

**投稿論文(和文報告)
TECHNICAL
REPORT**

地中連続壁の掘削作業能率に関する考察

細井 武*・長野敏郎**・室 達朗***

地中連続壁の掘削作業能率に関して、油圧バケットによる掘削を対象として、特殊ビデオを使用して掘削時のサイクルタイムの計測結果を統計的に整理した。また、油圧バケットによる掘削を「非定常掘削」問題として解析し、掘削時の所要刃先貫入力と地盤のせん断強度との関係を考察した。これらの実測結果と理論解析により、掘削作業能率を誘導した。

Key Words : diaphragm wall, hydraulic bucket, variable excavation problem, efficiency of excavation work.

1. まえがき

近年、地中連続壁技術の進展には目覚ましいものがある。壁厚3M、深度100M以上の極厚・大深度連壁機械、地下ダムや廃棄物地下貯留のために開発されている極薄・大深度連壁機械、耐震壁として機能する面内・面外の作用力に抵抗できる連壁継手構造、連壁基礎構造等の分野で飛躍的な技術躍進を遂げている。

このように連壁掘削機械や連壁構造面では技術的な進歩は著しいものがあるが連壁施工時の溝壁の安定問題、掘削能率問題等の土質力学との接点上の諸問題に関しては未解決の問題が未だ多いのが現状である。連壁の施工を効率良く行うためには、これらの諸問題の解決が不可欠であろう。

本論文では、このような現状にあって連壁施工時の課題の一つとして連壁の掘削作業能率に焦点を絞り、実際の施工実績に基づく解析と純理論的な解析を合成して掘削作業能率に関する考察を行った。

連壁の掘削方法にワイヤー式バケットによる方法、油圧式バケットによる方法、水平多軸機械による方法、垂直多軸機械による方法等がある。本論文は最も一般的な掘削方法である油圧式バケットによる掘削を対象にしている。

施工実績に関しては、特殊ビデオを使用して掘削作業のサイクルタイムを詳しく計測し、統計的に整理し解析した。また、掘削作業能率の理論的なアプローチとして、油圧式バケットの掘削をバケット先端の切削刃の深度が時間経過とともに刻一刻変化する「非定常掘削」問題として取り上げた。すなわち、掘削時のバケット刃先の軌跡を求め、掘削量の理論値を算出し、実測値から誘導した掘削作業能率算定式の理論的裏付けとした。

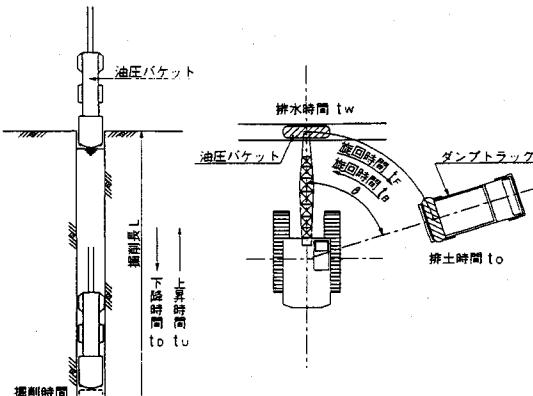


図-1 掘削作業時間

跡を求め、掘削量の理論値を算出し、実測値から誘導した掘削作業能率算定式の理論的裏付けとした。

2. 掘削作業能率の構成要素

連壁施工の主作業は一般に次の9作業に分類できる。

- ①掘削準備 ②純掘削 ③バケットによる底ざらえ
- ④溝壁測定 ⑤スライム処理 ⑥鉄筋籠建て込み
- ⑦ジョイント工 ⑧コンクリート工
- ⑨休止他

掘削作業能率として、②純掘削のみを対象とする。以下「掘削」作業は②純掘削作業を意味するものとする。

油圧バケットによる「掘削」作業時間を分類すると、次のようになる(図-1参照)。

- ① バケットの安定液中の下降時間 (t_d)
- ② バケット内への掘削土の積込み時間すなわち純掘削時間 (t_E)
- ③ バケットの安定液中の上昇時間 (t_u)
- ④ バケット内の水の排水時間 (t_w)
- ⑤ バケットの掘削位置から堆土位置までの旋回時間

* 正会員 西松建設(株)土木設計部 副部長
(〒105 東京都港区虎ノ門1-20-10)

** 正会員 西松建設(株)関西支店北勢田出張所長
*** 正会員 愛媛大学教授 工学部土木海洋工学科

(t_F)

- ⑥ パケットの排土位置から掘削位置までの旋回時間
(t_B)

- ⑦ パケットからの掘削土の排土時間 (t_o)

- ⑧ 「掘削」作業中の小休止時間 (t_s)

パケットの昇降サイクル数を N , 昇降サイクル数 N 当たりの掘削長を L , 「掘削」作業時間を T , 「掘削」作業能率を q とすると, 以下の関係がある.

$$T = N(t_d + t_u + t_e + t_w + t_f + t_B + t_o + t_s) \dots\dots\dots(1)$$

$$q = \frac{L \cdot a_1}{T} \dots\dots\dots(2)$$

$$N = \frac{(1+\alpha) \cdot \beta \cdot a_1 \cdot b_1 \cdot L}{V_E} \dots\dots\dots(3)$$

ここに, α ; 溝壁の余掘り率

β ; 地山に対するパケット内掘削土の土量変化率

a_1 ; パケット長さ (m)

b_1 ; パケット幅 (m)

V_E ; パケットの 1 昇降サイクル当たりの掘削量 なお, t_o や t_u は深さ方向に変化する関数である.

3. 「掘削」作業能率の計測に基づく考察

(1) 「掘削」作業時間の計測方法

従来, 種々の工種に関するサイクルタイムは, 目視によりストップウォッチ等を使用して計測してきた. 山岳トンネルや立坑における掘進のサイクルタイムや土工事における重機のサイクルタイムの計測がその代表例である. しかしながら, 対象工種の作業内容が単純でありかつ同じ作業を長期間反復する場合に, 目視による従来方法は決して適当な方法とは言いがたい.

油圧パケットによる連壁掘削作業は, まさに単純作業の反復であるため, サイクルタイムの計測方法について従来方法と異なる手法を検討した結果, 特殊ビデオを使用した計測システムが最適であるとの結論に達し採用した. 図-2 に本システムの概要を示す. なお, ビデオカメラは, 連壁掘削作業の全体が収録可能である場所に設置した.

使用したビデオは, フィルムのコマ送り速度を通常速度の $1/60$ まで 7段階の変速が可能である. 本計測には, 通常速度の $1/32$ の間欠録画を行った. また, 本ビデオはサイクルタイムの解析には欠かせない, 年・月・日・時・分・秒を重畠記録させることができる. したがって, 収録した録画を再生し, 画面に表示されているタイム記録より油圧式パケットによる連壁「掘削」作業のサイクルタイムを正確に読み取ることができた.

(2) 「掘削」作業時間の実測

橋梁基礎として採用された地中連壁基礎および建築物地下部側壁・支持杭として採用された地中連壁の施工時

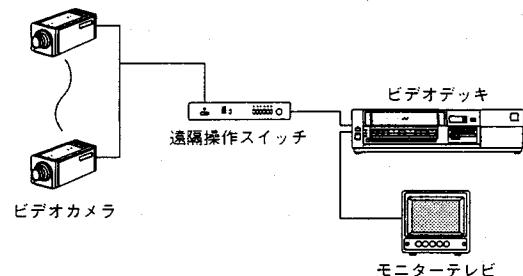


図-2 掘削作業能率計測システム

表-1 「掘削」作業時間計測内容

| 計測番号 | 工事名 | 連続総元パケットクレーン | 土質 |
|------|-----------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------|
| 計測 1 | 阪神高速道路公団高速湾岸線魚崎浜第3工区下部工事地中連壁基礎 (図-3) | 連壁厚: 0.8m 連続深度: 42m パケット MHL80120AY クレーン LS-118RH (表-2) (図-5) | 沖積砂質土(S) 沖積粘性土(C) 沖積砂礫土(G) (図-3) |
| 計測 2 | 西松建設独身寮ルーミィ神崎川地中連壁工事地下側壁・基礎 (図-4) | 連壁厚: 0.6m 連続深度: 17m パケット MHL60100AY クレーン LS-118RH (表-2) (図-6) | 沖積砂質土(S) 沖積粘性土(C) (図-4) |

に連壁「掘削」作業時間を上記方法により計測し, 統計的に整理した^{1),2)}.

計測内容は表-1 のとおりである.

図-3 および図-4 に, 計測 1 および計測 2 の地中連壁構造図・土質柱状図を示す. また, 計測 1 および計測 2 に使用したパケットの仕様を表-2 に示す. 図-5 には計測 1 および計測 2 に使用した油圧パケット MHL80120AY および MHL60100AY の概略図を示している.

ビデオカメラを用いて収録した録画を再生し, 画面に表示されているタイム記録により上記に示した「掘削」作業時間の分類に従ってサイクルタイムを集計した.

表-3 および表-4 にパケットの昇降 1 サイクル当たりの昇降・休止時間の計測結果および旋回・排水・排土時間の計測結果をそれぞれ示す.

また, パケットの昇降 N サイクル当たりの土質別の純掘削時間および掘削長を表-5 および表-6 に示す.

図-6 および図-7 は, パケット昇降サイクル数 N と純掘削時間 T_E の関係をプロットしたものである.

なお, 本計測は掘削部の両側が未掘削である「全断面

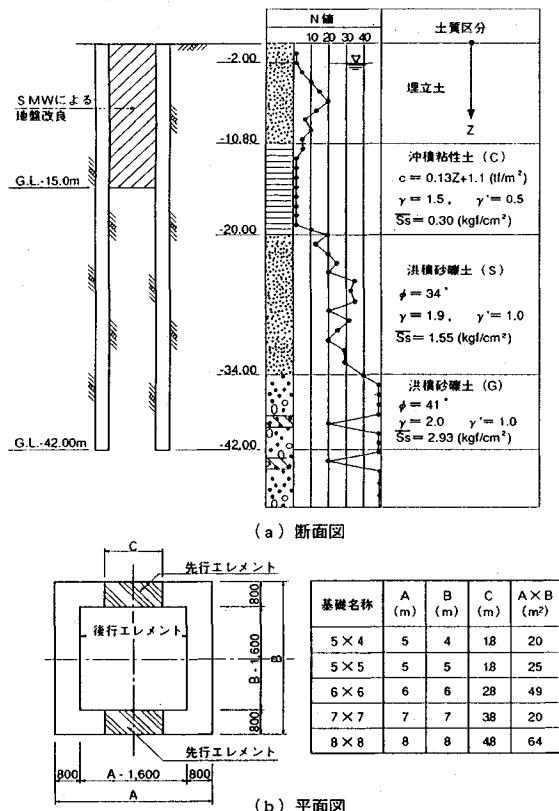


図-3 構造図及び土質柱状図（計測1）

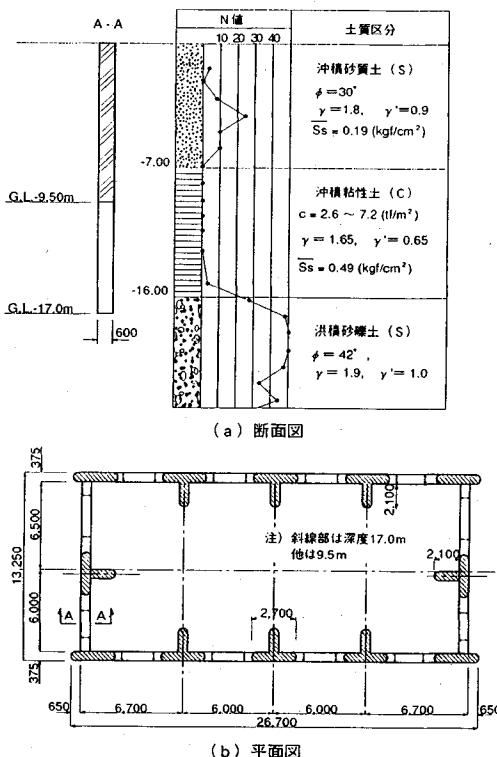


図-4 構造図及び土質柱状図（計測2）

表-3 1サイクル当たりの昇降・休止時間計測結果

| | 降下時間 t_D | 上昇時間 t_U | 休止時間 t_S |
|-----|--------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------|--------------------------------------------|
| 計測1 | $t=1.85h$ $\sigma^2=13.4^2$ $n=185$ $r=0.960$ | $t=2.54h$ $\sigma^2=13.3^2$ $n=185$ $r=0.980$ | $t=171.0$ $\sigma^2=154.1^2$ $n=185$ |
| 計測2 | $t=3.52h$ $\sigma^2=10.5^2$ $n=164$ $r=0.940$ | $t=3.71h$ $\sigma^2=11.1^2$ $n=164$ $r=0.928$ | $t=226.1$ $\sigma^2=144.1^2$ $n=399$ |

t : 作業時間 (秒)、 h : 堀削深度 (m)、 σ : 標準偏差、
 n : 計測個数、 r : 相関係数

表-4 1サイクル当たりの旋回・排水・排土時間計測結果

| | 排水時間 t_W | 旋回時間 t_F | 旋回時間 t_B | 排土時間 t |
|-----|------------------------------------------|------------------------------------------|------------------------------------------|------------------------------------------|
| 計測1 | $t=14.8$ $\sigma^2=7.80^2$ $n=772$ | $t=11.5$ $\sigma^2=2.30^2$ $n=838$ | $t=9.80$ $\sigma^2=2.60^2$ $n=876$ | $t=24.0$ $\sigma^2=12.8^2$ $n=775$ |
| 計測2 | $t=8.4$ $\sigma^2=2.68^2$ $n=396$ | $t=12.7$ $\sigma^2=2.59^2$ $n=398$ | $t=14.2$ $\sigma^2=2.31^2$ $n=398$ | $t=36.1$ $\sigma^2=6.00^2$ $n=398$ |

t : 作業時間 (秒)、 σ : 標準偏差、 n : 計測個数、
 r : 相関係数

「掘削」に関するものであり両側がすでに掘削されている「ラップ掘削」については言及していない。

(3) 計測結果に関する考察

a) パケットの昇降時間

本計測時の油圧パケットの昇降はクローラークレーンの主フックおよび補助フックを使用して、それぞれワイヤー2本掛けにて行っている。したがって、機械の仕様から決定される油圧パケットの最高昇降速度 V_{max} はクローラークレーンの主フックおよび補助フックワイヤー速度 W_{max} の $1/2$ である。

油圧パケットの実際の上昇速度を V_u よび下降速度

を V_D とすると、次に示す関係がある。

$$V_u = k_u V_{max}, \quad V_D = k_D V_{max} \dots \dots \dots (4)$$

計測結果から、 k_u , k_D の値は表-7のとおりである。

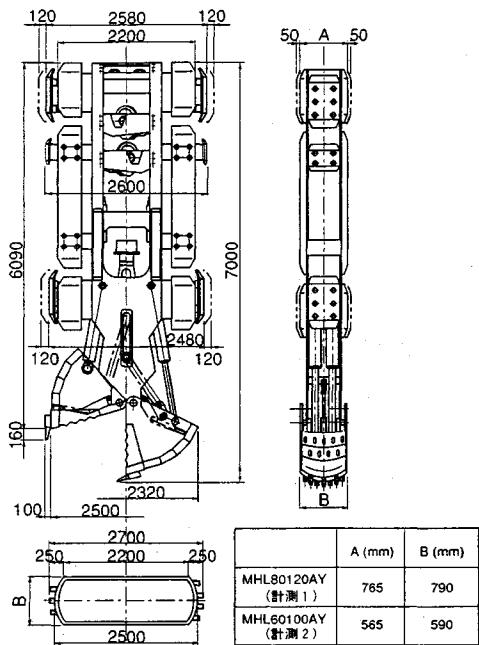


図-5 油圧バケット MHL80120AY (計測 1)

表-5 N サイクル当たりの純掘削時間の計測結果

| | 沖積砂質土 S | 沖積粘土 C | 洪積砂れき 土 G |
|------|------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------|
| 計測 1 | $T_E = 170.1N$ $\sigma^2 = 366^2$ $n = 175$ $r = 0.985$ | $T_E = 140.6N$ $\sigma^2 = 1217^2$ $n = 205$ $r = 0.890$ | $T_E = 194.2N$ $\sigma^2 = 784^2$ $n = 325$ $r = 0.980$ |
| 計測 2 | $T_E = 152.0N$ $\sigma^2 = 967^2$ $n = 396$ $r = 0.980$ | $T_E = 121.4N$ $\sigma^2 = 801^2$ $n = 396$ $r = 0.940$ | |

T_E : N サイクル当たりの純掘削時間 (秒)
 σ : 標準偏差
 n : 計測個数、 r : 相関係数

表-6 N サイクル当たりの掘削長の計測結果

| | 沖積砂質土 S | 沖積粘土 C | 洪積砂れき 土 G |
|------|-------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|
| 計測 1 | $L_N = 0.364N$ $\sigma^2 = 4.57^2$ $n = 175$ $r = 0.990$ | $L_N = 0.338N$ $\sigma^2 = 4.90^2$ $n = 205$ $r = 0.990$ | $L_N = 0.277N$ $\sigma^2 = 7.14^2$ $n = 325$ $r = 0.980$ |
| 計測 2 | $L_N = 0.407N$ $\sigma^2 = 2.45^2$ $n = 396$ $r = 0.950$ | $L_N = 0.404N$ $\sigma^2 = 2.05^2$ $n = 396$ $r = 0.990$ | |

L_N : N サイクル当たりの掘削長 (m) 、 σ : 標準偏差
 n : 計測個数、 r : 相関係数

同表から明らかなように、クレーンの仕様から決定されるバケットの最高昇降速度 V_{max} の 70% 程度がバケットの実昇降速度の平均である。

次に以上の計測結果から、バケットの昇降時間を加速

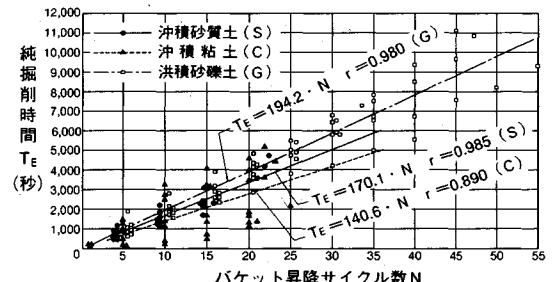


図-6 バケット昇降サイクル数と純掘削時間の関係 (計測 1)

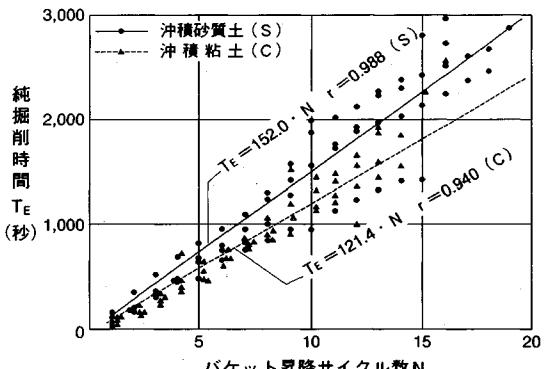


図-7 バケット昇降サイクル数と純掘削時間の関係 (計測 2)

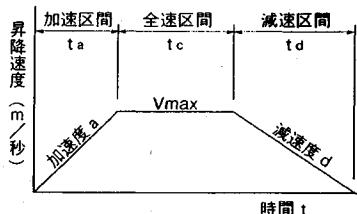


図-8 バケット昇降の時間～速度線図

時間 (t_a)、定速時間 (t_c) および減速時間 (t_d) に分類する (図-8 参照)。

バケットの上昇時間を T_U 、下降時間を T_D 、加速度を a 、減速度を d 、バケットの巻き上げ・巻き降ろし距離を h とすると以下の関係が成立する。

$$T_U, T_D = t_c + t_a + t_d$$

$$\begin{aligned}
 &= \frac{h}{V_{max}} - \frac{1}{2} \cdot V_{max} \cdot \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{d} \right) \\
 &+ V_{max} \cdot \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{d} \right) \\
 &= \frac{h}{V_{max}} + \frac{1}{2} \cdot V_{max} \cdot \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{d} \right) \quad (5)
 \end{aligned}$$

表-8 より掘削深度の大きい計測 1 と掘削深度の比較的小さい計測 2 ではバケットの加速・減速時間は大きく異なっていることが分かる。

さらに全掘削長の 1/2 の掘削深度に対するバケットの昇降時間に対する変動係数を表-9 に示す。掘削深度

$L/2$ に対するバケットの昇降時間の変動係数は25~35%程度である。

b) バケットの旋回・排水・排土時間

バケットの旋回時間について旋回角度との相関性を調査した結果、表-10のとおりであった。以上の結果より、旋回角度と旋回時間の相関は低いものと判断できる。

この理由としては、

- ① 旋回速度はオペレーターの個人差により左右され、バラツキが大であること
- ② 旋回・排水・排土時間の区別が明確でないことが考えられる。

したがって、旋回角度に関係なく旋回時間の計測結果を整理するとともに、②の理由を考慮して、1サイクル当たりの旋回・排水・排土の合計時間(t_A)、標準偏差(σ_A)および変動係数(CV)を求める。

$$\text{計測1: } t_A = t_w + t_F + t_B + t_o$$

$$= 14.8 + 11.5 + 9.8 + 24.0 = 60.1 \text{ 秒}$$

$$\sigma_A^2 = 7.8^2 + 2.3^2 + 2.6^2 + 12.8^2 = 15.3^2$$

$$CV = (15.3 / 60.1) \times 100 = 25.5\%$$

$$\text{計測2: } t_A = 8.4 + 12.7 + 14.2 + 36.1 = 71.4 \text{ 秒}$$

$$\sigma_A^2 = 2.7^2 + 2.6^2 + 2.3^2 + 16.0^2 = 16.6^2$$

$$CV = (16.6 / 71.4) \times 100 = 23.2\%$$

今回行った2計測の結果から、バケットの旋回時間・バケットからの排土・排水時間は60~70秒、変動係数25%程度であることが分かる。

c) 純掘削時間

① 1サイクル当たりのバケットの積込み率 μ

1サイクル当たりのバケットのつかみ土量 V_E は、バケット容量 V_B 、バケットの刃先に作用する荷重、刃先形状、掘削速度、土質等の影響を受ける。 V_E と V_B の比 μ はバケット内への掘削土の積込み率を表し、次式にて表すことができる。

$$\mu = \frac{V_E}{V_B} = \frac{(1+\alpha) \cdot \beta \cdot a_1 \cdot b_1 \cdot l}{V_B} \quad (6)$$

ここに、 α :溝壁の余掘り率

β :地山に対するバケット内掘削土についての土量変化率、一般土工の土量変化率とは値を異にする。

ここでは $\beta=1.0$ を採用する。

a_1 :バケット長さ(m)

b_1 :バケットの幅(m)

l :1サイクル当たりの掘削長

計測1および計測2について土質別に μ を求めたものが表-11である。同表より積込み率 μ は、沖積砂質土および冲積粘土の場合は80~90%程度であり、洪積砂礫土の場合は70%程度であることが分かる。

② 1m³当たりの純掘削時間

表-7 油圧バケットの昇降速度

| 計測名 | 使用グレーン | V_{max} m/min | V_{max} m/min | V_u m/min | V_d m/min | k_u | k_d | 平均 |
|-----|-----------------------|--------------------|--------------------|----------------|----------------|-------|-------|-----|
| 計測1 | LS-118RH ₅ | 80 | 40 | 23.6 | 32.4 | .59 | .81 | .70 |
| 計測2 | LS-118RH ₂ | 50 | 25 | 16.2 | 17.0 | .65 | .68 | .67 |

表-8 油圧バケットの加速・減速時間

| | L | T _D | T _U | L/V _{max} | 下階時の $t_a + t_d$ | 上階時の $t_a + t_d$ |
|-----|-------|----------------|-----------------|-------------------------|----------------------------|----------------------------|
| 計測1 | 42.0m | 1.85L =77.7 | 2.54L =106.7 | 42/(40 =60)= 63 | 2×(77.7 -63)= 29.4 | 2×(106.7 -63)= 87 |
| 計測2 | 17.0m | 3.52L =59.8 | 3.71L =63.1 | 17/(25 =60)= 40.8 | 2×(59.8 -40.8)= 38.0 | 2×(63.1 -40.8)= 44.6 |

$$\text{下階時の } t_a + t_d : 2 \times (T_D - L/V_{max}) (\text{秒})$$

$$\text{上階時の } t_a + t_d : 2 \times (T_U - L/V_{max}) (\text{秒})$$

表-9 $L/2$ の掘削深度に対するバケットの昇降時間の変動係数

| 計測 | 全掘削L | 下階時に対する変動係数 | 上昇時に対する変動係数 |
|-----|-------|--------------------------------|-------------------------------|
| 計測1 | 42.0m | 13.4/(1.85×21.0) X100 =34.5 | 13.3/(2.54×21.0) X100=24.9 |
| 計測2 | 17.0m | 10.5/(3.52×8.75) X100=34.1 | 11.1/(3.71×8.75) X100=34.2 |

表-10 バケットの旋回角度と旋回時間の相関係数

| | $\theta \sim t_F$ の相関係数 | $\theta \sim t_B$ の相関係数 |
|-----|-------------------------|-------------------------|
| 計測1 | -0.043 | 0.580 |
| 計測2 | -0.060 | 0.200 |

表-5に示すNサイクル当たりの純掘削時間 T_E および表-11に示す V_E より、バケットによるつかみ土量1m³当たりの純掘削時間 $t_V = t_E / V_E = T_E / (NV_E)$ を算出し表-12に示す。

t_V は掘削の難易度を表す指標であり、掘削地盤のせん断強度、バケットの刃先荷重(貫入力)等に影響を受けると考えられる。一方、掘削に必要なバケットの所要刃先荷重(貫入力)は掘削地盤のせん断強度にほぼ比例することが確認されている(図-17参照)。したがって t_V を地盤のせん断強度にて整理すると図-9のようになる。すなわち、

$$t_V = t_E / V_E = 30.2 \times S_S + 187.5$$

$$\sigma_V = 37.9$$

ここに、 t_V : 1m³当たりの純掘削時間(秒/m³)

$$\sigma_V: t_V \text{回りの標準偏差(秒/m³)}$$

$$\cdot S_S: 掘削地盤のせん断強度(kgf/cm²)$$

なお、 t_V にはバケットの刃先を地盤に貫入した後にバケットの開閉を小刻みに繰り返しバケット内に掘削土砂

表-11 パケット内への積込み率 μ

| | 土質 | $I+\alpha$ | β | a_1 | b_1 | I | v_E | v_s | μ |
|-----|----|------------|---------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 計測1 | S | 1.075 | 1.0 | 2.5 | 0.84 | 0.364 | 0.822 | 0.98 | 0.839 |
| | C | 1.079 | 1.0 | 2.5 | 0.84 | 0.338 | 0.766 | 0.98 | 0.781 |
| | G | 1.148 | 1.0 | 2.5 | 0.84 | 0.277 | 0.668 | 0.98 | 0.682 |
| 計測2 | S | 1.100 | 1.0 | 2.5 | 0.60 | 0.407 | 0.672 | 0.74 | 0.908 |
| | C | 1.030 | 1.0 | 2.5 | 0.60 | 0.404 | 0.624 | 0.74 | 0.843 |

表-12 パケットによるつかみ土量 1 m³当たりの純掘削時間(秒)

| | 土質 | S_s | t_E | v_E | t_E/v_E |
|-----|----|-------|-------|-------|-----------|
| 計測1 | S | 1.55 | 170.1 | 0.822 | 206.9 |
| | C | 0.30 | 140.6 | 0.766 | 183.6 |
| | G | 2.83 | 194.2 | 0.668 | 290.7 |
| 計測2 | S | 0.19 | 152.0 | 0.672 | 226.2 |
| | C | 0.49 | 121.4 | 0.624 | 194.5 |

S_s : 地盤の平均せん断強度 (kgf/cm²)
 t_E/v_E : つかみ土量 1 m³当たりの純掘削時間(秒/m³)

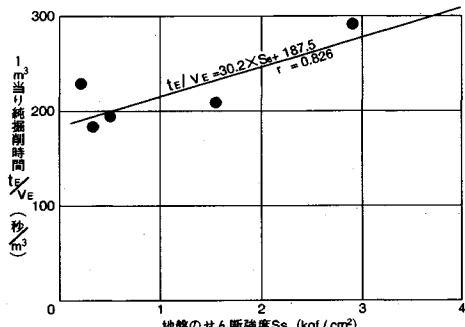


図-9 地盤のせん断強度と純掘削時間の関係

を積み込み動作、いわゆるチョッピングの時間が含まれている。

d) 休止時間

「掘削」作業中の所定の掘削精度を確保するための調整ジャッキの操作時間、排土用ダンプの待時間、油圧パケットを掘削位置に誘導するための時間、修正掘削の時間等が本休止時間に含まれる。

本休止時間は掘削作業条件に大きく影響を受ける。また、連壁掘削は同じ作業の繰り返しであるためオペレーターの熟練度・施工数量にも影響を受ける。したがって、休止時間を一般化することは非常に難しいと思われる。

計測1はわが国における最小断面の連壁基礎が含まれており、掘削深度も大きく高精度の掘削が要求された連壁工事であったが、表-3より明らかなように掘削作業中の休止時間は結果的には計測2の60%程度に納まっている。この理由は連壁基礎の基数が23基と多く、オペレーターの熟練度が掘削進行とともに増し、休止時間

が短縮されたものと考えらえる。

4. 油圧パケットによる掘削の理論的考察

(1) 油圧パケットの掘削機構

掘削には、ブルドーザやスクレーパ等の平刃による掘削にみられる掘削深さが変化しない「定常掘削」とパケットやクライムシェル等の掘削にみられる掘削深さが時間的に変化する「非定常掘削」と分類できる³⁾。

実際の掘削機械は、「非定常掘削」機構を有しているものが多いにもかかわらず、その詳細な機構は未だ明確にされていない。特に刃先の軌跡については、掘削深さが変化するため今まで解明が困難であった。しかし、刃先の軌跡を正確に求めることができれば、掘削機構の解明が可能であり掘削土量も算定することができる。

今回、パケットの刃先の軌跡を「非定常掘削」の基礎的な室内実験結果⁴⁾に基づいて明確にし、油圧パケットの刃先の貫入力と掘削土量・地盤のせん断強度との関係を導きだす。

「非定常掘削」における刃先の軌跡は、すくい角 α に対する刃先の貫入力 P_α 、鉛直掘削抵抗 V 、貫入抵抗係数 b 、掘削深さ t および掘削距離 X の関係として次式で与えられる(図-10参照)。

$$P - V = bt \frac{dt}{dX} \quad (8)$$

上式を積分すれば、掘削刃先の軌跡が得られ、掘削土量を算定することができる。

(2) 掘削土量および所要貫入力の算定

パケットによる掘削において、掘削距離 X および刃先のすくい角 α は時間とともに変化する。すくい角 α と掘削距離 X の関係を図-11に示す。

まず、全掘削距離(パケット長 2700 mm の 1/2)を対応するすくい角の掘削範囲に分類する。パケット刃先角は 20° であるため初期状態で斜面が地盤と垂直になるようにすれば、すくい角 -20° から掘削が開始される。以下すくい角が 10° ずつ変化するものとして全掘削距離を 9 分割すれば最終地点(パケットが完全に閉じる点)においてすくい角は 70° となる。最終地点はすくい角は 70° であるが実際には掘削完了地点であるため 60° にて代表され、-20° から 10° 刻み 60° までの 9 ケースについて行われた室内実験結果⁴⁾が適用できる。

各すくい角 α に対応する掘削距離 X の関係を表-13 に示す。

各すくい角 α に対する貫入抵抗係数 b 、初期貫入深さ t_0 を上記実験結果より求め、貫入力 P_α に対する掘削距離 X と掘削深さ t の関係を SIMPSON の数値積分を用いて算定する。仮定した貫入力 P_α に対する掘削深さ t の軌跡を求め、掘削距離 $X-t$ 式を積分して掘削土量を算定した。例えば計測1における土質 C に関する $X-t$

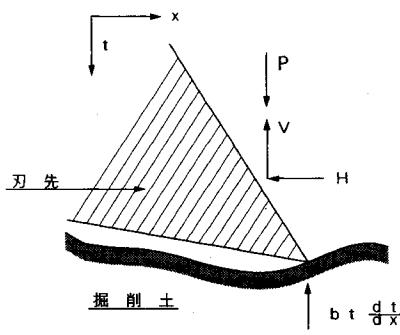
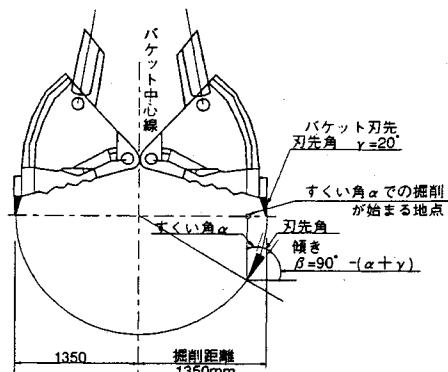


図-10 非定常掘削

図-11 バケット掘削におけるすくい角 α と掘削距離の関係

曲線を図-12に示す。

以上の手順により貫入力 P_α と掘削土量 V_E を求めたものが図-13および図-14である。

これらの結果に基づき求められた実掘削土量 V_E に対する刃先の軌跡を図-15および図-16に示す。

また、 V_E に対応する掘削時の刃先貫入力 P_α を表-14に示す。同表より明らかであるが、せん断強度が小さい地盤に対してはバケット重量の数%の荷重にて掘削され、ほとんどの荷重は姿勢制御のため、ワイヤにて懸垂されているものと推定される。地盤のせん断強度が増加するにしたがって、 P_α は大きくなり、刃先貫入力のバケット自重に対する割合 P_α/P_{\max} が増加していることが分かる。

図-17に地盤のせん断強度 S_s と計測結果より得られた1サイクル当たりのバケットの掘削土量 V_E に対応する油圧バケットの刃先貫入力 P_α との関係を示している。同図より $S_s \sim P_\alpha$ の関係は次式に示すようにほぼ比例的な関係があることが分かる。

$$P_\alpha = 19.9 \times S_s^{0.896}, r=0.996 \text{ (相関係数)} \dots \dots \dots (9)$$

なお、本理論解は全断面掘削に関するものであり両側がすでに掘削されているラップ掘削に関しては適用できない。

5. 掘削作業能率の算定式

(1) 算定式の誘導手順

掘削作業能率の算定式を前述の計測結果および理論的考察に基づき図-18に示す手順に従って誘導する。

(2) 掘削時間算定式の誘導

$\pm 1\sigma$ 範囲における掘削時間の算定式を以下に示す。

a) サイクル数 (N)

$$N = \frac{(1+\alpha) \cdot \beta \cdot a_1 \cdot b_1 \cdot L}{V_E} \dots \dots \dots (10)$$

ここに、

$V_E = \mu V_B$, 沖積地盤の場合 $\mu = 0.8 \sim 0.9$

洪積地盤の場合 $\mu = 0.7$ を採用する。

b) バケット昇降時間 (t_U+t_D)

表-13 すくい角 α と掘削距離 X

| α | X (cm) | α | X (cm) |
|----------|-----------|----------|-------------|
| -20° | 0.0-2.1 | 30° | 48.2-67.5 |
| -10° | 2.1-8.1 | 40° | 67.5-58.8 |
| 0° | 8.1-18.1 | 50° | 88.8-111.6 |
| 10° | 18.1-31.6 | 60° | 111.6-135.0 |
| 20° | 31.6-48.2 | | |

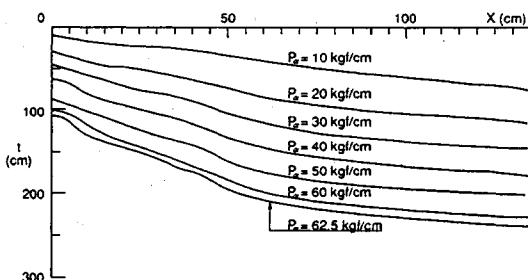
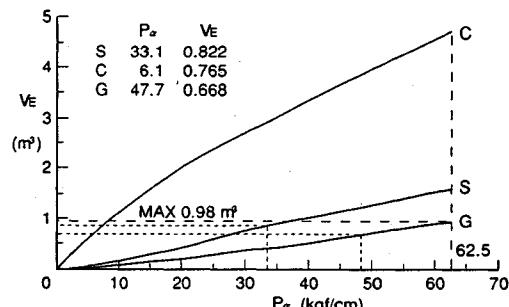


図-12 刃先貫入力と刃先の軌跡の関係 (計測 1・土質 C)

図-13 油圧バケットの貫入力 P_α と掘削土量 V_E の関係 (計測 1)

$k_U = k_D = 0.7$, 変動係数 30% (3 (3) a 参照) を採用すると,

$$t_U + t_D = (L/0.7V_{\max}) \pm 0.3(L/0.7V_{\max}) \text{ (秒)} \dots \dots \dots (11)$$

c) 旋回・排水・排土 (t_A)

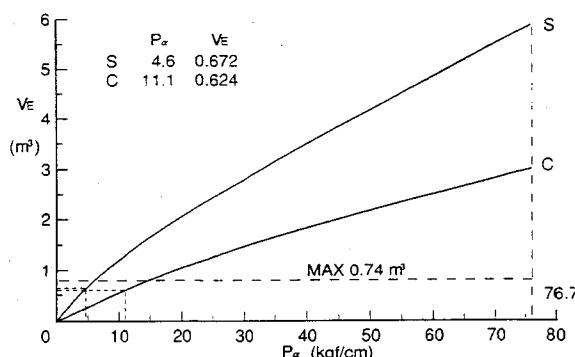


図-14 油圧パケットの貫入力 P_a と掘削土量 V_E の関係
(計測 2)

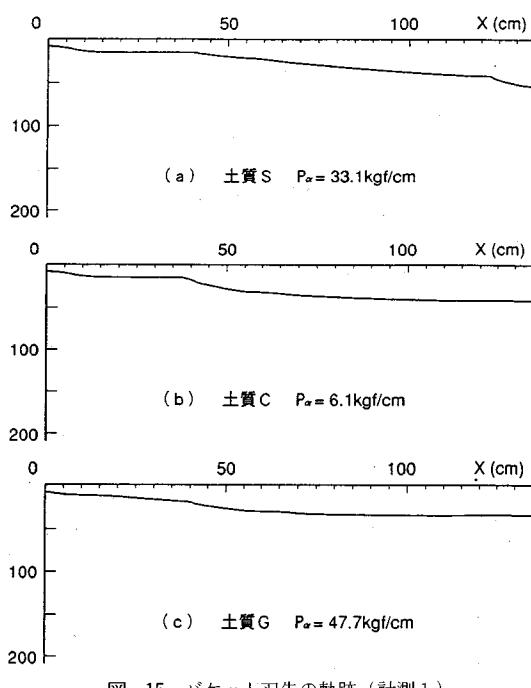


図-15 バケット刃先の軌跡（計測 1）

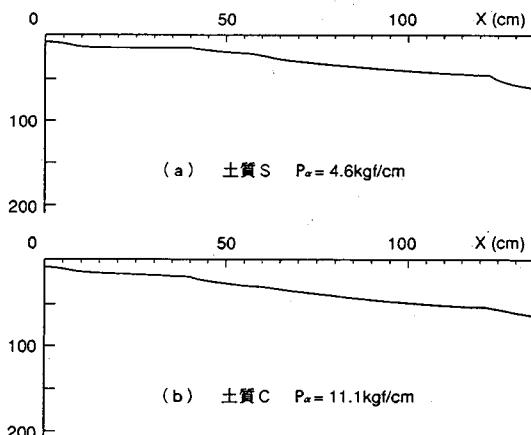


図-16 バケット刃先の軌跡（計測 2）

表-14 掘削時の刃先貫入力 P_a (kgf/cm)

| | 土質 | S_s | P_{max} | P_k | P_k/P_{max} |
|-----|----|-------|-----------|-------|---------------|
| 計測1 | S | 1.55 | 62.5 | 33.1 | 0.53 |
| | C | 0.30 | 62.5 | 6.1 | 0.10 |
| | G | 2.93 | 62.5 | 47.7 | 0.76 |
| 計測2 | S | 0.19 | 76.7 | 4.6 | 0.06 |
| | C | 0.49 | 76.7 | 11.1 | 0.14 |

S_s : 地盤のせん断強度 (kgf/cm²)
 P_{max} : パケット重量による刃先貫入力 (kgf/cm)
 P_d : 挖削時の刃先貫入力 (kgf/cm)

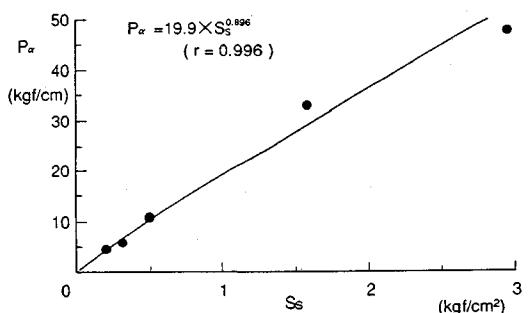


図-17 地盤のせん断強度 S_s と油圧パケットの刃先貫入力 P_α の関係

計測結果(3(3)b)参照)より次式にて表される。ただし、変動係数として25%を採用する。

d) 純掘削時間 (t_E)

バケットによるつかみ土量 1m^3 当たりの純掘削時間 t_V は図-9より次式にて表される。

$$t_V = t_E / V_E = 30.2 \times S_s + 187.5 \pm 37.9 \text{ (秒)} \dots\dots\dots(13)$$

e) 休止時間 (t_s)

掘削作業中の休止時間を一般的に表現することは困難であるが計測1, 2の結果に基づき次のとおりとする。

(3) 挖削時間算定例

図-19に示す連壁工事を対象として上記の算定式(10)～(14)式に基づき掘削業能率を算定し、実施工に基づく実績値と比較する。なお、使用バケットはMHL80120AY、使用クレーンはLS-118RH5である。

a) パケットの所要貫入力 P_α の推定

掘削地盤の最大せん断強度は 1.6 kgf/cm^2 である。したがって、バケットの所要貫入力 P_a は図-17 より次のとおりである。

$$P_\alpha = 19.9 \times S_S^{0.896} = 37.0 \text{ kgf/cm}$$

したがって、油圧バケット MHL80120AY（最大貫入力 62.5 kgf/cm²）にて掘削可能である。

地盤のせん断強度より所要刃先貫入力 P_o を算出し使用バケットを選定する (図 17 参照)

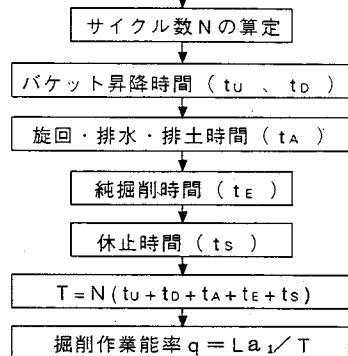


図-18 掘削作業能率の誘導手順

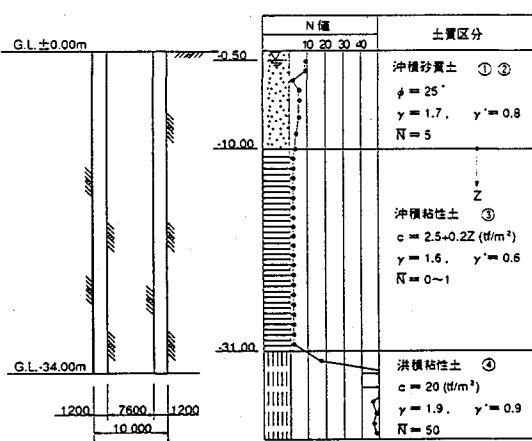


図-19 土質柱状図(ケーススタディ)

b) サイクル数 N の算定

サイクル数は式 (10) より表-15 に示すとおり算出できる。

c) バケット昇降時間

$$t_D + t_U = L / (0.7 V_{max}) \pm 0.3 L / (0.7 V_{max})$$

$$= \frac{17 \times 60}{0.7 \times 40} \pm \frac{0.3 \times 17 \times 60}{0.7 \times 40} = 36 \pm 11$$

$$T_D + T_U = (t_D + t_U)N = (36 \pm 11) \times 97$$

$$= 3492 \pm 1067 \text{ (秒)}$$

d) バケット旋回・排水・排土時間

式 (12) より

$$t_A = 65 \pm 0.25 \times 65 = 65 \pm 16 \text{ (秒)} を採用する。$$

$$T_A = t_A N = (65 \pm 16) \times 97$$

$$= 6,305 \pm 1,552 \text{ (秒)}$$

e) 純掘削時間

純掘削時間は式 (13) を使用して表-16 のとおり算定される。

f) 休止時間

掘削作業中の休止時間は式 (14) より次式にて表され

表-15 サイクル数 N の算定

| 層区分 | 層厚 | $1 + \alpha$ | V_i (m ³) | V_E (m ³ /サイクル) | N |
|-----|------|--------------|----------------------------|---------------------------------|----|
| ① | 0.5 | 1.075 | 1.75 | 1.2 | 2 |
| ② | 9.5 | 1.075 | 30.6 | 1.2 | 26 |
| ③ | 21.0 | 1.075 | 67.7 | 1.2 | 57 |
| ④ | 3.0 | 1.200 | 10.8 | 0.9 | 12 |
| | | | | $\Sigma N = 97$ | |

V_i : 各層毎の掘削土量 (m³)

V_E : 1 サイクル当たりの掘削土量 (m³/サイクル)

$\mu = 0.9$ (層①~③) 及び 0.7 (層④) を採用

バケット長 $a = 2.5$ m, バケット幅 $b = 1.2$ m

N : V_i / V_E 以上の最小の整数

表-16 純掘削時間 t_E

| 層区分 | S_s (kgf/cm ²) | t_v | V_E | t_E | N | T_E |
|-----|---------------------------------|----------|-------|----------|-----------------|------------------|
| ① | 0.02 | 188 ± 38 | 1.2 | 226 ± 46 | 2 | 452 ± 92 |
| ② | 0.22 | 194 ± 38 | 1.2 | 233 ± 46 | 26 | 6,058 ± 1,196 |
| ③ | 0.46 | 201 ± 38 | 1.2 | 241 ± 46 | 57 | 13,737 ± 2,822 |
| ④ | 2.00 | 248 ± 38 | 0.9 | 223 ± 34 | 12 | 2,676 ± 403 |
| | | | | | $\Sigma N = 97$ | $22,923 = 4,318$ |

$T_E = N t_E$: N サイクル当たりの純掘削時間 (秒)

表-17 掘削作業能率の推定値と実績値

| | 推 定 値 | 実 繢 値 |
|-----------------------|---------------------|------------|
| N | 97 | 104 |
| $T_U + T_D$ (秒) | $3,492 \pm 1067$ | 2,950 |
| T_A (秒) | $6,305 \pm 1552$ | 4,500 |
| T_E (秒) | $22,923 \pm 4,318$ | 19,250 |
| T_S (秒) | $19,400 \pm 11,640$ | 10,380 |
| T (秒) | $52,120 \pm 18,570$ | 37,080 |
| (精度) | (14.5 ± 5.2) | (10.3) |
| q (m ³ /緯) | $4.3 \sim 9.1$ | 8.2 |

る

$$T_S = t_S N = (200 \pm 120) \times 97 = 19,400 \pm 11,640 \text{ (秒)}$$

g) 合計掘削時間

$$T = T_D + T_U + T_A + T_E + T_S$$

$$= 52,120 \pm 18,570 \text{ (秒)} = 14.5 \pm 5.2 \text{ (時間)}$$

h) 掘削作業能率の算定

$$q = \frac{L \times a_1}{T} = \frac{34 \times 2.5}{19.7 \text{ あるいは } 9.3}$$

$$= 4.3 \sim 9.1 \text{ m}^3/\text{hr}$$

i) 掘削作業能率の実績値との比較

表-17 に上記ケイスタディによる算定値と実績値の比較を示す。

表一七より、掘削作業能率の実績値は $\pm 1\sigma$ 範囲の算定式の範囲内にあること、休止時間の実績値は算定値と大きく異なっているが実掘削が順調に行われたことを示している。

6. まとめ

地中連続壁の油圧バケットによる「掘削」作業サイクルを特殊ビデオを用いて計測し、計測結果を統計的に整理することにより掘削作業能率の構成要因を分析した。また、油圧バケットによる掘削を「非定常掘削」問題としてとらえ地盤のせん断強度と所要貫入力との関係を掘削時の油圧バケットの刃先の軌跡を求めるこにより誘導した。本論文で得られた結論は次のとおりである。

- ① 油圧バケットによる掘削作業能率は式(10)～(14)より算定することができる。
- ② 油圧バケットによる 1m^3 当たりの純掘削時間 $t_V = t_E/V_E$ (秒/ m^3) と地盤のせん断強度 S_s (kgf/cm^2) の間には次式の関係があることが判明した。

$$t_V = t_E/V_E = 30.2 \times S_s + 187.5$$
- ③ 通常の掘削時の油圧バケットの刃先貫入力 P_α (kgf/cm^2) と地盤のせん断強度 S_s (kgf/cm^2) の間には次式の関係があることが判明した。

$$P_\alpha = 19.9 \times S_s^{0.896}$$

本論文では「全断面掘削」を対象としているが、「ラップ掘削」に関しても本文に述べている計測1および計測2から、1ガット当たりの掘削面積にほぼ比例して掘削時間が短縮されるという結果が得られている。

また掘削作業能率を左右する大きな要因として掘削精度があると思われる。本文で誘導した掘削作業能率の算定式は計測1および計測2に基づくものであり、それらの掘削精度は $1/500 \sim 1/800$ であった。

今後、「ラップ掘削」や「掘削精度」の影響を考慮して多くの実績に基づき掘削作業能率に関する算定式を確立していく必要がある。

本研究に関して御指導、御協力頂いた阪神高速道路公団神戸建設事務所の関係各位に感謝の意を表する。

参考文献

- 1) 細井武・小堀田勉・土井幸夫・長野敏郎・笠松照親・石田忠：DIA-WIN工法による地下連続壁施工時の計測と解析、西松建設技報、Vol.15, pp.44~48, 1992.
- 2) 岸値卓郎：理論・応用統計学、養賢堂, pp.91~107, 1972.
- 3) 畠昭治郎：土の掘削について、建設機械、Vol.19, No.4, pp.30~35, 1983.
- 4) 室達朗・渡辺裕明：軟岩の非定常掘削における刃先の軌跡、愛媛大学工学紀要、12巻3号, pp.145~154, 1992.

(1992.12.10受付)

CONSIDERATION ON EFFICIENCY OF DIAPHRAGM WALL EXCAVATION

Takeshi HOSOI, Toshiro NAGANO and Tatsuro MURO

The time for one complete cycle of diaphragm wall excavation by hydraulic bucket was monitored using a special video camera and determined statistically.

A theoretical analysis of the excavation by hydraulic bucket as a variable excavation problems was also done.

Combining the monitored results and theoretical analysis an estimatin method of the efficiency of diaphragm wall excavation has been proposed.