

## Kuz-Ram 모델을 이용한 벤치발파의 암석 파쇄도 예측

최용근, 이정상, 김장순 (지오제니컨설턴트)

이정인 (서울대학교)

### 1. 서론

벤치발파에서 암석 파쇄도 예측은 생산계획을 수립하는 데 있어서 가장 중요한 요소 중의 하나이다. Kuz-Ram 모델은 지금까지 제안된 암석 파쇄도 예측 모델 중 가장 우수한 것으로 평가받고 있으며, 최근에 제작되는 상용 파쇄도 분석 프로그램의 해석 모델로 적용되고 있는 등 높은 활용도를 보이고 있다. 그러나 이 모델의 평가항목을 구성하고 있는 절리 조건, 암석강도, 밀도, 사용폭약의 성능과 저항선, 공간격 등의 요소들은 그 값을 선정하는 과정에서 주관적인 요소가 개입되거나 정의가 모호한 요소를 포함하고 있다. 이 연구에서는 Kuz-Ram 모델을 구성하는 여러 평가항목의 값을 선정하는 과정에서 주관적이거나 모호한 요소를 제거하는 방법에 대해 검토하였으며, 예측값을 현장조사 결과와 비교하여 이 모델의 적용성을 검토하였다. Kuz-Ram 모델은 비교적 정확한 예측결과를 보였으나, 이 모델이 고려하고 있는 현지암반의 특성이 발파결과에 미치는 영향에 대해서는 개선의 필요성이 있는 것으로 판단되었다.

### 2. Kuz-Ram 모델

#### 2.1 Kuz-Ram 모델의 개요

Cunningham(1983)에서 처음으로 소개된 이후 Cunningham(1987)으로 한 차례 수정된 Kuz-Ram 모델은 파쇄물의 평균 크기( $X_{50}$ )를 평가하기 위한 Kuznetsov Equation과 파쇄물의 입도분포 형태를 평가하기 위한 Rosin-Rammler Distribution Equation으로 구성된다. Kuznetsov Equation은 폭약의 강도(위력)와 비장약량(Powder Factor,  $\text{kg/m}^3$ )을 주요 변수로 고려하고 있으며, Rosin-Rammler Distribution Equation은 천공 정밀도·저항선·공간격·벤치 높이 등의 발파 형상을 주요 변수로 고려하고 있다.

먼저 Kuz-Ram 모델을 구성하는 Kuznetsov Equation은 다음의 (1)식과 같다.

$$X_{50} = F_r \times q^{-0.8} \times Q_b^{1/6} \times \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30} \quad (1)$$

여기서  $X_{50}$  : 파쇄물의 평균 크기(cm),  $F_r$  : 암석계수,  $q$  : 비장약량(Powder Factor,

kg/m<sup>3</sup>), Q<sub>b</sub> : 사용된 폭약의 공당 장약량(kg), S<sub>ANFO</sub> : 폭약의 상대강도(기준 ANFO=100, TNT=115, 국내 생산 ANFO=110)

다음으로 Rosin-Rammler Distribution Equation은 (2)식과 같다.

$$F(X) = 1 - \exp\left[-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n\right] \quad (2)$$

F(X) : X 크기의 체를 통과하는 비율, X : 체(screen) 크기, X<sub>c</sub> : Characteristic Size, n : Uniformity Index(균등계수)

이때 Kuznetsov Equation으로부터 구해진 파쇄물의 평균크기( X<sub>50</sub> )를 (2)식에 대입하면, 파쇄물의 평균크기에 대해 F(X) = 0.5 이므로, 다음의 (3)식과 같이 얻을 수 있다.

$$X_c = \frac{X_{50}}{0.693^{1/n}} \quad (3)$$

여기서 n 은 다음과 같다.

$$n = \left[2.2 - 14 \frac{B}{D}\right] \times \left[\frac{(1+S/B)}{2}\right]^{0.5} \times \left[1 - \frac{E_p}{B}\right] \times \left[\frac{|L_f - L_c|}{L} + 0.1\right]^{0.1} \times \frac{L}{H} \quad (4)$$

D : 발파공의 지름(mm), B : 저항선(m), S : 공간격(m)

L : 전체 장약장(m), L<sub>f</sub> : 하부장약장(m), L<sub>c</sub> : 주장약장(m)

H : 벤치 높이, E<sub>p</sub> : 천공오차로 인해 발생하는 편차(m)

## 2.2 Rock Factor 계산

Cunningham(1987)은 보다 객관적인 사실에 근거하여 Rock Factor를 평가하기 위해 Lilly(1986)의 Blastability Index를 Kuz-Ram 모델에 도입했다. Rock Factor는 Blastability Index에 0.12를 곱하여 다음의 (5)와 같이 계산된다. (5)식의 우측 항을 구성하는 평가요인은 표 1과 같다.

$$Fr = 0.06 (RMD + JF + RDI + HF); Fr=0.12 \times BI \quad (5)$$

## 3. 현장 조사

### 3.1 조사 위치와 현황

현장조사는 쌍용자원개발의 동해광산, 신기광산과 아시아자원개발의 영월광산 등 3개 석회석 광산에서 이루어졌다(그림 1. 참조). 쌍용자원개발의 동해광산(이하 동해광산)은 3개

채광구역(D1, D2, D3)으로 이루어져 있고, 쌍용자원개발 신기광산(이하 신기광산)은 2개 채광구역(S1, S2)으로, 아시아자원개발의 영월광산(이하 영월광산)은 1개 채광구역(Y1)으로 이루어져 있다.

조사는 각 광산별 채광구역 단위로 실시되었다. 먼저 각 광산에 대해 지질현황과 절리분포 특성을 조사하였으며, 실내시험으로 암석의 일축압축강도와 밀도 등의 공학적 특성을 조사하였다. 파쇄도 분석을 위한 현장조사는 벤치높이와 저항선, 공간격 등의 발파패턴을 분석하고, 발파 후 쌓여있는 파쇄물을 관찰하여 파쇄입도를 분석하는 순서로 이루어졌다.

동해광산과 신기광산은 고생대 두위봉형 조선누층군의 풍촌층을 대상으로 하는 석회석 광산이며, 영월광산은 고생대 영월형 조선누층군의 마차리층을 대상으로 하는 석회석 광산이다.

표 1. Rock Factor를 평가하기 위한 요인

Parameter	Description
• $RMD = 10+10X_i$	• $X_i$ : Block Size of In-situ Rock Mass
• $JF = JFs + JFo$	
$JFs = 10$	• Joint Spacing < 0.1m
20	• $0.1m < \text{Joint Spacing} < \text{Oversize}(m)$
50	• $\text{Oversize}(m) < \text{Joint Spacing}$
$JFo = 10$	• Joint Dip < 10 degree
20	• $ \text{Joint Dip Direction} - \text{Dip Direction of Bench}  < 30 \text{ degree}$
30	• $60 \text{ degree} <  \text{Joint Dip Direction} - \text{Dip Direction of Bench} $
40	• $30 <  \text{Joint Dip Direction} - \text{Dip Direction of Bench}  < 60 \text{ degree}$
• $RDI = 25(SG - 2)$	• SG : Specific Gravity of Rock
• $HF = UCS/5$	• $Y < 50GPa$ , (UCS : Uniaxial Compressive Strength of Rock, MPa)
• $HF = E/3$	• $Y > 50GPa$ , (E : Elastic Modulus of Rock, GPa)

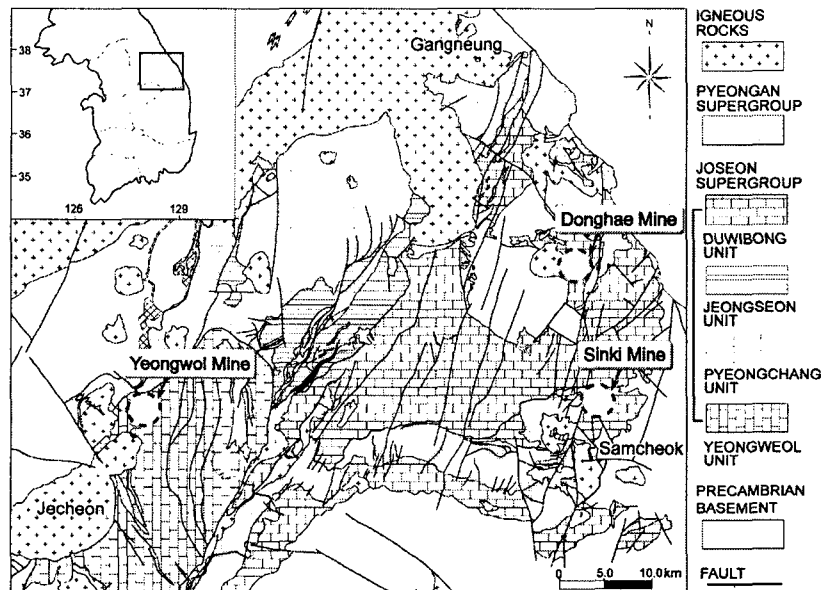


그림 1. 조사가 이루어진 3개 석회석 광산의 위치

## 3.2 조사 결과

### 가. 절리군 분석

동해광산의 절리군 분포는 D1, D2, D3 채광구역에서 유사한 특징을 보인다. 이 광산은 석회암층의 중앙부를 화강암이 원형으로 관입하고 있는 형태로써 절리는 관입한 화강암 주변에서 방사상으로 분포하는 것이 주를 이루며, 이와 수직한 방향 등이 나타난다. 습곡과 단층으로 지질분포가 규제되어 있는 신기광산은 중앙부를 가로지르는 남북방향의 단층대에 의해 그 양쪽에 위치해 있는 S1과 S2의 절리군 분포가 다르게 나타난다. 영월광산은 다른 광산에 비해 특정한 방향으로 집중된 형태의 절리분포 특징을 보인다. 각 광산별 절리군 분석 결과는 표 2와 같다.

표 2. 절리군 분석 결과 요약

Site(Mine)	Set-1	Set-2	Set-3
Donghae D1	N28E/85NW (85/298)	N30W/32NE (32/060)	N44W/80SW (80/226)
Donghae D2	N43E/79NW (79/313)	N8E/29SE (29/098)	N44W/87SW (87/226)
Donghae D3	N24E/75SE (75/114)	N16W/61SW (61/254)	N5W/30NE (30/085)
Sinki S1	NS/86E (86/090)	N88W/64NE (64/002)	EW/36S (36/180)
Sinki S2	N64E/84SE (84/154)	N37W/76SW (76/233)	N7E/23SE (23/097)
Yeongwol Y1	N44E/69NW (69/314)	N43W/74SW (74/227)	N1W/8SW (08/269)

### 나. 절리간격

신기광산 S2의 절리간격이 평균 20~30cm로 가장 좁으며, 최대간격도 90cm 내외로 전체 조사지역에서 가장 작은 값을 보인다. 반면 영월광산(Y1)의 경우는 평균간격이 60~70cm 내외로써 타 지역에 비해 비교적 넓게 나타났으며, 일정한 간격으로 나타나는 것을 알 수 있다. 동해광산의 D1, D2 및 신기광산의 S1은 절리간격이 50~60cm 내외로써 유사한 특징을 보인다. 동해광산의 D3는 절리간격이 평균 120cm로써 전체 조사지역 중 가장 넓은 절리간격 분포를 보이지만, 20cm 이내의 절리 또한 다수 분포하는 특징을 보인다(그림 2 참조).

### 다. 암석의 공학적 특성

조사 지역 암석의 공학적 특성을 파악하기 위해 일축압축강도와 인장강도 및 기초적인 물성시험을 실시하였으며, 암편들을 이용한 점하중 시험을 실시하였다. 일축압축강도와 물성 시험을 위한 시료는 각 발파지역에서 암석 블록을 채취하고 이로부터 얻어진 코어(NX-Size)를 이용하였다. 점하중 시험은 각 발파가 이루어진 벤치 주변에서 암편을 채취하여, 불규칙 형태의 시료를 이용한 시험(Irregular Lump Test)을 30회씩 실시하였다. 암석의 공학적 특성은 표 3과 같다.

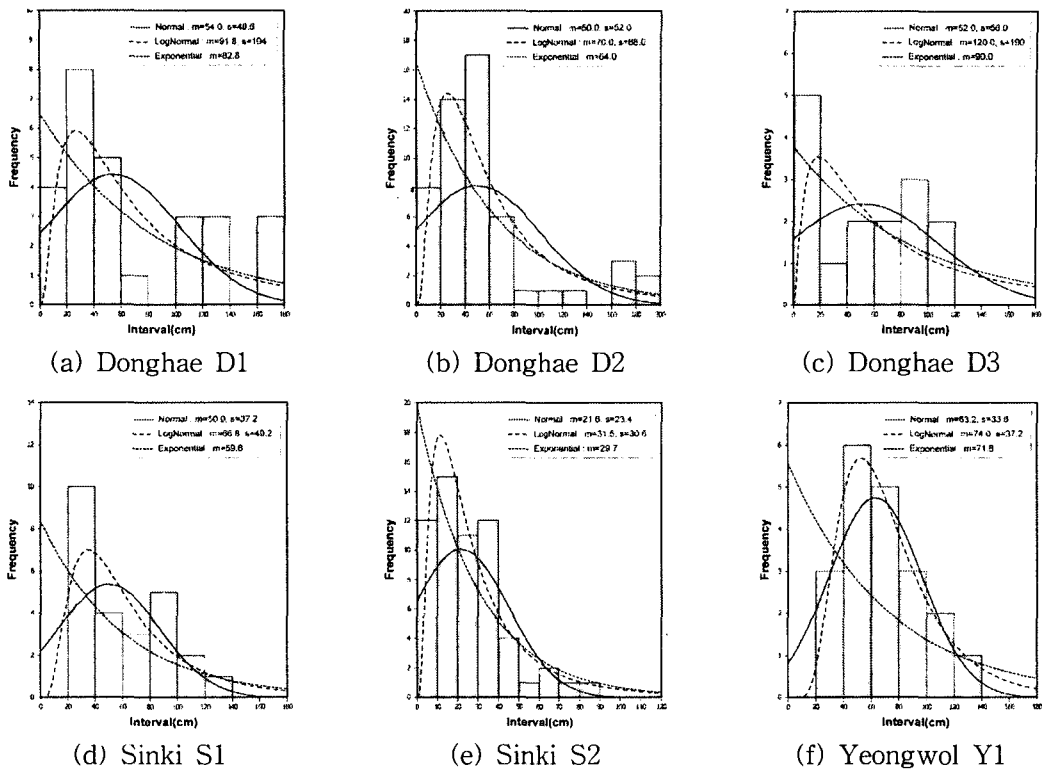


그림 2. 각 지역별 Set-1 절리군의 간격 분포

표 3. 지역별로 평균된 암석의 일축압축강도 및 공학적 특성

Site(Mine)	UCS (kg/cm <sup>2</sup> )	Tensile Strength (kg/cm <sup>2</sup> )	Young's Modulus (10 <sup>5</sup> kg/cm <sup>2</sup> )	Vp (m/s)	Brittleness Index
D1	690	74	9.54	5000	9.7
D2	810	69	4.25	3210	11.9
D3	730	65	5.66	3180	11.9
S1	1170	240	12.79	5650	9.9
S2	1180	116	10.29	6440	21.0
Y1	1820	130	5.14	6090	14.0

#### 라. 발파조건

6개 지역에서 총 31회의 발파결과가 조사되었다. 조사된 모든 광산에서 벤치 높이는 12~15m로 유사하다. 저항선과 공간격도 대략 3.5m×3.5m 내외에서 유사하며, 1m의 Sub-Drilling에 전색 높이 3~4m를 적용하는 등 광산에 따라서 큰 차이를 보이지 않는다. 영월광산(Y1)에서는 발파공경을 89mm로 적용하고 있으며, 동해광산에서는 주102mm와 89mm 공경을 선택하여 적용하고 있다. 신기광산은 모든 벤치에서 102mm 공경을 적용하고 있다. 폭약은 비중 0.8의 ANFO(Bulk Truck 운반)를 동일하게 사용하고 있다.

각 광산별 발파조건은 표 4와 같다. 공당장약량(Qb)은 ANFO 비중과 공경 및 천공장과 전색장을 이용해서 산출되었다. 발파공 최하부에 장약되는 에멀전 폭약은 암석을 파쇄하기

위한 고밀도 하부장약이 아니라 ANFO를 기폭시키기 위한 전폭약으로 이용되는 것이므로 공당장약량과 비장약량 산출에서 제외되었다. 암반조건과 착점오차 등으로 공간격(S)과 저항선(B)이 일정하게 유지되지 못하는 경우는 비장약량 산출시 공간격과 저항선의 평균값이 이용되었다.

표 4. 광산별 발파조건

Site	Geometry					Explosive Energy			
	H	B	S	L	D	Lt	Qb	q	N
<b>Donghae Mine</b>									
D11	13	3	3	11	102	4	71.9	0.61	32
D21	13	3	3	10	89	4	49.8	0.43	20
D22	18	2	4	16	89	4	79.6	0.55	10
D23	17	3	4	14	89	4	69.7	0.34	6
D24	12	3.5	4	9.4	102	4	61.4	0.37	11
D25	16.5	3.4	3.8	14.1	89	4	70.2	0.33	10
D26	10	3.5	3.2	7.4	102	4	48.4	0.43	13
D27	11	2.5	3.5	8.4	102	4	54.9	0.57	19
D31	14	3	4	13	102	4	85.0	0.51	20
D32	15	3	3.5	12.5	102	4	81.7	0.52	15
D33	15	3	3.5	12.5	102	4	81.7	0.52	19
D34	10	2.5	3.3	7.4	102	4	48.4	0.59	19
D35	15	3	4	12	102	4	78.4	0.44	20
D36	17	3	3	14	102	4	91.5	0.60	16
D37	15	2.7	3	12.5	102	4	81.7	0.67	11
<b>Sinki Mine</b>									
S11	13	3	3.5	10.5	102	4	68.6	0.50	20
S12	11	3.5	3.7	8.4	102	4	54.9	0.39	14
S13	14.5	3.5	3.1	12.0	102	4	78.4	0.50	17
S14	13	3.5	3.3	10.5	102	4	68.6	0.46	19
S15	12	3.0	3.5	9.4	102	4	61.5	0.49	16
S16	15	3.5	3.0	12.5	102	4	81.7	0.52	16
S21	15	3	3	12.5	102	4	81.7	0.61	10
S22	15	2.5	3.4	12.2	102	4	79.8	0.63	15
S23	11	3.1	3.3	9.5	102	4	62.1	0.55	14
<b>Yeongwol Mine</b>									
Y11	15.5	3.5	3.8	14	89	3	69.7	0.34	20
Y12	16.5	3.5	3.8	15	89	3	74.7	0.34	11
Y13	15.5	3.3	3.3	14.5	89	3	72.2	0.43	10
Y14	15	3.5	3.6	14.5	89	2.5	72.2	0.38	36
Y15	16	2.5	3.5	13	89	4	64.7	0.46	8
Y16	15.5	3.5	3.5	14.5	89	3	72.2	0.38	30
Y17	15	3.5	3.5	14	89	3	69.7	0.38	11

H : Bench Height(m); B : Burden(m); S : Spacing(m); L : Column Charge Length(m); D : Hole Diameter(mm); Lt : Temping Length(m); Qb : Charge weight per hole(kg); q : Powder factor (ANFO kg/m<sup>3</sup>); N : Number of holes

## 4. Rock Factor 평가

### 4.1 현지암반의 블록크기

Rock Factor를 산정하기 위한 평가항목 중 현지암반의 블록크기로 정의되어 있는 첫 번째 항목에 대해서는 Cunningham(1983, 1987)에 의해 객관적인 평가방법이 제시되어 있지 못한 반면 Cai et. al.(2004)는 현지암반의 블록크기를 평가할 수 있는 현실적인 대안을 제시했다. Cai et. al.(2004)는 현지암반의 블록(또는 절리간격)크기와 절리조건과의 관계를 이용하여 GSI(Geological Strength Index)를 평가할 수 있는 관계 도표를 작성하였는데, 이 도표를 이용해서 GSI로부터 현지암반의 블록크기를 평가할 수 있도록 되어 있다. 그림 3은 이 도표를 이용해서 동해광산 D1과 D2에서 조사된 현지암반의 블록크기이다

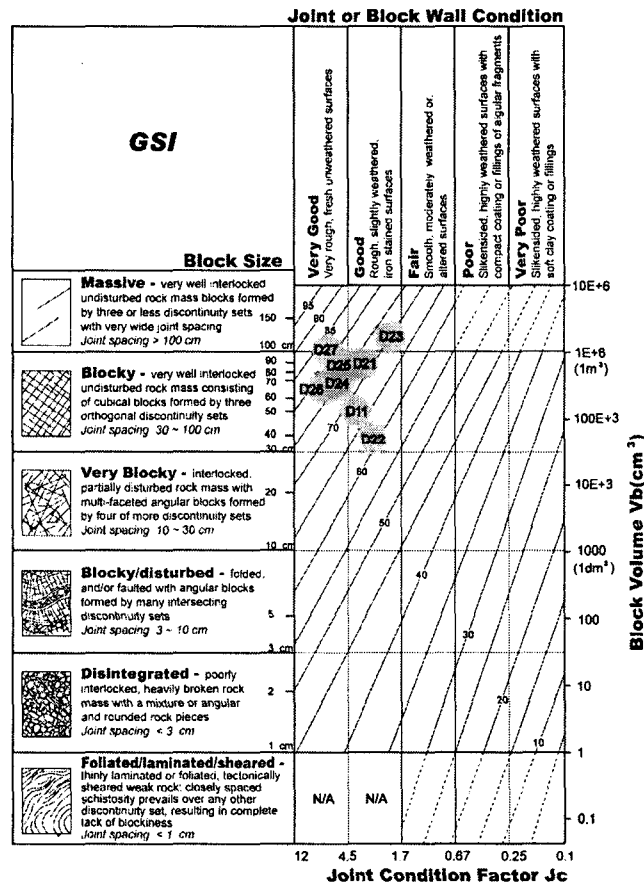


그림 3. 현지암반의 블록크기가 포함된 GSI 도표(Cai et al., 2004)

### 4.2 절리간격과 방향

절리간격은 각 광산에서 채광지역별로 조사된 Set-1 절리군의 절리간격을 적용할 수 있다. 절리간격 분석 결과 Lognormal 분포의 평균값을 해당 지역의 절리간격으로 채택하였다. 그러나 조사가 이루어진 노천광산과 같이 조사 대상이 되는 벤치 폭이 최대 20~30m를 넘

지 않는 곳에서는 부지 전체를 대상으로 조사되어 단일 값으로 평가되는 절리간격은 조사대상의 규모에 비해 지나치게 광역적이라고 할 수 있다.

절리의 경사방향과 경사는 Set-1에 속하는 절리군의 대푯값을 적용했다. 대푯값 선정시 객관성을 확보하기 위해 조사된 절리의 Orientation Tensor로부터 계산된 첫 번째 Eigenvector의 방향과 경사를 사용했다. 각각의 광산에서 조사된 절리의 Eigenvector는 표 5와 같다. 이 밖에 암석의 공학적 특성은 실험실 시험에서 얻어진 표 3의 값을 적용하였다.

표 5. Orientation Tensor로부터 계산된 광산별 Eigenvector의 Trend와 Plunge

Site(Mine)	Eigenvector 1		Eigenvector 2		Eigenvector 3	
	Trend	Plunge	Trend	Plunge	Trend	Plunge
Donghae D1	283.6	0.44	193.2	44.08	14.0	45.91
Donghae D2	124.8	4.58	218.4	38.05	29.0	51.58
Donghae D3	286.8	16.6	20.6	12.38	145.6	69.07
Sinki S1	79.3	14.92	341.1	28.18	194.0	57.46
Sinki S2	353.92	16.51	262.1	6.20	152.2	72.30
Yeongwol Y1	119.03	23.63	27.04	4.52	286.87	65.89

## 5. 예측결과와 현장조사 결과 비교

표 6에는 Kuz-Ram 모델을 이용해서 예측된 파쇄물의 입도 분포 특성을 요약하였으며, 그림 4에는 대표적인 벤치에 대한 예측과 측정결과를 동일 그래프에 도시하였다. Kuz-Ram 모델을 이용한 예측결과는 현장조사 결과와 잘 일치하는 경우도 있었으며, 차이를 보이는 경우도 있었다. 두 값의 차이는 파쇄암의 크기가 작거나 클수록 더 크게 나타나는 경향을 보였다. 그림 4에서 D11과 S12는 비교적 정확한 예측이 이루어진 경우이며, D35와 Y13은 큰 차이를 보인 경우이다. 특히 D35는 벤치 내부에 있는 공동으로 인해 발파압력이 암석을 파쇄하는 데 충분히 활용되지 못하여 매우 큰 블록이 만들어진 경우이다.

그림 4에서 Kuz-Ram 모델로 예측된 그래프들이 대개 비슷한 모양을 이루고 있음을 볼 수 있다. 이와 같은 현상은 발파조건이 대개의 벤치에서 유사하다는 것을 감안하면, 현지암반의 조건을 고려하는 방법에 문제가 있을 수 있음을 암시한다. 즉 현지암반 조건은 Lilly의 Blastability Index(BI)를 사용하고 있는데, BI를 선정하는 방법에 문제가 있거나 BI 평가방법 자체에 오류가 있는 것으로 보인다.

## 6. 결론

Kuz-Ram 모델을 이용해서 파쇄물의 입도 분포를 예측하는 데 있어서 가장 어려운 것은 모델을 구성하는 입력 파라미터 값을 결정하는 과정이다. Kuz-Ram 모델을 구성하는 입력 파라미터 값을 객관적으로 결정하기 위해, 정의가 모호한 현지암반의 블록크기는 GSI 도표를 이용해서 벤치별로 구할 수 있었으며, 절리방향은 절리분포의 Eigenvector를 이용해서 비교적 간단하게 구할 수 있었다. 그러나 이 연구에서와 같이 조사 대상 폭이 20~30m를



넘지 않는 곳에서는 부지 전체를 대상으로 조사되어 단일 값으로 평가되는 절리분포 특성이거나 기타 공학적 특성은 조사 규모에 비해 지나치게 광역적이라고 할 수 있다. 벤치발파 같이 대상 부지가 좁은 경우에는 부지 전체에 대한 통계적 절리특성 보다는 벤치면에 노출되어 있는 절리의 결정론적 특성에 따라 발파결과가 달라질 것이다. 즉 조사지역 전체의 절리분포 상태를 표현하는 각종 통계값들은 매회 발파되는 벤치면의 절리간격이나 블록크기 분포에 대한 특성을 적절하게 반영할 수 없으므로, 해당 벤치에서 직접 측정된 절리간격과 블록크기가 더 정확한 설명력을 가진다고 할 수 있다. 그러나 벤치면에서 매회 절리간격을 측정하는 것은 작업이 위험하고, 많은 시간을 소모하게 되므로 적용이 어려운 문제가 있다. 현장에서 측정된 파쇄물의 입도분포를 Kuz-Ram 모델로부터 예측된 입도분포와 비교한 결과 Kuz-Ram 모델은 개선의 필요성이 있는 것으로 나타났다.

표 6. Kuz-Ram 모델을 이용한 파쇄물의 입도분포 예측

Blast	Intact Rock			Jointing					Explosive		Kuz-Ram Results			
	SG	E (GPa)	UCS (MPa)	Js (m)	Joint Dip.	Joint Dip. Dir.	Block Size (m)	Face Dip Dir.	q	Qb (kg)	Fr	X50 (cm)	Xc (cm)	n
D11	2.77	93.5	67.6	0.92	89	105	0.5	54	0.61	71.91	8.27	25.6	33.4	1.37
D21	2.75	50.3	85.3	0.7	85.4	305	0.9	302	0.43	49.77	7.49	29.3	39.7	1.21
D22	2.78	36.8	82.8	0.7	85.4	305	0.38	70	0.55	79.63	7.46	25.6	31.5	1.76
D23	2.77	37.8	71.0	0.7	85.4	305	1.2	350	0.34	69.68	8.63	42.5	55.3	1.40
D24	2.77	37.8	71.0	0.7	85.4	305	0.7	295	0.37	61.45	7.13	32.6	43.3	1.29
D25	2.77	37.8	71.0	0.7	85.4	305	0.85	3	0.33	70.17	7.82	39.7	52.2	1.35
D26	2.75	50.3	85.3	0.7	85.4	305	0.65	140	0.43	48.37	7.94	30.5	42.0	1.15
D27	2.75	50.3	85.3	0.7	85.4	305	1.0	57	0.57	54.91	8.15	25.6	33.4	1.38
D31	2.75	49.6	93.1	1.2	73.4	106	0.9	110	0.51	84.98	7.46	27.7	34.7	1.63
D32	2.74	61.3	51.0	1.2	73.4	106	0.6	200	0.52	81.71	8.08	29.3	38.0	1.41
D33	2.74	61.3	51.0	1.2	73.4	106	0.5	230	0.52	81.71	8.02	29.1	37.7	1.41
D34	2.74	61.3	51.0	0.12	73.4	106	1.5	348	0.59	48.37	8.29	25.0	33.0	1.31
D35	2.74	49.6	51.0	1.2	73.4	106	0.25	320	0.44	78.44	8.25	34.1	44.3	1.40
D36	2.74	49.6	51.0	1.2	73.4	106	1.0	235	0.60	91.52	8.70	28.7	37.7	1.34
D37	2.74	49.6	51.0	1.2	73.4	106	0.2	335	0.67	81.71	8.22	24.2	31.4	1.41
S11	2.75	125	114.7	0.67	75	259	0.2	320	0.50	68.64	8.56	30.9	39.4	1.50
S12	2.74	125	114.7	0.67	75	259	0.2	355	0.39	54.91	8.55	36.7	49.5	1.23
S13	2.74	125	114.7	0.67	75	259	0.2	335	0.50	78.44	8.61	32.0	42.6	1.28
S14	2.74	125	114.7	0.67	75	259	0.09	350	0.46	68.64	8.54	33.0	44.4	1.26
S15	2.74	125	114.7	0.67	75	259	0.25	355	0.49	61.45	8.64	31.0	41.3	1.32
S16	2.74	125	114.7	0.67	75	259	1.0	352	0.52	81.71	9.09	33.0	43.9	1.27
S21	2.74	100	115.6	0.32	73.5	174	1.4	305	0.61	81.71	9.34	29.9	39.2	1.35
S22	2.74	100	115.6	0.32	73.5	174	0.1	100	0.63	79.75	7.91	24.6	31.6	1.46
S23	2.74	100	115.6	0.32	73.5	174	1.5	20	0.55	62.10	8.80	29.0	37.5	1.42
Y11	2.76	50.4	178.4	0.74	70	310	1.1	100	0.34	69.68	9.34	46.4	60.3	1.40
Y12	2.76	50.4	178.4	0.74	70	310	0.8	150	0.34	74.65	9.16	45.8	59.4	1.41
Y13	2.76	50.4	178.4	0.74	70	310	0.4	153	0.43	72.17	8.92	36.9	47.6	1.44
Y14	2.76	50.4	178.4	0.74	70	310	1.25	272	0.38	72.17	10.03	45.5	58.2	1.48
Y15	2.76	50.4	178.4	0.74	70	310	0.3	85	0.46	64.70	8.86	33.9	42.8	1.57
Y16	2.76	50.4	178.4	0.74	70	310	0.6	155	0.38	72.17	9.04	41.1	53.2	1.42
Y17	2.76	50.4	178.4	0.74	70	310	0.6	160	0.38	69.68	9.04	41.0	53.0	1.42

SG : Rock specific gravity; E : Elastic modulus; Js : Joint spacing; q : Powder factor(kg/m<sup>3</sup>); Qb : Charge per hole; Fr : Rock factor; X50 : Fragment mean size; Xc : Characteristic size; n : Uniformity Index; Joint and face dip direction : degree

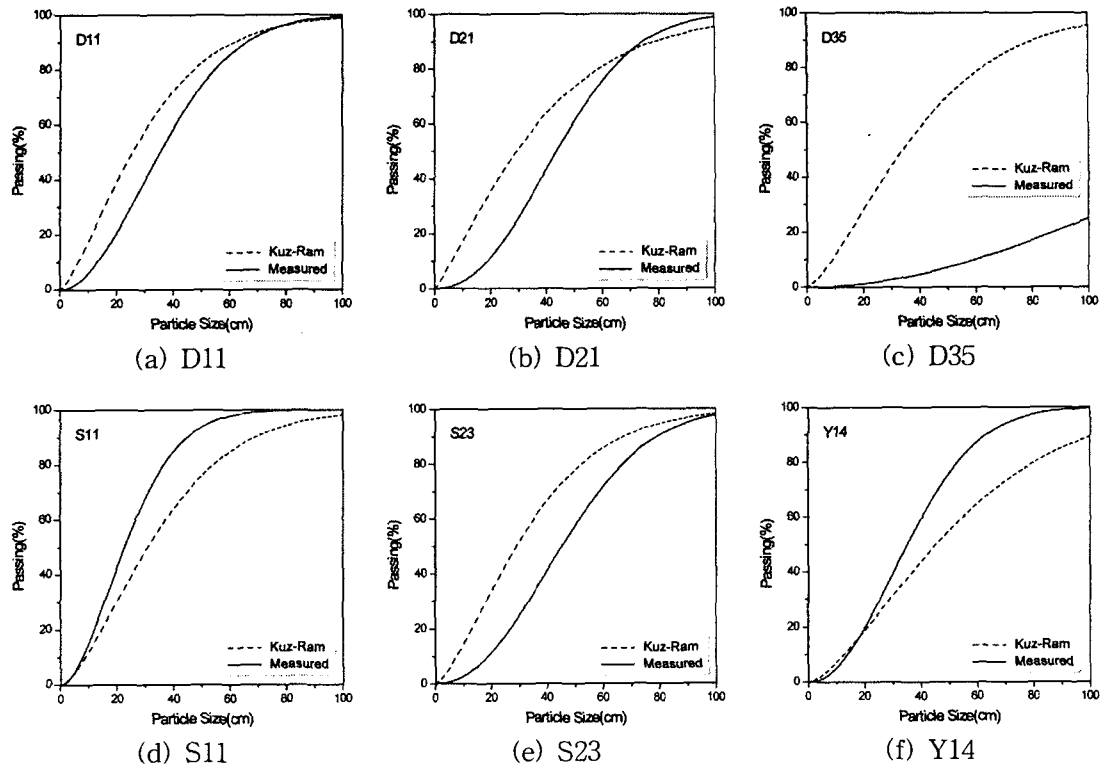


그림 4. 대표적인 벤치에서 Kuz-Ram 예측과 현장조사 결과와의 비교

### 참고 문헌

- [1] Cai M., Kaiser P.K., Uno H., Tasaka Y., Minami M., 2004, Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 41(1), 3-19.
- [2] Cunningham C.V., 1983, The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. *First Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting*, Lulea, Sweden, 2, 439-453.
- [3] Cunningham C.V., 1987, Fragmentation estimation and the Kuz-Ram model : four years on, *Proc. 2nd Int. Symp. Rock Fragmentation by Blasting*, Colorado, USA, 475-487.
- [4] Lilly, 1986, An empirical method of assessing rock mass blastibility, *Proceedings Aus. IMM/IE Aust. Newman Combined Group Large Open Pit Mining Conference*, 89-92.