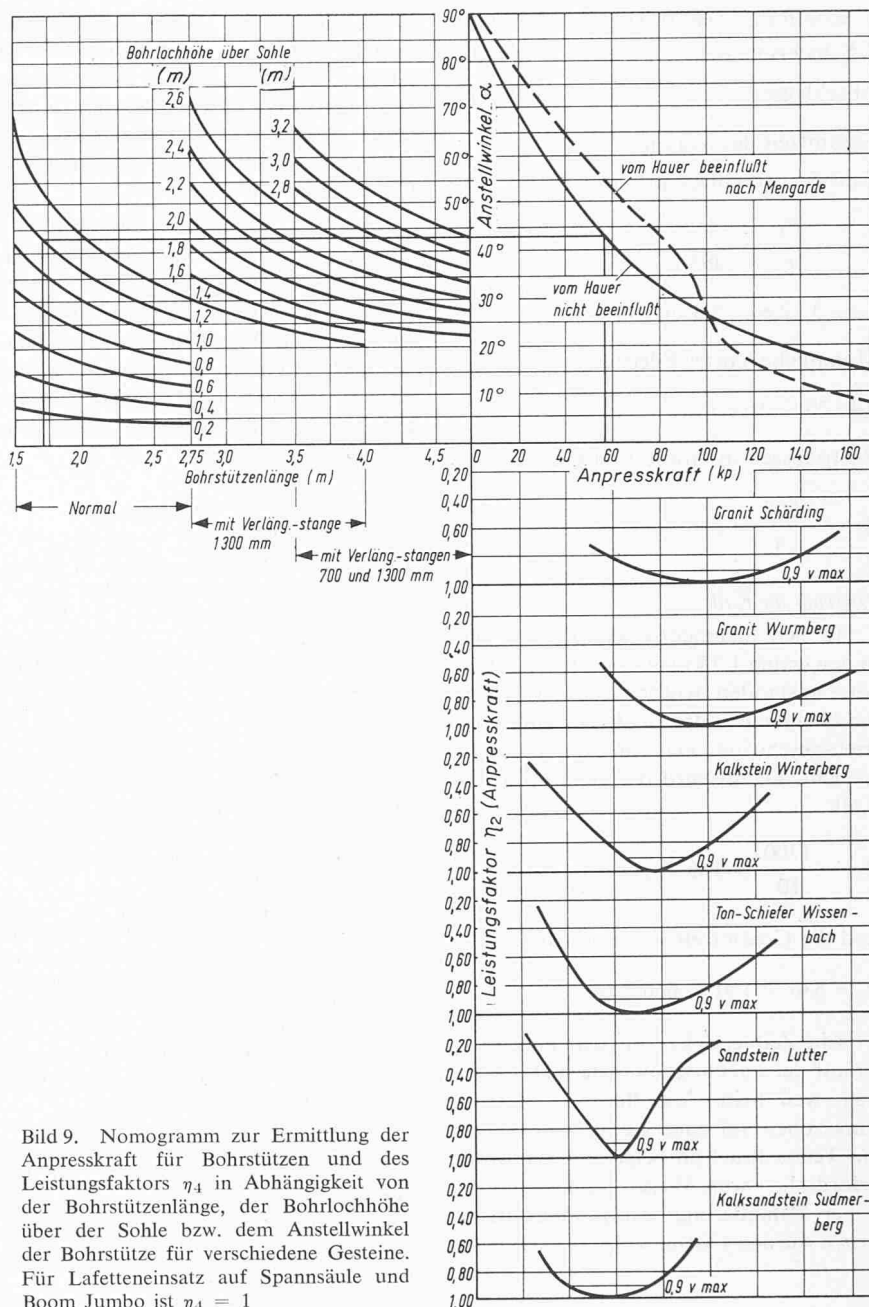


Bild 9. Nomogramm zur Ermittlung der Anpresskraft für Bohrstützen und des Leistungsfaktors η_4 in Abhängigkeit von der Bohrstützenlänge, der Bohrlochhöhe über der Sohle bzw. dem Anstellwinkel der Bohrstütze für verschiedene Gesteine. Für Lafetteneinsatz auf Spannsäule und Boom Jumbo ist $\eta_4 = 1$

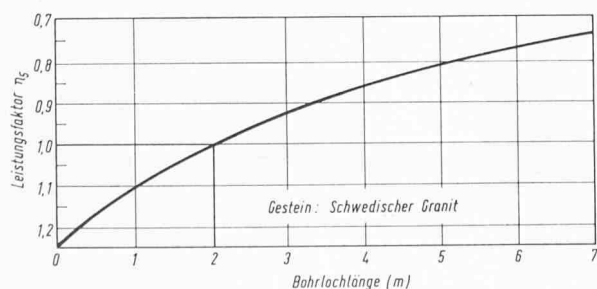


Bild 10. Leistungsfaktor η_5 in Abhängigkeit von der Bohrlochlänge für schwedischen Granit. Für 2 m Bohrlochlänge ist $\eta_5 = 1$

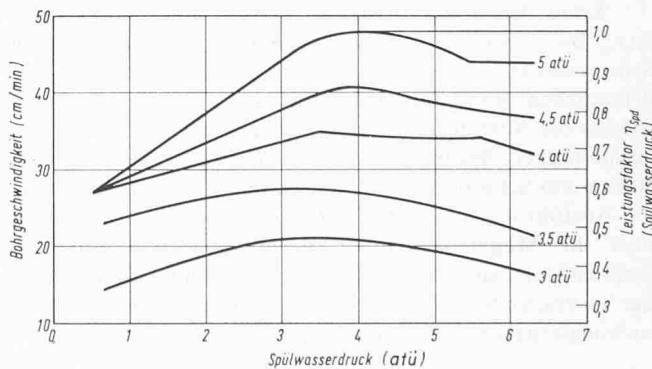


Bild 11. Leistungsfaktor η_6 bzw. Bohrgeschwindigkeit in Abhängigkeit vom Spülwasserdruck für verschiedene Werte des Luftdruckes. Bei einem Luftdruck von 5 atü und dem optimalen Spülwasserdruck (4 atü) ist $\eta_6 = 1$

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

Gesamtzeit des Vortriebs:
 Zahl der Abschlage 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 moglich, weil beim Antreffen von Zerrutungs-zonen auf einer Lange von 800 m ein Teilausbruch in belgischer Bauweise erforderlich war. Wegen starker zusatzlicher 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 verlangerten Zweischichtbetrieb umgestellt werden. Im Dreischichtbetrieb waren bei 26 Bohrhammern mindestens 104 Mineure erforderlich.

Insgesamt kann gesagt werden, dass es wegen der zu erwartenden schwierigen Gebirgsverhaltnisse richtig war, auf der italienischen Seite die flexible Vortriebsart zu wahlen. Mit dem Bohrstutzeneinsatz und der gleislosen Forderung war es jederzeit moglich, bei Gebirgsschwierigkeiten vom Vollausbruch auf einen Teilausbruch umzustellen.

Literaturverzeichnis

- [1] *Arndt F.K.*: Der Schlagablauf in Kolben und Stange beim schlagenden Bohren, «Gluckauf» 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» Munchen 1959, Institutsschriften der TH Munchen.
- [4] *Dorstewitz G.*: Gesichtspunkte fur die zweckmassige Durchfuhrung der bergmannischen Bohrarbeit, «Gluckauf» 1954, H. 37/38, S. 1052–1067.
- [5] *Dorstewitz G.*: Mitteilungen der Gesellschaft zur Forderung 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 fur Sprengarbeiten, Stockholm 1952, Aktiebolaget Atlas Diesel, Sandvikens.
- [7] *Gerhardt H., Schone 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] *Heizel K.*: Vorlesung «Tunnel- und Stollenbau» an der TH Munchen 1956.
- [11] *Heizel 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 Ruckprall-«Harte» als Mass fur die Abschatzung der reinen Bohrgeschwindigkeit und der Bohrkronenabnutzung, «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 Bohrhammereinsatz im Untertagebau. Berlin, Munchen, Dusseldorf 1970, Wilhelm Ernst & Sohn.
- [15] *Mengarda R.*: Der wirtschaftliche Einsatz des Hochleistungsbohrhammers, «Gluckauf» 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 Schlaghammer, Dipl.-Arb., TH Munchen.
- [18] *Randzio E.*: Vortrieb und Ausbau von Stollen und Tunnel. Berlin 1927, Springer Verlag.
- [19] *Sieber H.*: Kennwerte fur den Sprengvorgang, Dipl.-Arb., TH Munchen 1968.
- [20] *Wahl, Schafer, 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; Bohler, Dusseldorf; 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 Boden

DK 624.138

Von **F. Scheidegger**, Schlieren, Zurich

Ende November organisierte die Firma Notz & Co. AG, Biel, eine Vortragstagung uber die Boden- und Schwarzdeckenverdichtung. Uber hundert Vertreter der offentlichen Hand und von Strassenbauunternehmern verfolgten die Ausfuhungen verschiedener schweizerischer und auslandischer Spezialisten der Vibrationsverdichtung von Boden und Schwarzdecken. Von besonderem Interesse waren die Ausfuhungen von Prof. Dr. *Lars Forssblad*, Schweden, uber die Moglichkeiten der Verdichtung von Erd- und Steinschuttungen mit Hilfe von Vibrationsgeraten, wobei der Vortragende vor allem die neuesten schwedischen Untersuchungsergebnisse berucksichtigt.

Grundlagen der Verdichtungstechnik

Verdichtungsgerate arbeiten durch statischen Druck, Stoss oder Vibration (Bild 1). Statische Glatzwalzen und Gummiradwalzen wirken hauptsachlich durch statischen

Druck auf die Bodenoberflache. Durch Stosswirkung kann eine hohere Belastung der Bodenoberflache und eine grosere Tiefenwirkung als bei statischer Last erzielt werden.

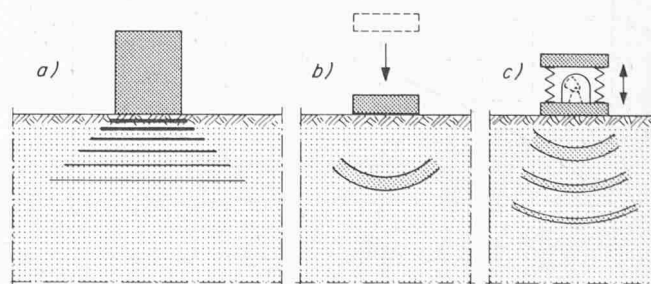


Bild 1. Schematische Darstellung verschiedener Arten von Bodenverdichtung. a) Statischer Druck, b) Stoss, erzeugt eine Druckwelle, c) Vibration, erzeugt schnell aufeinanderfolgende Druckwellen