Zeitschrift: Schweizerische Bauzeitung

Herausgeber: Verlags-AG der akademischen technischen Vereine

Band: 82 (1964)

Heft: 50

Artikel: Planung und Durchführung von Tunnelarbeiten in grossen Profilen: Vortrag

Autor: Herrmann, H.U.

DOI: https://doi.org/10.5169/seals-67634

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: 09.01.2026

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

ORGAN DES SCHWEIZERISCHEN INGENIEUR- UND ARCHITEKTEN-VEREINS S.I.A. UND DER GESELLSCHAFT EHEMALIGER STUDIERENDER DER EIDGENÖSSISCHEN TECHNISCHEN HOCHSCHULE G.E.P.

Planung und Durchführung von Tunnelarbeiten in grossen Profilen

DK 624.191.2

Vortrag, gehalten beim dritten Sprengkurs A für Ingenieure, Techniker und Bauführer der Vereinigung Schweizerischer Tiefbauunternehmer vom 22. bis 24. Oktober 1963 in Effretikon ZH

Von **H. U. Herrmann,** Dipl.-Berg-Ing. bei Losinger & Co. AG, Bern

Im Jahre 1962 stand in der Schweiz der Bau von insgesamt etwa 260 km Tunnellänge, verteilt auf 27 grosse Strassentunnel, zur Diskussion. Selbst wenn nicht alle diese Bauvorhaben durchgeführt werden, können wir doch sicher sein, dass das Problem der Tunnelarbeiten in grossen Profilen uns als Ingenieure in den nächsten Jahren stark beschäftigen wird, wie es uns schon heute bei den ersten Tunneln beschäftigt: am Grossen Sankt Bernhard, am San Bernardino, im Bölchentunnel, bei Melide und im Bareggtunnel, um nur einige aufzuzählen. Wir knüpfen damit an die grosse Tradition der Tunnelbauten für das Schweizer Eisenbahnnetz an, die mit dem im Jahre 1847 fertiggestellten Schlossbergtunnel in Baden begann und Höhepunkte aufweist, die in die Geschichte der Ingenieurwissenschaft eingegangen sind.

Viele der Schwierigkeiten, mit denen die damaligen Tunnelbauer gekämpft haben, sind geblieben, viele können wir dank der Entwicklung auf dem Gebiet der Maschinentechnik heute, verglichen mit damals, auf geradezu sensationelle Weise bemeistern. Neue Probleme sind gerade durch die Technisierung und Mechanisierung aufgetaucht. Geblieben ist in jedem Falle die Herausforderung an uns Ingenieure, die auftauchenden Probleme durchzudenken, Schwierigkeiten zu meistern, die technische Ausrüstung und rationelle Arbeitsmethoden weiter oder neu zu entwickeln und sichere Betriebsverhältnisse zu schaffen.

Den Begriff «grosse Profile» möchte ich auf die heute üblichen Abmessungen im Eisenbahn- und Strassentunnelbau, d.h. auf Profile zwischen 70 und 130 m² beschränken und einige grundsätzliche Gesichtspunkte bei der Planung und Durchführung der Ausbrucharbeiten zeigen.

Bei den Überlegungen werde ich weitgehend auf schwedische Erfahrungen zurückgreifen, die teilweise auch im «Handbuch für Sprengarbeiten», herausgegeben von der Atlas Copco AB und Sandvikens Jernverks AB veröffentlicht worden sind[1]). Auch Schweden hat ja in den letzten 20 Jahren durch seinen Kraftwerks- und Festungsbau die Entwicklung der Ausbruchtechnik im Gestein sehr rasch vorangetrieben und gleichzeitig durch einen allseitigen, geradezu beneidenswert offenen und lebhaften Erfahrungsaustausch und durch systematische Untersuchungen wesentliche Erkenntnisse der Zusammenhänge und Erweiterungen der theoretischen Grundlagen erarbeitet. Bei meinen Arbeiten in der Schweiz habe ich festgestellt, dass diese Werte auffallend gut mit den bisherigen Schweizer Erfahrungen übereinstimmen. Wenn auch nicht immer die absoluten Grössen gleich sind, so sind doch die Tendenzen und Relationen für die folgenden Überlegungen auch bei uns aussagekräftig.

[1]) Besprochen in SBZ 1954, S. 77 und 358; 1956, S. 61; 1957, S. 723; 1959, S. 41.

I. Diskussion des Ausbruchverfahrens auf Grund wirtschaftlicher Gesichtspunkte

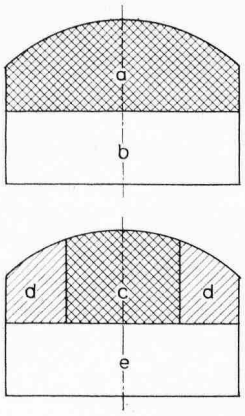
Die erste Frage, die bei der Planung eines Tunnelbaus in den oben genannten Abmessungen zwischen 70 und 130 m² auftaucht, ist die, ob der Tunnel, entsprechend Tabelle 1, im Vollausbruch (Alternative 1), in zwei Etappen nach der belgischen Bauweise, d.h. erst Ausbruch der Kalotte, dann Ausbruch der Sohlenstrosse (Alternative 2), oder in drei Etappen, d.h. erst Firststollen, dann Seitenstrossen, dann Sohlenstrossen (Alternative 3) aufgefahren werden soll.

Die Alternativen 2 und 3 (zu denen noch die österreichische Bauweise mit einem Sohlenstollen als Richtstollen, Firstenschlitzen und etappenweisem Ausbruch bei gleichzeitiger Mauerung oder Betonierung tritt) wurden in früheren Zeiten in diesen Profilen vor allem im Alpen- und Juragebiet mit seinen schwer zu beherrschenden Gebirgsverhältnissen fast ausschliesslich verwendet. Auch heute noch werden an vielen Orten die geologischen Verhältnisse eine Diskussion, welcher der genannten Methoden der Vorzug zu geben ist, erübrigen, und man wird, wie in der Molasse am Bölchentunnel, auf die alten und bewährten Verfahren des etappenweisen Freilegens und unmittelbaren Ausbaus zurückgreifen. Dabei wird man jedoch heute auf Grund der technischen Entwicklung weitgehend der belgischen Bauweise gegenüber der österreichischen den Vorzug geben. In ihren beiden, in Tabelle 1 dargestellten Versionen, kann die Standfestigkeit der endgültigen Firste sofort festgestellt und der endgültige Einbau sofort eingebracht werden, wodurch die Sicherheit bei den folgenden Arbeiten erheblich erhöht wird.

Auf der anderen Seite werden durch neue Sicherungs- und Verfestigungsverfahren, wie Ankerung, Ankerung in Verbindung mit Stahlnetzen, Spritzbeton, Gunit und Injektion die Grenzen des noch zu beherrschenden Gebirgsdruckes und des noch standfesten Gesteins

Tabelle 1. Wirtschaftliche Gesichtspunkte bei der Wahl des Ausbruchverfahrens (ohne Berücksichtigung der Bauzeit)

Tunnelprofil	70 m²	120 m²
Alternative 1: Vollausbruch	70 m² = 24,43 skr/fm³ = 100%	120 m² = 21,75 skr/fm³ = 100% Beispiel 1 im Nomogramm Bild 1
Alternative 2: Ausbruch belgisch in zwei Etappen	70 m² = 28,60 skr/fm³ = 117,5% a = rund 37 m² b = rund 23 m²	120 m² = 22,90 skr/fm³ = 105% Beispiel 2 im Nomogramm Bild 1 a = rund 50 m² b = rund 70 m²
Alternative 3: Ausbruch belgisch in drei Etappen	70 m² = 32,35 skr/fm³ = 132% c = rund 22 m² d = rund 7,5 m² e = rund 33 m²	120 m² = 25,00 skr/fm³ = 115% Beispiel 3 im Nomogramm Bild 1 c = rund 25 m² d = rund 12,5 m² e = rund 70 m²



Abkürzungen: skr = Schwedenkronen, fm³ = Festkubikmeter

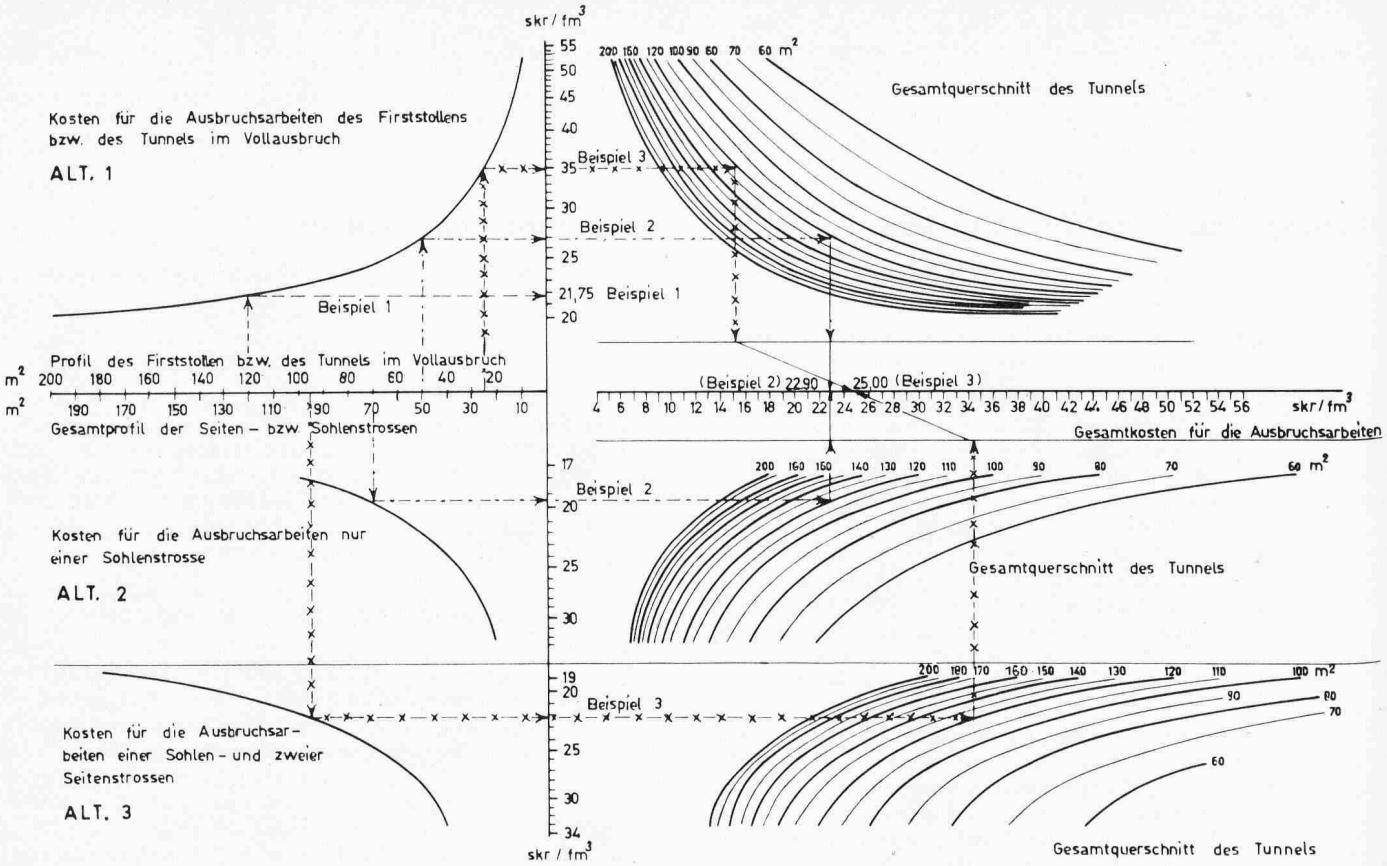


Bild 1. Nomogramm zur Ermittlung der Gesamtkosten für die Ausbruchsarbeiten (Bohren, Laden, Sprengen, Schuttern und Transport) in grossen Profilen bei verschiedener Grösse der Firststollen-, Seiten- und Sohlenstrossenprofile (vgl. auch Handbuch für Sprengarbeiten 8: 52—24, A. Nystedt)

neu definiert und verglichen mit früher erheblich verschoben. Ohne die bekannten geologischen Aspekte und Vor- und Nachteile der einzelnen Verfahren zu diskutieren, möchte ich hier lediglich auf die wirtschaftlichen Gesichtspunkte bei der Wahl des Ausbruchverfahrens hinweisen. Setzt man die Gesamtkosten pro fm³ für die Ausbrucharbeiten, d.h. Bohren, Laden, Sprengen, Schuttern und Transport, in Relation zu der Grösse der Firststollen-, Seiten- und Sohlenstrossenprofile entsprechend den Alternativen 2 und 3 und vergleicht sie mit den Kosten pro fm³ für den Vollausbruch, so ergibt sich, dass in Profilen bis rund 90 m² der Vollausbruch am wirtschaftlichsten ist[2]). Bei den Profilen zwischen 100 und 180 m² handelt es sich, wenn man ausschliesslich den wirtschaftlichen Gesichtspunkt berücksichtigt, um sogenannte Grenzprofile. Wie die im Nomogramm Bild 1 eingezeichneten Beispiele zeigen, steigen die Kosten beim Übergang von Vollausbruch Alt. 1 auf Alt. 2 im 70-m²-Tunnel von 100 auf 117,5 %, im 120-m²-Tunnel von 100 auf 105 %. Beim Übergang auf Alt. 3 steigen die Kosten im 70-m²-Tunnel auf 132 %, im 120-m²-Tunnel auf 115 % verglichen mit dem Vollausbruch.

Wertet man das Nomogramm nach seinen verschiedenen Möglichkeiten aus, zeigt sich, dass das Auffahren des Tunnels in zwei Etappen um so wirtschaftlicher wird, je kleiner die Fläche der ausgeschossenen Kalotte im Verhältnis zur Fläche der Sohlenstrosse ist. Doch sind dem natürlich praktische Grenzen gesetzt. In den Überlegungen wurde ein gewisses «Normalprofil» (Bild 2) und eine gewünschte Grösse der Kalotte bis zu 2,00 m unter den Anfangspunkt vorausgesetzt. Nur dann ist es möglich, die Sohlenstrosse rationell mit mehreren Maschinen gleichzeitig von oben nach unten zu bohren und so die Bohrarbeit von der Schutterarbeit zeitlich zu trennen und den Ausbruch der Sohlenstrosse zu forcieren. Die Auswertung des Nomogrammes mit diesen Voraussetzungen in Bild 3 zeigt, dass verglichen mit dem Vollausbruch erst Tunnel mit einem Querschnitt grösser als 180 m² wirtschaftlich in zwei Etappen aufgefahren werden.

In jedem Falle wird die Kalotte so gross sein müssen, dass die folgenden Arbeiten rasch und ohne Behinderung ausgeführt werden können. Natürlich wird auch die Bauzeit beim Ausbruch in zwei Etappen länger sein. Wir können also für die von uns diskutierten Profile festhalten, dass mit Rücksicht auf wirtschaftliche Gesichtspunkte und mit Rücksicht auf die Bauzeit die Tendenz vorherrscht, so viele der neuen Strassentunnel als im geologischen Rahmen möglich im Vollausbruch aufzufahren. Das in dieser Hinsicht interessanteste Objekt in der Schweiz ist der Bareggtunnel (Unternehmung *Schafir & Mugglin*) mit Vollausbruch in der Molasse und einem Schild als Wanderausbau und Wanderschalung.

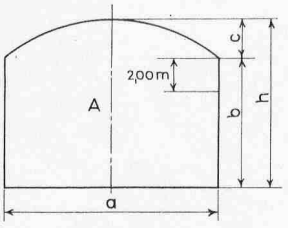
II. Vollausbruch bedeutet Industrialisierung der Ausbruchsarbeiten

Vollausbruch in Profilen dieser Grösse bedeutet jedoch, ich möchte es bewusst in Schlagworten ausdrücken, «Abkehr vom Handwerk» und «Industrialisierung der Ausbrucharbeiten».

Steigende Mechanisierung

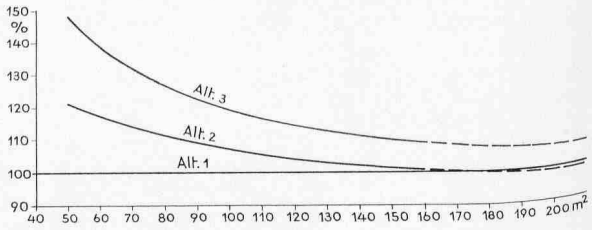
Mehrere Ursachen tragen zu dieser Entwicklung bei. Auf der einen Seite zwingen der sich immer stärker bemerkbar machende Arbeitermangel und die steigenden Lohnkosten zur verstärkten Me-

[2]) fm³ = feste Kubikmeter



A = Querschnitt in m²
a = Tunnelbreite = $A^{0,55}$
b = Höhe zwischen Tunnelsohle und Anfangspunkt = $A^{0,45}$ — 0,133a
c = Höhe zwischen Anfangspunkt und First = 0,2a

Bild 2. Abmessungen des sogenannten Normalprofils



Alt. 1: Gesamtkosten im Vollausbruch
Alt. 2: Gesamtkosten Kalottenausbruch-Sohlenstrosse
Alt. 3: Gesamtkosten Firststollen-Seitenstrossen-Sohlenstrossen

Bild 3. Prozentualer Vergleich der Gesamtkosten für die zweite und dritte Alternative zu Alternative 1 = 100 %

Tabelle 2. Definition der «festen» und der «beweglichen Zeiten» beim Bohren, Laden und Sprengen, Schuttern und Transport eines Abschlages in Tunneln

Zeitwerte für einen 90 m²-Tunnel, Zeiten für das Bohren, Laden und Sprengen (handgehaltene Maschinen, Monoblocstahl, elektrisches Zünden, Keileinbruch) siehe auch «Handbuch für Sprengarbeiten», Kapitel 6:04.
fm³ = theoretische, feste Kubikmeter, A-min = Arbeiterminuten, M-min = Maschinenminuten.

	Feste Zeiten pro Partie (Abschlag)		Bewegliche Zeiten pro Partie (Abschlag)		Zeitwerte für einen 90-m²-Tunnel z.T. als Funktion der in «Dimensionen» angegebenen Variablen	
	Arbeitstempo	Dimensionen	Arbeitstempo	Dimensionen	Zeiten (Arbeitsstudien)	Bemerkungen
Bohren, Laden und Sprengen	01 Rüstzeit pro Partie	A-min/Abschlag			750,0 A-min	Querschnitts-abhängig
			02 Rüstzeit pro Schicht	eingehende %	1,0%	entfällt
			03 Wegezeiten	eingehende %	–	siehe 01
			05 Materialtransport	eingehende %	–	
			06 Arbeitsplanung	eingehende %	1,0% } 15,5%	
			07 persönliche Verlustzeiten	eingehende %	5,5%	
			08 Störungen	eingehende %	5,0%	
			09 notwendige Wartezeiten	eingehende %	3,0%	
	10 Einmessen und Anzeichnen	A-min/Abschlag			20,00 A-min	
			11 Schmieren der Bohrmaschinen	A-min/Bohrmeter	–	Zentralschmierung, in 01
	12 Säubern der Sohle zum Ansetzen	A-min/Abschlag			25,00 A-min	
			12 Abtreiben zum Ansetzen der übrigen Löcher	A-min/Bohrloch	0,35 A-min	Bei Keileinbruch Bohrlochanzahl abhängig von der gebohrten Länge
			13 Ansetzen und Vorbohren	A-min/Bohrloch	1,50 A-min	
			14 Reines Bohren	M-min/Bohrmeter	$\frac{G \times 100}{Bv}$ M-min	
			15 Nachsetzen und Blasen	M-min/Bohrmeter	0,15	handgehaltene Bohrmaschinen
			16 Bohrwechsel	A-min/Bohrmeter	1/b × (0,16 + 0,08 G/N) A-min	
			17 Umsetzen von Loch zu Loch	A-min/Bohrloch	0,70 A-min	G = Summe Bohrmeter
			18 Laden	A-min/Bohrloch + A-min/kg	1,00 A-min/Bohrl. + 1,00 A-min/kg	Bv = Nettobohrgeschwindigkeit cm/min
			19 Verdämmen	A-min/Bohrloch	0,25 A-min	
			20 Zusammenhängen der Schüsse	A-min/Bohrloch	0,75 A-min	b = Bohrstahllänge
	21 Prüfen	min/Abschlag			5,00 min	N = Summe Bohrloch
	22 Zünden	min/Abschlag			10,00 min	
	Ventilationszeit	min/Abschlag			25,00 min	
ademaschine[n] Objekt)	01 Rüstzeit pro Partie	min/Abschlag			10,00 min	Vorfahren, 1. Zusammenfahren
			02 Rüstzeit pro Sicht	eingehende %	1,0%)	entfällt
			03 Wegezeiten	eingehende %	–)	
			06 Arbeitsplanung	eingehende %	1,0%) 17,5%	
			07 persönliche Verlustzeiten	eingehende %	2,5%)	
			08 Störungen	eingehende %	8,0%)	Lademaschine vom Typ Conway (Tempo 11, 15 und 16 entfällt) 8 m³-Wagen Max. Kapazität (Tempo 17)
			09 notwendige Wartezeiten	eingehende %	5,0%)	
			10 notwendige Wartezeit beim Fahrzeugwechsel	min/Wechsel	1,50 min (3,0 fm³/Wagen)	
			11 Dirigieren des Transportmittels	min/Wechsel	–	
Schuttern und Transport	121 Zusammenkratzen letzte Wagen	min/Abschlag	12 Zusammenkratzen, Auflockern	min/fm³	**0,20 min** **20,00 min**	**94 fm³ pro Stunde Nettokapazität (Tempo 10–17 exkl. 121, 14, 17) 43,7 fm³ pro Stunde Bruttokapazität (Tempo 01–17)**
	14 Nachreissen, Abtreiben mit Maschine	min/Abschlag	13 Nachsetzen der Maschine	min/fm³	**0,03 min** **15,00 min**	
			15 Wagenwechsel mit Lademaschine	min/Wechsel	–	
			16 Ausgleichen auf dem Wagen	min/Wechsel	–	
			17 Schuttern	min/fm³	**0,64**	
	171 Schuttern letzte Wagen	min/Abschlag			**10,00 min**	**Abhängig von Querschnitt und Vortrieb**

Tabelle 3. Berechnung der Arbeitszeiten (Bohren, Laden, Sprengen, Ventilieren, Schuttern und Transport) für einen Abschlag im Vollausbruch in einem 90-m²-Tunnel als Funktion der Abschlagslänge.

Zusammensetzung der Zeitformeln entsprechend Tabelle 2

1) Feste Zeiten, Bohren, Laden, Sprengen — in A-min

$$T_1' = \frac{100}{100 - 15{,}5}\,[750{,}00 + 25{,}00 + M\,(5{,}00 + 10{,}00)]\ \text{A-min}$$

$$T_1 = \frac{T_1'}{M}\ \text{min}$$ — in Zeitminuten

2) Feste Zeiten, Ventilationszeit — in Zeitminuten

$$T_2 = 25{,}00\ \text{min}$$

3) Feste Zeiten, Schuttern und Transport — in Zeitminuten

$$T_3 = \frac{100}{100 - 17{,}5}\,[10{,}00 + 20{,}00 + 15{,}00 + 10{,}00]\ \text{min}$$

Summe Feste Zeiten pro Abschlag = $T_1 + T_2 + T_3$ min

4) Bewegliche Zeiten, Bohren, Laden, Sprengen — in A-min

$$T_4' = \frac{100}{100 - 15{,}5}\left[N\,4{,}55 + kg\,1{,}00 + G\,\frac{1}{b}\left(0{,}16 + 0{,}08\,\frac{G}{N}\right)\right]\ \text{A'-min}$$

$$T_4 = \frac{T_4'}{M}$$ — in Zeitminuten

5) Bewegliche Zeiten, Bohren, Laden, Sprengen — in M-min

$$T_5' = \frac{100}{100 - 15{,}5}\left[G\,0{,}15 + \frac{G\,100}{Bv}\right]\ \text{M-min}$$

$$T_5 = \frac{T_5'}{n}$$ — in Zeitminuten

Summe Bewegliche Zeiten, Bohren, Laden, Sprengen in min pro Abschlag = $T_4 + T_5$ min

6) Bewegliche Zeiten, Schuttern und Transport — in Zeitminuten

$$T_6 = \frac{100}{100 - 17{,}5}\left[Q\left(\frac{1{,}50}{d} + 0{,}20 + 0{,}03 + 0{,}64\right)\right]$$

Erklärung der verwendeten Symbole siehe Kolonne unten.
d = Fördermenge pro Wagen in fm^3 (im Beispiel = 3,0 fm^3 pro Wagen), T = Zeiten

Technische Daten, erreichter Vortrieb pro Tag als Funktion der Abschlagslänge

	Gebohrte Länge pro Abschlag	m	2,40	3,20	4,00	4,80	5,60
	Querschnitt	m2	← 90 →				
	Gesprengte Länge/Abschlag	m	2,20	2,90	3,60	4,30	5,00
Q	theor. Ausbruch/Abschlag	fm^3	198,00	261,00	324,00	387,00	450,00
N	Anzahl Bohrloch/Abschlag	Stk	85	85	104	104	104
G	Anzahl Bohrmeter/Abschlag	Bm	226,50	301,00	417,20	494,70	566,50
kg	kg Sprengstoff/Abschlag	kg	135,90	180,60	250,32	296,82	339,90
M	Anzahl Mann/Abschlag		← 15 →				
n	Anzahl Bohrmaschinen/Abschlag	Stk	← 10 →				
Bv	Reiner Bohrfortschritt	cm/min	← 40 →				
b	Bohrstahllängen – Unterschied	m	← 1,60 →				
	Feste Zeiten/Abschl. ($T_1 + T_2 + T_3$)	min	170,22	170,22	170,22	170,22	170,22
	Bewegl. Zeiten, Bohren usw. ($T_4 + T_5$)/Abschl.	min	115,59	144,63	196,55	227,75	256,79
	Bewegl. Zeiten, Schuttern (T_6)/Abschlag	min	328,69	433,26	537,84	642,42	747,00
	Summe Minuten/Abschlag	min	614,50	748,11	904,61	1040,39	1174,01
	Schichtzeit/Tag (20 × 60,00)	min	← 1200,00 →				
	Abschläge/Tag	Stk	1,95	1,60	1,33	1,15	1,02
	Vortrieb/Tag	m	4,29	4,64	4,79	4,94	5,10
	Produktionserhöhungen in %	%	100	108	111	115	119
	ausschliesslich durch Verlängerung	%		100	103	106	110
	der Abschlagslänge bedingt	%			100	103	106
		%				100	103

chanisierung der Ausbrucharbeiten. Auf der anderen Seite zwingen die hohen Investitionskosten für die Mechanisierung zur grösstmöglichen Ausnützung dieser Maschinen in einem raschen und rationellen Arbeitsablauf. Das setzt eine exakte Ingenieurarbeit bei der Planung, Durchführung und Überwachung der Arbeiten voraus. Diese Gesichtspunkte gelten ebenso für kleine wie für die grossen Profile. In den grossen Profilen im Vollausbruch treten jedoch weitere Tatsachen hinzu, die diese Entwicklung beschleunigen.

Lange Abschläge

Die Regel, dass die Bohrlochtiefe und damit der Vortrieb mit konventionellen Einbrüchen rund 50% der Tunnelbreite betragen soll, ist konsequent auch auf grosse Profile anzuwenden! Beobachten wir nämlich in einem Tunnel die Arbeitsabläufe, dann stellen wir fest, dass es sogenannte «Feste Zeiten pro Abschlag» gibt, also Zeiten, die von der Länge des Abschlages unabhängig sind, und «Bewegliche Zeiten», die von der Abschlagslänge oder von der Länge der Arbeitszeit abhängig sind.

Tabelle 2 zeigt diese grundsätzliche Aufteilung für einen Arbeitsablauf. In der ersten Rubrik sind die «Festen Zeiten», in der zweiten Rubrik die «Beweglichen Zeiten» aufgeführt. Die von der Länge der Arbeitszeit abhängigen Zeiten sind in Prozent ausgedrückt, die übrigen auf die jeweilige Einheit bezogen. In der dritten Rubrik sind durch Arbeitsstudien ermittelte Zeitwerte angegeben. Es sind bei den «beweglichen Zeiten» Funktionswerte der in den Dimensionen angegebenen Variablen, z. B. 0,35 A-min/Bohrloch «Abtreiben und Ansetzen der Löcher», bei den «festen Zeiten» konstante Zeiten pro Abschlag.

In Tabelle 3 setzen wir die Teilzeiten im oberen Teil in die entsprechenden Zeitformeln ein und berechnen unter Zugrundelegung der im unteren Teil ausgewiesenen technischen Daten für einen bestimmten 90-m²-Tunnel die Summe min/Abschlag als Funktion verschieden lang gebohrter Abschläge. Vorausgesetzt wird weiterhin, dass die Sprengeffektivität, d. h. das Verhältnis zwischen gesprengter Länge zu gebohrter Länge, pro Abschlag im Mittel 90% beträgt.

Berechnet man nun den Vortrieb pro Tag, so zeigt sich, dass die Produktionserhöhung allein durch Verlängerung der Abschlagslänge, z. B. von 3,20 m auf 4,80 m, 6% beträgt. Diese Produktionserhöhung wird erreicht ohne Investitionen, ohne Einsatz von mehr Leuten und ohne dass das Arbeitstempo verändert wird. Die festen Zeiten/Ab-

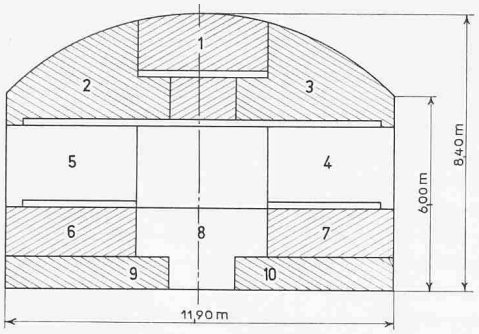


Bild 4. Beispiel für die Einteilung in Mineurbereiche beim Bohren und Laden in einem 90 m²-Tunnel bei zweideckigem Bohrwagen und zehn Mineuren. Ziffern und schraffierte Bereiche = Mineurbereiche

schlag betragen in dem berechneten Fall 170,22 min, d.h. beinahe 3 Stunden, und es ist deutlich, dass sie um so schwerwiegender ins Gewicht fallen, je höher die Ausrüstung mechanisiert ist, je rascher das Bohren bzw. das Schuttern geht. Entsprechend grösser wird auch die Produktionserhöhung beim Übergang auf grössere Abschlagslängen. Es wird also notwendig sein, in einem grossen Profil die durch Tunnelbreite und geologische Bedingungen begrenzte grösste Abschlagslänge anzustreben. In unserem Fall, in einem 90-m²-Tunnel mit «normalem» Profil, beträgt die Tunnelbreite knapp 12,00 m; man wird zunächst 5,60 m lange Abschläge bohren. Erst wenn diese nicht befriedigend, d. h. mit einer Sprengeffektivität von 90% herausgesprengt werden können, wird man auf 4,80 m zurückgehen.

Abgehen vom «Polierbohrplan»

Unabhängig von dem gewählten Einbruchstyp bedeutet das, dass sich schon bei einer 4,80 m langen Bohrung wechselnde Schichtungen und Gesteinsarten nicht mehr übersehen lassen und dass wir vom sogenannten «Polierbohrplan», der von Abschlag zu Abschlag wechselte, abgehen müssen. Es muss für jeden Tunnel ein Bohr-, Lade- und Schiessschema konstruiert und ausprobiert werden, das man wohl durch jeweils anzuordnende Variationen grösseren Veränderungen der geologischen Bedingungen anpassen kann, das jedoch für längere Zeitperioden festliegt.

Schulung der Mineure

Bild 4 zeigt ein Beispiel für die Einteilung in Mineurbereiche beim Bohren und Laden in einem 90-m²-Tunnel. Man sieht sofort, dass es in diesen Profilen ausgeschlossen ist, dass der Einzelne noch den Gesamtquerschnitt übersehen kann. Es ist daher unsere Aufgabe, jedem Mineur eine Detailskizze über seinen Bohrabschnitt in die Hand zu geben, aus dem die Plazierung der Bohrlöcher, ihre Länge und Neigung, das Lade- und Zündschema ersichtlich sind. Diesen Angaben hat dann der Mineur wie an der Werkbank bei einer Dreharbeit genau zu folgen.

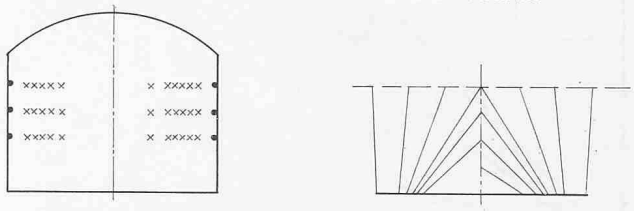
Es ist also berechtigt, schon auf Grund dieser veränderten Arbeitsweise von einer «Industrialisierung der Ausbruchsarbeiten» zu sprechen. Wir haben in der Arbeitsstudienzusammenstellung (Tabelle 2) gesehen, dass 0,75 A-min pro Bohrloch für das Zusammenhängen der Schüsse normal ist. Würde diese Aufgabe nur einem Mann, etwa dem Capo, übertragen, bedeutete das, dass er bei 104 Bohrlöchern 78 min oder 1,3 Stunden allein mit dieser Aufgabe beschäftigt wäre. Deshalb muss jeder einzelne Mineur eingehend instruiert und geschult werden, damit er für seinen Abschnitt auch die richtige Plazierung der Kapseln, das Zusammenhängen der Schüsse usw. besorgen kann.

III. Wahl des Bohrplanes

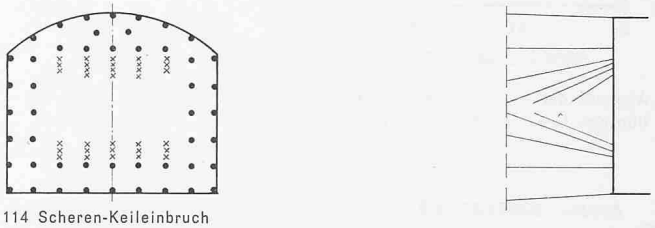
Eine der schwierigsten Fragen, die sich dem Tunnelbauer unter dem Gesichtspunkt der grossen Abschlagslängen und ihrer Sicherheit beim Sprengen in verschiedenem Gestein stellen, ist die Frage nach dem zu wählenden Einbruchstyp. Bild 5 zeigt eine Einteilung der Einbruchstypen und Prinzipskizzen der Einbrüche, die bevorzugt in grossen Profilen verwendet werden. Hierzu zählen der horizontale und der vertikal gestaffelte Keileinbruch, der Scherenkeileinbruch, der horizontale und der vertikale Fächereinbruch und der Fächerkeileinbruch. Von den Einbrüchen mit zur Vortriebsaxe parallel gestellten Bohrlöchern gehören dazu jene mit einem oder mehreren ungeladenen Bohrlöchern, deren Durchmesser grösser als 50 mm ist, die sogenannten Grosslocheinbrüche.

Die richtige Wahl des Einbruchstypes ist ein beliebtes Streitobjekt der Experten. Zum Glück, möchte man sagen, gibt es jedoch

1 Einbrüche mit zur Vortriebsaxe schräggestellten Bohrlöchern
11 Keileinbrüche
111 Einfacher Keileinbruch
112 Gestaffelter Keileinbruch (horizontal)
112* 112 Horizontalschnitt

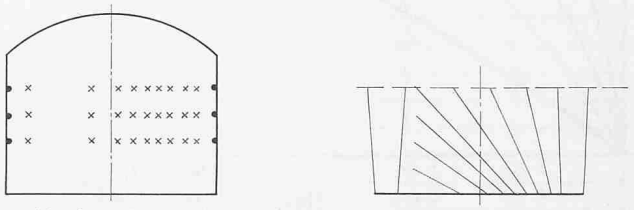


113 Gestaffelter Keileinbruch (vertikal)
113 (*) 113 Vertikalschnitt

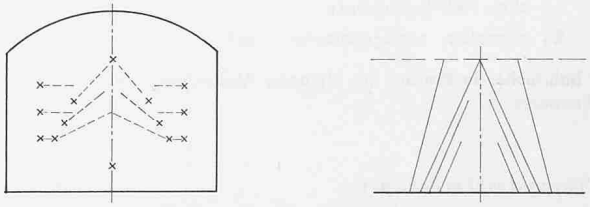


114 Scheren-Keileinbruch
114* wie 112, Keile treffen sich jedoch nicht auf der Mittellinie, sondern sind gegeneinander um rund 0,50 m versetzt

12 Fächereinbrüche
121 Horizontaler Fächereinbruch
121 (*) 121 Horizontalschnitt

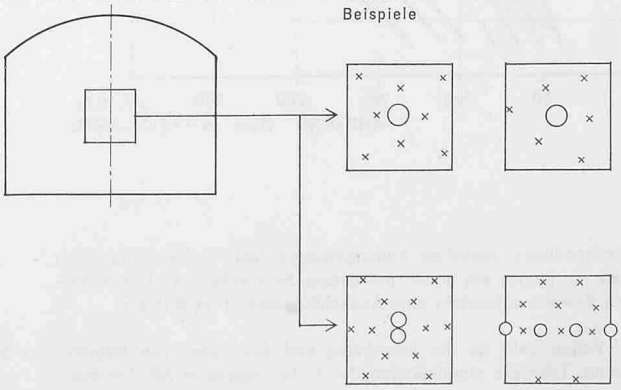


122 Vertikaler Fächereinbruch
122 Anordnung entspricht sinngemäss 113
123 Fächer-Keileinbruch 123 Horizontalschnitt



124 Dreieckseinbruch
13 Kegel-(Pyramiden) Einbruch

2 Einbrüche mit zur Vortriebsaxe parallelgestellten Bohrlöchern
21 Ein oder mehrere ungeladene Bohrlöcher, Durchmesser < 50 mm
211 Brennereinbruch
212 Saumeinbruch
22 Ein oder mehrere ungeladene Bohrlöcher, Durchmesser > 50 mm
221 Grosslocheinbruch mit einem Grossloch
222 Grosslocheinbruch mit mehreren Grosslöchern
Beispiele

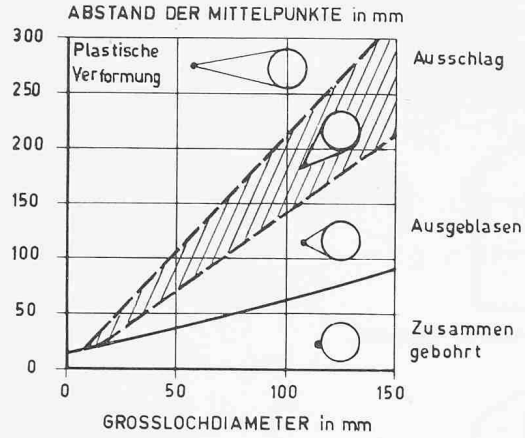


23 Alle Bohrlöcher geladen, Durchmesser ≦ 50 mm

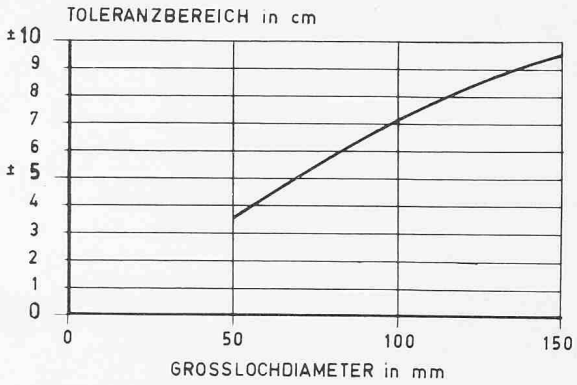
3 Einbrüche mit zur Vortriebsaxe parallel und schräggestellten Bohrlöchern
31 Brennereinbruch
32 Saumeinbruch
33 Grosslocheinbruch
33 (siehe 221 und 222, zusätzlich schräggestellte Helfer)

Bild 5. Einteilung der Einbruchstypen, Prinzipskizzen für Profile > 60 m² (nach Handbuch für Sprengarbeiten 0:02—14 u. f., K. H. Fraenkel)

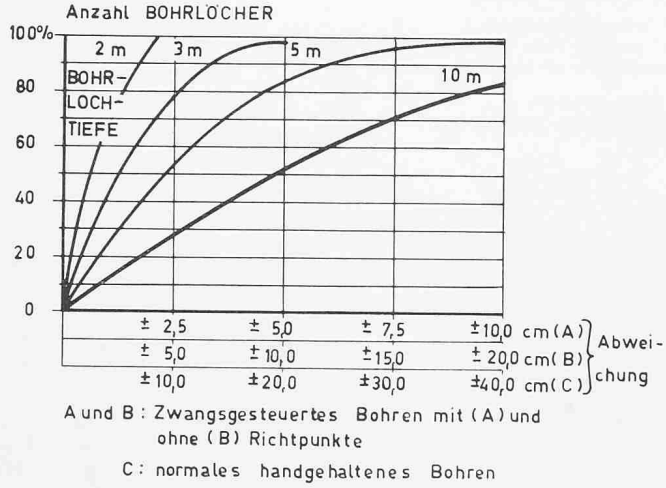
* bevorzugt verwendet in Profilen 90 bis 130 m²
× Einbruchslöcher • Uebrige Bohrlöcher



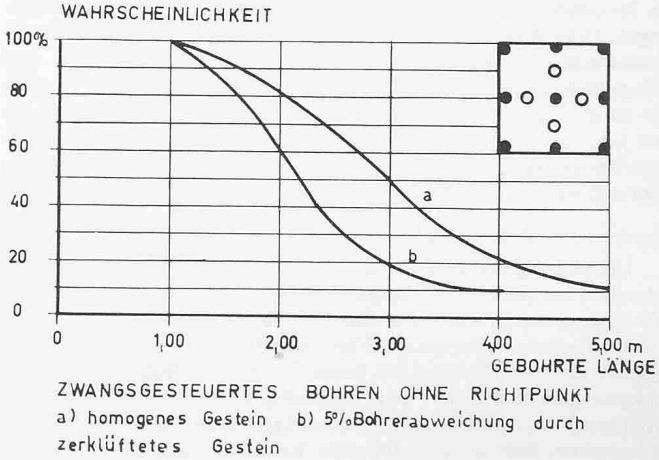
a) Abstand der kleinkalibrigen Bohrlöcher vom Grossloch als Funktion des Grosslochdurchmessers



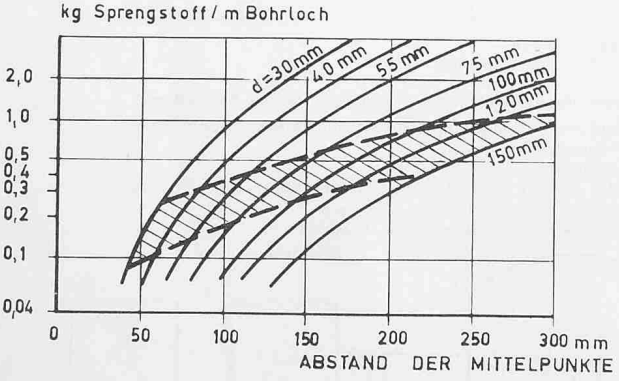
b) Toleranzbereich in Zentimeter für die Abweichung eines kleinkalibrigen Bohrloches gegenüber dem Grossloch im Ausschlagsbereich entsprechend Bild 6a



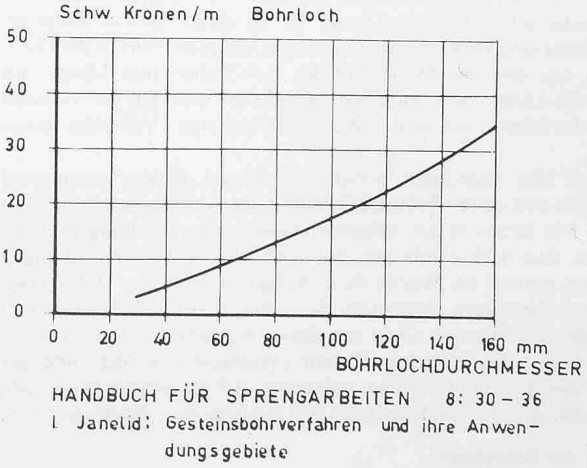
c) Anzahl Bohrlöcher in Prozent mit kleinerer Abweichung als Abszissenwerte



d) Wahrscheinlichkeit für das vollständige Herausprengen eines Abschlages mit Brennereinbruch (alle Löcher kleinkalibrig) auf Grund der Bohrlochabweichung. Verhältnisse entsprechend A im Bild 6c



e) Zusammenhang zwischen Ladungsmenge und Lochabstand beim Sprengen gegen ein nicht geladenes Einbruchsloch. Der schattierte Bereich entspricht dem Ausschlagsbereich in Bild 6a



f) Schaubild der Kostentendenz je Längeneinheit des Bohrloches als Funktion des Bohrlochdurchmessers (Schwedenkronen/m)

Bild 6. Faustregeln für die Anordnung und das Laden von Bohrlöchern bei Parallel- bzw. Grosslocheinbruch. Nach U. Langefors, Principer för tunnelsprengning, Tekniska meddelanden, Nr. 2, Nytroglyzerin AB, Gyttorp

dafür kein Patentrezept, und das ist wohl eines der wesentlichen Elemente, die unsere Arbeit interessant machen.

Statistischer Vergleich der Einbruchstypen in verschiedenen Querschnitten

Auf Grund statistischer Untersuchungen lassen sich jedoch einige Hinweise und Tatsachen für die Planung ableiten und die Diskussionen aus dem Bereich der subjektiven Ansichten herausheben. Im Handbuch für Sprengarbeiten (6:02–32, Abb. 25, *K. H. Fraenkel*) wurden die Ergebnisse von 46 modernen Tunneln in aller Welt ausgewertet, wobei die Abschlagslänge und der Sprengstoffverbrauch als Funktion des Tunnelquerschnittes bei verschiedenen Einbruchstypen ermittelt wurden. In Tunnelquerschnitten zwischen 10 und 50 m² können nach dieser Darstellung grössere Abschlagslängen mit dem

Grosslocheinbruch erreicht werden als mit Einbrüchen mit schräggestellten Bohrlöchern. Der spezifische Sprengstoffverbrauch und damit auch der spezifische Bohrmeteraufwand ist jedoch grösser. Die Abschlagslänge ist vom Durchmesser und der Anzahl der Grossbohrlöcher abhängig, jedoch im allgemeinen mit 4,00 m begrenzt.

Diskussion des Grosslocheinbruchs

Warum das so ist, hat *U. Langefors* in einer eingehenden Arbeit nachgewiesen, deren wichtigste Grundzüge ich anhand von Bild 6 nachzeichnen möchte.

Nach Bild 6a sind dem Abstand der kleinkalibrigen Bohrlöcher vom Grossloch sehr enge Grenzen gesetzt, wenn der Schuss tatsächlich gegen das Grossloch, die freie Fläche, ausschlagen soll. Begrenzt ist der Ausschlagsbereich auf der einen Seite dadurch, dass der Schuss zu weit entfernt gebohrt ist, so dass er lediglich zur plastischen Verformung des Gesteins führt. Auf der anderen Seite, bei zu nahem Bohren, werden die Schüsse zusammengebohrt oder ausgeblasen.

Greift man den Toleranzbereich innerhalb der Ausschlagszone in cm ab und trägt ihn entsprechend Bild 6 b über variierenden Grosslochdiametern ab, so sieht man, dass bei einer 4 m langen Bohrung die Bohrabweichung gegenüber einem 50 mm Grossloch nur ± 4 cm oder 1 %, gegenüber einem 150 mm Grossloch nur ± 10 cm oder 2,5 % der gebohrten Länge betragen darf.

In Bild 6c sind die Ergebnisse von Bohrungen statistisch ausgewertet, wobei beim Tunnelvortrieb die Horizontalskalen B, zwangsgesteuertes Bohren ohne Richtpunkte, etwa bei Jumbos oder mit der Leiterbohrmethode oder normales handgehaltenes Bohren, Skala C, in Frage kommen. Vergleicht man die Darstellungen in b) und c), so sieht man, dass bei z. B. einer Bohrung neben einem 100-mm-Grossloch, das einen Toleranzbereich von ± 7 cm zulässt, 90 % der 3 m langen, aber nur noch 65 % der 5 m langen zwangsgesteuerten Bohrlöcher entsprechend Skala B im Ausschlagsbereich liegen. Bei handgehaltenem Bohren entsprechend Skala C liegen nur noch 70 % der 2 m langen und 45 % der 3 m langen Bohrlöcher im geforderten Toleranzbereich. Das ist auch der Grund, dass man Grossbohrlöcher meist in Verbindung mit Bohrjumbos und schweren Ausrüstungen, wie z. B. an der französischen Seite des Mont Blanc, findet.

Der Einfluss der Bohrabweichungen ist in Bild 6d noch einmal am Beispiel des Brennereinbruches dargestellt, der sich in kleinen Profilen für einen sicheren Vortrieb von 2 m/Abschlag qualifiziert. Die Wahrscheinlichkeit für den vollständigen Ausschlag eines 2 m langen Abschlages liegt zwischen 60 und 80 % aller Abschläge, abhängig auch von der Homogenität des Gesteins.

Im Zusammenhang mit Grosslochbohrungen ist besonders auch auf die Kostentendenz pro m Bohrloch als Funktion des Bohrlochdurchmessers zu achten, wie sie in Bild 6 f dargestellt ist. Sie wird bei der Diskussion über die Dimensionierung der Grossbohrlöcher und ihrer Anzahl wichtig. Bild 6e zeigt den Zusammenhang Ladungsmenge/Lochabstand als Funktion des Durchmessers des Grossloches innerhalb des Ausschlagsbereiches. Ein Bohrloch im Einbruch gegen ein 55-mm-Grossloch darf danach lediglich mit 0,15 bis höchstens 0,4 kg/m Bohrloch geladen werden. Meistens empfiehlt es sich, wenig brisanten Sprengstoff etwa der Klasse C zu verwenden. Die Ladungsmenge ist in jedem Fall auffallend klein, um ein Zusammenbrennen des Grossloches zu vermeiden, und es muss ausserordentlich vorsichtig und sorgfältig geladen werden.

Anwendungsbereich des Grosslocheinbruches

Wenn wir die Gesichtspunkte über Grosslocheinbrüche mit einem oder mehreren Grosslöchern zusammenfassen, kann man sagen, dass Einbrüche dieser Art bei hoher Mechanisierung durch Bohrjumbos vor allem bei rhythmischem Vortrieb auch in grossen Profilen berechtigt sind. Ihr Hauptanwendungsgebiet liegt jedoch durch die Begrenzung der Abschlagslängen in Querschnitten bis zu 50 m², die forciert aufgefahren werden müssen. Grosslocheinbrüche sind grundsätzlich aufwendiger als Einbrüche mit zur Tunnelaxe schräggestellten Bohrlöchern, sowohl im spezifischen Sprengstoff- und Bohrlochaufwand als auch im Kapitaleinsatz. Die Bohrjumbos verlangen besser geschultes Personal an der Maschine und tüchtige Mechaniker auf der Baustelle.

Übrige Einbrüche

Deshalb empfiehlt sich in den grösseren Profilen in erster Linie der horizontal gestaffelte Keileinbruch. In seiner vertikalen Form wird er seltener benutzt, weil man selten die erforderliche Höhe innerhalb eines Portalbohrwagens hat, um die Löcher genügend schräg zu stellen. Dies bedauern wir z. B. am San Bernardino sehr, wo die Schichtung des Gesteins für den horizontalen Einbruch im Laufe des Vortriebes ausserordentlich ungünstig geworden ist.

Auch der Fächereinbruch wird seltener verwendet, da bei ihm die Bohrarbeit im Einbruch ungleichmässig verteilt ist und das Haufwerk beim Sprengen vorwiegend gegen eine Tunnelseite geworfen wird, was beim Schuttern mit zwei Lademaschinen nebeneinander ausserordentlich ungünstig ist. Beim Schuttern mit einer Lademaschine auf Raupen kann man dagegen diese Art des Werfens wünschen, um die Transportfahrzeuge möglichst weit nach vorne fahren lassen zu können.

Diskussion des horizontal gestaffelten Keileinbruches

Im Folgenden seien einige Faustregeln für die Konstruktion eines Keileinbruches gegeben. Die Prinzipskizze Bild 7 definiert die Vorgabe und den Bohrlochabstand für die einzelnen Bohrlochtypen. Aus den Formeln ist zu ersehen, dass die Vorgabe V eine Funktion des Bohrlochdurchmessers im Bohrlochtiefsten db (Berücksichtigung der Ladungsmenge), der Bohrlochtiefe H, der Bohrlochabweichung a auf Grund von Fehlbohrungen in % von H und eines Vorspannungsfaktors k ist, der sich nach der Lage des Bohrloches innerhalb des Abschlages richtet. Die Werte für k für die verschiedenen Bohrlochtypen findet man in der zugehörigen Tabelle. Bei der eigentlichen Konstruktion der Keile ist zu beachten, dass der Winkel an der Spitze des Keils grösser als 58° sein soll und nur in extrem leicht zu sprengendem Gestein diesen Wert unterschreiten darf. Weiterhin ist darauf zu achten, dass der Abstand der längsten Bohrstange bis zum Tunnelstoss $0{,}8 \times H$ der längsten Bohrstange nicht überschreiten darf, wenn diese noch ohne Schwierigkeiten aus dem Bohrloch herausgebracht werden soll. Verlängert man die gedachte Linie des vorletzten Bohrloches vor der Strosse nach rückwärts, bis es die gedachte Linie des Bohrloches des längsten Keiles schneidet, erhält man den sogenannten Richtpunkt, von dem aus man zweckmässig alle Bohrlochrichtungen ausgehen lässt, um Überbohrungen und Richtungsfehler zu vermeiden. Dieser Richtpunkt kann relativ einfach auf dem Bohrwagen gekennzeichnet werden. Bei der Angabe der zu bohrenden Länge und Abmessung der Ansatzpunkte für die Bohrlöcher muss man eine konstante Bezugslinie etwa Vorderkante Bohrwagen voraussetzen, die keinesfalls mit der Ortsbrust identisch ist. Ist z. B. die Ortsbrust wie in den meisten Fällen nach vorne gewölbt, dann verschieben sich die Ansatzpunkte im Keil ganz erheblich. Liesse man nun die angegebenen Längen bohren, würden sich die Keile überschneiden und zu Fehlzündungen und Fehlabschlägen führen.

Bestimmung von V und E

Zur Bestimmung der wirklichen Vorgabe V und des wirklichen Bohrlochabstandes E kann auch das in Bild 8 dargestellte Nomogramm verwendet werden. Das eingezeichnete Beispiel dient zur Bestimmung der Vorgabe und des Bohrlochabstandes für die Innenkeile, die Seiten- und die Sohlenstrosse. Die gefundenen Werte sind noch mit Rücksicht auf den Bohrwagen, die Symmetrie oder extreme Gesteinsverhältnisse anzupassen.

Einfluss der Fehlbohrung

Deutlich ist, dass diese Art von Einbruch gegenüber Fehlbohrungen wesentlich unempfindlicher ist als der Grosslocheinbruch. Steigt in unserem Beispiel die zu erwartende Abweichung der Bohrlöcher auf 10 % im Mittel, so sinkt die Vorgabe auf 1,05 m, der Bohrlochabstand auf 1,30 m. Das macht zwar mehr Bohrlöcher im Abschlag notwendig, stellt jedoch das Herausprengen nicht in der gleichen Form in Frage wie beim Grosslocheinbruch. Deshalb können alle Einbrüche mit zur Tunnelaxe schräg gestellten Bohrlöchern mit Erfolg auch von Hand und mit leichten Ausrüstungen gebohrt werden.

Ladung der Keile

Auf einen Faktor beim Laden der Keile, dem leider häufig wenig Beachtung geschenkt wird, möchte ich besonders hinweisen. Es ist zweckmässig, die Ladungen im Keil gegeneinander zu versetzen, d. h. das eine Keilpaar sehr lang und das folgende sehr kurz zu laden. Hierbei muss daran gedacht werden, dass sich ja die Bohrlochpfeifen durch die Schrägstellung der Bohrlöcher einander nähern. Der Sicherheitsabstand von einer Ladung zur andern wird im Gestein mit 50 cm angenommen. Wird dieser Abstand unterschritten, besteht die Gefahr, dass die Detonationen durch Überschlag in den Pfeifen ausgelöst werden, alle Keile auf einmal kommen und im Tiefsten die Vorgaben so gross werden, dass der Abschlag spätestens beim zweiten

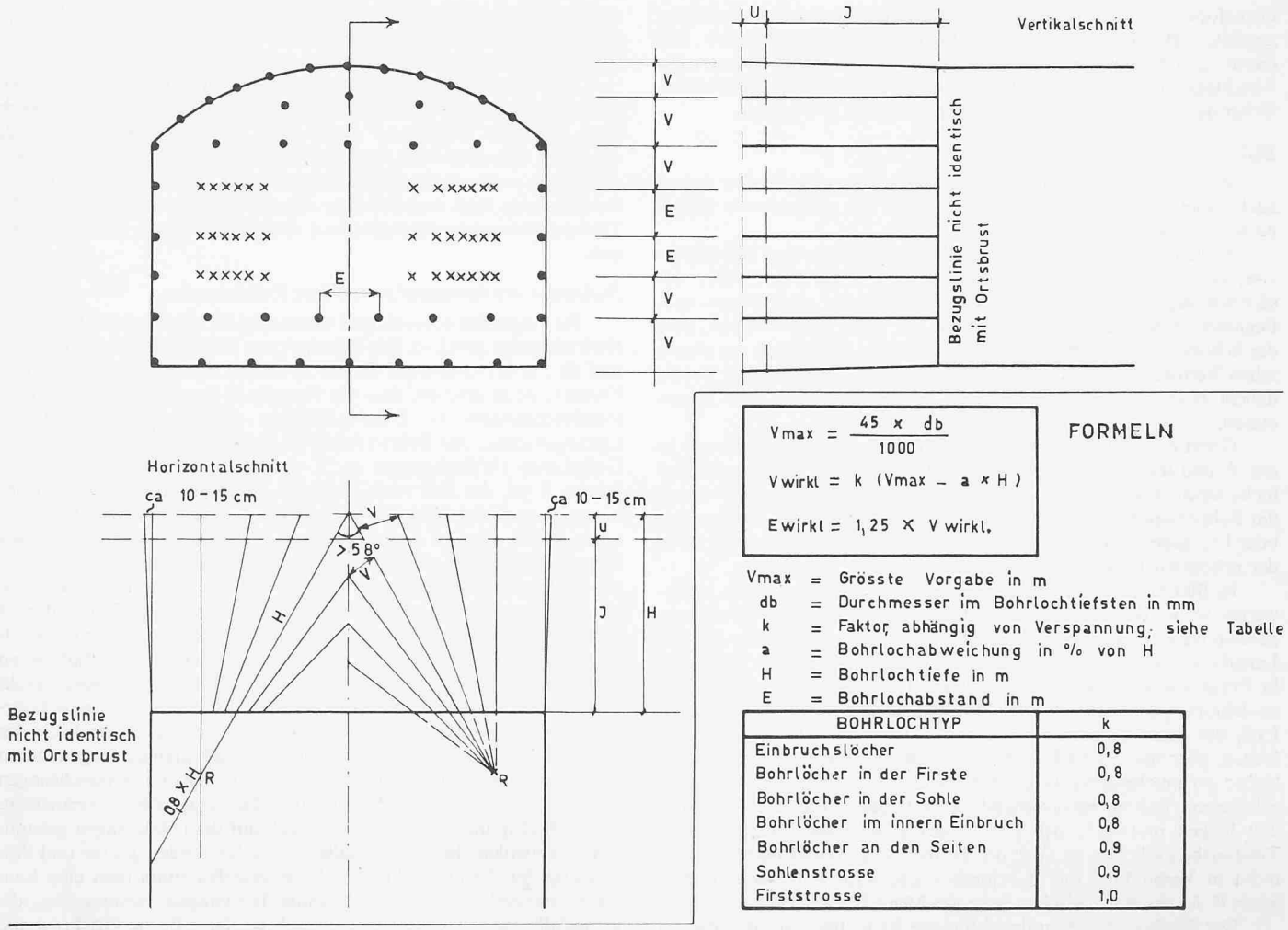
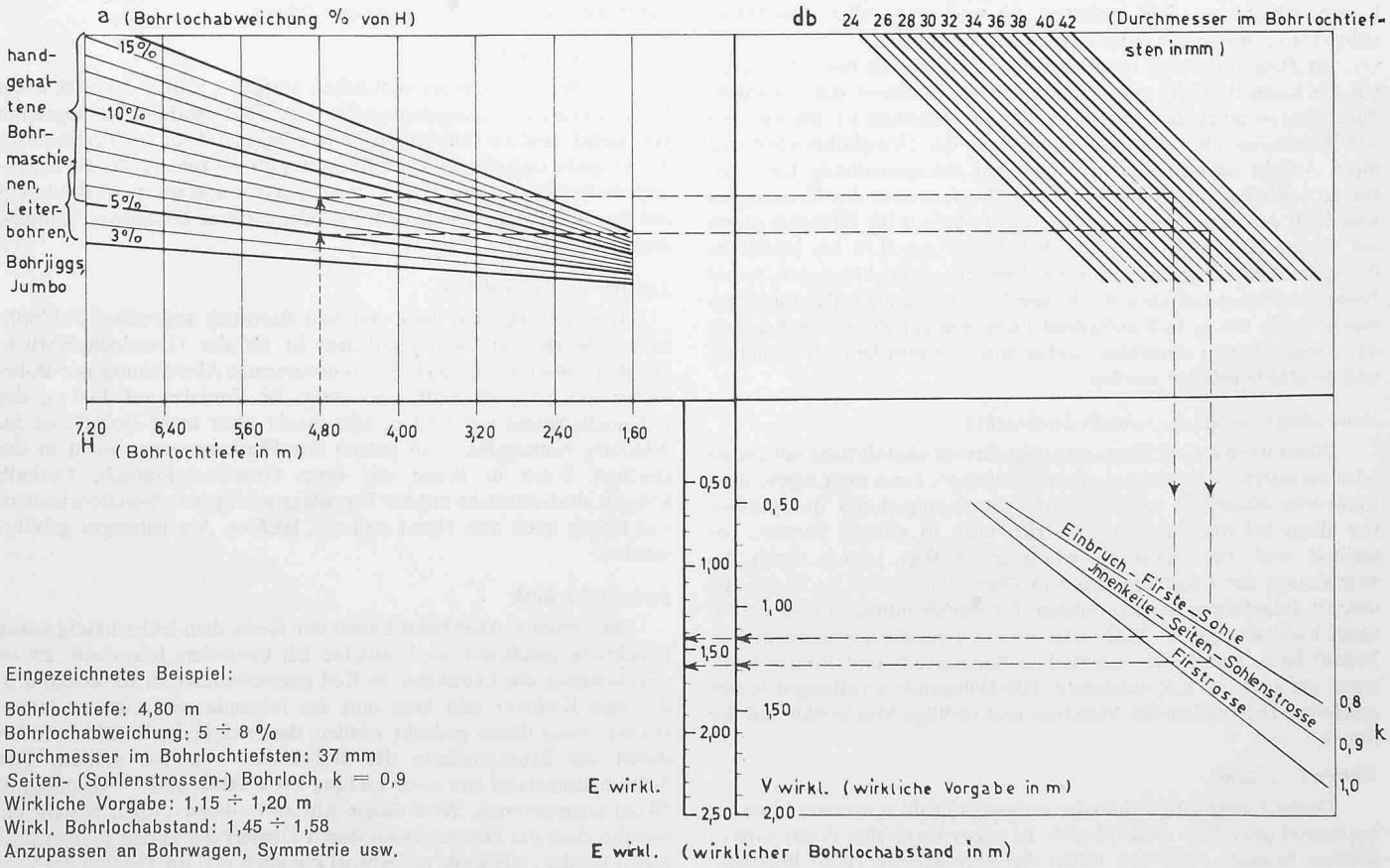


Bild 7. Faustregeln für die Anordnung der Bohrlöcher beim Keileinbruch (nach Handbuch für Sprengarbeiten 6:02—11 u. f., K. H. Fraenkel)



Eingezeichnetes Beispiel:

Bohrlochtiefe: 4,80 m
Bohrlochabweichung: 5 ÷ 8 %
Durchmesser im Bohrlochtiefsten: 37 mm
Seiten- (Sohlenstrossen-) Bohrloch, k = 0,9
Wirkliche Vorgabe: 1,15 ÷ 1,20 m
Wirkl. Bohrlochabstand: 1,45 ÷ 1,58
Anzupassen an Bohrwagen, Symmetrie usw.

Bild 8. Nomogramm zur Bestimmung von V wirkl. und E wirkl. als Funktion von H, a, db und k

Keil abbricht, statt dass durch gesteuerte Zündung ein Keil nach dem anderen gelöst wird.

IV. Der Einfluss des Besatzes auf das Sprengergebnis

Eine weitere Frage, an der sich die Gemüter der Experten zu erhitzen pflegen, ist die der Wirkung des Besatzes auf das Sprengergebnis. Durch die eingehende und verdienstvolle Untersuchung von *Hofmeister*, die in den «Bohr- und schiesstechnischen Mitteilungen» der «Gesellschaft zur Förderung der Forschung auf dem Gebiet der Bohr- und Schiesstechnik» an der Bergakademie Clausthal, Folge 9, 1961, veröffentlicht wurde, scheint diese Frage für uns Tunnelbauer nunmehr endgültig geklärt zu sein. Hofmeister weist durch Laboratorienversuche und eine grosse Serie von Versuchssprengungen in absolut gleichbleibendem und homogenem Gestein, im Salz, nach, dass wenn die Schlagpatrone in das Bohrlochtiefste eingebracht wird, bei einer Ladesäule, die höher als 120 cm im Bohrloch steht, keinerlei sprengtechnische Wirkung des Besatzes, sei es durch mögliche Einsparung von Sprengstoff bei gleicher Vorgabe, sei es durch Erhöhung der Vorgabe bei gleicher Sprengstoffmenge, festgestellt werden kann. Stützt man sich auf die alte Faustregel, dass bei Tunnelsprengungen normalerweise rund $^2/_3$ der Bohrlochlänge zu laden sind, so bedeutet das, dass bei mehr als 1,80 m langen Bohrlöchern Besatz vom *sprengtechnischen* Standpunkt her unnötig ist. Befindet sich die Schlagpatrone als letzte Patrone auf der Ladesäule, steigt bei einer 1,60 m langen Ladesäule die Grenzvorgabe oder maximale Vorgabe nur noch unwesentlich, nämlich um rund 3 cm, und rechtfertigt sicher nicht den Kosten- und noch weniger den Zeitaufwand für den Besatz, besonders wenn wir uns vor Augen halten, dass die Fehlbohrung in der Praxis einen wesentlich grösseren Einfluss auf die Vorgabe und das Sprengergebnis hat.

V. Das Problem der Fehlbohrungen

Bei der Konstruktion der Bohrpläne habe ich immer wieder auf den Einfluss der Bohrlochabweichung auf das Sprengergebnis hingewiesen. Voll Schrecken werden wir jetzt an unsere Mineurgruppen denken und uns vorstellen, wie wir nach allen Regeln der Kunst einen Bohrplan gezeichnet und berechnet haben, diesen unsern Leuten in die Hand drücken und uns ausmalen, was nun passiert. Wir können uns einmal damit trösten, dass dieses Problem international besteht. Man kann nämlich die Bohrarbeit gar nicht narrensicher genug machen, um sicher zu sein, dass sich die Schüsse an der richtigen Stelle und in der richtigen Lage befinden. So stellten wir bei einem Kraftwerksbau in Nordschweden, in Stalon, durch systematisches Einmessen aller Bohrlöcher in stichprobenartig ausgewählten Abschlägen fest, dass im Durchschnitt die Abweichung der Bohrlöcher 10% der gebohrten Länge betrug. Mit anderen Worten: das Bohrlochtiefste aller Bohrlöcher befand sich bei 4,00 m Bohrlochlänge auf einem Radius von 40 cm um die Stelle herum, wo es liegen sollte. Die Bohrlöcher wurden von Hand gebohrt, der Fehler setzte sich aus Ansetzungs- und Richtungsfehlern zusammen. Da wir noch 16 km Tunnel mit einem Querschnitt von 60 m² aufzufahren hatten, wollten wir wenigstens des Einbruches sicher sein und legten die Bohrmaschinen auf Leitern, die Leitern auf Querkonsolen, fixierten den hinteren Drehpunkt und zeichneten auf der vorderen Querkonsole die Bohrlöcher an. Als Nebenprodukt ergab sich nun, dass ein Mann auch zwei Maschinen bequem gleichzeitig bedienen konnte. In Zusammenarbeit mit der Firma Atlas Copco wurde dann die Leiterbohrmethode entwickelt, die heute in vielen Tunnelbauten in der ganzen Welt angewandt und weiterentwickelt wird[3]). Gleichzeitig wurde das ursprüngliche Ziel, die Fehlbohrungen auf 3 bis 5% zu beschränken, erreicht.

Häufig genug ist es nämlich nicht der schlechte Fels, der Fehlabschläge verursacht, und ich möchte empfehlen, gerade bei den anzustrebenden Abschlagslängen sich nicht durch das Lamento über den schlechten Fels düpieren zu lassen, sondern zunächst einmal die Bohrlochrichtung, Ladung und Zündung regelmässig und systematisch zu kontrollieren und zu korrigieren.

VI. Kontrolle der Ausbruchsarbeiten durch geeignete Rapportierung

Überhaupt erhält das Problem einer wirksamen und laufenden Kontrolle der täglichen Arbeiten in diesen Profilen durch eine zweckmässige Rapportierung eine neue Bedeutung. Die Daten sollen es ermöglichen, bei Abweichungen von den zu erwartenden Werten sofort an der richtigen Stelle in die Arbeiten eingreifen zu können, zum anderen eine aussagekräftige Statistik der Erfahrungen für kommende Arbeiten und Weiterentwicklungen erlauben. Am San Bernardino verwenden wir mit Erfolg einen Arbeitsrapport, der neben den auf solchen Rapporten üblichen Daten das Verhältnis der gebohrten zur gesprengten Abschlagslänge angibt, darüber hinaus aber durch das Ausweisen der Uhrzeiten für das Bohren, Laden, Ventilieren, Schuttern und Umstellen von Schuttern auf Bohren, der Störungszeiten und deren Ursache eine kontinuierliche Arbeitsstudie erlaubt. Abgesehen von dem unmittelbaren Wert dieser Zeitenerfassung für den Bauführer können nur so die für den Erfahrungsaustausch und die Planung so notwendigen Kapazitätsbegriffe wie «Bohrmeter pro Mann und Stunde» für eine bestimmte Ausrüstung, «Geschutterte fm³ pro Stunde Schutterzeit» und Prozentsatz Störungen für eine bestimmte Lademaschine, um nur einige zu nennen, exakt berechnet werden.

Leiterbohrmethode oder Bohrjumbo in der heutigen Form sind sicher nicht das Ende der Entwicklung, die Bohrarbeit zu rationalisieren und sicherer zu machen. Die Ladearbeit wartet seit gut 50 Jahren auf eine Weiterentwicklung. Hier ist, ebenso wie in der Planung und Durchführung von Tunnelarbeiten systematische Ingenieurarbeit dringend notwendig.

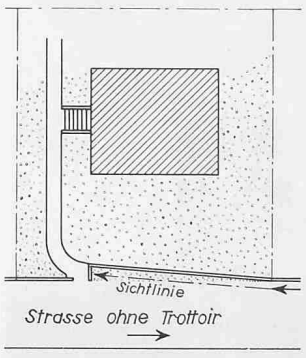
Adresse des Verfassers: *H. U. Herrmann*, Diplom-Bergingenieur, bei Losinger & Co. AG, Bern, Postfach Transit.

[3]) Siehe SBZ 1963, Heft 7, Seite 104.

Der unfallverhütende Gartenausgang

DK 656.1:712.22

Der in der SBZ in Heft 44 vom 29. Oktober 1964, S. 776 von Ernst Ackermann gezeigte Vorschlag gibt mir zu nachstehenden Bemerkungen Anlass:



Die Anordnung mag Erfolg haben, solange das Kind dem sich nähernden Fahrzeug entgegenläuft. Ist es jedoch hierauf im Begriffe – es kann auch eine erwachsene Person sein – sich auf die Strasse zu begeben, so stehen wir leider wieder vor dem gefährlichen Problem: der Gefährdung einer Person, welche hinter einem bewachsenen Garten hervor auf die Fahrbahn tritt. An dieser Stelle ist die Person vom Fahrzeugführer eben nur unter besonderen günstigen Sichtbedingungen rechtzeitig wahrnehmbar. Diese sind meist nicht zu erreichen, vor allem nicht, wenn der Nachbar seinen sichtverhindernden Garten nicht abändern kann oder will. – Nach dem hier ebenfalls skizzierten Vorschlag bestehen gute Sichtverhältnisse unabhängig von der Beschaffenheit des Nachbargrundstückes. Das «dem-Fahrzeug-Entgegenlaufen» fällt weg. Zudem wird weniger Gartenland in Anspruch genommen und sind die Baukosten kleiner. Der dreieckförmige Vorplatz kann als Rasenfläche angelegt werden. Auf eine zusätzliche Bepflanzung derselben muss freilich verzichtet werden, damit der Zweck der Anlage nicht illusorisch wird. *Johannes Schneider*, dipl. Bau-Ing., Zürich

«Freizeit» an der XIII. Triennale Milano

DK 061.4:362.845

Zur Freizeitgestaltung, dem Thema der Mailänder Triennale 1964, hat auch die Schweiz einen Beitrag geleistet. Ihn zu gestalten, wurde Architekt BSA/S.I.A. *Hans Fischli*, Zürich, vom Eidgenössischen Departement des Innern beauftragt. Freizeit als Thema hat bei uns eine Tradition. Zu den wichtigsten Trägern einer vernünftigen, gesunden, den Menschen allgemein fördernden und daher wertvollen Freizeitbeschäftigung zählen: Die Stiftung Pro Juventute (gegründet 1912), die Vereinigung für Erwachsenenbildung (gegründet 1951), der ihrerseits 15 Arbeitsgemeinschaften, Bildungsinstitute, Gesellschaften usw. angehören, sowie die Arbeitsgemeinschaft der Jugend-Verbände als Dachorganisation mit über 50 Vereinigungen unterschiedlicher beruflicher, konfessioneller und politischer Richtungen.

Es war ein glücklicher Umstand, dass Architekt Hans Fischli damit betraut worden ist, den Schweizer Pavillon in Mailand von Grund auf zu gestalten, d. h. auch die Formulierung der Kerngedanken persönlich vorzunehmen. Idee, Raumgestaltung, künstlerischer Schmuck und Fassung des Textes – alles aus *einem Guss* – das ist wohl das ganz Besondere am schweizerischen Triennale-Beitrag. Dass dieser dann auch als bester innerhalb einer internationalen Beteiligung beurteilt worden ist, mag im Zeitalter spärlicher Schweizererfolge auf anderen