DOI: 10.11883/bzycj-2018-0203

# 岩体加固抗爆炸性能\*

徐干成<sup>1</sup>,袁伟泽<sup>1</sup>,顾金才<sup>2</sup>,张向阳<sup>2</sup>
(1.空军研究院工程设计研究所,北京 100068;
2.军事科学院工程兵防护工程研究所,河南 洛阳 471023)

摘要:为进一步提升岩体的抗爆炸性能,采用相似模型实验和数值模拟的方法对采用交叉锚索进行加固的围岩进行了抗爆性能分析,对比分析了加固前后岩体的爆炸压力分布规律、应变分布规律、爆腔大小以及锚索参数对加固效果的影响。研究结果表明:无论岩体是否加固,爆心附近岩体内爆炸压力峰值、径向应变峰值、环向应变峰值与比例距离均呈负幂指数衰减,在相同的爆炸药量作用下,随着距爆点距离的增大, 压力、应变峰值迅速减小;在集团装药条件下,岩体内的爆腔不呈球形而呈上细下粗的花瓶形,且无加固岩体的爆腔高度较大;交叉锚索角度变化对介质压缩半径的影响较小;随着交叉锚索密度的增大,加固介质中自由场压缩波峰值降低约 20%~35% 左右,介质的破坏半径小约 30% 左右。该研究结果可为地下防护工程设计和围岩加固提供参考。

关键词:抗爆炸性能;模型试验;加固;锚索;爆腔 中图分类号: O389; TU45 国标学科代码: 13035 文献标志码: A

地下防护工程具有隐蔽性强、抗毁性高、封闭性好等优点。然而,对于防护层较薄的已建、或必须 在不具备深防护层条件的地方构筑地下防护工程,为了抵抗钻地弹的爆炸破坏能力,通常采用高强混凝 土结构或对混凝土衬砌结构采取加固措施来增强地下防护工程的抗震塌能力<sup>[1-2]</sup>;同时,还可以对岩体进 行加固,提高围岩抗力,从而提高地下工程的整体抗力等级。锚索技术广泛应用于岩土工程中,对静载 条件下锚索性能的研究已较成熟,而对爆炸荷载下锚索的计算方法、优化设计方法以及抗爆机理等方面 还存在较多问题<sup>[3]</sup>。为研究锚索及被加固岩体在爆炸载作用下的破坏机理,已进行了大量喷锚支护爆炸 实验,研究的重点是从内部对洞室进行加固后洞室的动态反应及破坏特点,而对原岩及被加固原岩抗爆 性能的研究仍不够深入<sup>[4-9]</sup>。为此,本文中提出采用交叉锚索对岩体进行外加固的方法,并展开一系列抗 侵彻、爆炸实验研究<sup>[10-13]</sup>;在此基础上,采用模型实验和数值计算的方法对爆炸造成加固岩体的破坏,包 括爆腔尺寸、压碎区范围等进行研究,比较采用不同锚索参数(锚索角度、锚索间距)对加固岩体抗爆效 果的影响。

# 1 模型实验设计与内容

#### 1.1 模型相似比

爆炸实验模型要与实际原型在几何、物理及边界条件上保持相似。当模型实验的重力场与原型相同时,依据 Froude 相似关系,模型材料应满足的基本相似关系为:

 $K_{\sigma} = K_{\rho} K_{\rm L}$ 

(1)

式中: *K<sub>o</sub>、K<sub>p</sub>、K<sub>L</sub>*分别为模型与原型之间应力、密度、几何尺寸的量纲相似比。根据现有模型实验装置 条件、模拟材性实验结果以及课题组已开展的侵爆实验等<sup>[12-13]</sup>,确定本次实验几何比尺*K*<sub>L</sub>=0.095,密度比 尺*K<sub>o</sub>*=0.72,根据公式(1)可知: *K<sub>o</sub>*=0.068,集中力比尺*K*<sub>p</sub>=0.000 61,质量比尺*K*<sub>m</sub>=*K<sub>o</sub>K*<sub>L</sub><sup>3</sup>=0.000 61,能量相似

 <sup>\*</sup> 收稿日期: 2018-06-10; 修回日期: 2018-07-19
 第一作者: 徐干成(1958—), 男, 博士, 教授级高工, xugancheng\_xgc@163.com;
 通信作者: 袁伟泽(1981—), 男, 博士, 博士后, 09ywzcly@tongji.edu.cn。

比尺  $K_{\rm F} = K_{\sigma} K_{\rm L}^3 = 0.000058_{\circ}$ 

#### 1.2 模型材料选择

(1)炸药。选取美国 GBU-28/B 钻地弹原型弹体,其装药量为 306×1.35=413.1 kg TNT 当量。模拟实 验中使用的炸药为块状 TNT, 其密度为 1 600 kg/m<sup>3</sup>。

(2)模拟岩体材料。实验选取中等强度的Ⅲ级岩体作为原型岩体,参照文献 [13] 确定本次实验的模 拟材料为水泥砂浆,其质量配比为:水泥:砂:水=1:10:1.1,原岩及模拟材料的力学参数抗压强度  $R_{\rm ex}$ , 抗拉强度  $R_{\rm tx}$ , 黏聚力 C、内摩擦角  $\varphi$ 、变形模量  $E_{\rm mx}$ 、泊松比  $\mu$ 、密度  $\rho$  见表 1。

表1 原岩与选定模拟材料物理力学参数 
 Table 1
 Mechanics parameters of the rock and selected material

围岩级别	R <sub>c</sub> /MPa	R <sub>t</sub> /MPa	C/MPa	$\varphi/(^{\circ})$	E <sub>m</sub> /GPa	μ	$ ho/(\mathrm{kg}\cdot\mathrm{m}^{-3})$
原岩(Ⅲ)	30	0.83~1.4	0.7~1.5	35~45	6.0~20	0.20~0.25	2 500
选定的模型材料	2.56	0.43	1.5	41	5.2	0.15	1 820

(3)模拟锚索。原型锚索为一个孔内设3束规格为7×05mm标准钢绞线,模拟锚索采用3根直径为  $1.5 \, \text{mm}$  的纯铝丝机械绞制而成,钢绞线与选定铝绞线的力学性能等相关参数公称截面面积 A、直径 R 等 见表2。

表 2 钢绞线与选定铝绞线力学参数

Table 2 The mechanics parameters of cable and selected aluminium stranded wire

锚索类型	<i>E</i> /GPa	R <sub>t</sub> /MPa	规格	<i>R</i> /mm	$A/\mathrm{mm}^2$
钢绞线(原型)	196	1 860	3束7ר5 mm	23.05	417
铝绞线(模型)	62.6	170	3ר1.5 mm	2.6	5.3

#### 1.3 模型尺寸确定及制作

实验时在模型体表面钻凿的竖直向下的送药孔 直径为 60 mm, 药包的高度为 55 mm。实验爆炸装 置的宽度为 1.5 m(药孔直径的 25 倍),装置的长度 为 2.4 m(药孔直径的 40 倍),可满足介质边界条 件。装置的高度为 2.3 m(含下部消波坑), 药包埋置 深度为自顶面下 1.2 m, 远大于完全填塞深度, 完全 满足对完全填塞爆炸效果进行模拟的要求。实验装 置及模型体大小如图1所示。

模拟实验装置底部铺一层模型材料,夯实后为 50 mm。共夯实四层,厚度为 200 mm。当夯筑深度 达到 500 mm 时,将四个侧限装置闭合,然后再夯筑 模拟岩体。在 200 mm 层面上放好模拟锚索。每层 锚索均倾斜 45°,每相邻上下层锚索相互垂直,模拟 岩体内锚索的定位如图2所示。锚索体积占模拟岩 体总体积的 0.097%。

#### 1.4 模拟岩体内传感器布置

在爆炸模拟岩体中布置了应变测点和压力测 点,即在距离模型顶面下 1.2 m 高度上要设置应变和 压力测点,以确定爆炸破坏半径(范围),测点与爆点









图 2 模拟岩体内锚索的定位 Fig. 2 Anchor cable orientation in simulated rock

在同一个水平面上。应变测试采用应变砖预埋法,压力测试采用在制作模型过程中把压力测试元件设 在预定位置。测试装置测点布置如图 3 所示,应变砖及 PVDF 压力传感器如图 4 所示。



图 3 应变和压力测点布置(单位:mm) Fig. 3 Measuring location arrangement of stress and pressure (unit: mm)

2



Strain brickPVDF pressure sensor图 4 测试用传感器Fig. 4Sensors for the experiments

实验结果分析

在配制模型材料时掺加有早强剂,15 d 后材料 强度稳定且不再增加,故实验模型体硬化15 d 后进 行抗爆实验。为了充分利用抗爆模型体,在一块模 型体内进行多次爆炸实验,每次实验时爆点位置不 变。为防止损坏实验装置未加固模型的药量依次为 100、150、200 g,而加固模型的药量依次为100、 150、200、250 g。爆炸实验完成后,对模型进行解 剖,观察爆坑形状并测量爆坑尺寸。

#### 2.1 爆炸测试曲线汇总分析

每次爆炸实验后对测得的多组应力、应变曲线进行整理,得到各个测点的峰值。为了使测点峰值具 有通用性、可比性,对横、纵坐标进行无量纲处理,以未加固模型药量为100g实验结果为例。通过数据 拟合得到测点压应力峰值、径向应变峰值和环向应变峰值分别与距爆心的比例距离的拟合曲线如图5 所示,负幂函数关系式为:

$$P/R_{\rm c} = 0.754 \times \left(R/W^{1/3}\right)^{-1.685} \tag{2}$$

$$\varepsilon_{\rm rad} = -1\,461.816 \times \left( R/W^{1/3} \right)^{-3.077} \tag{3}$$

 $\varepsilon_{\rm cir} = 556.36 \times \left( R/W^{1/3} \right)^{-3.904}$  (4)

式中: R为距爆点的距离, m; W为药量, kg; P为压力峰值、 $R_c$ 单轴抗压强, MPa;  $\varepsilon$ 为应变峰值, 10<sup>-6</sup>。

针对不同的爆炸药量,相同的比例距离有不同的测量值。根据爆炸相似原理,在相同的介质中、相同的比例距离具有相同的爆炸应力峰值及应变峰值等爆炸波参数。由于模拟岩体南、北方向较大,受边界影响较小。因此,以布置在北侧压力测点测得的数据和南侧应变测点测得的数据对其他数据及曲线进行归一化,如图 6~8 所示。

由 6~8 图可知: (1)爆炸压力峰值、径向应变峰值和环向应变峰值与比例距离均呈负幂函数关系, 且对应曲线形状相似; (2)在相同的比例条件下,无加固模拟岩体内的爆炸压应力峰值要大于对应的加 固模拟岩体内的爆炸压应力峰值,且当比例距离小于1.1 时,两者之间越来越离散; (3)当比例距离小于



12

12

12



0.5 左右时, 无加固模拟岩体内的径向应变峰值绝对值要小于对应的加固模拟岩体内的径向应变峰值绝对值; 当比例距离大于 0.5 左右时, 无加固模拟岩体内的径向应变峰值绝对值稍大于对应的加固模拟岩体内的径向应变峰值绝对值; (4) 当比例距离大于 1.1 时, 两条环向应变曲线基本上重合在一起; 当比例距离小于 1.1 时, 环向应变峰值曲线逐渐分散, 在相同的比例距离条件下, 无加固模拟岩体内的环向应变峰值要大于加固模拟岩体内对应的环向应变峰值。

加固试件材性实验表明,在模型材料内设置模拟锚索的铝绞线,其抗压强度和变形模量并不会得到 显著提高,因此,加固后模型体的波阻抗也不会得到明显提高,这可能与设置的铝绞线数量较少有关,还 不足以从根本上影响模型体的材性性质。当比例距离较大时,传播至测点处的爆炸压力波较小,铝绞线 的变形较小,抗拉变形能力高的优点没有发挥出来,测得的应变和应力波峰值与未加固模型体内测得的 基本相同。当比例距离较小时,铝绞线的发挥了其抗拉变形能力高的优点,约束限制住了其周边模型材料的变形,测得的应变比未加固模型体内同位置应变要小,这会直接造成测得的爆炸压力峰值小,此外, 铝绞线变形消耗的爆炸能量也大,这也是造成在加固模型体内测得的爆炸压力峰值较小的原因。

#### 2.2 模拟岩体解剖

爆炸完成后,进行爆炸模型体的解剖,暴露出爆腔,如图9所示。

经测量, 无加固模型爆腔最宽处宽 250 mm, 上下高度为 260 mm; 有加固模型爆腔最宽处 290 mm, 上下高度为 230 mm。爆腔素描如图 10 所示。



Fig. 9 Explosion cavity comparison for the two models



由图 10 可知:在集团装药条件下,岩体内的爆腔不是呈球形而是呈上细下粗的花瓶形;由于无加固和加固模拟岩体的爆腔分别是在 200、250 g 药量爆炸情况下形成的,加固模拟岩体的爆腔要比无加固模 拟岩体的爆腔大,但无加固模拟岩体的爆腔高度较大。

## 3 数值模拟计算

#### 3.1 数值模型简介及对比验证

采用 LS-DYNA 进行数值模拟。模型中药包尺 寸为长×宽×高=50 mm×2.50 mm×50 mm,模型尺寸相 对于炸药尺寸大较多,模型边界条件为位移约束条 件。计算中炸药与介质接触部分网格需要划分得较 密,最小网格大小为炸药尺度的 1/10;高能炸药爆轰 产物的单元压力 p 由状态方程求得,相关参数取值 如下: A=741 GPa, B=18 GPa,  $\omega=0.35$ ,  $R_1=5.56$ ,  $R_2=5.56$ , E=3.6 GJ/m<sup>3</sup>。由于模型的对称性,取 1/4 模 型计算,划分的有限元模型如图 11 所示。

锚索加固体简化成8节点显式结构实体单元, 采用了莫尔-库仑模型,并根据实验数据定义体积应 变与压力的关系曲线。材料在达到破坏后,黏聚力 取为零,而内摩擦角保持不变,材料参数见表3。



首先对加固模拟岩体在药量为 250 g 时的爆炸过程进行模拟,从而验证数值模型的可靠性。计算 结果如图 12~13 所示。由图 12~13 可以看出:介质压缩区呈圆形,压缩半径约为 250 mm;加固实验爆 腔水平宽度 290 mm、上下宽 230 mm,均值 260 mm;数值计算中距离爆心 3 600 mm 处的介质应力为 5.17 MPa,与抗爆实验测点 5 测得的介质应力 5.54 MPa 较为接近。基于上述分析可见数值模型对抗爆实 验模拟较好。

Table 3   Parameters of numerical model									
	角度/(°)	$ ho/(kg\cdot m^{-3})$	E/GPa	μ	<i>R</i> <sub>c</sub> /MPa	R <sub>t</sub> /MPa	C/MPa	φ/(°)	
	无加固	1 800	0.386	0.25	3	0.267	0.6	36	
	45	2 000	0.735	0.25	3	0.497	0.8	41	
	30	2 000	0.70	0.25	3	0.803	0.85	39	
	60	2 000	0.78	0.25	3	0.320	0.75	45	

表 3 数值模型参数

注:角度指锚索与水平线之间角度。



图 12 岩体内爆炸压缩区域图 Fig. 12 Explosion compression region in rock mass





### 3.2 钢绞线角度变化对压缩半径的影响分析

在爆炸药量均为 250 g 的情况下, 分别计算交叉锚索角度  $C_{m}$ 、锚索布置密度  $\rho_{m}$  对压缩半径  $R_{v}$  的影 响,计算方案及结果如表4所示。

编号	$ ho_{ m m}$	E/GPa	$\varphi/(^{\circ})$	C/MPa	<i>R</i> <sub>t</sub> /MPa	$C_{\rm m}/(^{\circ})$	R <sub>y</sub> /mm
M1	0.1 m×0.1 m	0.700	39	0.85	0.803	30	241
M2	0.1 m×0.1 m	0.735	41	0.80	0.497	45	251
M3	0.1 m×0.1 m	0.780	45	0.75	0.320	60	258
M4	0.07 m×0.07 m	0.700	41	0.80	0.75	45	222
M5	0.15 m×0.15 m	0.780	41	0.80	0.35	45	278

表4 数值模拟计算方案 Table 4 The proposal of the numerical simulations

在计算过程中,我们发现介质爆腔的形状及变形规律基本一致。通过对比前3个数值结果可知,随 着锚索角度的增大,压缩半径稍有增大。同时,加入锚索后测得介质的抗压强度变化不大,我们认为锚 索角度变化对介质压缩半径影响不大。

通过比较 M2 与 M4、M6 的计算结果可知, 随着交叉锚索密度的减小, 压缩半径不断增大, M6 与 M4的差异可达25%。考虑到锚索密度较大时,使得材料变形消耗巨大能量,因此认为锚索密度变化对 介质压缩半径有一定影响。交叉锚索密度对介质破坏范围影响显著,锚索加固介质的破坏半径比起未 加固介质的破坏半径小很多,大约在30%左右。三种不同密度锚索加固介质中,测点5的峰值应力分别 为: 3.22、4.26、5.93 MPa。可知锚索越密集加固介质中自由场压缩波峰值应力降低越快,主要是因为锚 索的变形会消耗大量的爆炸能造成的。

# 第 39 卷

#### 4 结 论

(1)岩体无论是否加固,爆心附近岩体内爆炸压力峰值、径向应变峰值、环向应变峰值与比例距离 均成负幂指数衰减,在相同的爆炸药量作用下,随着距爆点距离的增大,压力、应变峰值迅速减小。

(2)在集团装药条件下,岩体内的爆腔不呈球形而呈上细下粗的花瓶形,且无加固岩体的爆腔高度较大。

(3)交叉锚索角度变化对介质压缩半径的影响较小;随着交叉锚索密度的增大,加固介质中自由场 压缩波峰值降低约 20%~35%,介质的破坏半径小约 30%。

上述结论仅是通过本次实验得到的,如果要获得规律性,机理性的认识还需要进行大量实验的深入 研究。

### 参考文献:

- ANDERS A. Laboratory testing of a new type of energy absorbing rock bolt [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2005, 20(4): 291–300. DOI: 10.1016/j.tust.2004.12.001.
- [2] TANNANT D D, BRUMMER R K. Rock bolt behavior under dynamic loading field tests and modeling [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 1995, 32(6): 537–550. DOI: 10.1016/0148-9062(95)00024-B.
- [3] 方从严,卓家寿. 锚杆加固机制的试验研究现状 [J]. 河海大学学报:自然科学版, 2005, 33(6): 696-700. DOI: 10.3321/j.issn:1000-1980.2005.06.021.
   FANG Congyan, ZHUO Jiashou. Experimental study actuality of rock bolts reinforcement mechanism [J]. Journal of Hohai University: Natural Science, 2005, 33(6): 696-700. DOI: 10.3321/j.issn:1000-1980.2005.06.021.
- [4] ORTLEPP W D, STACEY T R. Performance of tunnel support under large deformation static and dynamic loading [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 1998, 13(1): 15–21. DOI: 10.1016/S0886-7798(98)00022-4.
- [5] 杨自友,顾金才,陈安敏,等. 爆炸波作用下锚杆间距对围岩加固效果影响的模型试验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(4): 757–764. DOI: 10.3321/j.issn:1000-6915.2008.04.015.
   YANG Ziyong, GU Jincai, CHEN Anmin, et al. Model experiment study on influences of reinforcement on intervals of rock bolts in surrounding rock under explosive waves [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(4): 757–764. DOI: 10.3321/j.issn:1000-6915.2008.04.015.
- [6] 陈剑杰,孙钧,林俊德,等.强爆炸应力波作用下岩石地下洞室的破坏现象学 [J]. 解放军理工大学学报, 2007, 8(6): 582–588. DOI: 10.3969/j.issn.1009-3443.2007.06.005.
   CHEN Jianjie, SUN Jun, LIN Junde, et al. Failure of rock openings under intensive explosion stress wave [J]. Journal of PLA University of Science and Technology, 2007, 8(6): 582–588. DOI: 10.3969/j.issn.1009-3443.2007.06.005.
- [7] 杨苏杭,梁斌,顾金才,等. 锚固洞室抗爆模型试验锚索预应力变化特性研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(增2): 3749–3756. DOI: 10.3321/j.issn:1000-6915.2006.z2.065.
   YANG Suhang, LIANG Bin, GU Jincai, et al. Research on characteristics of prestress change of anchorage cable in antiexplosion model test of anchored cavern [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(s2): 3749–3756. DOI: 10.3321/j.issn:1000-6915.2006.z2.065.
- [8] 王光勇, 顾金才, 陈安敏, 等. 顶爆作用下锚杆破坏形式及破坏机制模型试验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(1): 27–31. DOI: 10.3969/j.issn.000-6915.2012.01.004.
   WANG Guangyong, GU Jincai, CHEN Anmin, et al. Model test research on failure forms and failure mechanism of anchor bolts under top explosion [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(1): 27–31. DOI: 10.3969/j.issn. 000-6915.2012.01.004.
- [9] 徐景茂, 顾金才, 陈安敏, 等. 拱脚局部加长锚杆锚固洞室抗爆模型试验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(11): 2182-2186. DOI: 10.3969/j.issn.1000-6915.2012.11.005.

XU Jingmao, GU Jincai, CHEN Anmin, et al. Model test study of anti-explosion capacity of anchored tunnel with local lengthening anchors in arch springing [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(11): 2182–2186. DOI: 10.3969/j.issn.1000-6915.2012.11.005.

jrme.2016.1646.

- [10] 徐干成, 顾金才, 袁伟泽, 等. 洞室围岩交叉锚固结构抗爆性能模型试验研究 [J]. 地下空间与工程学报, 2014, 10(5): 1078-1085.
   XU Gancheng, GU Jincai, YUAN Weize, et al. Model test study on explosive resistance of intercross bolted rock mass structure in underground space [J]. Chinese Journal of underground space and Engineering, 2014, 10(5): 1078-1085.
- [11] 徐干成,顾金才,张向阳,等.地下洞库围岩外加固抗炸弹侵彻性能研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(10): 2064–2070. DOI: 10.3969/j.issn.1000-6915.2012.10.011.
   XU Gancheng, GU Jincai, ZHANG Xiangyang, et al. Penetration resistivity research on anchored cavern surface rock [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(10): 2064–2070. DOI: 10.3969/j.issn.1000-6915.2012.10.011.
- [12] 徐干成, 袁伟泽, 顾金才, 等. 地下洞库围岩外加固抗炸弹爆炸性能研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(9): 1767–1776. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2014.1676.
   XU Gancheng, YUAN Weize, GU Jincai, et al. Explosive resistivity research on anchored cavern surface rock [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(9): 1767–1776. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2014.1676.
- [13] 徐干成, 袁伟泽, 顾金才, 等. 围岩外加固抗爆炸成坑试验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(10): 2441-2448. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2016.1646.
   XU Gancheng, YUAN Weize, GU Jincai, et al. Modeling test on explosion cavity to study anchored surface rock around cavern [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(10): 2441-2448. DOI: 10.13722/j.cnki.

### Anti-detonation property of reinforcement rock

XU Gancheng<sup>1</sup>, YUAN Weize<sup>1</sup>, GU Jincai<sup>2</sup>, ZHANG Xiangyang<sup>2</sup>

(1. Engineering Design and Research Institute, The Air Force Academy, Beijing 100068, China;

2. Engineer Protective Engineering Institute, Academy of Military Sciences PLA China, Luoyang 471023, Henan, China)

**Abstract:** To improve the anti-detonation property of surrounding rock, the surrounding rock reninforced by crossing cable method was proposed, and the effects of the method were analyzed by anology experiments and numerical simulation. The d pressure and strain distributions under detonation, explosion cavity dimensions and reinforcing cable parameters on strengthening effects were investigated. The results indicate that the detonation pressure peak value near the detonation center, radial strain peak value and circumferential strain peak value are all negative exponential decay with the proportional distance, no matter the rock is strengthened or not. Under the focus point explosion, the pressure and peak strain rapidly decrease with the distance apart from the detonation point. Under the concentrated charging case, the explosion cavity displays as a vase with the thin head part and fat bottom part. The explosion cavity of the magmatic body without strengthening is comparatively large. The influences of reinforced crossing cable, the peak value of the compression wave in the strengthened medium decreases about 20%–35% and the destruction radius decreases about 30%. The results of this paper can provide references to the underground protective engineering design and enclosing rock strengthening.

Keywords: anti-detonation property; model test; reinforcement; anchor cable; explosion cavity

(责任编辑 曾月蓉)