

大発破における破壊機構

旭化成工業株式会社 技術研究所

坂本 勝一・名和小太郎

§ 1. 序 論

発破による岩石の破壊機構は、これまで、自由面における反射歪力波による引張破壊として、説明されてきた。しかし、大発破の場合は、経験的にいつて、引張破壊説による装薬量計算が弱装薬をみちびきやすいことから、エネルギー論的な装薬量計算を実施しているのが現状である。この点について、若干の実験的・理論的考察をあてることが、この報告の目的である。

§ 2. 自由面の破壊

(1) 大尺度の破壊

ここで、自由面の破壊についてかんがえてみよう。自由面の破壊が、発破現象における主要なものであるからである。このために、破壊の時間的な経過を追跡してみよう。さて、大発破における歪力波の波長は薬室の抵抗線に比較して大きいので、主要な破壊は、それが歪力波で生ずるとすれば、抵抗線と同規模の尺度をもつものとかんがえられる。この点を確認するために、自由面上の岩石の大尺度の破壊について、その時刻を実験的に記録した。

実験の方法は、歪力波形を自由面上の2点において記録し、それらの相関を計算することにより、自由面層の破壊が完了し剝離が開始する時刻をもとめるものであつた。

いま、自由面上のある点における運動の状態が記録できたものとして、これを $u(t)$ としよう。このとき、 $u(t)$ には爆源からの歪力波形 $s(t)$ と岩石の雑運動による波形 $n(t)$ とがふくまれる。すなわち

$$u(t) = s(t) + n(t) \quad \dots\dots\dots (1)$$

となる。

この $u(t)$ は、自由面層がはがれる前であれば、爆源からの歪力波が卓越しているから、

$$u(t) \simeq s(t) \quad \dots\dots\dots (2)$$

となり、自由面層がはがれた後であれば、爆源からの歪力波は破壊領域で遮断されるため入射せず、しかも自由面層の自由落下によつて雑運動が増大して、

$$u(t) = n(t) \quad \dots\dots\dots (3)$$

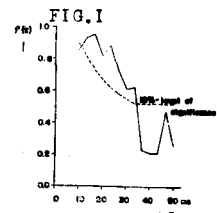
となる。いま、自由面上の任意の点に対する運動波形をとり、これを $u_1(t)$, $u_2(t)$ としよう。この時、 $u_1(t)$,

$u_2(t)$ に対して、 $s(t)$ は同一であるが、 $u(t)$ はたがいに独立であるから、

$$\left. \begin{aligned} u_1(t) &= s(t) + n_1(t) \\ u_2(t) &= s(t) + n_2(t) \end{aligned} \right\} \quad \dots\dots\dots (4)$$

と表記できる。ここで、 $u_1(t)$ と $u_2(t)$ との相関関数 $\phi_{u_1 u_2}$ を計算してみよう。

これは次のように計算される。すなわち



$$\phi_{u_1 u_2}(\tau) = \frac{1}{T} \int_{\tau-T}^{\tau} u_1(t) \cdot u_2(t) dt \quad (5)$$

である。(5)は(4)の関係をかんがえれば、

$$\phi_{u_1 u_2}(\tau) = \phi_{ss}(\tau) + \phi_{sn1}(\tau) + \phi_{sn2}(\tau) + \phi_{n1 n2}(\tau) \quad (6)$$

となる。一般に、 ϕ_{xy} は x と y とが独立であれば 0 となることが知られている。われわれの場合についていえば、物理的考察から、 s と u_1 、 s と u_2 、 u_1 と u_2 はそれぞれ独立であるとみなしうる。それゆえ、(6)は、

$$\phi_{u_1 u_2}(\tau) = \phi_{ss}(\tau) \quad (7)$$

となる。ここで、(2)、(3)をかんがえあわせれば自由面のはがれる時刻を τ_0 として、

$$\tau \leq \tau_0 \text{ ならば } \phi_{u_1 u_2}(\tau) = \phi_{ss}(\tau) \approx 0$$

$$\tau > \tau_0 \text{ ならば } \phi_{u_1 u_2}(\tau) = 0 \quad (8)$$

となることがわかる。したがって、 $\phi_{u_1 u_2}(\tau)$ を計算することによつて、 τ_0 を算出することができるわけである。

実験は、61年10月に、岐阜県横山ダムの採石現場においておこなわれた。爆薬量は総計 9,100 kg であり、4坑道中の15薬室に分配された。爆薬には TNT が使用された。この爆薬の爆速は 5,000 m/s、比エネルギーは 10,650 J/kg/cm³ である。起爆は、坑道ごとの薬室を導爆線で結線し、これらを瞬発電氣雷管で斉発させることで、おこなわれた。

測定器には、ピックアップとして NEC 製の VP 202 型 2 個がもちいられた。記録器には三栄測器製の 100-B 型電磁オシロが使用された。

ピックアップは自由面に露出した新鮮な岩盤上に樹脂で接着された。ピックアップにもつともちい薬室の爆薬量は 495 kg、その最小抵抗値は 12 m である。2 個のピックアップは相互に約 10 m はなして設置された。

解析では、(5)の相関函数 ϕ をもとめるかわりに、相関係数 ρ をもとめることにした。結果を図 1 にしめす。ここで、 $\rho = 0$ に対する 10% の棄却限界をあわせてしめす。したがって、図 1 より、(8)をかんがえて、

$$\tau \approx 0.03 \text{ s}$$

をうることができる。すなわち、自由面の剝離する時刻は、歪力波の入射後 0.03 s であることがわかった。

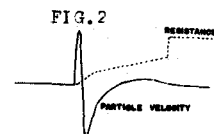
この結果は、自由面の剝離を自由面で反射歪力波によるものであるとするかんがえでは、説明できない。この説によれば、自由面の剝離は入射歪力波の運動量によつて生じ、それゆえその時刻は歪力波の入射中となるはずであるからである。一方 $\tau = 0.03 \text{ s}$ という値は、歪力波 1 周期分をこえる値であり、したがって反射歪力波の作用時間を十分にこえるものである。

(2) 小尺度の破壊

(1)にしめした大尺度の破壊は、より小さい尺度をもつ破壊の総和として、これを解釈しうる。この点を確認するため、自由面上の岩石の小尺度の破壊について、その時刻を実験的に記録した。

なお、小尺度の破壊としては、3 m 程度の規模をもつものをかんがえた。これは、大発破における岩石の破壊粒度が、最終的には 2~3 m 以下になることからきめられた。

実験の方法は、自由面上に導電性塗料による通電回路をつくり、その岩石破壊にともなう切断を記録しようとするものである。



実験は、63年4月に、§2と同一の地点で実施された。装薬量は総計35,000Kgであり、2坑道中の17坑室に分配された。爆薬にはTNTを使用し、起爆は瞬発電気雷管によつてなされた。通電回路は4点もうけられた。1点のおおむね長さは3mとされた。また、振動計を同位置に接着した。振動計と記録計とは§2のものと同じである。

実験記録によれば、回路の切断したものは2個である。その波形は略同一であり、模式的にしめすと図2のようになる。これから次の推測がみちびかれる。すなわち、岩石の破壊は、それが生ずる場合には、歪力波により発生・成長させられるが、しかし、破壊の完了は、歪力波通過後に他の作用によつてなされる。§2における大尺度の破壊完了時間は、ここにしめした小尺度の破壊完了時間の最小値とかがえられる。

§3 発破係数

§2の実験結果は、岩石の破壊を完成させるものが、歪力波以外の作用であることを暗示する。(歪力波の作用は破壊をひきおこすことにあるといえる。)ここで、歪力波以外の作用としては、爆轟気体の静的圧力がかんがえられる。この場合、爆薬エネルギーのうち岩石にあたえられるものは、その大部分が岩石の変形エネルギーとなり、岩石の破壊は、この変形エネルギーが単位体積あたりある臨界量をこえた時に生ずる、とかがえられる。これが大発破をエネルギー論的にみる時の方法である。

発破を静的にあつかう場合、装薬量計算の基礎式となるものに、漏斗孔発破に対するHauserの式

$$L = CW^2$$

なるものがある。ただし、Lは装薬量、Wは抵抗線であり、Cは漏斗孔形、爆薬、岩石などによりきまる常数で発破係数とよばれるものである。

(1) 漏斗孔形の効果

ここで、漏斗孔形の効果を検討してみる。このために、漏斗孔形を漏斗孔係数 n (=漏斗孔半径/抵抗線)で表現することにする。 n としては、これまで、0.9~1.4の値をとるようにすることがのぞましいとされているが、この点について明確な情報をうるために、模型実験を実施した。

実験は、光弾性応力解析によつてなされた。模型としては、矩形板の一辺にちかい円孔内側に、外むき放射状の応力を一様にあたえたものをつかつた。解析にあたつては、ある W/a (a :円孔の半径)にあたえた時の可能な n のうち、その最大値をもとめるようにした。結果を図3にしめす。これによれば、

$$n = (W/a)^{-\frac{1}{2}}, \quad W/a = 1 \sim 7$$

$$= 0, \quad W/a > 7$$

なる関係をうるることができる。この結果は、 W の増加にともない C を小さくできるという経験的事実を説明するものである。

ここで経済性をかんがえてみよう。このための尺度として単位装薬量あたりの砕石量を取り、これを Z としよう。いま、Duvall et al. の漏斗孔発破に関する実験資料から、 $Z \geq 0.8 Z_{\max}$ なるものをひろい、それらの点を図3にかさねてしめすと、岩石

FIG.3

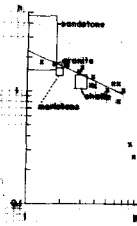
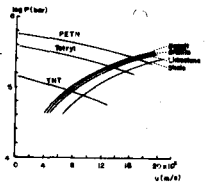


FIG.4



ごと図示するような範囲内にちらばる。この結果は、経済性のたかい発破が力学的な最適条件にかさなることをしめす。

以上の結果は、発破効果が W/a によつて制御されることをしめす。

(2) 岩石・爆薬の効果

発破効果を決定する W/a なる量のうち、 a は岩石・爆薬によつてきめられる量である。なぜならば、 a は装薬室半径でなく、衝撃波領域の半径とみるべきだからである。ここで、この点について理論的考察をしてみよう。いま、衝撃波領域が高圧のため流体の挙動をしめすものとして、Kirkwood-Bethe の衝撃波理論を利用すると、やや複雑な計算の後に次式をうることができる。

$$a = K (\theta P c_0^3)^{\frac{1}{2}} / \sigma_m$$

$$\left\{ \begin{array}{l} \theta = \frac{\omega}{\rho' c' c u} \frac{\rho c + \rho' c'}{c J + c' J'} \\ J = \frac{1}{c u} \left(\frac{c+u}{c-u} \omega - \frac{3}{2} u^2 + \frac{u^3}{c-u} \right) \\ J' = \frac{1}{c' u} \left(-\frac{c'-u}{c'+u} \omega + \frac{3}{2} u^2 - \frac{u^3}{c'+u} \right) \end{array} \right.$$

ただし、 u , P , ρ , c , ω は装薬室内壁における粒子速度、圧力、密度、音速、エンタルピーであり、付点のあるものは爆轟気体に対する量を、ないものは岩石に対する量をしめす。また、 σ_m は岩石の破壊強度、 c_0 は岩石の常圧下の音速である。 K は常数である。

上式において、爆薬の効果は θ , c_0 , σ_m により、それぞれあらわれる。若干例について a の計算結果をしめすと次表のようになる。

	PETN	Tetryl	TNT
花崗岩	0.68	0.52	0.35
石灰岩	1.00	0.76	0.52

なお、この計算のために使用した常数値は次のとおりである。すなわち、爆薬に対しては、

	PETN	Tetryl	TNT
比エネルギー (dyne-cm)	1.5×10^{10}	9.8×10^9	8.1×10^9
比重	1.6	1.4	1.0
コポリウム	3.6×10^{-1}	3.8×10^{-1}	4.4×10^{-1}

岩石に対しては、

	花崗岩	石灰岩
破壊強度 (kg/cm^2)	1.9×10^8	1.6×10^8
音速 (m/sec)	2.4×10^3	3.8×10^3
比重	2.7	2.7

である。計算の方法は、まず、 P と u とをインピーダンス法で決定する。これを図4にしめす。次に、この P と u とに対応する他の諸量を、爆轟気体に対しては Abel の状態式、岩石に対しては Cook の状態式を利用して計算する。最後に、これらの諸量を上式に代入して a を算出する。

The Mechanism of Rock Breakage in Coyote Blasting

K. Sakamoto and K. Nawa

Asahi Chemical Industry Co.

(1) In a coyote blasting, the time between the incidence of the stress wave and the occurrence of the scabbing at the free surface was measured. For the purpose, two kinds of experiments were carried out. First, the stress wave on a quarry face were recorded and, from the record of the stress wave, the time of the scabbing was derived. Next, the time of the scabbing was directly recorded by the breakage of circuits of the conductive paint on a quarry face. These experiments show the similar result, that is, the time of the scabbing was estimated to be 0.03 sec. in the coyote blasting of which charge was over 10 tons. From the result, it is concluded that the scabbing is caused by the driving force of gaseous products within blasting chambers and not by the momentum of the stress wave, because the time is larger than the period of the stress wave.

(2) The meaning of the blasting coefficient was investigated under the assumption that the rock breakage is caused by the statical pressure of the gaseous products. First, by means of photoelasticity, a model experiment was carried out to determine the crater coefficient. The coefficient "n" is determined as

$$n = k (W/a)^{-\frac{1}{2}},$$

where (W/a) is the scaled charge depth and k is a constant. The result is also conformed by Duvall-Atchison's experiment. Next, by referring to Kirkwood-Bethe's theory, the effect of coupling between the explosive and the rock was calculated. The factor "a" for the effect is derived as

$$a = k' (P Co^3 \theta)^{\frac{1}{2}} / \sigma_m,$$

where P is the detonation pressure, Co is the sonic velocity of the rock, σ_m is the compressive strength of the rock, θ is the function of the detonation pressure, the particle velocity, the sonic velocity, the density and the enthalpy for the gaseous products and those for the rock, and k' is a constant.