

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2024.02.013

露天矿深孔台阶爆破逐孔起爆参数的 优化研究与应用*

张衍昊^{1a,1b}, 刘少光², 楼晓明^{1a,1b}

(1. 福州大学 a. 紫金地质与矿业学院; b. 爆炸技术研究所, 福州 350116; 2. 宁德市公安局, 宁德 352100)

摘要: 露天矿深孔台阶爆破常存在炸药单耗和大块及根底率偏高增加综合成本、爆堆松散度过小不利于铲装、爆破振动过大影响边坡稳定等问题。以多宝山露天矿深孔台阶控制爆破为工程依托,从理论上建立了逐孔起爆爆破引起的应力场解析式,确定了逐孔起爆的孔排距、最小底抗线和孔间延期时间;采用 LS-DYNA 软件对此爆破参数建立的模型爆破应力大小和破碎范围进行了分析,并在多宝山露天矿进行了6组不同爆破参数条件下的现场工业试验,确定了不同炸药单耗等爆破参数与块度、松散度的变化规律,验证并确定了优化的多宝山露天矿深孔台阶控制爆破参数。主要研究成果为:(1)在多宝山露天矿爆破的耦合装药条件下,通过逐孔起爆应力场的理论推导和分析,应力场分布和应力大小的影响仅限于前后两孔之间,孔间延期时间 17 ms 是比较合理的。(2)爆破现场爆堆和块度大小数据的收集可以通过无人机倾斜摄影技术和手机拍照进行,由此收集的数据分析获得的松散度和块度是有效合理的。(3)多宝山露天矿深孔台阶爆破,当炮孔直径为 178 mm 和孔间延期时间 17 ms 时,满足爆堆块度小于 60 cm、松散度大于 1.45 铲装条件下的炸药单耗为 0.60 kg/m³、孔排距为 7 m × 5 m。

关键词: 逐孔起爆爆破应力场; 孔间延期时间; 爆破块度; 爆堆松散度; 爆破参数优化

中图分类号: TD235 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2024)02-0104-08

Optimization and Application of Blasting Parameters of Deep Hole Bench Blasting in Open Pit Mine

ZHANG Yan-hao^{1a,1b}, LIU Shao-guang², LOU Xiao-ming^{1a,1b}

(1. a. Zijin School of Geology and Mining; b. Institute of Explosion Technology, Fuzhou University, Fuzhou 350116, China; 2. Ningde Public Security Bureau, Ningde 352100, China)

Abstract: In deep hole bench blasting in open-pit mines, several issues arise including high consumption of explosives per blast, large bulk and foundation ratio, increased overall cost, inadequate loose blasting pile for shovel loading, and excessive blasting vibrations that affect slope stability. This study focuses on the controlled blasting project of deep-hole benches in Duobaoshan open-pit mine. Theoretical analysis was conducted to establish an analytical formula for the stress field caused by hole-by-hole blasting. The parameters such as hole and row spacings, minimum bottom resistance line, and delay time between holes were determined based on this formula. The LS-DYNA software

收稿日期 (Date of reception): 2023-04-05

网络首发日期 (Published online): 2023-08-14

作者简介: 张衍昊 (1997-), 男, 硕士研究生, 主要研究方向爆破工程及采矿工程, (E-mail) 574143225@qq.com。

通讯作者: 楼晓明 (1972-), 男, 博士、教授, 主要研究方向爆破工程及采矿工程, (E-mail) 331261323@qq.com。

基金项目: 国家自然科学基金项目 (52109124); 多宝山露天矿高陡边坡控制爆破技术研究 * (01612111)

About the author: ZHANG Yan-hao (1997-), male, master degree candidate, main research interests: Blasting Engineering and Mining Engineering, (E-mail) 574143225@qq.com.

Corresponding author: LOU Xiao-ming (1972-), male, doctor, professor, main research interests: Blasting Engineering and Mining Engineering, (E-mail) 331261323@qq.com.

Fund Programs: National Natural Science Foundation of China (52109124), Research on Controlled Blasting Technology of High and Steep Slope in Duobaoshan Open-pit Mine * (01612111)

was utilized to analyze the blasting stress and crushing range under these parameters. Furthermore, six groups of industrial field tests were carried out at Duobaoshan open pit mine using different blasting parameters. These tests aimed to determine the variation patterns of powder factor, fragmentation size, and looseness characteristics among different explosives. The optimized parameters for controlled deep hole bench blasting in Duobaoshan open-pit mine were verified and determined through these experiments. The main research findings are as follows: (1) Under the coupling charge condition of Duobaoshan open-pit blasts and utilizing theoretical derivation and analysis of stress fields from hole-by-hole initiation method, it was found that the influence of stress field distribution is limited to front and rear holes with a delay time between holes set at 17 ms. (2) UAV tilt photography technology along with mobile phone photography can be employed to collect data on detonation piles' characteristics and lumpiness size at blast sites. Analysis based on collected data provides effective insights into looseness levels. (3) For the 178 mm of the hole diameter and 17 ms of the holes' delay time of the deep hole bench blasting in Duobaoshan open-pit mine, the powder factor is 0.60 kg/m^3 and the hole row spacing is $7 \text{ m} \times 5 \text{ m}$ under the conditions that the blast lumpiness is less than 60 cm and the looseness is greater than 1.45 shovel loading.

Key words: hole by hole blasting stress field; hole delay time; blasting fragmentation; explosion looseness; blasting parameter optimization

露天矿深孔台阶爆破常存在炸药单耗和大块及根底率偏高增加综合成本、爆堆松散度过小不利于铲装、爆破振动过大影响边坡稳定等问题。其中主要的原因,除施工人员和机械设备导致的炮孔精确度、装药和堵塞精细化等之外,爆破参数和工艺的设计优化程度也是关键因素。

目前,已有诸多学者开展了针对高陡边坡稳定性的深孔台阶爆破参数优化研究。尹岳降在长九神山灰岩矿进行了现场实验^[1],通过不同的单耗下爆破试验所得的爆破块度分布曲线,分析筛选出合适的单耗;郑炳旭通过在 CDEM 计算软件中引入朗道点爆炸模型及岩体塑性-损伤-断裂模型^[2],实现了露天铁矿深孔爆破过程的模拟,得出了随着炸药单耗的增大,块度系统的不均匀系数,系统破裂度都随之增大,大块率随之减小和的结论;刘慧基于爆破块度分布的分形特征^[3],从理论上推导了炸药单耗与爆破块度分布均匀性指数的关系,对爆破块度分布的预测具有重要的指导意义;陈运轩通过对岩石爆破破碎过程的分析推出了炸药单耗与各种爆破块度之间的定量关系式并由此得出了平均块度增大一倍炸药单耗减少一倍的结论^[4];谭臻根据爆破块度预测模型存在的问题^[5],结合一组爆破试验,提出炸药单耗对块度分布的均匀性指数起主要作用,增加炸药单耗可增加细粒颗粒的产率;于永江运用分形理论导出了爆堆煤体块度分布与爆炸后碎石的分维数的关系^[6],提出了煤体爆破块度的分形维数的计算方法,通过线性回归,得出炸药单耗与块煤的分维数的关系,从而可以根据炸药单耗来预测爆堆块度的分布;王国标基于现场^[7],在紫金山金铜矿进行现场试验,在不同矿、岩条件下确定了合适的炸药

单耗;耿威、郭明、张阳光等采用灰色关联分析的方法对影响爆破块度的主要因素进行分析^[8-10],提出影响爆破效果的主要因素是炸药单耗。

以上对于深孔台阶爆破的理论实验等研究,主要通过现场实验数据,对爆破块度与炸药单耗等进行合理分析,从而优化爆破参数达到爆破效果较好的目的,但基于逐孔微差爆破分析爆破应力场分布和应力大小再优化爆破参数的较少。本文首先针对多宝山露天矿爆破耦合装药条件下,对逐孔起爆引起的应力大小及破碎范围进行了理论推导并用数值模拟进行分析验证,围绕推导出的孔网参数,在现场进行了6组共18次爆破实验,通过无人机对爆堆拍摄以及手机拍摄块度等数据的收集与分析,确定了合理的孔排距及炸药单耗,为高陡边坡深孔台阶控制爆破提供了一定的指导及参考。

1 工程概况

多宝山高陡边坡铜矿采用露天台阶深孔松动爆破,矿区内岩石完整程度较好,致密坚硬,除地表少数强风化岩石抗压强度低于 30 MPa,大多数岩石抗压、抗拉、抗剪强度大,内摩擦角大,试验台阶岩石普氏系数 f 在 10 ~ 14 之间。基于露天爆破回采矿量的需求,要求爆破块度控制在 60 cm 及以下,基本无根底产生,爆堆松散度 1.45 以上,从而达到利于钻孔、装药、铲装和运输等的目的。

试验深孔台阶高度 15 m,坡面角 75° ,孔径 178 mm,孔深 17 m,孔距 5 ~ 6 m,排距 4 m,炸药单耗 $0.74 \sim 0.8 \text{ kg/m}^3$;现场采用连续装药结构,逐孔微差起爆技术(图 1)。采用以上爆破参数与工艺发现,存在后冲严重导致部分大块、炸药单耗虚高影响

爆破成本等问题。

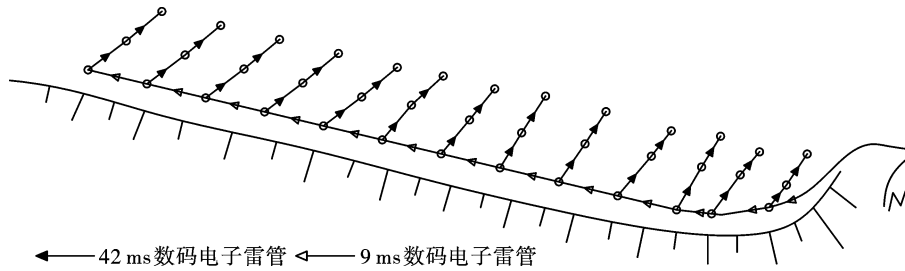


图1 逐孔起爆网路示意图

Fig. 1 Schematic diagram of hole-by-hole detonation network

2 爆破应力场分布及单孔破碎范围的计算

对于逐孔起爆,当采用耦合装药结构时,在爆炸源近区,单个炮孔起爆后所产生的冲击波作用于周围岩体并衰减为应力波,其衰减规律如下式所示^[11]

$$\sigma_r = pr^{-\alpha} \quad (1)$$

$$\sigma_\theta = -b\sigma_r \quad (2)$$

$$p = \frac{2\rho C_p}{\rho C + \rho_0 D} p_0 \quad (3)$$

$$p_0 = \frac{1}{1 + \gamma} \rho_0 D^2 \quad (4)$$

式中: σ_r 为径向应力; σ_θ 为切向应力; \bar{r} 为比例距离,且 $\bar{r} = \frac{r}{r_b}$, r 为计算点到装药中心的距离, r_b 为炮孔半径; α 为应力波衰减指数, $\alpha = 2 + \frac{\mu_d}{1 - \mu_d}$,其中

μ_d 为岩石的动态泊松比,通常 $\mu_d = 0.8\mu$, μ 为岩石的静态泊松比; b 为侧向应力系数,且 $b = \mu_d / (1 - \mu_d)$; p 为孔壁受到的冲击波压力; p_0 为炸药的爆轰压力; ρ 、 ρ_0 分别为岩石和炸药的密度; C_p 、 D 分别为岩石中的声速和炸药爆速; γ 为爆轰产物的绝热指数,一般取值为3。

接着由于应力波随时间衰减的过程是个复杂的过程,因此为了便于分析,认为应力波是通过负指数方式随时间进行衰减,并取衰减函数为^[12]

$$f(t) = e^{-\beta t} \quad (5)$$

式中: e 为自然常数; β 为应力波随时间变化的衰减系数; t 为时间;

结合多宝山岩石力学等相关参数表1,在多宝山露天矿爆破的耦合装药条件下,利用式(1)、(5)得出单孔应力分别随距离、时间衰减图2和图3所示。

表1 岩石力学参数

Table 1 Rock material parameters

密度/(g · cm ⁻³)	弹性模量/GPa	泊松比	抗压强度/MPa	切线模量/GPa	抗拉强度/MPa
2.76	23.02	0.28	53.68	2.20	10.57

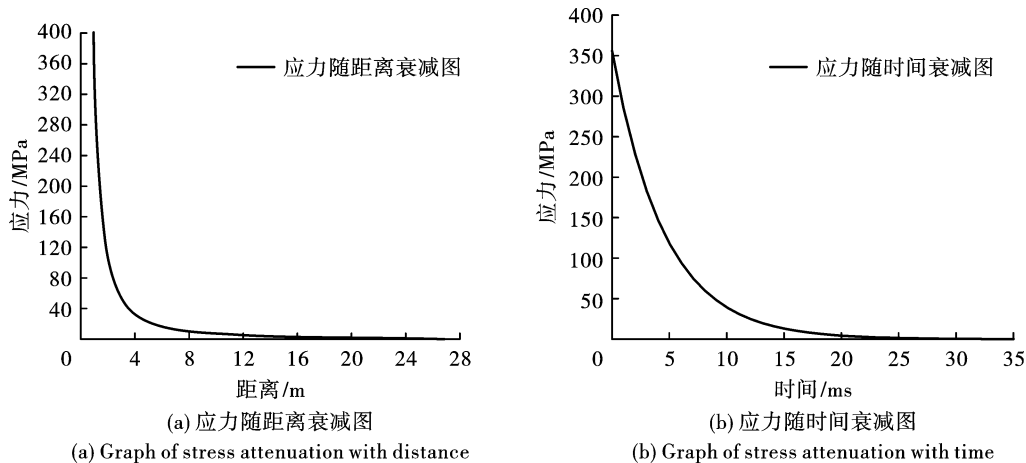


图2 应力随距离、时间衰减图

Fig. 2 Stress attenuation graph with distance and time

由图 2 可知,在距离爆源约 12 m 和延期时间 20 ms 处,爆破应力波已基本衰减完成,考虑多宝山露天矿爆破孔距 5 ~ 6 m,且炸药单耗虚高等情况,逐孔起爆对爆破应力场和高陡边坡的稳定性影响考虑 2 孔的应力叠加和孔间延期时间 17 ms 是比较合理的,2 孔应力场的叠加如图 3 所示。

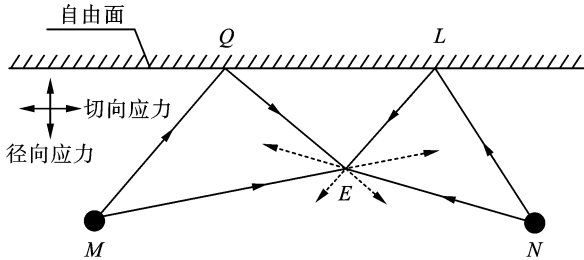


图 3 两孔先后起爆应力叠加图

Fig. 3 Superposition diagram of detonation stress of two holes successively

由图 3,两孔先后起爆时应力波作用复杂,且纵波作用较强,考虑两孔爆炸应力刚相遇时计算合力破岩,此时 N 孔反射纵波还未出现,为便于分析,只考虑 M 孔入射纵波和反射纵波以及 N 孔入射纵波的情况,M 炮孔起爆 t_1 ms 后 N 炮孔起爆,由式 1、5 可得在任意点内引起的应力情况如下^[13]

$$\sigma_{iM} = p \left(\frac{l_{ME}}{r_b} \right)^{-\alpha} e^{-\beta t} \quad (6)$$

$$\sigma_{iQ} = R_p p \left(\frac{l_{MQ} + l_{QE}}{r_b} \right)^{-\alpha} e^{-\beta t} \quad (7)$$

$$\sigma_{iN} = p \left(\frac{l_{NE}}{r_b} \right)^{-\alpha} e^{-\beta(t-t_1)} \quad (8)$$

$$\sigma_{iE} = p \left(\frac{l_{ME}}{r_b} \right)^{-\alpha} e^{-\beta t} + R_p p \left(\frac{l_{MQ} + l_{QE}}{r_b} \right)^{-\alpha} e^{-\beta t} + p \left(\frac{l_{NE}}{r_b} \right)^{-\alpha} e^{-\beta(t-t_1)} \quad (9)$$

式中: σ_{iM} 、 σ_{iQ} 、 σ_{iN} 、 σ_{iE} 分别为 M 炮孔的入射纵波、反射纵波和 N 炮孔的入射纵波以及在任意一点 E 的叠加应力; R_p 为反射纵波的反射系数。

假定孔间距 7 m,延期时间 17 ms,取两孔连线中点的应力进行计算,取 P_p 为 1,因上式没有涉及爆炸冲击波传播过程及爆炸应力波到达阶段,所以不考虑爆炸冲击波传播过程,爆炸应力到达阶段用红色虚线表示,该阶段时间很短且用 Δt 表示,应力大小随时间变化如图 4 所示。

岩石初始裂隙圈半径 R_1 和爆生气体作用下的扩展长度 R_2 分别为^[14,15]

$$R_1 = \left(\frac{\sigma_R B}{\sqrt{2} \sigma_{td}} \right)^{\frac{1}{\beta}} \left(\frac{\rho_0 D^2 A B}{4 \sqrt{2} \sigma_{td}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} r_b \quad (10)$$

$$R_2 = R_1 \sqrt{\frac{\rho_0 D^2}{2(1+\gamma)\sigma_c}} \quad (11)$$

式中: σ_R 为压碎圈和裂隙圈分界面上的应力;

ρ_0 为炸药密度; D 为炸药爆速; $A = \frac{2\rho C_p}{\rho C_p + \rho_0 D}$; B 与侧向应力系数相关; γ 为爆轰产物的膨胀绝热指数; σ_{cd} 单轴抗压强度; σ_{td} 单轴抗拉强度; σ_c 为微裂痕发生扩展的临界应力。

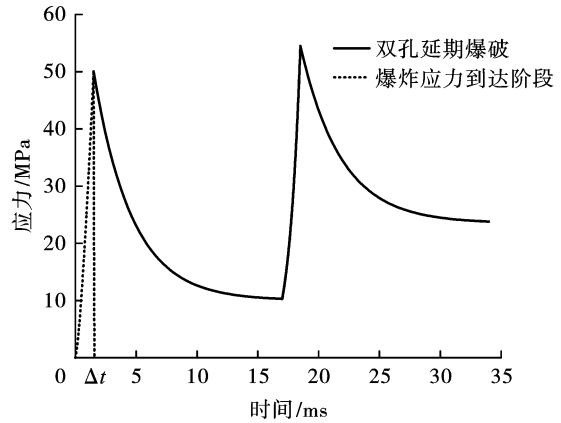


图 4 双孔延期爆破中心点应力随时间变化图

Fig. 4 Time variation diagram of stress at center point of double hole delayed blasting

最后将初始裂隙区半径 R_1 与爆生气体作用下的扩展长度 R_2 相加,可求得整个裂隙区半径 R_3 为

$$R_3 = R_1 + R_2 = R_1 \left[1 + \sqrt{\frac{\rho_0 D^2}{2(1+\gamma)\sigma_c}} \right] \quad (12)$$

在裂隙区半径得出后,可认为裂隙区半径为最小抵抗线长度 W ,进而得到孔间距 a 和排间距 b 为^[16]

$$a = mW = mR_3 \quad (13)$$

$$b = (0.6 \sim 1.0)W = (0.6 \sim 1.0)R_3 \quad (14)$$

式中, m 为炮孔密集系数, $m = 1.0 \sim 1.3$ 。

结合表 1 相关数据,将上面所得 σ_{iE} 代入到式 10 中取代 σ_R ,取炸药的密度 $\rho_0 = 1.20 \text{ g/cm}^3$;炸药爆速 $D = 4800 \text{ m/s}$; γ 取值为 3。可得孔距 $a = 7.15 \text{ m}$,排距 $b = 4.96 \text{ m}$ 。

3 孔网参数数值模拟

3.1 模拟方案

为验证理论计算孔排距的合理性,采用 ANSYS/LS-DYNA 软件,建立台阶模型,模型各类参数为孔径 178 mm,台阶高 15 m,堵塞长度 5 m,孔距 7 m,排距 5 m,孔间延期时间 17 ms,具体如图 5 所示。

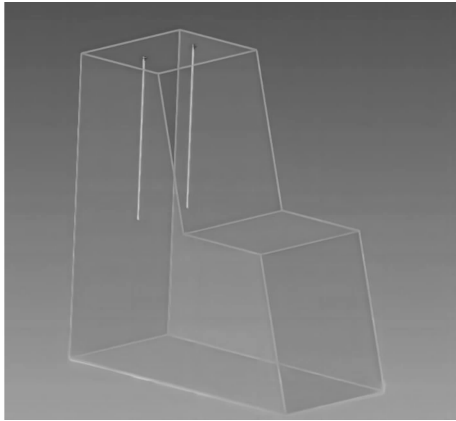


图 5 双孔台阶爆破模型图
Fig. 5 Double hole bench blasting model

假定岩体为各向同性的弹塑性材料,用 MAT-PLASTIC-KINEMATIC 定义其材料类型;考虑到球状药包选取 2#岩石乳化炸药,材料类型 MAT-HIGH-EXPLOSIVE-BURN,炸药状态方程关键字 EOS-JWL^[17];岩石材料和炸药材料的具体参数如表 2 和 3 所示

$$P = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \tag{15}$$

式中: P 为爆轰产物压力; E_0 、 V 和分别为初始比内能和相对比容; D 为炸药爆速; A 、 B 、 R_1 、 R_2 、 ω 为与材料性质相关的常数。

表 2 岩石材料参数

Table 2 Rock material parameters

密度/($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	弹性模量/GPa	泊松比	屈服应力/MPa	切线模量/GPa	硬化系数
2.76	23.02	0.28	53.68	2.20	1.00

表 3 炸药材料状态方程参数

Table 3 Parameters of explosive material equation of state

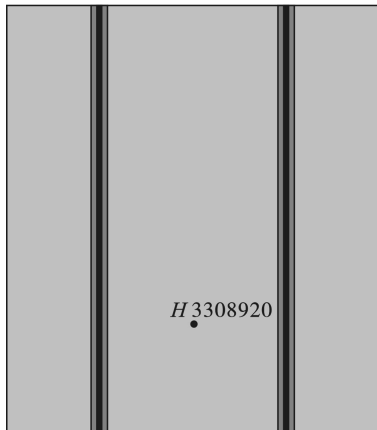
ρ_e /($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	D /($\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$)	P_{CJ} /GPa	A /GPa	B /GPa	R_1	R_2	ω	E_0 /($\text{kJ} \cdot \text{m}^{-3}$)	V
1.20	4800	5.80	214	0.18	4.20	0.90	0.15	4.192×10^6	1.0

3.2 模拟结果分析

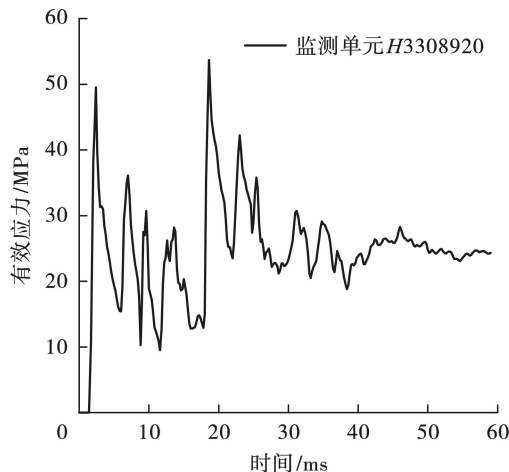
将模型从炮孔中心剖开,选取两炮孔中心监测点 H3308920 得有效应力随时间变化图。

将图 6(b)与图 4 进行对比,由于简化了计算模

型,理论计算与数值模拟应力随时间变化图数值上存在差异,但大体趋势相同。炮孔起爆后应力衰减迅速,并在第二只炮孔起爆后形成叠加,使整体有效应力比单只炮孔起爆时更大。



(a) 监测点
(a) Monitoring point



(b) 监测点有效应力衰减图
(b) Effective stress attenuation map at monitoring points

图 6 监测点有效应力随时间变化图

Fig. 6 Variation of effective stress at monitoring points with time

由图 7 可知,在两孔中心处单孔爆炸应力相比较于双孔爆炸叠加后的应力损伤范围较小,这是由于第二只孔爆炸后形成的应力与第一只孔所产生的

应力发生叠加,导致应力损伤范围更广。从损伤范围来看,孔距 7 m,排距 5 m,孔间延期时间 17 ms,能达到理想的爆破破坏效果。

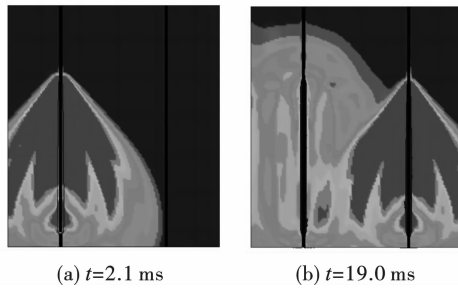


图 7 双孔微差爆破应力云图

Fig. 7 Double hole differential blasting stress nephogram

4 现场爆破工业试验

4.1 现场工业试验方案

每个露天矿对深孔爆破引起的爆破块度、爆堆松散度等要求各不相同,在理论和数值模拟确定的基本值基础上,采用现场工业实验并收集相关数据的方法,以取得炸药单耗等相关爆破参数与块度、松散度的关系,以取得较优化的爆破参数,现场工业实验方案 6 组,每组实验 3 次,取平均数据进行分析,具体爆破参数如表 4 所示。

表 4 场爆破试验参数

Table 4 Parameters of field blasting test

	试验 1	试验 2	试验 3	试验 4	试验 5	试验 6
台阶高度 H/m	13.0	14.2	15.3	13.2	13.4	15.4
单耗/ $(kg \cdot m^{-3})$	0.47	0.53	0.60	0.67	0.74	0.80
炮孔直径 D/mm	178	178	178	178	178	178
孔间/ ms	17	17	17	17	17	17
排间/ ms	42	42	42	42	42	42
孔距/ m	8.0	7.5	7.0	6.0	6.0	5.0
排距/ m	5.5	5.3	5.0	4.5	4.0	4.0

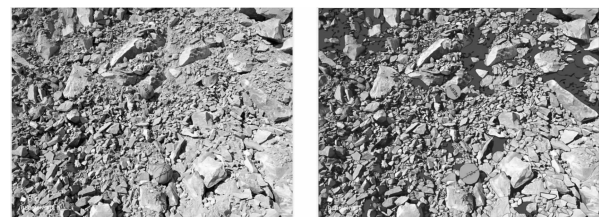
4.2 数据收集方法

爆堆松散度的确定:基于现场条件,试验选取大疆精灵 Phantom 4 RTK 无人机。根据现场爆破区域的大小,设置无人机飞行范围,将飞行高度设置为 30 m,拍摄相片重复率为 80%,采用井字飞行倾斜摄影技术。将拍摄下来的爆堆图像在 ContextCapture 中处理,形成三维模型,根据三维模型的体积大小,并对比未爆前的体积大小,计算得爆堆松散度。

爆堆块度的确定:整个爆堆分为 5 次手机拍照,第一次为刚完成爆破岩块未铲装前的爆堆;第二次至第五次分别为铲装大约 20%、40%、60% 和 80% 后的爆堆。这样能保证整个爆堆真实块度的分布而不是仅仅表面块度的分布。拍照使用篮球作为参照物,且所有的图像都应对焦,并取每个爆堆至少 50 张以上、照片拍照面积 3~7 m² 的照片,放入爆破块度分析软件进行其块度分析,获得爆堆中不同块度的比例和大小。

4.3 爆破块度分析

鉴于人工筛分块度分析法的劳动强度大、费工费时等的诸多弊端^[18],为掌握现场试验爆破效果,采用图像分析法开展了 18 次矿山爆破块度对比分析。现场爆破块度照片和图像法识别效果见图 8。根据爆破块度图像识别结果,得到爆破块度统计参数见表 5,进而得到爆破块度分布情况图 9 所示。



(a) 现场爆破块度照片
(a) Photos of site blasting lumpiness
(b) 块度图像法识别效果
(b) The recognition effect of block image method

图 8 现场爆破块度照片和图像法识别效果
Fig. 8 Identification effect of on-site blasting lumpiness photograph and image method

表 5 爆破不同块度所占百分比统计(三次爆破数据的平均值)

Table 5 Statistics of the percentage of different blasting lumpiness(average value of three blasting data)

块度/ cm	不同块度所占百分比/%					
	试验 1	试验 2	试验 3	试验 4	试验 5	试验 6
0~20	45.53	55.81	57.97	64.54	71.35	73.33
20~40	24.30	21.06	27.52	23.68	19.96	19.89
40~60	18.14	14.07	10.29	8.78	5.86	5.16
60~Topsize	12.03	9.06	4.22	3.00	2.83	1.62

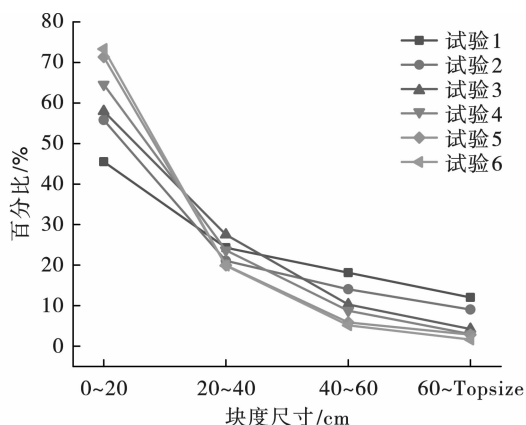


图9 不同块度尺寸所占的百分比

Fig. 9 Percentages of different lumpiness sizes

由表5可知,6组实验方案取得的块度数据,即块度尺寸大于60 cm的粒度占整个爆堆的10%左右,理解其为非正常炸药爆破破碎,即节理裂隙发育、前次爆破时最后一排对下次爆破的前排(即抵抗线)产生的裂隙等产生的大块,故不列入炸药单耗与块度规律之间的变化范围。

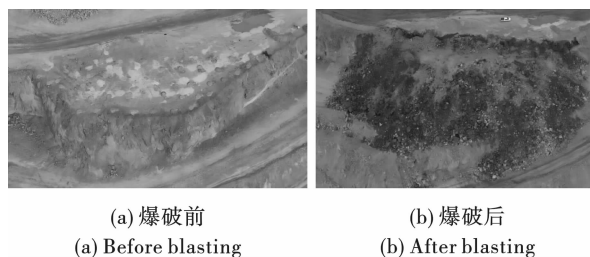
由图9可知,所有实验平台的块度大小,随炸药单耗的增大,小块度级配百分比逐渐变大,这是由于随着单耗的增大,炮孔孔距和排距变小,导致粉碎区和邻近炮孔的小块度增多造成的。另外,随着单耗的增加,块度尺寸增大的速率减小。随着单耗的增加整体趋势是0~20 cm的块度所占比例增幅最大,而20~40 cm、40~60 cm、60~Topsize cm这三个区域所占的比例逐渐减小。

由图9和表5可知,随着单耗的增大,小于某一尺寸的百分比的块度尺寸呈整体趋势减小,即在多宝山露天矿,60 cm以上的石头被归结为大块,随着单耗增加大块率也逐渐变小。从表5可以看出,单耗 0.60 kg/m^3 为优化成本的界点,单耗大于

0.60 kg/m^3 时,95%的块度小于60 cm,随着单耗增大块度变化趋于缓和;单耗小于 0.60 kg/m^3 时,非后面台阶坡面裂隙引起的大块,即因炸药单耗变小从而导致孔排距不合理引起的大块的增加。综合,实验三的爆破参数较合理。

4.4 爆堆松散度分析

将无人机所拍摄的三维爆堆模型如图10所示,利用ContextCapture软件计算爆破前后方量,得出松散系数随单耗变化的折线如图11所示。见表6。



(a) 爆破前

(a) Before blasting

(b) 爆破后

(b) After blasting

图10 三维爆堆模型爆破前后图

Fig. 10 Before and after blasting of 3D explosion model

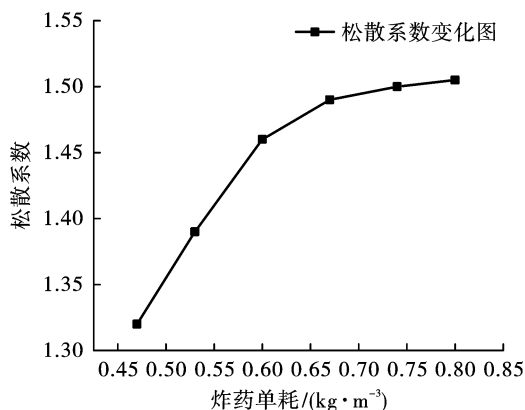


图11 松散系数随炸药单耗变化图

Fig. 11 Variation of loose coefficient with explosive single consumption

表6 松散系数随炸药单耗变化统计(三次爆破数据的平均值)

Table 6 Statistics of variation of looseness coefficient with single explosive consumption (average value of data of three bursts)

	试验1	试验2	试验3	试验4	试验5	试验6
松散系数	1.320	1.390	1.460	1.490	1.500	1.505

松散度在单耗增大到一定值后,基本上保持不变。从上图中松散度与单耗之间的关系可以看出,在炸药单耗超过 0.67 kg/m^3 后,松散度增加趋势变平缓。根据经验,一般松散系数在超过1.45后,铲装则影响不大。由图11可以看出,在单耗 0.60 kg/m^3 左右即对铲装影响不大。

5 结论

本次通过理论、数值模拟以及现场工业试验,得到了以下结论:

(1)在多宝山露天矿爆破的耦合装药条件下,通过逐孔起爆应力场的理论推导和分析,应力场分

布和应力大小的影响仅限于前后两孔之间,孔间延期时间 17 ms 是比较合理的。

(2)爆破现场爆堆和块度大小数据的收集可以通过无人机倾斜摄影技术和手机拍照进行,由此收集的数据分析获得的松散度和块度是有效合理的。

(3)多宝山露天矿深孔台阶爆破,当炮孔直径为 178 mm 和孔间延期时间 17 ms 时,满足块度小于 60 cm、松散度达到 1.45 铲装条件下的炸药单耗为 0.60 kg/m³、孔排距为 7 m×5 m。

参考文献 (References)

- [1] 尹岳降,朱子晗,陈明,等.长九神山灰岩矿开采爆破试验研究[J].爆破,2020,37(4):43-47,88.
- [1] YIN Yue-jiang, ZHU Zi-han, CHEN Ming, et al. Experimental study on mining blasting of chang-jiu limestone mine[J]. Blasting, 2020, 37(4): 43-47, 88. (in Chinese)
- [2] 郑炳旭,冯春,宋锦泉,等.炸药单耗对赤铁矿爆破块度的影响规律数值模拟研究[J].爆破,2015,32(3):62-69.
- [2] ZHENG Bing-xu, FENG Chun, SONG Jin-quan, et al. Numerical study on relationship between specific charge and fragmentation distribution of hematite[J]. Blasting, 2015, 32(3): 62-69. (in Chinese)
- [3] 刘慧,冯叔瑜.炸药单耗对爆破块度分布影响的理论探讨[J].爆炸与冲击,1997(4):72-75.
- [3] LIU Hui, FENG Shu-yu. Theoretical research of the effect on the blasting fragmentation distribution from the explosive specific charge[J]. Explosion and Shock Waves, 1997(4): 72-75. (in Chinese)
- [4] 陈运轩.爆破块度效应对炸药单耗的影响[J].爆破,1996(3):19-22.
- [4] CHEN Yun-xuan. Influence of blasting lumpiness effect on explosive unit consumption[J]. Blasting, 1996(3): 19-22. (in Chinese)
- [5] 谭臻,李广悦,李长山,等.爆破参数对爆破块度效果影响的灰色关联分析[J].矿业工程,2003,1(6):41-43.
- [5] TAN Zhen, LI Guang-yue, LI Chang-shan, Huang Yong-zhong, et al. Gray correlation analysis of blasting parameters influencing size performance of block blasted[J]. Mining Engineering, 2003, 1(6): 41-43. (in Chinese)
- [6] 于永江,王来贵,何峰.煤体爆堆块度分布的测试[J].煤炭学报,2005,30(3):337-339.
- [6] YU Yong-jiang, WANG Lai-gui, HE Feng. The fragmentation distribution testing of rock blasting[J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(3): 337-339. (in Chinese)
- [7] 王国标,何维,胡少华,等.紫金山金铜矿露天采场爆破参数优化[J].现代矿业,2018(8):80-85.
- [7] WANG Guo-biao, HE Wei, HU Shao-hua, et al. Optimization of the blasting parameters of the open-pit stope in zijinshan au-cu mine[J]. Modern Mining, 2018(8): 80-85. (in Chinese)
- [8] 耿威,梁尔祝.影响爆破块度因素的灰色关联分析[J].广东化工,2017,44(14):42-43,28.
- [8] GENG Wei, LIANG Er-zhu. Grey correlation analysis influencing factors of blasting block[J]. Guangdong Chemical Industry, 2017, 44(14): 42-43, 28. (in Chinese)
- [9] 郭明.爆破块度主要影响因素的灰色关联分析[J].矿业研究与开发,2000,20(6):41-43.
- [9] GUO Ming. Grey correlation analysis of main influence factors on blasting fragmentation[J]. Mining Research and Development, 2000, 20(6): 41-43. (in Chinese)
- [10] 张阳光,李强,林飞,等.基于灰色关联分析法的爆破效果影响因素敏感性分析[J].煤矿爆破,2020,38(4):12-15,30.
- [10] ZHANG Yang-guang, LI Qiang, LIN Fei, et al. Sensitivity analysis on influencing factors of blasting effect based on grey correlation analysis method[J]. Coal Mine Blasting, 2020, 38(4): 12-15, 30. (in Chinese)
- [11] 戴俊.岩石动力学特性与爆破理论[M].北京:冶金工业出版社,2002.
- [11] DAI Jun. Dynamic Behaviors and blasting theory of rock[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2002. (in Chinese)
- [12] 程昀,宋战平,金解放,等.应力卸载过程砂岩应力波传播及衰减特性试验研究[J].振动与冲击,2020,39(8):151-158.
- [12] CHENG Yun, SONG Zhan-ping, JIN Jie-fang, et al. An experimental study on stress wave propagation and attenuation of sandstone during stress unloading process[J]. Journal of Vibration and Shock, 2020, 39(8): 151-158. (in Chinese)
- [13] 郭德勇,张超,李柯,等.松软低透煤层深孔微差聚能爆破致裂机理[J].煤炭学报,2021,46(8):2583-2592.
- [13] GUO De-yong, ZHANG Chao, LI Ke, et al. Mechanism of millisecond-delay detonation on coal cracking under deep-hole cumulative blasting in soft and low permeability coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(8): 2583-2592. (in Chinese)