

大発破の装薬量計算に就いて

(昭和33年5月12日受理)

広瀬 定治・坂本 勝一

(旭化成延岡工場)

1. 緒言

電源開発現場において大発破が広く実施されているが、大発破の文献は装薬量の計算に就いては1~2葉室程度の最も簡単な場合の説明をしているに過ぎない。しかるに原石山の地形は大発破の度毎に変形して葉室と最小抵抗線との関係は必ずしも一律でなく複雑している場合が少なくない。従つて従来の実施例を見ると、一般的な計算方式がないためにその実施者の経験により装薬量が適当に決定されてそれを算出した具体的な説明は何等示されていない。例えば Explosives Engineer に大発破の実施例が時折掲載されているが、最も大事な装薬量を如何にして計算したかについては未だ且て言及した例がない。筆者も初期の頃は Hauser の式を基礎にして適当に装薬量を決めた時期もある。その間に土木業者と協力して行つた多くの実施例を集録し、これを基礎にして次の様な一般的計算方式を案出し、以後の大発破は総てこの式に従つて装薬量を計算している。

2. 全装薬量計算法

大発破では衝撃波により原石山に亀裂を生じたり原石を破砕するというより爆薬のエネルギーの大部分は原石の移動に消費されると見るのが妥当と思われる。尚ここで附言したいことは最近の発破の討論の中心が衝撃波による岩石の亀裂の発生過程に焦点が置かれているが、少くとも大発破においては原石山に亀裂のみが入つただけで原石の崩壊が充分でなければ採石作業は不可能であり大発破の目的を達していないことを忘れてはならない。筆者が経験し見聞した実施例を見るに中には原石の崩壊が充分でなく、山に亀裂が入つただけで却つて危険で近寄れないに拘らず、各葉室を手落ちなく起爆したことを以て大発破が成功したと称し、しかも採石量を過大に評価して原石 1m³ 当りの火薬の使用量の少ないことを誇示している例がある。筆者の計算式はあくまで実験式であり原石の崩壊及び移動が充分であつて採石作業が容易であることを

前提としている。この考えに基いて Hauser の式が装薬量は採石量に比例するという考えと、斉発発破の場合は一般に葉室間隔を最少抵抗線に等しく採るのが通常であるという従来の発破実績を適用して計算式を導いた大発破を一葉室で実施することは採石量が少なく、能率も良くないので数葉室を設けて実施するのが普通である。そして原石山の立地条件からして切羽面には凹凸があつて各葉室の最小抵抗線の値が異なる場合が多い。この一般の場合の計算法を示すと、ここに A B 線に数葉室を設けて D 米の幅に亘つて大発破を実施するものとする。A B を等間隔 (何 m にても差支へない) に n 等分し、各点の最小抵抗線を $\omega_1, \omega_2, \omega_3, \dots, \omega_{n+1}$ 米とすれば、幅 A B を採石するに要する全装薬量 L は次の算術的積分にて求める。

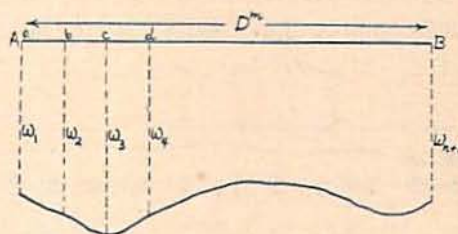


Fig. 1

$$L_1 = C \times \omega_1^3 \times \left(1 + \frac{D}{\omega_1}\right)$$

$$L_2 = C \times \omega_2^3 \times \left(1 + \frac{D}{\omega_2}\right)$$

$$L_3 = C \times \omega_3^3 \times \left(1 + \frac{D}{\omega_3}\right)$$

$$\dots\dots\dots$$

$$L_{n+1} = C \times \omega_{n+1}^3 \times \left(1 + \frac{D}{\omega_{n+1}}\right)$$

$$L = \frac{L_1 + L_2 + L_3 + \dots + L_{n+1}}{n+1} \quad (1)$$

そしてこの全装薬量 L を分配するには各葉室の最小抵抗線の三乗比に按分すればよい。即ち Fig. 1 におい

て a, b, c, \dots を薬室と仮定すれば

$$a : b : c : \dots = \omega_1^3 : \omega_2^3 : \omega_3^3 : \dots$$

の比率に按分すればよい。なお両端にある薬室は中間に位する薬室より荷重が大きいかかってくるので下記の三乗比に配分した薬量では弱装気味となるので中間の各薬室より多少装薬を割いて両端の装薬量を多くしなければならない。なおその程度であるが薬室間隔の採り方によつても異なる故、普遍的な方法はないが、その薬室に就いての C の値が $0.30 \sim 0.40$ になるような装薬量であればよい。(後の実施例を参照されたい。)

なお幅 AB に亘つて各薬室の最小抵抗線が一様であれば計算は簡単で次の通りになる。

$$L = C \times \omega^3 \times \left(1 + \frac{D}{\omega}\right) \quad (2)$$

C の値に就いては岩質の硬軟及び使用した爆薬により多少異なるが $0.4 \sim 0.5$ にとるのが普通である。

3. 実施例

(1) 綾川ダム(熊谷組, 31.7.25) の例を挙げると、実際は図2のように二重翼の三階段であるが、一階段の薬量計算(二階段、三階段も計算は全く同じ)を示すと(1)式より次の通りである。

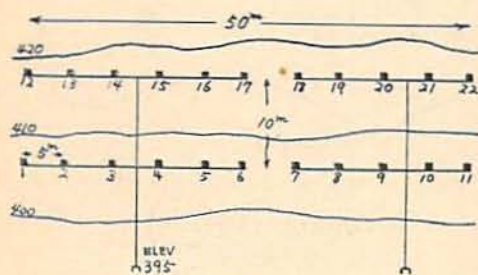


fig 2

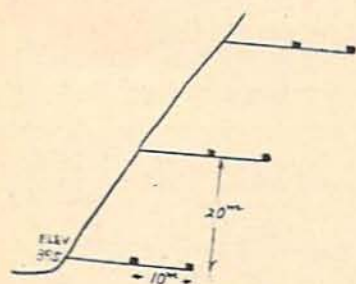


fig 2'

薬室	ω	薬室	ω
1	10.8m	12	10.0m
2	10.1	13	10.0
3	10.3	14	10.0
4	9.0	15	10.0
5	9.4	16	10.0
6	10.3	17	10.0
7	10.0	18	10.0
8	9.1	19	10.0
9	8.2	20	10.0
10	9.6	21	10.0
11	11.0	22	10.0

$$l_1 = 0.50 \times 10.8^3 \times \left(1 + \frac{50}{10.8}\right) = 3546$$

$$l_2 = 0.50 \times 10.1^3 \times \left(1 + \frac{50}{10.1}\right) = 3065$$

$$l_3 = 0.50 \times 10.3^3 \times \left(1 + \frac{50}{10.3}\right) = 3196$$

$$l_4 = 0.50 \times 9.0^3 \times \left(1 + \frac{50}{9.0}\right) = 2389$$

$$l_5 = 0.50 \times 9.4^3 \times \left(1 + \frac{50}{9.4}\right) = 2624$$

$$l_6 = 0.50 \times 10.3^3 \times \left(1 + \frac{50}{10.3}\right) = 3196$$

$$l_7 = 0.50 \times 10.0^3 \times \left(1 + \frac{50}{10.0}\right) = 3000$$

$$l_8 = 0.50 \times 9.1^3 \times \left(1 + \frac{50}{9.1}\right) = 2447$$

$$l_9 = 0.50 \times 8.2^3 \times \left(1 + \frac{50}{8.2}\right) = 1955$$

$$l_{10} = 0.50 \times 9.6^3 \times \left(1 + \frac{50}{9.6}\right) = 2746$$

$$l_{11} = 0.50 \times 11.0^3 \times \left(1 + \frac{50}{11.0}\right) = 3690$$

$$L = \frac{l_1 + l_2 + l_3 + \dots + l_{11}}{11} = 2896 \text{ kg}$$

即ち 2896 kg が前列の装薬量であり、No. 1~11 の各薬室に次の比率で薬量を按分した。

$$1 : 2 : 3 : \dots : 11$$

$$= 10.8^3 : 10.1^3 : 10.3^3 : \dots : 11.0^3$$

この計算にて No. 1 及び 11 の薬室は各 299 kg 及び 305 kg となるが、前項で述べたように $C=0.30$ として計算し、No. 1 は $L=0.30 \times 10.8^3=378 \text{ kg}$ 、No. 11 は $L=0.30 \times 11^3=399 \text{ kg}$ を装薬し不足分は中間の各薬室より割いて持つてきた。なおこの大発破は一段

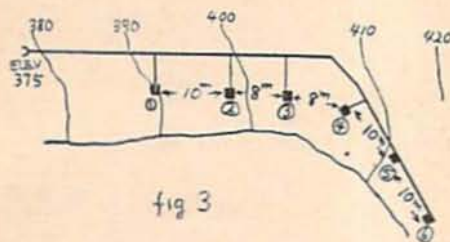
発電電管を用いて前列は一段発、後列は10段発にて起爆した。

二重翼による大発破の方法は文献に図面は載っているが最小抵抗線の採り方や装薬量の計算法に就いては何等言及していない。筆者は二重翼の場合は段発電雷管を用いて後列の最小抵抗線は前列までの距離を ω として計算している。そして後列が爆轟する時刻には前列の原石はまだ崩壊の途中にあつて、圧力としてかかってくるので後列のCの値は段発により実施した幾つかの大発破の実績より前列のCの値に比べ40~60%大きくとつている。従つてこの大発破では後列の最小抵抗線は前列までの距離10mを ω として計算しCを0.65にとつて全装薬量を(2)式より求めた。

$$L = 0.65 \times 10.0^3 \times \left(1 + \frac{50}{10.0}\right) = 3900 \text{ kg}$$

これをNo.12~22の各薬室に等分に配分したが、No.12及び22には前列と同じくC=0.30として装薬した。

(2) 芹川ダム(大和土建, 30.11, 12)



薬室	ω	薬室	ω	薬室	ω
1	11m	3	21m	5	25m
2	17	4	23	6	22

$$L_1 = 0.45 \times 11^3 \times \left(1 + \frac{46}{11}\right) = 3103$$

$$L_2 = 0.45 \times 17^3 \times \left(1 + \frac{46}{17}\right) = 8193$$

$$L_3 = 0.45 \times 21^3 \times \left(1 + \frac{46}{21}\right) = 13296$$

$$L_4 = 0.45 \times 23^3 \times \left(1 + \frac{46}{23}\right) = 16425$$

$$L_5 = 0.45 \times 25^3 \times \left(1 + \frac{46}{25}\right) = 19963$$

$$L_6 = 0.45 \times 22^3 \times \left(1 + \frac{46}{22}\right) = 14810$$

$$L = \frac{L_1 + L_2 + L_3 + L_4 + L_5 + L_6}{6} = 12633 \text{ kg}$$

即ち 12,633 kg が求める全装薬量でありこれを各薬室に次の比率で配分した。

$$1 : 2 : 3 : 4 : 5 : 6$$

$$= 11^3 : 17^3 : 21^3 : 23^3 : 25^3 : 22^3$$

この計算では両端のNo.1及び6の各薬室の装薬量は30kg及び2,420kgとなるが、前列と同じくC=0.30としてNo.1には $L=0.30 \times 11^3=399 \text{ kg}$, No.11には $L=0.30 \times 22^3=3194 \text{ kg}$ を装薬し不足分は中間の各薬室より割いて持つてきた。この計算を見ると前列と異つて薬室間隔に多少差異があるのに(1)式を適用したことにより一応疑問が持たれるかも知れない。(1)式を忠実に適用するとすれば薬室線を適当に等間隔に分けて各点の最小抵抗線を測つて計算すればよい訳であるが、実際問題として上の様な計算を行つても全装薬量には殆ど差異のないことは(1)式の計算方法の考え方を理解出来れば容易に納得出来ると思う。(1)式は発破理論から見れば実験式に過ぎないが少くとも大発破を実施する上において筆者はこの式を用いて何等の欠陥に遭遇していない。

原石山は常に作業しているため刻々と変形して薬室配置や地形が設計当初と完成時には屢々違つて来ていることは大発破を担当している人達の常に経験する所である。

4. 装薬量と薬室間隔

大発破においては薬室の最小抵抗線に対応する薬量を集中的に装薬する方法と薬室を分割する方法とがある。分割することは最小抵抗線に対応する装薬量が弱装薬となるため不適當であるとの説もあるが、筆者は分割する方法にて実施している。これは爆発エネルギーの大部分は原石の移動に消費されると考えると薬室を分割させることは原石を均等に移動させるのに好都合であり、弱い個所があつた場合には爆発ガスが突出することを防止することにもなる。筆者の経験では最小抵抗線の大小如何に拘らず薬室間隔は5~10m程度に採ることが望ましく、文献にある様な最小抵抗線と薬室間隔の関係は一次的に考える必要はない。次に最小抵抗線と山丈の関係であるがこれは文献にあるように山丈は2倍程度あることが望ましい。しかし山丈は原石山の立地条件に全く支配されていて必ずしも希望通りの地形が得られない場合が少なくない。従つて実際問題として山丈が余程低くて山の上部より爆発ガスが

No.	岩 質	装 薬 量 kg	採 石 量 m ³	1m ³ 当り 火 薬 量 g	薬 室 数	電 氣 雷 管	発 破 法
1	砂岩, 粘板岩	12,280	30,000	410	6	60	瞬 発
2	♪	2,573	11,000	225	6	32	♪
3	♪	19,186	80,000	240	6	56	♪
4	♪	14,505	60,000	242	4	32	♪
5	♪	7,219	40,000	180	5	40	♪
6	♪	4,505	—	—	3	18	M. S.
7	♪	6,908	27,000	255	6	34	♪
8	砂岩, 粘板岩	3,302	—	—	3	11	瞬 発
9	砂岩, 粘板岩	15,024	60,000	250	14	90	M. S.
10	砂	11,443	38,000	300	6	27	♪
11	砂岩, 頁岩	11,910	42,000	284	9	66	瞬 発
12	砂岩, 千板岩	6,632	23,000	288	12	60	♪
13	砂岩, 粘板岩	3,963	20,000	196	5	28	M. S.
14	♪	4,560	—	—	7	30	瞬 発
15	♪	3,975	—	—	3	22	♪
16	♪	3,365	—	—	11	48	♪
17	巨晶光崗岩	3,092	7,000	442	7	22	M. S.
18	砂	2,188	6,000	367	6	18	段 瞬 発
19	♪	5,317	—	—	5	30	瞬 発
20	安山岩	745	—	—	6	24	♪
21	♪	4,306	—	—	4	24	♪
22	♪	5,875	12,000	480	3	18	♪
23	千板岩	11,745	35,000	336	6	36	♪
24	安山岩	3,195	6,000	535	1	6	♪
25	♪	3,195	8,000	400	1	6	♪
26	♪	2,733	—	—	1	6	♪
27	♪	3,723	—	—	2	12	♪
28	♪	5,321	—	—	2	17	♪
29	砂岩	9,544	30,000	316	56	256	段 発
30	♪	19,095	66,000	290	62	248	♪
31	粘板岩, 安山岩	15,000	40,000	375	16	—	導 爆 線
32	♪	600	11,000	55	—	—	—
33	石英, 斑岩	3,050	23,000	132	—	—	—
34	安山岩	1,382	9,000	154	—	—	—
35	花岗岩	1,460	10,000	146	—	—	—
36	礫硬質上且岩	1,960	29,000	68	—	—	—
37	硬質上且岩	915	15,504	59	—	—	—
38	石英, 粗面岩	56,025	250,000	224	45	—	導 爆 線
39	石英, 粗面岩	5,030	10,000	503	—	—	—
40	石灰岩	3,375	110,000	36	—	—	—
41	♪	1,728	37,000	46	—	—	—
42	♪	3,410	14,500	124	—	—	—
43	♪	9,000	67,000	135	—	—	—
44	安山岩	600	11,000	55	—	—	—
45	石灰岩	35,787	125,000	286	18	—	導 爆 線
46	♪	6,800	69,000	98	4	8	瞬 発
47	♪	15,250	172,000	88	7	24	♪
48	♪	21,600	96,000	226	6	—	導 爆 線
49	♪	27,180	135,000	200	12	48	導 瞬 発
50	玄武岩	36,900	66,000	560	16	—	—
51	♪	11,250	20,000	555	6	—	—
52	♪	8,550	17,000	493	7	—	—
53	石灰石	56,340	165,000	341	41	—	電 氣 雷 管
54	♪	6,300	34,000	185	6	—	—

吹く懸念がない限り山丈に多少の高低があつても大発破の実施には差支へない。最後に筆者は大発破は電気雷管にて起爆しているが、電気雷管と導爆線による起爆法の優劣に就いては此處で触れないことにしたい。

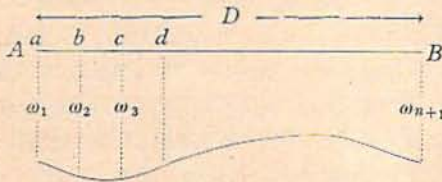
5. 結 言

最後に大発破の資料を集録して見たが、当社が直接間接関係した大発破に就いては鹿島建設、大阪砕石、大和土建、大林組、星野組、熊谷組と協力して行つたものであり、各社関係者に深甚なる謝意を表す。表中 No. 1~31 が当社が関係した大発破である。

Practice in Coyote Blasting

by Sadaji Hirose and Katsuichi Sakamoto

In civil construction, coyote blasting is practised widely but a general formula for calculating the weight of charge is not referred in literatures. Here the authors present a general formula derived from the Hauser's formula. We assume to carry out a coyote blasting with a number of chambers located in suitable intervals between A and B. Then the total weight of charge necessary for this blasting can be calculated by the following equations.



$$l_1 = C\omega_1^3 \left(1 + \frac{D}{\omega_1}\right)$$

$$l_2 = C\omega_2^3 \left(1 + \frac{D}{\omega_2}\right)$$

.....

$$l_{n+1} = C\omega_{n+1}^3 \left(1 + \frac{D}{\omega_{n+1}}\right)$$

$$L = \frac{l_1 + l_2 + l_3 + \dots + l_{n+1}}{n+1}$$

L: total wt. of charge (kg)

C: blasting coefficient (usually 0.4-0.5)

D: width from A to B (m)

ω₁: ω₂: ω₃: burden of each chamber (m)

And the total wt. of charge L is divided to each chamber by the following ratio

$$a : b : c : \dots = \omega_1^3 : \omega_2^3 : \omega_3^3 : \dots$$

But as the burden of the chambers at both ends is heavier than the other chambers, the charge is somewhat increased by reducing the charge of the intermediate chambers.

In coyote blasting it must be remembered that the break-down of the rock must be sufficient or else the quarrying will be very difficult or almost impossible with overhanging rocks at the quarry face. (Dynamite Department, Asahi Kasei Co., Ltd.,)