

硬岩トンネルのスムーズブラस्टィング孔設計 の最適化に関する研究

OPTIMUM DESIGN OF SMOOTH BLASTING IN TUNNELLING HARD ROCK

古川浩平*・吉見憲一**・瀬戸口博昭***・中川浩二****

By Kohei FURUKAWA, Kenichi YOSHIMI, Hiroaki SETOGUCHI
and Koji NAKAGAWA

This study provides the result obtained by an optimum design method of smooth blasting in tunnelling hard rock. The proposed design method aims at minimize the total expense of the extra concrete cost in the region of overbreak and the labour cost required to remove the unbroken rock in the region of underbreak. The design variables are the look out angle θ and the collaring radius R . The constraint of look out angle is set in order to provide the workability of the drilling. The overbreak and underbreak distributions used in the present study are the testing results obtained from Shiwa tunnel in Sanyo Highway. The calculated results indicate that the look out angle needs only the minimum values which satisfy the workability of the drilling and that the optimum collaring radius depends on the drilling precision. The results also indicate that the improvement of drilling precision can save 7~10% of the total expense and the optimization of the design can save 6~11% of the expense.

Keywords : optimum design, smooth blasting, tunnelling, hard rock

1. 結 論

著者らは前論文¹⁾でスムーズブラस्टィング(以下SBと略)の考え方を整理し、広義にSBとよばれるものを3段階に分けて考える必要性を指摘した。すなわち、第1段階のSBはいかに孔間をクラックで連結させるかという発破技術の問題であり、この点についての評価法はいくつか考えられるが、のみ跡率でもってその結果の成否を判断するのが実用的であろう。第2段階のSBは設計パターンどおりに正しく掘削できるかという削孔技術を含めた発破技術の問題であり、設計断面にどれだけ近い掘削断面が得られたかで判断できる。第3段階はSB孔に関する発破設計の最適化であり、掘削に伴う当り、余掘りを考慮に入れたうえでの総費用最小化の観点から判断できる。

このようにSBを3段階に分けて考えると、従来の研

究^{2)~4)}の大半は実質的には第1段階のSBに関するものであり、多くの場合のみ跡がなるべく残るように孔間隔、抵抗線距離、薬量、薬種、雷管の秒時などを決める問題として扱われてきた。第2段階のSBの重要性もまたしばしば指摘されているが、その評価が伴わず、実質的にこの点を評価したものとしては著者らの研究¹⁾がその最初といえるかもしれない。さらに本研究で対象とするのは第3段階であるSB孔設計の最適化問題としての取り扱いであり、これに関する過去の研究は著者の知るかぎりでは見当たらない。

トンネル掘削は実在の複雑な岩盤を対象としているため、第1、第2段階のSBは100%成功することはあり得ず、結果としてある程度の当りや余掘りが生じる。この当りや余掘りを確率統計量として扱い、これにそれぞれの処理のための費用を掛け合わせて、総費用最小の観点から、SB孔の設計を行うことが重要と思われる。SB孔の最適化はSBにとっての究極の段階であるため、関係する要因は非常に多いが、結果に直接結びつく要因は限られる。本研究はSB孔設計の最適化の最初の試みであり、その要因としてなるべく影響が大きいと考えられるものだけを用いる。

本研究で用いたデータは実際の硬岩トンネルの施工時に測定したものであり、現場技術者の考えを十分に取り

* 正会員 工博 山口大学助教授 工学部建設工学科
(〒755/山口県宇部市常盤台 2557)

** 正会員 (株)間組 土木本部 設計部課長
(〒107/港区北青山 2-5-8)

*** 正会員 (株)間組広島支店金剛山トンネル作業所工事主任
(〒745/山口県徳山市大字徳山 7491-11)

**** 正会員 工博 山口大学教授 工学部建設工学科
(〒755/山口県宇部市常盤台 2557)

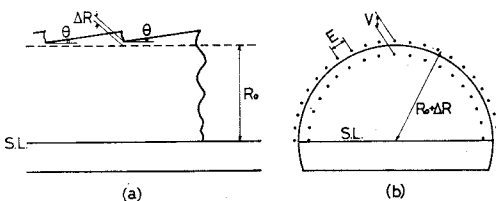
入れて検討を行っている。本研究で取り扱ったような考え方を持ち込むことによって、硬岩トンネルのSB孔設計をより合理的に、経済的に行えるのではないかと考えられる。

2. 最適化問題としての定式化

トンネルの上半掘削の一般図を図一1に示す。本研究においては上半部のうち断面が半円状であるSLより上部のみを考察の対象とする。ここで R_0 は最小限必要な掘削半径で、本論文で最適化の対象とした日本道路公団山陽自動車道志和トンネルの例では、必要空間 510 cm にコンクリート巻厚 30 cm, 吹付けコンクリート厚 5 cm を加えた 545 cm である。これ以下の掘削が当りになり、これ以上掘削した場合余掘りとなる。

SB孔設計の最適化を考える場合、制御できる設計変数について検討する必要がある。従来のSBの研究においては図一1(b)に示す最外周の孔間隔 (E) や抵抗線距離 (V)、薬量 (W) について検討したものが多く、これらはSBにとって重要な設計要因であり、第1段階のSB、すなわち発破技術として、当りや余掘りの確率分布に影響を及ぼす。しかし、これらの定量的な評価はまだ明確ではない。しかもこれらの影響が総費用に与える効果は、当りや余掘りの確率分布の変化を通じた間接的なものであり、以下に述べる ΔR や θ のように直接総費用に影響を及ぼす変数に比べると、その効果は小さいと考えられる。直接的な因果関係が明確でないものを設計変数として取り入れることは定式化をいたずらに複雑化するばかりであるので、この E, V, W は本研究では設計変数として考えず、現場で試行錯誤の後決められた値をそのまま用いる。志和トンネルにおいてこのように決められた E, V, W を用いて発破を行った結果のみ跡率が非常に良いことはすでに示している¹⁾。

本研究で対象とするのは、当り、余掘りの確率も含めたSB孔設計の最適化による総費用の最小化である。SB結果の良否により経費として大きく影響を受けるのは当り取りの費用と余分に必要となるコンクリートの費用と考えられる。そこで簡単化のためズリ出し等その他の経費の変化はここでは省いている。このことから最適化により直接影響を受ける当り取りの費用と余分に必要となるコンクリートの費用の和を目的関数とし、これを



図一1 トンネルの上半掘削一般図

本論文では便宜上総費用と称している。

このように考えると、硬岩トンネルのSB結果に最も影響が大きいと考えられるのは図一1(a)に示す切羽において削孔のためにスプレーで描く円周の半径 $R = R_0 + \Delta R$ とさし角 θ である。これらは当り、余掘りと直接関係があり、しかもその費用の見積りも E, V, W に比べると容易である。

本研究においては E, V, W を固定することにより、その結果得られる当りや余掘りの確率分布を固定し、その上で以下のように最適化問題として定式化する。

$$\left. \begin{array}{l} \text{設計変数 } \Delta R, \theta \\ \text{目的関数 } C_T = (C_A \cdot P_A \cdot A_A + C_B \cdot V) / L_C \rightarrow \min \\ \text{制約条件 } P_C \leq P_{Ca} \end{array} \right\} \dots\dots\dots(1)$$

ここに、 C_T は掘削長 1 m 当たりの総費用、 C_A は 1 m^2 の当りを除去するに必要な費用、 P_A は 1 サイクルにおける平均の当りになる確率、 A_A は 1 サイクルの壁面の延面積、 C_B はコンクリート 1 m^3 の費用、 V は 1 サイクルの余掘り量、 L_C は 1 サイクルの進行長、 P_C はドリフターの作業性に関する当りの確率、 P_{Ca} はドリフターの作業性に関する当りの許容確率である。 P_A, V, P_C は $\Delta R, \theta$ の関数であり、この定式化を 3. に、 C_A, C_B の算定は 4. で行う。

3. 当りの確率と余掘量の定式化

以下に用いるデータはすべて日本道路公団山陽自動車道志和トンネルにて実施中に実験を行い、測定したものである。志和トンネルの地質状況は広島型花崗岩類に属する花崗閃緑岩であり、実験位置での弾性波速度は $4.0 \sim 4.6 \text{ km/s}$ 、一軸圧縮強度 $1210 \sim 1470 \text{ kg/cm}^2$ ($119 \sim 144 \text{ MPa}$)、圧裂強度 $68 \sim 83 \text{ kg/cm}^2$ ($6.7 \sim 8.1 \text{ MPa}$) である。

ここでの実験は実験 1, 2, 3 の 3 種に分けられ、この実験の詳細については前論文¹⁾を参照願いたい。以下実験 1, 2, 3 とよぶのは、この志和トンネルでの実験 1, 2, 3 を指す。

(1) トンネル軸方向の断面形状に対する考察

著者らは前論文¹⁾で、削孔ロボットの特性をうまく利用して削孔すれば、その削孔結果や発破による掘削結果はほぼ正規分布で近似できるという結果を得ている。これらの結果はいずれも仮想切羽(実切羽の約 50 cm 手前にパターン設計のため仮想的に設けられた切羽で削孔ロボットでの削孔において削孔パターン基準位置設定のために設けなければならないもの)から 1 m 先の断面で測定したものである。

当りや余掘りを考える場合、ある断面だけでなく、掘進長全体にわたってのデータが必要となる。しかし、ト

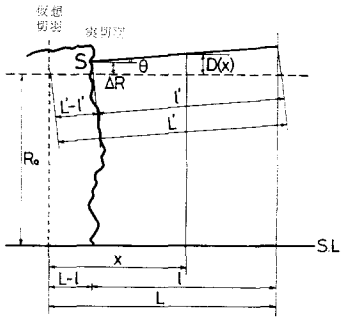


図-2 削孔ロボットによる削孔状況

ンネル軸方向の断面形状を詳細に測定したデータは見当たらない。そのため本研究においては削孔ロボットを用いて削孔を行ったデータと仮想切羽から 1m 先で測定した断面のデータをもとに、各要因のばらつきを評価する。

図-2 に削孔ロボットによる削孔状況を示す。すでに述べたように削孔ロボットを用いた削孔は、仮想切羽でさし角 θ が自動設定され、全自動または半自動（前論文¹⁾参照）により削孔開始位置（図-2 の S 点）にブームを移動後、自動的に削孔される。削孔される長さは、仮想切羽から有効ロッド長分 300 cm である。

このとき、仮想切羽から x cm 離れた断面において、最小掘削半径 R_0 と実掘削半径との差を $D(x)$ とすれば、 $D(x)$ は次式で表わされる。

$$D(x) = \Delta R + \{x - (L' - l') \cos \theta\} \tan \theta \dots\dots\dots (2)$$

ここに、 L' および l' はロッド長および実際の削孔長である。本研究における θ は後に示すように 7 度前後であり、 $\cos 7^\circ = 0.993 \div 1$ と考えると、 $L \div L'$ 、 $l \div l'$ より式 (2) は式 (3) となる。

$$D(x) = \Delta R + \{x - (L - l)\} \tan \theta \dots\dots\dots (3)$$

また、 θ が 7 度前後であることを考えると、 $\tan \theta$ は線形とみなせ、

$$\tan \theta = 0.01754 \theta = b\theta \dots\dots\dots (4)$$

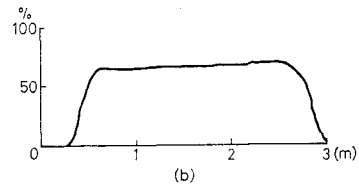
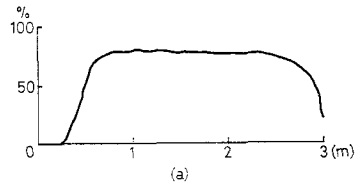
となり、式 (3) は次式のように書き換えられる。

$$D(x) = \Delta R + (x - L)b\theta + bl\theta \dots\dots\dots (5)$$

本研究で用いた削孔ロボットは有効ロッド長が 300 cm である。以下、 l 、 θ 、 ΔR のばらつきを求めたうえで、 $D(x)$ の分布を求める。

図-2 や式 (3) では、トンネル軸方向の断面形状は l 、 θ 、 ΔR を与えれば x のみの関数として表わみれるとしている。すなわち 1 サイクルの進行において、削孔したとおりに掘削されると考えて定式化を行っていることを意味する。削孔どおりに掘削されたか否かはのみ跡の観察から検証できる。

図-3 は実験 2、3 のトンネル軸方向のみ跡率であり、横軸は仮想切羽からの距離を示す。また、のみ跡とは、発破後壁面に認められる削孔跡であり、のみ跡率と



(a) 実験 2 (b) 実験 3

図-3 トンネル軸方向のみ跡率

は全削孔長に対して発破後に残ったのみ跡の長さの割合でもって定義する。実験 2 は 13 断面、実験 3 は 7 断面での平均値である。図-3 より明らかなようにのみ跡率はそれぞれの実験においてトンネル軸方向に大きな変化がなく、かつ、その率は 70% を越えている。このことは発破による掘削結果はほぼ削孔結果どおりでありトンネル軸方向にも特に変化しないことを意味する。

(2) 削孔長 l のばらつきの評価

図-4、5 に実験 2、3 での外周孔の実削孔長分布を示す。いずれもかなりばらついていることがわかる。削孔ロボットにおいては仮想切羽から有効ロッド長 300 cm に相当する位置まで正しく削孔される。換言すれば全孔の孔尻位置はトンネル軸に垂直な仮想切羽から 300 cm

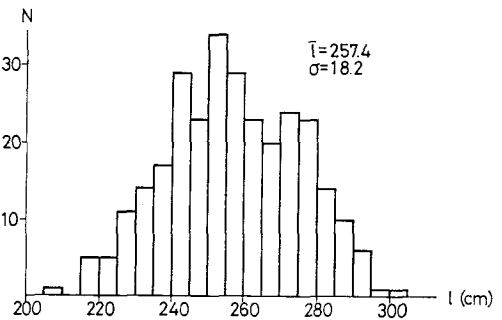


図-4 実験 2 での外周孔の実削孔長分布

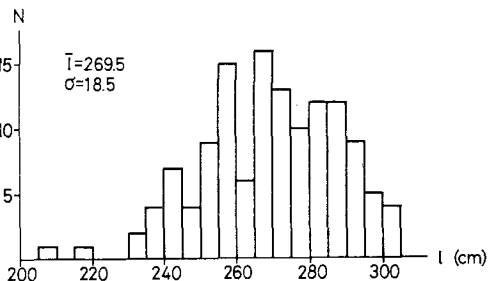


図-5 実験 3 での外周孔の実削孔長分布

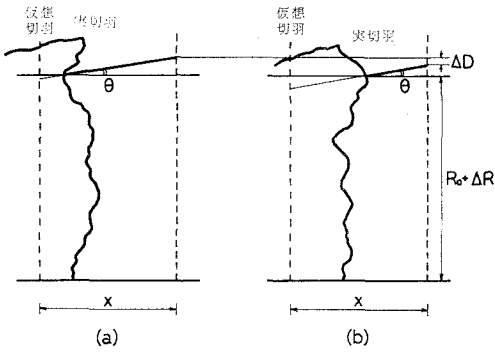


図-6 実切羽の凹凸による ΔD

離れた平面上にあることになる。これに対して 図-4, 5 のように実際の削孔長にばらつきが生じるのは、仮想切羽から実切羽までの距離に差があることを示している⁵⁾。すなわち、前回の発破により実切羽に凹凸ができ、そのために実削孔長にばらつきが生じたものといえる。

このように実切羽面に凹凸が生じているということは、実切羽に $R_0 + \Delta R$ の半円を描き、同じさし角で削孔したとしても、対象としている断面では $D(x)$ にばらつきが生じることを意味する。すなわち図-6 に示すように実切羽上の同じ半径 $R_0 + \Delta R$ の点から同一のさし角 θ を用いて削孔しても、仮想切羽と実切羽間の距離が異なると、仮想切羽から x cm 先の断面では ΔD の差が生じる。

(3) さし角 θ のばらつきの評価

実験 2, 3 による外周孔のさし角の分布を図-7, 8 に

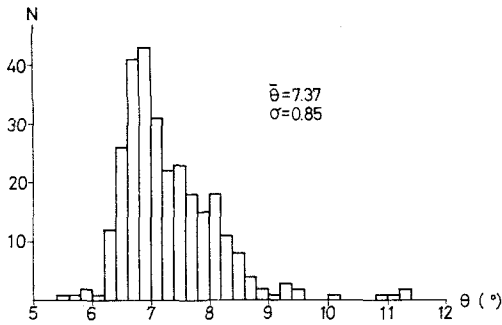


図-7 実験 2 での外周孔のさし角分布

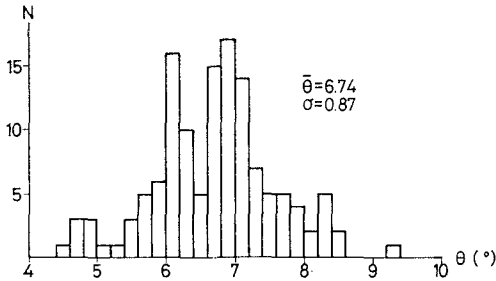


図-8 実験 3 での外周孔のさし角分布

示す。さし角についても設定した 7 度前後にばらついているのがわかる。削孔ロボットのさし角は自動設定されるが、すでに述べたように実切羽に凹凸が生じているため、設定された角度で削孔しようとしても、切羽の状況によりビットがすべったりして、記録された値にばらつきが生じるものと考えられる。

(4) 削孔開始位置のばらつきの評価

仮想切羽から 1 m 先の断面における削孔データはすでに前論文⁴⁾で示した。これは実験 2, 3 で削孔ロボットに記録されたデータに 3 次までの補正を行って得たものである。削孔ロボットには実切羽での削孔開始位置のデータは記録されているが、工事の進行に伴い機械の一部に遊びが生じて上述のように補正を行わないとデータの信頼性が低下していた。そのため補正後のデータをもとに、それを実切羽に戻す作業を行った。この作業は図-9 に示す T 点の座標値と θ, s の値を用いて、S 点の座標値を計算し、 ΔR の分布を求めるものである。実験 2, 3 のデータでこの計算を行い、得た ΔR の分布を

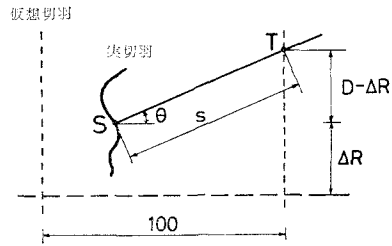


図-9 ΔR の求め方

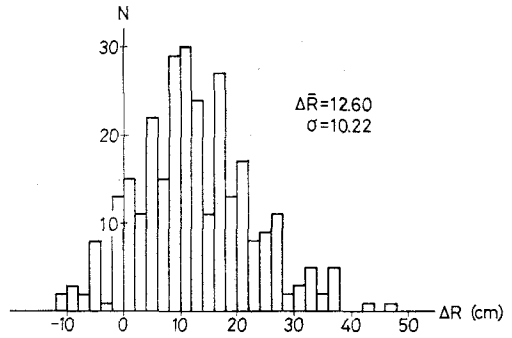


図-10 実験 2 での ΔR の分布

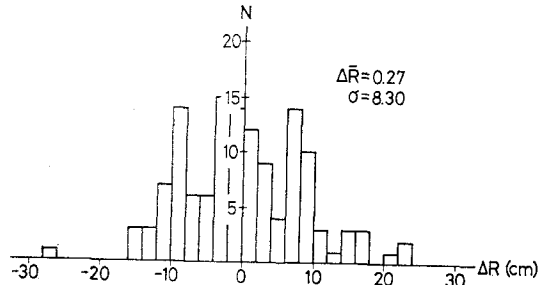


図-11 実験 3 での ΔR の分布

図-10, 11 に示す。

図-11 の -27 cm のところにデータがあるが、これは削孔ミスで明らかな当りとなり、掘削直前に当り取りを行ったため、断面測定から除かれており、本研究でもこのデータは無視する。

(5) 実測データでの検証

(2)~(4) で述べた削孔長、さし角、削孔開始位置はそれぞれお互いに影響を及ぼさないもの、すなわち独立と考えそのばらつきを評価してきた。実際には各要因間に相関があると考えられるが、相関を考えた場合は定式化が非常に複雑になる。そこで上記のような簡略化した考え方をを用いても、実際の計測データと矛盾がないことを以下に示し、本論文のモデル化が十分に合理的であることを述べる。

$l, \theta, \Delta R$ はおのおの独立な確率変量とすると、 $D(x)$ の平均値 $\bar{D}(x)$ および標準偏差 $\sigma(x)$ は次式となる。

$$\bar{D}(x) = \Delta \bar{R} + (x-L)b\bar{\theta} + \bar{l}\bar{\theta} \dots \dots \dots (6)$$

$$\sigma^2(x) = \sigma_R^2 + (x-L)^2 b^2 \sigma_\theta^2 + b^2 \{(\sigma_l^2 + \bar{l}^2)(\sigma_\theta^2 + \bar{\theta}^2) - \bar{l}^2 \bar{\theta}^2\} \dots \dots \dots (7)$$

ここに、 $\Delta \bar{R}, \bar{\theta}, \bar{l}$ はおのおの $\Delta R, \theta, l$ の平均値、 $\sigma_R, \sigma_\theta, \sigma_l$ は $\Delta R, \theta, l$ の標準偏差である。

実験 1, 2, 3 における各要因の平均値、標準偏差を表-1 に示す。ただし、実験 1 の $\Delta R, \sigma_R$ は削孔ロボットによる削孔データがなく、実際の掘削された断面を測定したデータから計算した値である。これらのデータより仮想切羽から 100 cm 先の断面の平均値 $\bar{D}(100)$ 、標準偏差 $\sigma(100)$ は式 (6), (7) に $x=100$ を代入して求められる。

式 (6), (7) に $x=100$ と表-1 の実験 2, 3 のデータを代入し求めた結果と断面測定機による断面測定の結果¹⁾ とを比較したものを表-2 に示す。表-2 の平均値 \bar{D} は計算と実測の差がわずか 0.8 cm, 0.3 cm でほぼ等しいと考えられる。標準偏差 σ は実験 2, 3 で約 1 cm, 2 cm と平均値の差より大きい。これは表-1 をみるとわ

表-1 3 要因の平均値と標準偏差

実験番号	1	2	3
\bar{l}	253.5 cm	257.4 cm	263.5 cm
σ_l	22.3 cm	18.2 cm	18.5 cm
$\bar{\theta}$	7.64 °	7.37 °	6.74 °
σ_θ	1.23 °	0.85 °	0.87 °
$\Delta \bar{R}$	(-0.378cm)	12.80cm	0.27cm
σ_R	(11.04cm)	10.22cm	8.30cm

表-2 D の計算値と実測値との比較

実験番号	2	3
計算による \bar{D} (100)	20.02	8.49
計算による σ (100)	11.56	9.99
実測による \bar{D} (100)	20.8	8.2
実測による σ (100)	10.8	8.0

単位 cm

かるように、 σ_R の値が大きく、表-2 の計算による σ はこの σ_R の影響が大部分を占めている。特に実験 3 では $\sigma_R=8.30$ で実測による $\sigma=8.0$ より大きい。 ΔR に実測値はなく、削孔ロボットに記録された削孔データから逆算した値を ΔR としており、その結果 σ_R が大きくなったものと考えられる。これらのことも考え合わせると、各要因間の相関を無視して \bar{D} や σ を求めたが、実測結果をある程度表わしているものと考えられる。よってこれらの簡略化を行っても問題の本質は見失わないことがわかる。

(6) 当りの確率 P_A の定式化

$D(x)$ を正規分布と考え、その標準偏差は式 (7) で評価できるとすると、 x の位置において $D(x)$ が y となる確率密度関数 $f_D(x, y)$ は次式で表わされる。

$$f_D(x, y) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma(x)} e^{-\frac{1}{2}\left(\frac{y-\bar{D}(x)}{\sigma(x)}\right)^2} \dots \dots \dots (8)$$

当りを $y < 0$ と考えれば、1 サイクルでの当りの確率の平均値 P_A は次式で求められる。

$$P_A = \int_{L-l}^L \int_{-\infty}^0 f_D(x, y) dy dx / l \dots \dots \dots (9)$$

実験 1 における実際の当りの確率は後に図-12 に示すように 16% である。それに対し同じく実験 1 のデータを用いて式 (9) で求めた当りの確率は 18.1% となり、ほぼ等しい。よって式 (9) で当りの確率が表現できるものと考えられる。

(7) 余掘量の定式化

式 (3) でトンネル軸方向の平均的な形状が規定できるということはすでに (1) で示した。よって 1 サイクル当たりの余掘量 V は前述のように SL より上部のみを対象として考える場合次式で表現される。

$$V = \int_{L-l}^L \frac{\pi}{2} [\{R_0 + \bar{D}(x)\}^2 - R_0^2] dx \dots \dots \dots (10)$$

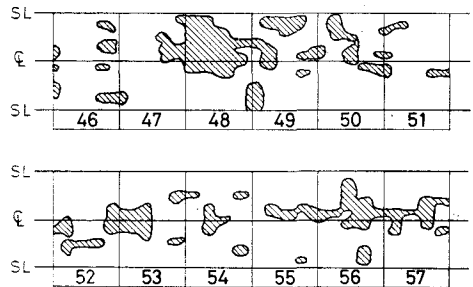


図-12 12 スパンにおける当り分布

表-3 計算余掘量と実績余掘量の比較

実験番号	1	2	3
$\Delta \bar{R}$ (cm)	-0.376	12.80	0.07
$\bar{\theta}$ (度)	7.64	7.37	6.74
計算による余掘量 (m ³ /m)	7.43	9.88	7.39
実績の余掘量 (m ³ /m)	6.45	6.84	7.18
計算/実績	1.15	1.12	1.03

表-3 に式 (10) より求めた進行長 1 m 当たりの余掘量と実績余掘量を示す。実績余掘量は実際に打設したコンクリート量から求めたものである。コンクリート打設は上下半コンクリートを同時に行うため、総打設コンクリートから断面測定機による断面計測結果と検査窓からの計測結果を用いて、上半部に打設したと考えられる分を計算した結果である。

計算余掘量と実績余掘量は実験 1 でも 15%、実験 3 だとわずか 3% の差しかない。上でも述べたように上下半別々にコンクリートを打設することは不可能で計算により上半部のコンクリートを求めたこと、実験 1 の実績余掘量は後に述べるように断面測定機で計測したデータから計算で求めたことを考えると、よく合っているものと思われる。また前論文¹⁾で示したように、実験 1, 2, 3 はこの順に削孔精度が向上している。表-3 は実験 1, 2, 3 の順で計算と実績の差が小さくなっている。削孔精度を上げれば、実際の掘削が本研究で提案した定式化に近づくことを示している。

(8) ドリフターの作業性を考慮した当りの確率 P_c の定式化

削孔ロボットを用いて削孔する場合、まず仮想切羽にビット先端を設置し、次いで実切羽へガイドセルが移動し、ガイドセルの先端が実切羽にぶつかると削孔を開始することになる。この削孔中ドリフターが後方から順に前方に移動し削孔する。このとき、削孔時の作業性を確保するためロッドセンターから岩盤までの高さ 9 cm を考慮しなければならない。つまりロッドセンターと岩盤との距離が 9 cm 以上なければ、ドリフターと岩盤とが接触し、削孔は不可能となる。実際には削孔時の振動等があり、ロッドセンターと岩盤との距離は 15 cm 程度は必要である。

実際の削孔では、上記の作業性に問題があると、削孔ロボットを半自動にして作業性に問題がない位置で削孔を行うことが多い。しかし作業性が問題となる頻度が多くなると削孔ロボットを用いた自動削孔そのものに意味がなくなり、かつ作業も煩雑となって設計パターンを変更することになる。したがってドリフターの作業性を考慮した当りの確率 P_c はある許容確率 P_{ca} の制約を受け

$$P_c < P_{ca} \dots \dots \dots (11)$$

となる。また、このドリフターの作業性を考慮した当りの確率 P_c は次式で表わされる。

$$P_c = \int_{-\infty}^{15} f_D(L, y) dy \dots \dots \dots (12)$$

4. 当り除去の費用の算出

すでに前論文¹⁾で示したように、実験 1 ではかなりの

当りが生じていた。この区間で断面測定機により精密な測定を行い、当りの実態とその除去に要する費用を算出した。

図-12 に測定を行った 2 次覆工 12 スパン 126 m の区間における当り箇所を斜線で示す。また表-4 にこの間のスパンごとの当りの箇所数とその面積を示す。この区間で SL より上部の壁面面積の約 16% に当りが生じている。

表-4 スパンごとの当り箇所数と当り部面積

スパンNO	当り箇所数	当り部面積(m ²)
46	7	25.0
47	2	10.0
48	2	71.5
49	5	33.0
50	5	31.5
51	3	8.5
52	3	22.0
53	3	33.0
54	4	16.0
55	2	21.5
56	2	34.0
57	2	42.0
計	40	348.0

この断面測定結果に基

表-5 当り取りに要した費用

費用分類	内 訳	単 価	数 量	費 用
労務費	—	17,000円/人	32人	544,000
材料費	爆薬	800円/kg	23kg	18,400
	雷管	200円/本	230本	46,000
	吹付コンクリート	14,000円/m ³	52m ³	728,000
	消耗品	10,000円	1式	10,000
機械使用料	コンプレッサー	8,000円/日	10日	80,000
	レッグドリル	10,000円	1式	10,000
合 計				1,416,400

づき、吹付け面にマーキングを行った後、削孔、発破、再吹付けの順で当り取りを行った。この当り取りに要した費用の内訳を表-5 に示す。当り取りに 10 日を要し、計 1 416 400 円の費用がかかった。

次に当りを取る場合、当りの厚みだけを除去するのが理想であるがそれは事実上困難であり、実際上は当り部以上に岩盤を除去することになる。この当り部以上に除去した量は、断面測定機を用いて再測定を行えば正確に求めることができるが多大な時間を要する。そこで本研究では以下のようにして余分に除去された岩盤量を求めた。すなわち、実験を行った志和トンネルでは、常に断面測定機で断面測定を行っており、その結果から打設予定コンクリート量を算出している。それによれば、計算で得られた予定コンクリートと実打設コンクリートとの差は実績で 2% となっており、これを用いることによって、当り取りで余分に除去された体積を求めることができる。

表-6 実験 1 での実績コンクリート量と予定コンクリート量の比較

スパンNO	実績コンクリート(m ³)	当り部含む予定コンクリート(m ³)
46	89	75.7
47	78	63.4
48	71	58.4
49	75	65.9
50	72	66.0
51	76	71.6
52	75	71.2
53	69	68.7
54	73	68.4
55	76	68.7
56	73	64.1
57	73	55.2
計	900	797.3

当り取りを行った 12 スパンでの実績コンクリート量と予定コンクリート量を表-6 に示す。同表において打設予定コ

ンクリート量は 797.3 m³ であるが、上記の 2% を補正すると、正しい予定コンクリート量は 813.2 m³ となる。よって当りを除去することにより余掘りとなった量は 900 m³ - 813.2 m³ = 86.8 m³ であり、これにコンクリートの単価 12700 円/m³ を掛け合わせると、当りを除去することにより余掘りとなり、その結果余分に必要となるコンクリートの費用は 1102360 円となる。よって、壁面 1 m² の当りを取ることに要する費用は上記の 1416400 円と 1102360 円を加えた 2518760 円を当り部面積である 348 m² で除した 7238 円/m² すなわち約 7240 円/m² となる。

以上は当り除去に要した直接的な経費のみであり、工事の進行や能率性は全く考えていない。すでに述べたようにこの作業に 10 日間、延人数にして 32 人を必要としたことから考えても、工期面からして、かなり悪影響を及ぼしていると思われる。それが考慮されていないため上記の 7240 円/m² の費用は下限値であると考えられる。

実際のな当り取り費用を求めるには、工期面での悪影響を工費として換算する必要があるが、これは実際上不可能である。そこで、簡略化した方法ではあるが、次のような計算を行う。表-3 は、実験 1, 2, 3 のデータを用いて、トンネル進行長 1 m 当たりの実績コンクリート量および式 (10) による計算コンクリート量を示したものである。実験 1 は当りがかなり多く、実験 2 は実験 1 の結果をふまえて当りがでないようになりかなり余裕をもって掘削した結果であり、その分実験 2 の方が余掘りが大きい。この両実験の結果をみて、多くのトンネル工事に従事した熟練技術者は、現場にとっては実験 2 の方がはるかに良いという判断を下している。すなわち、工期面をも考慮した当り取り費用は実験 1, 2 のコンクリート費の差 (およそ 2.5 m³ × 12700 円/m³ = 31750 円) よりも大きいと考えられる。これから 1 m² の当り除去の費用の 1 つの規準 C_A は次式で求められる。

$$C_A = 31750 / (P_A \cdot A_w) = 31750 / (0.16 \times 17.12) = 11590 \dots\dots\dots (13)$$

ここに、A_w はトンネル 1 m 当たりの壁面積、P_A は当りの確率である。つまり直接的経費 7240 円/m² に対し、約 1.6 倍の費用となる。これでもなお熟練技術者は実験 2 の方がはるかに良いと答えているため、工期面をも考慮した当り取りの費用はさらに大きいといえる。

以上を考慮して本研究においては、当り取りの費用 C_A として以下の C_{A1}, C_{A2}, C_{A3} の 3 種を考えるが、工期面をも考慮した総合的な観点からみた当り取り費用は C_{A3} 程度が妥当なものと考えられる。

$$\left. \begin{aligned} C_{A1} &= 1.0 \times 7240 = 7240 \\ C_{A2} &= 1.6 \times 7240 = 11590 \\ C_{A3} &= 2.0 \times 7240 = 14480 \end{aligned} \right\} \dots\dots\dots (14)$$

5. 最適設計例および考察

ΔR および θ を設計変数とし、最適化サブルーチン COPESES⁹⁾ を用いて最適設計を行った結果を表-7 に示す。なお、P_{ca} としては 0.35 を用いた。これは現場において削孔予定位置の 1/3 程度で削孔が難しくなれば、作業性からみて設計変更を行うことから定めたものである。設計変数以外の変数は実験番号ごとに表-1 に示した値を用いた。ただし、実際の 1 サイクルの掘進長は削孔長より短かかったため、 \bar{l} は実際の掘進長の平均を用いた。

表-7 の最適コストは最適化の結果求めた ΔR_{opt}, θ_{opt} の値を用いて計算されたコストであり、実績計算コストは表-1 に示す ΔR̄, θ̄ の値を用いて計算したコストである。差は最適コストと実績計算コストの差を % で示している。なお、本研究で意味するコストとは、すでに 2. で述べたように、SB 結果と直接関係する当り取り費用と余分に必要となるコンクリート費の和である。なおこれら全ケースにおいて、P_C の制約がアクティブとなっている。

表-7 から次のような考察が行える。C_A の値のいかににかかわらず実験 1, 2, 3 の順に最適コストが小さくなってきている。実験 1, 2, 3 では ΔR の値およびビットの口切り位置の精度の向上を順にはかっているが、結果としてその順にコストが下がっている。このことは削孔精度を上げるだけで、6.5~9.5% もの SB に関するコスト低減が可能であることを示している。

当り取り費用として、最も实际的と考えられるケース 3 の C_A = 14480 円/m² の場合、実験番号にかかわらず最適コストと実績コストには約 10% 程度差がある。すなわち、本研究で示した最適化により、平均 10% 程度のコスト削減が可能であることを示している。

ケース 1, C_A = 7240 円/m² のときの ΔR_{opt}, θ_{opt} の値をみると、いずれも ΔR_{opt} の値が実施工より大きく、θ_{opt} の値は小さい。すなわち、切羽に描く円の半径をより大きくし、かつさし角 θ は小さい方が最適であることがわかる。これは次のケース 2, 3 の場合により明らか

表-7 最適化結果

ケース	C _A (円/m ²)	実験 NO	ΔR _{opt} (cm)	θ _{opt} (度)	最適コスト (円/m)			実績計算 コスト (円/m)	差 (%)
					当り取り コスト	余分に必要となる コンクリートコスト	合計		
1	7240	1	3.07	5.15	22156	91213	113371	116855	2.9
		2	3.59	4.80	18128	91822	109950	128735	15.7
		3	3.58	4.58	15252	91226	106478	110711	4.0
2	11590	1	9.11	5.14	18167	104578	122745	130022	5.9
		2	8.40	4.54	15321	102322	117643	130700	11.1
		3	7.60	4.52	13138	98958	112986	120817	6.8
3	14480	1	11.15	5.21	17259	109431	126790	136933	6.6
		2	10.23	4.55	14474	104496	120970	132008	9.1
		3	9.21	4.52	12393	103423	115819	127555	10.1

となる。これらの最適解では、 θ_{opt} はケース1より少し小さくなるが、 ΔR はかなり大きくした解となっている。すなわち、当り取り費用が大きくなると、さし角 θ を大きくするのではなく、 ΔR を大きくすることによって当りになる確率を小さくする方が有利であることを示している。このことは可能ならば平行削孔が有利であることを意味する。しかし、実際上は P_c で表現されるドリフターの作業性面からの制約があり、これを避けるため5度前後のさし角をとるのが最適解と考えられる。

このことはコストの内訳をみるとより明らかになる。最適コスト中の当り取りコストは実験 No. のいかんにかかわらずケース1, 2, 3の順に小さくなっている。しかし 1 m^2 の当り取りにかかる費用はケース1, 2, 3の順に大きい。すなわち、総費用を小さくするには、当りの確率を小さくし、当り取りの費用をより小さくする方が全体としては有利であり、その結果 ΔR を大きくし、 θ はあまり大きくしない解が最適となることがわかる。

ケース1の実験1, 2の実施工の $\Delta R, \theta$ から求めた実績計算コストは116655円/mと128735円/mであり、実験1の方が2より小さい。しかし熟練技術者はすでに述べたように、実験2の方が良いという判断を下している。 $C_A=7240\text{ 円/m}^2$ の当り取り費用は実際と合わないことがこの例でもわかる。ケース2でもわずかであるがこの逆転があり、ケース3になればこの逆転はなく、 C_A の値として妥当な数値はこの程度であることがわかる。

以上の結果から、当り取りの費用として妥当と考えられる $C_A=14480\text{ 円/m}^2$ の値を用いた場合、 θ を大きくするより、 ΔR を大きくすることにより、当りの発生する確率を小さくする方が有利であることがわかる。すなわち、本研究の結果によればさし角は次サイクルの削孔に関する作業性が確保できる必要最小限の角度とし、 ΔR の値をうまく制御する方がコスト削減に結びつくことを示している。

この一例として、著者らがこの志和トンネルで実験を行う前にこの現場でさし角 $\theta=5$ 度を用いたことがあった。このとき ΔR は表-1に示すようにほぼ0である。その結果は当りが非常に多く、実施工困難ですぐに実験をとりやめ、元の7度に戻したとのことである。

図-13, 14, 15に $C_A=14480\text{ 円/m}^2$ の場合の実験1, 2, 3の目的関数の等高線を実線で、制約条件 $P_c \leq 0.35$ を破線で示す。これらの図はいずれも縦軸に ΔR 、横軸に θ をとっている。これらの目的関数の等高線は左上りの曲線であつその傾きは3図ともほぼ等しい。このことはすでに述べたように、 ΔR と θ の両者がコストに密接に関係し、両者の関与の度合いは実験1, 2, 3であまり変化していないことを示している。また図-13~

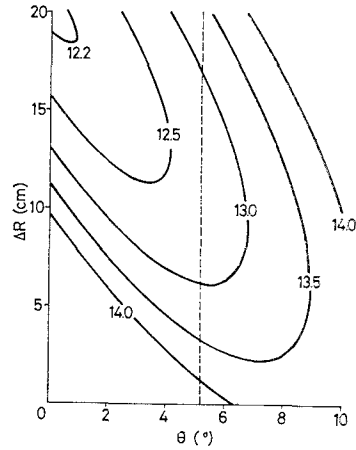


図-13 実験1での目的関数の等高線(単位万円)と制約条件

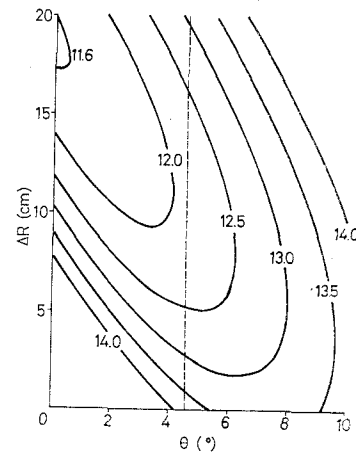


図-14 実験2での目的関数の等高線(単位万円)と制約条件

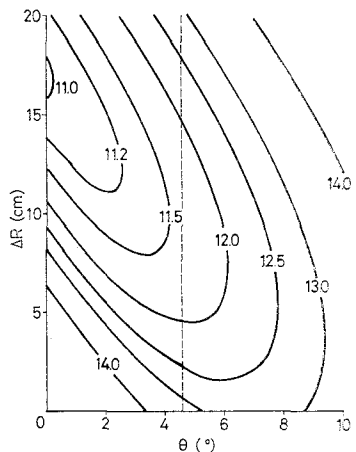


図-15 実験3での目的関数の等高線(単位万円)と制約条件

15 と等高線の中心が順に下がっている。このことは削孔精度を上げれば、 ΔR を小さくすることが最適化の観点からは有利であることを示しており、表-7 からそのことがわかる。

表-7 のケース 2, 3 において、実験1の実績計算コストと実験 3 の最適コストを比べると、15~20% 最適コストの方が小さい。すでに述べたように削孔精度を上げることと最適化を行うことによって、当り取りと余分に必要となるコンクリート費用を 20% 近く削減できる可能性のあることがわかる。

6. 結 論

本研究は硬岩のスームズブラस्टィングの第3段階である当りや余掘りの確率を考慮したうえで SB 設計の最適化を定式化し、削孔パターンの最適化を試みたものである。本研究の結果は次のようにまとめられる。

(1) 硬岩の SB 設計の最適化で最も重要な要因はさし角と実切羽上に描く削孔半径の大きさであることを指摘し、これを設計変数として最適化問題を定式化できた。

(2) 削孔ロボットにより得られたデータを分析することにより、掘削断面のばらつきは、削孔長のばらつき、さし角のばらつき、削孔開始位置のばらつきで表わせることを示し、これらのばらつきを用いて本研究で提案した断面を求める式の妥当性を示した。

(3) 実施工で測定したデータをもとに、余掘り面積は削孔位置の分布を用いることで評価でき、それを用いて余掘量の定式化ができることを示した。

(4) 当りの確率を定式化し、この定式化によれば実施工での実測値とほぼ同じ値が得られることがわかった。

(5) 実施工における実験から当り除去の費用を算出した。この費用には直接経費しか含まれていないため、工期面での影響も考慮した当り取り費用を算出した。

(6) これらを用いて最適化を行った結果、さし角は次サイクルの削孔に必要なクリアランスが得られる最小の値でよいこと、切羽に描く円の半径は削孔精度に応じて選べばよいことが明らかになった。

(7) SB の最適化により直接影響を受ける当り取りと余分に必要となるコンクリート打設に要する費用の和を問題にした場合、削孔精度を上げることにより 7~10% 程度の費用削減が可能で、また最適化によりさらに 6~11% 程度の費用削減が可能であり、総合的には 20% 近く費用削減が可能であることが明らかになった。

このように、著者らが前論文¹⁾で示した削孔精度を上げることと、本研究で示した最適化を行うことによって、当り取りと余分に必要となるコンクリート費用の大幅な削減が可能であることを示したが、本研究では以下のことが問題点として残されている。まず第1に、各要因が独立であり、そのばらつきを正規分布としたが、この点に関する検証をさらに厳密に行う必要がある。第2に実施工において最適化の検証を行う必要がある。本研究を手がけた時点で、このトンネルは貫通しており、本研究で求めた最適な θ や ΔR の値を用いて掘削を行い、結果を検証することができなかった。これに関しては別の現場で試みたいと考えている。

また、本研究の対象はトンネルの SB に限られているが、本研究で示したような最適化の考えを他の岩盤掘削をはじめとする施工法一般に適用することにより、施工の合理化をはかることができると思われ、今後他方面への適用を試みたいと考えている。

本研究を行うにあたり、その機会を与えていただいた日本道路公団広島建設局広島工事事務所に感謝いたします。また、間組志和作業所の鈴木宏平所長、山本正明氏には多大な労力をかけた。さらにデータ整理や作図などで山口大学 中尾絵理子技官の助力を得た。ここに記して謝意を表する。

参 考 文 献

- 1) 中川浩二・古川浩平・鈴木宏平・吉見憲一：削孔ロボットを用いた硬岩トンネルのスームズブラस्टィングに関する研究，土木学会論文集，第367号/VI-4，pp. 30~39，1986年3月。
- 2) 佐々宏一・南光宣和・中野雅司・三沢清扶・空地公二：スラリー爆薬によるスームズブラस्टィング，昭和54年度全国地下資源関係協会 合同 秋季大会分科研究会資料 G2，pp. 5~8，昭和54年10月。
- 3) Sperry, P.E., Fourney, W.L., Thompson, D.E. and Mckown, A.F.: Controlled Blasting Experiments at Porter Square Pilot Tunnel, Proc. of 1979 Rapid Excavation and Tunneling Conference, Vol. 2, pp. 1130~1157, 1979.
- 4) 伊藤利三・赤間武宏：武田尾トンネルにおけるスームズブラस्टィングとロードホールダンプの使用について，西松建設技報，Vol. 4, pp. 147~155, 1981年。
- 5) 瀬戸口博明・吉見憲一・中尾絵理子・古川浩平・中川浩二：硬岩トンネルの切羽面凹凸制御を考慮した発破設計の検討，第18回岩盤力学に関するシンポジウム講演論文集，pp. 71~75, 1986年2月。
- 6) Madsen, L.E. and Vanderplaats, G.N.: COPES—A FORTRAN CONTROL PROGRAM FOR ENGINEERING SYNTHESIS, Users Manual, Naval Postgraduate School, Monterey, March, 1982.

(1986.10.17・受付)