

**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:** 21.02.2026

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

# Die Berechnung von Abschlagstiefe, Bohrlochzahl und Bohrzeit im Tunnelbau

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 Schuttieren – diese summieren sich zur Gesamtabstagszeit – auf Minuten genau abzustimmen sind. Die Berechnung von Teilzeiten für das Laden und Schiessen als auch für das Schuttieren 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. So weit 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 Bohrgeräten in den USA. Bei grossen Untertagebauten verwendete man unter dem Druck der höheren Löhne schwerere Bohrgeräte. 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 dürfen 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 Gebirgsmerkmale von der Ausbruchform, der Ausbruchfläche und dem Einbruchverfahren ab:

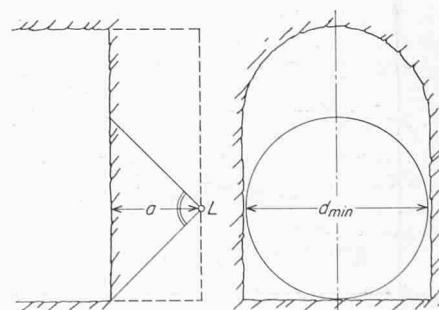


Bild 1. Zusammenhang zwischen Abschlagtiefe  $a$  und kleinstem Begrenzungsabstand  $d_{min}$ .

### 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  $110^\circ$  gegeben ist, wird praktisch das Volumen durch den Normalkegel (Winkel =  $90^\circ$ ) 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

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

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]:  
Einbruchschissen

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

Parallelböhrlochschissen

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

### 3.2 Der Abschlagwirkungsgrad $r$

Dieser ist definiert durch

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

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 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  $\text{m}/\text{m}^3$  ermittelt.

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

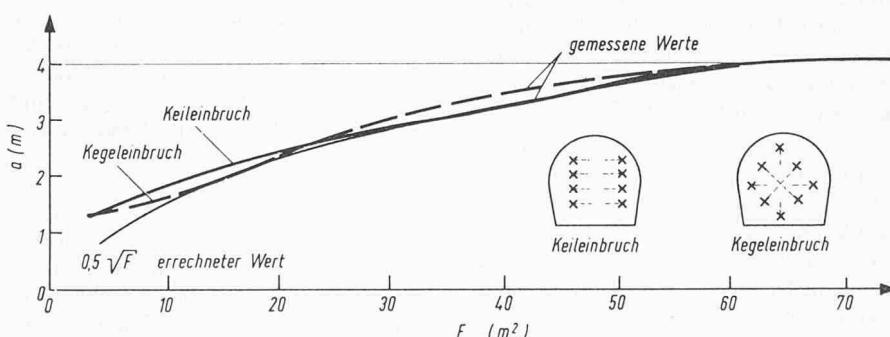


Bild 2. Ermittlung der Abschlagtiefe  $a$  für Keileinbruch und Kegeleinbruch; Auswertungsergebnisse [19]

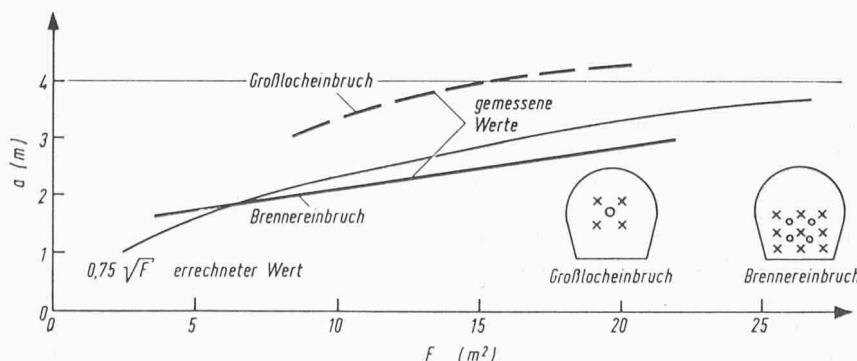


Bild 3. Ermittlung der Abschlagtiefe  $a$  für Grosslocheinbruch und Brennereinbruch; Auswertungsergebnisse [19]

### 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
- $v_r$  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:

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

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:

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

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
- $\lambda$  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 Gebirgsmerkmalsen 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:

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

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

$\eta_1 \dots n$  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.

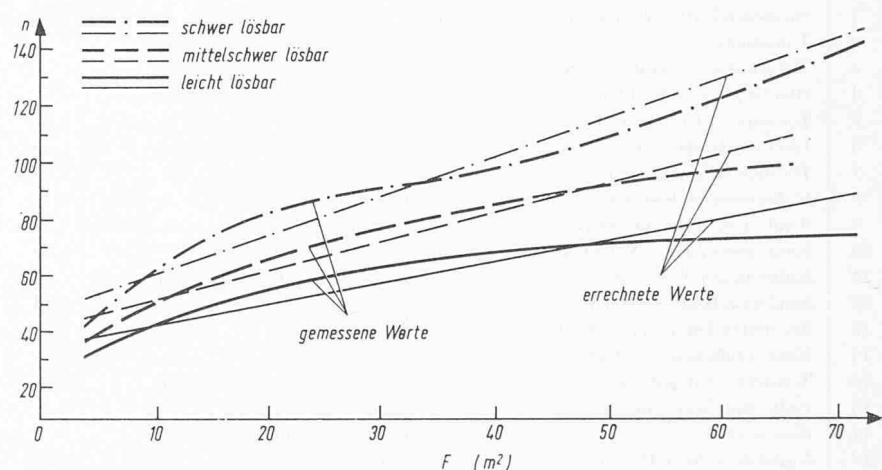


Bild 4. Bohrlochanzahl  $n$  in Abhängigkeit von der Querschnittsfläche  $F$

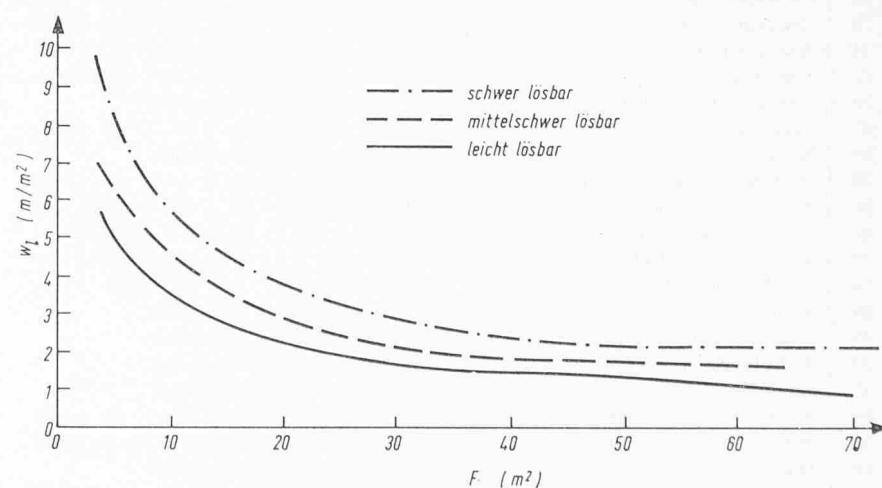


Bild 5. Spezifische Bohrlänge  $w_l$  in Abhängigkeit von der Querschnittsfläche  $F$

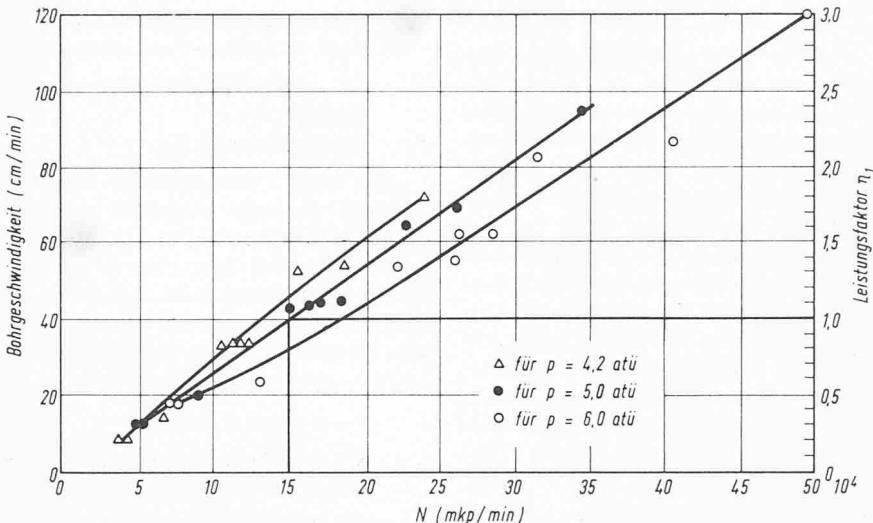


Bild 6. Leistungsfaktor  $\eta_1$  bzw. Bohrgeschwindigkeit in Abhängigkeit von der zugeführten Leistung  $N = p \cdot D$ . Für das Vergleichsgerät in schwedischem Granit ist  $\eta_1 = 1$  bei  $p = 5 \text{ atü}$ ,  $D = 3 \text{ m}^3/\text{min}$ ,  $N = 15,0 \cdot 10^4 \text{ mfp/min}$

Tabelle 1. Bohrbarkeit von Gesteinen, Angaben der technischen Grundleistung  $L_{t_0}$

Lfd. Nr.	Gesteinsart und Fundort	Bohr- fort- schritt cm/ min $L_{t_0}$	Shore- härte	SIEVERS		FRANSSEN		GERTH Zähig- keits- grad
				Bohr- bar- keit $J$	Vorschleiß- wert $C$	Elasti- zität	Be- arbe- it- bar- keit	
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.   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 Elbw. 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 Stornfors	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	Schärdlinger 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

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

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 Form<sup>1)</sup> wie folgt ermittelt werden:

$$L_t = L_{t_0} \eta_1 \eta_2 \eta_3 \eta_4 \eta_5 \eta_6 \eta_7 \text{ cm/min}$$

Für die technische Grundleistung  $L_{t_0}$  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  $\eta_1$  bis  $\eta_6$  können anhand der Bilder 6 bis 11 ermittelt werden; der Faktor  $\eta_7$  ergibt sich aus Tabelle 2.

<sup>1)</sup> Ausführliche Leistungsberechnung s. [14]

Tabelle 2. Leistungsfaktor Bedienungspersonal  $\eta_7$ 

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 Schuttens vorgenommen, doch geht ein Teil auch direkt in die Gesamtzeit für den Bauvorgang ein. Soweit dies der Fall ist, wurden an fünf grösseren Stollenbauten Ermittlungen angestellt, deren Ergebnisse in den Tabellen 3 und 4 zusammengestellt sind.

### 5.2.2 Ausfallzeiten $\lambda$

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 Schuttens  $t_3$  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:

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

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

Benennung	Zeichen	Mittelwert in min Bohr- stütze	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	$\sum_i c_i$	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

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  $L = 5,8 \text{ km}$

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.

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

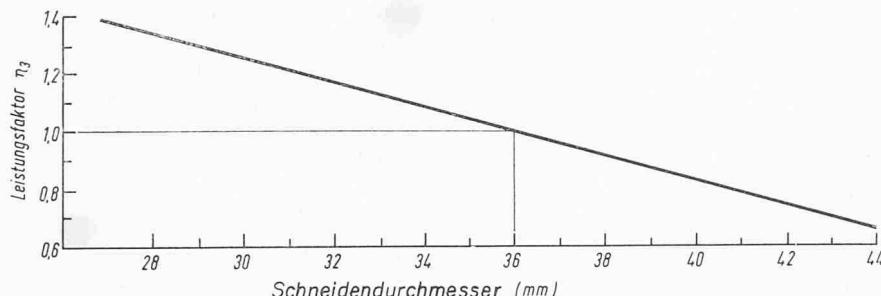


Bild 7. Leistungsfaktor  $\eta_2$  in Abhängigkeit vom Schneidendurchmesser

und aus Tabelle 2. Die indizierte Leistung des Bohrhammerkolbens 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)  $\eta_5 = 0,87$

Spülwasserdruk 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):

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

Für  $n$  gilt nach Abschnitt 3.3

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

für  $l_\phi$  nach Abschnitt 3.1.2

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

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. Schuttern, Gleisvorbau  $t_3 = 375 \text{ min}$

4. Schichtwechsel  $45 \text{ min}$

Abschlagzeit  $t = 715 \text{ min}$

Gesamtzeit des Vortriebs:

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

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

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

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-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  $\sim 2\%$ ). 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  $G = 26$  Stück (Tiger)

Bohrhammerge wicht  $BH = 27$  kg

Druck der Pressluft  $p = 6$  atü

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

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:

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

wie französische Seite

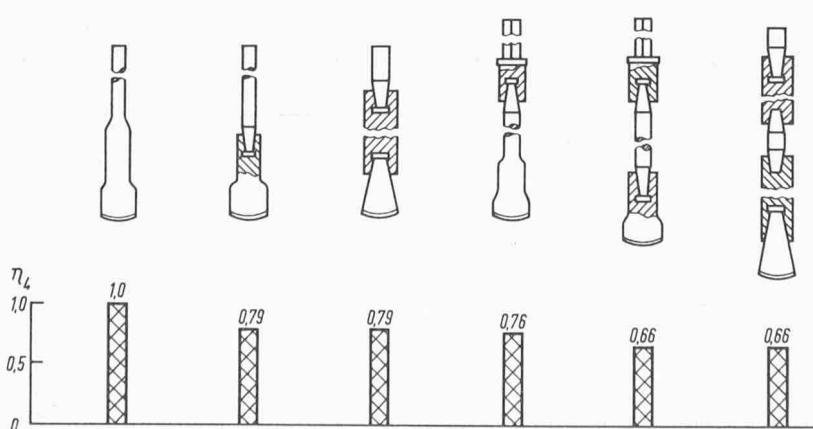


Bild 8. Leistungsfaktor  $\eta_3$  für verschiedene Gestängeverbindungen

Die Leistungsfaktoren zur Berechnung von  $L_t$  sind:

- Energieeinfluss (Bild 6)<sup>1)</sup>  $\eta_1 = 1,15$   
 Schneidendurchmesser (Bild 7)  $\eta_2 = 1,00$   
 Monoblockbohrer (Bild 8)  $\eta_3 = 1,00$   
 Anpresskraft für Granit<sup>2)</sup>  $\eta_4 = 0,85$  (Bild 9)  
 Bohrlochlänge (Bild 10)  $\eta_5 = 0,88$   
 Spülwasserdruk (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)

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

Damit erhält man

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

Bruttobohrzeit  $t_1$  (Abschnitt 5.3):

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

$$n = 150; G = 26$$

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

Mit diesen Werten ergibt sich

$$t_1 = 135 \text{ min}$$

Gesamtzeit für einen Abschlag:

$$1. \text{ Bohrzeit} \quad t_1 = 135 \text{ min}$$

$$2. \text{ Sprengen, Lüften, Sichern} \quad t_2 = 100 \text{ min}$$

<sup>1)</sup> Die indizierte Leistung des Bohrhammerkolbens ist:

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

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

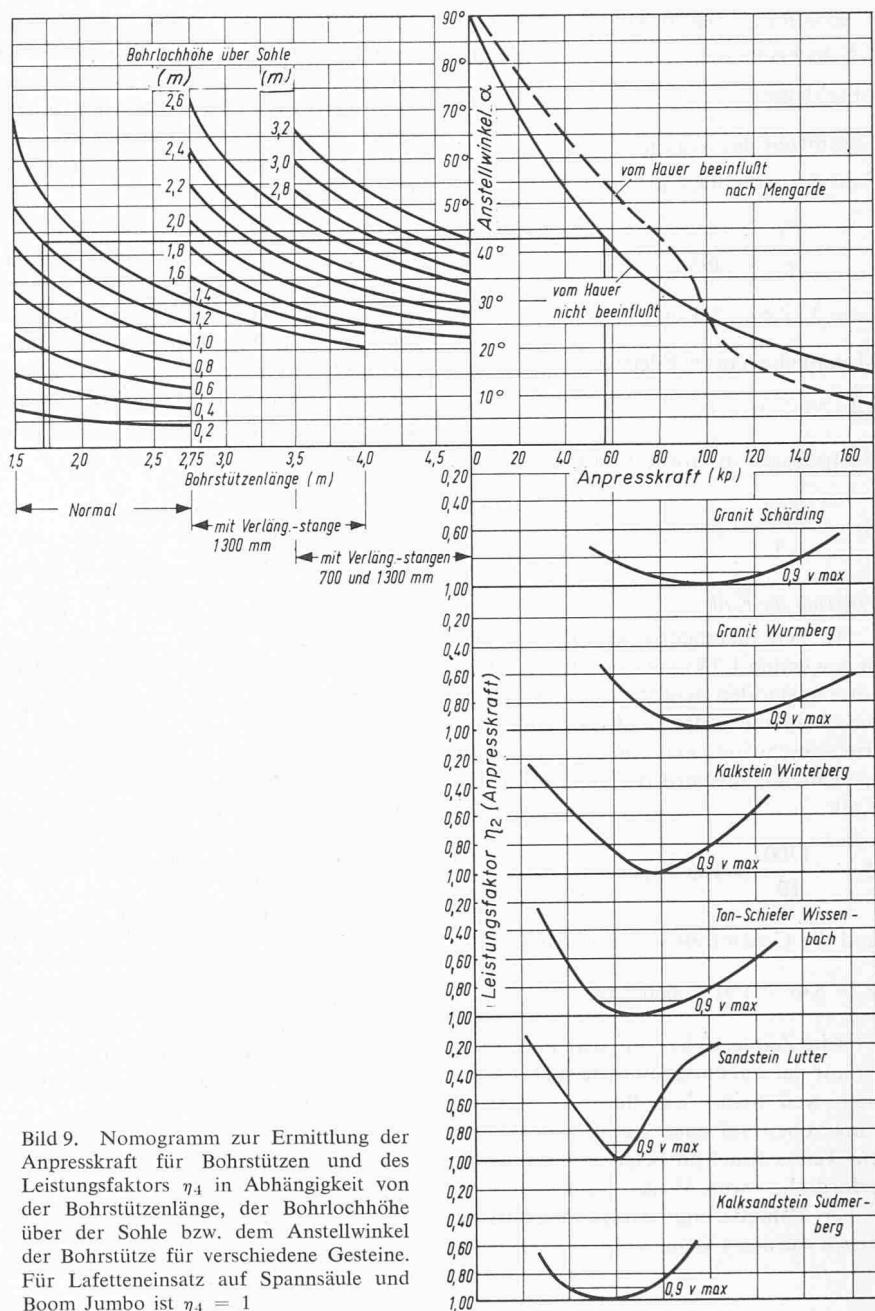


Bild 9. Nomogramm zur Ermittlung der Anpresskraft für Bohrstützen und des Leistungsfaktors  $\eta_4$  in Abhängigkeit von der Bohrstützenlänge, der Bohrlochhöhe über der Sohle bzw. dem Anstellwinkel der Bohrstütze für verschiedene Gesteine. Für Lafetteneinsatz auf Spannsäule und Boom Jumbo ist  $\eta_4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

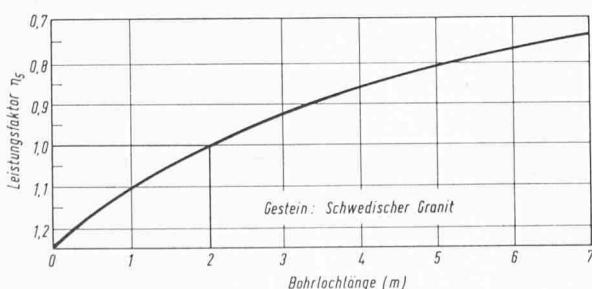


Bild 10. Leistungsfaktor  $\eta_5$  in Abhängigkeit von der Bohrlochlänge für schwedischen Granit. Für 2 m Bohrlochlänge ist  $\eta_5 = 1$

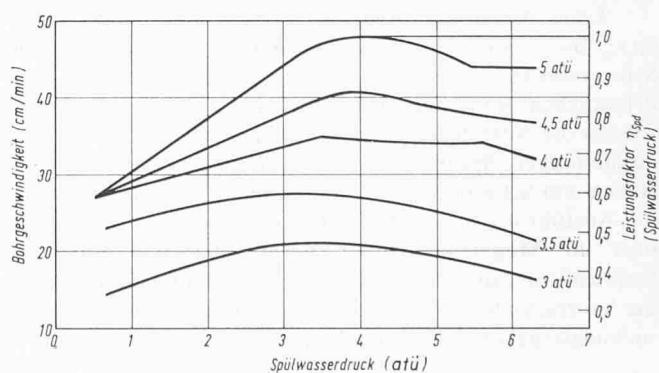


Bild 11. Leistungsfaktor  $\eta_6$  bzw. Bohrgeschwindigkeit in Abhängigkeit vom Spülwasserdruk für verschiedene Werte des Luftdrucks. Bei einem Luftdruck von 5 atü und dem optimalen Spülwasserdruk (4 atü) ist  $\eta_6 = 1$

3. Schuttern, Gleisvorbau	$t_3 = 230 \text{ min}$
4. Schichtwechsel	30 min
Abschlagzeit	$t = 495 \text{ min}$
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  $c_v = 10 \text{ m/Tag}$  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 aufgefahrt. 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 Teil ausbruch 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 Bohrkronenabnutzung, «Der Korinthian», 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 Schlaghämmere, 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 Forsblad, 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 grösere Tiefenwirkung als bei statischer Last erzielt werden.

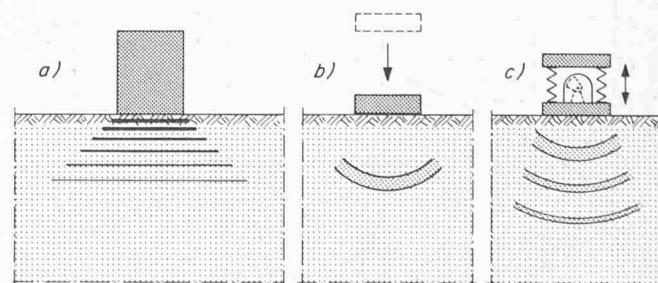


Bild 1. Schematische Darstellung verschiedener Arten von Bodenverdichtung. a) Statischer Druck, b) Stoß, erzeugt eine Druckwelle, c) Vibration, erzeugt schnell aufeinanderfolgende Druckwellen