DOI: 10.11883/1001-1455(2016)03-0297-08

动静荷载对邻近巷道裂纹缺陷扰动的模拟实验*

郭东明[1,2],刘 康[2],杨仁树[1,2],嵇长民[2],张雪城[2]
(1. 中国矿业大学深部岩土力学与地下工程国家重点实验室,北京 100083;
2. 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院,北京 100083)

摘要: 为了探究动静组合应力场作用下邻近巷道背爆侧裂纹缺陷的扩展规律,采用动静加载透射式动态焦散线方法进行了模拟实验,并结合裂纹尖端的动态应力强度因子和能量释放率进行了分析。实验结果表明:在动静荷载作用下,邻近巷道背爆侧裂纹缺陷处也成为巷道主要扰动区,且爆炸荷载对背爆侧预制裂纹的起裂起主导作用;$p=0.2$ MPa 时的相同动静组合应力场中,背爆侧预制裂纹的扩展位移差异与裂纹的倾角有关,当 $\theta=75°$时,爆炸应力波无法驱动裂纹起裂;在相同爆炸荷载作用下,$\theta=30°$时,较小竖向荷载对裂纹的扩展具有抑制作用,且抑制作用随所施加的竖向荷载增加而增大,当 $p=0.4$ MPa 时,裂纹无法起裂;裂纹最终扩展位移,与裂纹尖端动态应力强度因子在极大值上下振荡变化的持续时间,或在裂纹扩展阶段能量释放率积累量,呈正相关。

关键词: 固体力学;裂纹缺陷;动静荷载;邻近巷道;动态应力强度因子;能量释放率
中图分类号: O346.1 **国标学科代码**: 1301545 **文献标志码**: A

随着我国煤炭资源需求量的逐年增加,浅部煤炭资源已无法满足我国国民经济快速增长的需要。煤炭开采逐渐向深部延伸,每年开采深度的增加达到 8～12 m,部分煤矿已进入深部开采阶段,如山东能源新矿集团孙村煤矿和华丰煤矿的开采深度已达到 1 500 m。而随之而来的高应力、高渗透压、高温等恶劣条件,已严重制约着煤矿的安全开采[1]。其中,原岩应力的存在是引起一系列安全问题的重要原因,尤其自重应力。随着开采深度的增加,自重应力不断增大,直接导致岩石的密度均值逐渐增加,从而引起岩石的脆性的增加[2]。

由于施工方法简便、成本较低等优点,钻爆法仍在巷道施工中广泛使用[3]。在煤矿巷道施工中,由于生产需要,往往采用双巷或多巷平行布置。在掘进中新开挖巷道爆破施工常常对邻近巷道产生扰动,特别间距较小时,这种扰动现象尤其明显,甚至造成巷道局部坍塌。针对该问题,有了大量的研究:盖秉政[4]、刘殿魁等[5]将爆炸应力波与邻近地下硐室相互作用的问题,假设为无限介质中弹性波从硐室绕射时所引起的动应力集中问题,并采用复变函数方法进行了分析;谭忠盛等[6]通过对比分析认为,有限元方法能较好地反映隧道爆破施工对既有隧道的影响的全过程;李宁等[7-8]结合工程实例从围岩类型和硐室间距等方面,研究了爆破荷载对邻近硐室围岩和衬砌结构的影响,并应用动力有限元进行了模拟分析;彭道富等[9]通过现场实测和动态有限元分析,研究了近距离爆破荷载作用下邻近隧道周边振动速度场的分布规律;吴亮等[10]、钟冬望等[11]采用动力有限元法,研究了隧道不同布置条件下爆破荷载对邻近隧道的影响。在防护方面,王志亮[12]、穆朝民等[13]通过模型实验和数值模拟,发现含有空穴的防护层对于爆炸波具有更好的屏蔽作用,可减小爆炸波对邻近硐室的扰动。

然而,上述研究主要从理论方面和动态有限元方面,针对爆破振动对邻近巷道的影响问题进行研究,且主要针对围岩中无缺陷情况。而从实验研究方面入手、综合考虑巷道围岩中原岩应力和原始缺陷因素的研究相对较少:郭东明等[14]采用模拟深部巷道爆破开挖诱发邻近巷道灾害的实验系统,探究了爆破荷载对深部邻近巷道围岩缺陷的影响;王蒙等[15]采用光弹实验方法,研究了在单轴压缩荷载以及

* **收稿日期**: 2014-06-27; **修回日期**: 2014-11-16
基金项目: 国家自然科学基金面上项目(51274204);教育部新世纪优秀人才支持计划项目(NCET-12-0965)
第一作者: 郭东明(1974—),男,副教授,博士生导师,dmguocumtb@126.com。

围压下巷道围岩缺陷的应力强度因子的变化规律；杨立云等[16]采用透射式动态焦散线方法，对动静组合应力场中裂纹的扩展行为进行了实验研究。本文中，拟采用动静加载透射式动焦散系统，探究动静荷载作用下邻近巷道围岩中倾斜裂纹的扩展规律，并通过裂纹尖端动态应力强度因子等参数进行分析。

1 实验原理

1.1 动态焦散线法

1.1.1 动态焦散线成像原理

当含有裂纹缺陷的试件受到荷载作用时，裂纹尖端出现应力集中，尖端附近的厚度发生改变，折射率也随之改变。此时，当一束平行光透射过该区域时，由于折射率的改变，出射光偏离平行位置。如果在某一位置放置一个与试件平行的参考平面，可看到一个亮线包围着的暗区，这条亮线称为焦散曲线，暗区称为焦散斑。由于施加的荷载为动静组合荷载，所以焦散曲线为Ⅱ型裂纹焦散线，焦散线成像原理如图 1 所示。

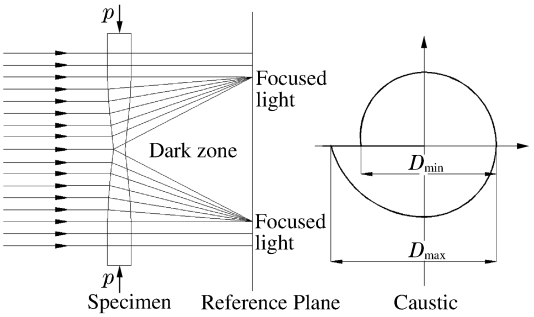

图 1 焦散线成像示意图

Fig. 1 Schematic diagram of caustics formation

1.1.2 裂纹尖端动态应力强度因子的确定

动态应力强度因子与裂纹尖端应力场大小呈正相关，反映了裂纹尖端应力集中程度。裂纹受爆炸荷载和竖向荷载的综合作用，在裂纹扩展过程中主要以复合型扩展为主。通过高速摄影仪拍摄的系列图片可测得焦散斑的直径 D_{max} 和 D_{min}，计算出裂纹尖端动态应力强度因子，复合型扩展裂纹尖端的 $K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}$ 和 $K_{\mathrm{II}}^{\mathrm{d}}$ 表达式为：

$$\begin{cases} K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}} = \dfrac{2\sqrt{2\pi}}{3g^{5/2}z_0 Cd} D_{\max}^{5/2} \\ K_{\mathrm{II}}^{\mathrm{d}} = \mu K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}} \end{cases} \tag{1}$$

式中：z_0 表示参考平面到试件的距离；C 表示有机玻璃板的应力光学常数；d 表示有机玻璃板厚度；$K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}$ 和 $K_{\mathrm{II}}^{\mathrm{d}}$ 分别表示复合型扩展裂纹尖端的Ⅰ型和Ⅱ型动态应力强度因子；μ 表示两动态应力强度因子的比例系数，可通过 $(D_{max}-D_{min})/D_{max}$ 确定；g 表示应力强度数值因子，可通过 μ 确定。

1.1.3 裂纹尖端动态能量释放率的确定

L. B. Freund[17] 发现动态能量释放率与动态应力强度因子之间存在着某种关联，并通过分析，将平面应力状况下的关系式表示为：

$$G = \frac{1}{E}\left[A_{\mathrm{I}}(v)(K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}})^2 + A_{\mathrm{II}}(v)(K_{\mathrm{II}}^{\mathrm{d}})^2\right] \tag{2}$$

式中：E 表示材料的弹性模量；v 表示裂纹的扩展速度，为相邻两幅照片裂纹长度的差值与两幅照片的时间间隔的比值。$A_{\mathrm{I}}(v)$、$A_{\mathrm{II}}(v)$ 表示裂纹扩展速度函数：当 $v=0$ 时，$A_{\mathrm{I}}(v)=A_{\mathrm{II}}(v)=1$；当 $v\neq 0$ 时，$A_{\mathrm{I}}(v)=v^2\alpha_{\mathrm{d}}/((1-v)c_{\mathrm{s}}^2 D)$，$A_{\mathrm{II}}(v)=v^2\alpha_{\mathrm{d}}/((1-v)c_{\mathrm{s}}^2 D)$，其中 $\alpha_{\mathrm{d}}=\sqrt{1-v^2/c_{\mathrm{d}}^2}$，$\alpha_{\mathrm{s}}=\sqrt{1-v^2/c_{\mathrm{s}}^2}$，$D=4\alpha_{\mathrm{d}}\alpha_{\mathrm{s}}-(1+\alpha_{\mathrm{s}}^2)^2$，$c_{\mathrm{d}}$ 表示膨胀波波速，c_{s} 表示剪切波波速。

1.2 动静加载透射式动态焦散线系统

1.2.1 加载方式

爆炸荷载通过起爆装置多通道脉冲点火器引爆叠氮化铅施加，静态竖向荷载通过空气压缩机和围压加载设备施加。在实验中，先施加竖向荷载，后施加爆炸荷载。

1.2.2 透射式动态焦散线系统

透射式动态焦散线系统[18]由激光发射器、扩束镜、平凸镜、加压设备、高速摄影机等组成，光路如图 2 所示。

激光具有高亮度、方向性好以及单色性好等特点，能为实验系统提供稳定高亮的点光源。当点光源经过扩束镜发散和平凸镜 1 的转化后，变为平行光入射到试件前表面，当荷载作用在试件上时，裂纹尖端附近应力集中区域发生复杂的变形，其折射率改变，从试件后表面出射的光发生偏转，然后经平凸镜 2 汇聚进入高速摄影机镜头，得到裂纹扩展过程中的数码照片。

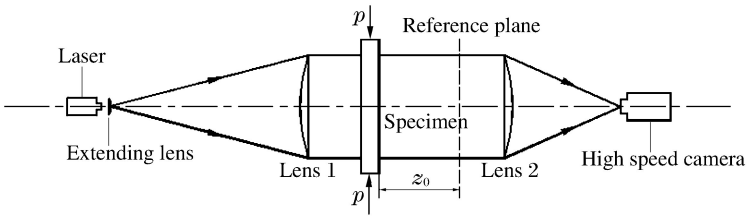

图 2 透射式焦散线实验系统光路

Fig. 2 Schematic diagram of transmission caustics experimental system

2 实验模型加工

在模型的加工过程中，由于岩石材料的脆性，极易造成不必要的扰动损伤，影响实验规律的研究。而且，以当前的实验设备和技术，进行岩石类材料相关的反射式焦散线实验，很难取得理想的结果。虽然有机玻璃与岩石材料的力学参数存在差异，不好进行相似比较，但通过有机玻璃板的模拟，能够客观上反映模型巷道爆破开挖对邻近模型巷道围岩裂纹缺陷扰动机理，为以后岩石类材料的研究提供参考。另外，采用的透射式动态焦散线方法要求实验材料具有较高的透光率，因此实验中采用了具有一定塑性和较高透光率的有机玻璃板作为模型材料进行研究。

模型的规格为 300 mm×300 mm×5 mm。有机玻璃动态力学参数分别为：c_P=2 320 m/s，c_S=1 260 m/s，E_d=6.1 GN/m^2，ν_d=0.31，$|C_t|$=85 μm^2/N。模型要求：在板中部加工贯通的直墙拱形巷道，巷道下部为 40 mm×20 mm 的半矩形，上部为半径 20 mm 的半圆顶，以此模拟邻近已挖巷道；巷道右侧预制倾斜裂纹，裂纹长度 L=5 mm，裂纹倾角为 θ，以此模拟巷道围岩缺陷；在巷道竖直方向施加压力 p，以此模拟竖直方向原岩应力；在巷道左边加工炮孔，并根据多次实验效果，选定炮孔距巷道中心 45 mm，在炮孔内装入 145 mg 叠氮化铅单质炸药，以此模拟开挖巷道爆破施工。实验模型如图 3 所示。

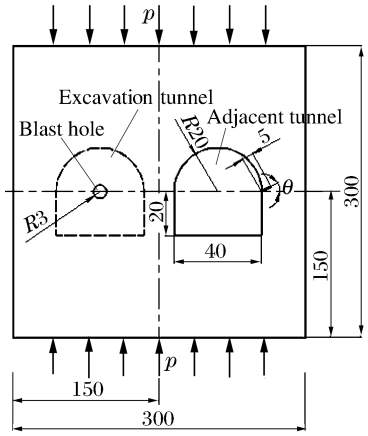

图 3 模型加工示意图

Fig. 3 Schematic diagram of model processing

3 实验结果分析

3.1 p=0.2 MPa 时的相同动静荷载组合场下裂纹倾角变化时

3.1.1 实验结果

裂纹最终扩展位移值通过高速摄影仪拍摄的照片测得。动静荷载组合场下，裂纹倾角分别为 0°、15°、30°、45°、60°、75°时，最终扩展位移分别为 32.062、22.412、21.479、23.191、31.440、0 mm。可见，随着裂纹倾角的增加，在动静荷载组合场的作用下，裂纹扩展的最终位移先逐渐减小，然后增大，最后在 θ=75°时突然变为零。在实验过程中，首先施加较小竖向压力，发现无论裂纹倾角为多少，裂纹均未起裂，而当施加爆炸荷载后，裂纹开始扩展，说明在较小竖向荷载和爆炸载荷形成的应力场中，爆炸动荷载对裂纹的起裂起主导作用。

图 4 为动静荷载组合场作用下，当背爆侧预制裂纹倾角变化时，裂纹扩展的最终实验结果。从上述图中可看出，炮孔附近和邻近巷道迎爆侧是动静荷载作用下的主要破坏区，而存在裂纹缺陷的背爆侧，裂纹也发生了较大扩展，成为主要破坏区，只是由于裂纹倾角的不同，裂纹的扩展程度不同，可采取不同的防护措施。另外，当背爆侧裂纹扩展时，扩展轨迹基本为水平直线，只是扩展末尾向上或向下翘曲。

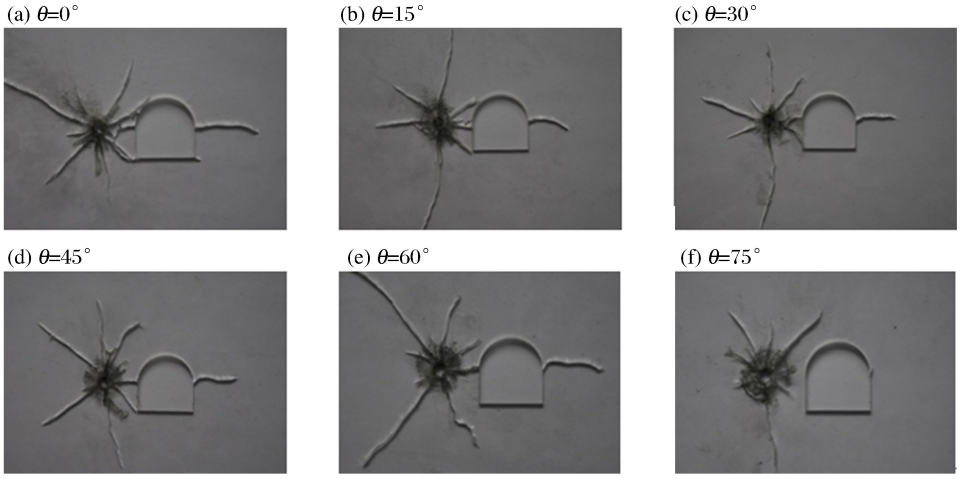

图 4 动静荷载应力场中倾角变化时的实验结果

Fig. 4 Experimental results when the dip angle changes in the dynamic and static stress field

3.1.2 裂纹扩展规律

在裂纹起裂和扩展过程中，裂纹受两个力的作用，爆炸荷载和竖向静荷载，荷载作用效应符合叠加原理[16]。裂纹起裂扩展后，裂纹的扩展轨迹基本为水平，所以可将裂纹扩展阶段的受力情况分析分为预制裂纹起裂前和起裂后。

裂纹扩展前的受力情况，如图 5(a)所示。对于爆炸荷载[19]，假设应力波绕射到裂纹处，在裂纹尖端产生两种应力，一种是应力波越过裂纹尖端产生的炮孔中心与裂纹尖端连线方向的剪应力 τ_2，一种是在裂纹尖端由于应力波反射产生的拉应力 σ_2。对于静荷载，在裂纹处产生的应力，分为垂直于裂纹方向的压应力和沿裂纹方向的切应力。压应力 $\sigma=\sigma_1\cos\theta$，切应力 $\tau=\sigma_1\sin\theta$，随着倾角 θ 的增大，压应力逐渐减小，切应力逐渐增加，即对裂纹扩展的抑制作用逐渐减小，促进作用逐渐增大。

裂纹起裂后的受力情况，如图 5(b)所示。由于裂纹沿水平方向或接近水平方向扩展，因此裂纹扩展后的受力情况基本相同，只是由于裂纹角度的变化有略微差距。

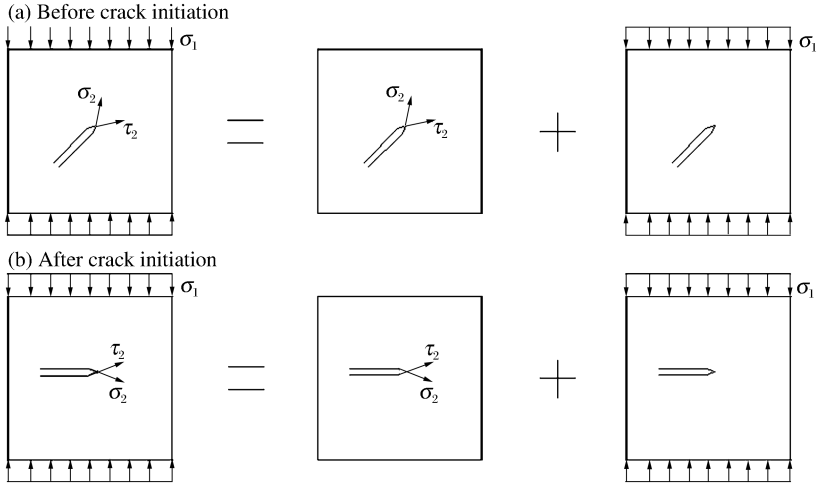

图 5 裂纹的受力分析

Fig. 5 Stress analysis diagram for the crack

由于裂纹扩展后的受力基本相同，所以，造成裂纹最终扩展位移的不同源于裂纹起裂前的受力不同。通过上述受力分析可知：裂纹起裂前竖向荷载对裂纹的综合作用效应表现为，随着 θ 的增大，竖向荷载对裂纹扩展的抑制作用逐渐减小，促进作用逐渐增大；而爆炸荷载的作用效应则表现为，随着 θ 的增大，爆炸荷载对裂纹扩展的促进作用逐渐减小。然而由于爆炸荷载的复杂性，无法对裂纹受力进行具体的定量分析，但裂纹的扩展位移与裂纹的受力情况直接相关，通过裂纹最终扩展位移的比较可以进行定性分析。当 $\theta=0°\sim30°$ 时，动静荷载的组合应力场对裂纹扩展的促进作用逐渐减小；当 $\theta=30°$ 时，动静组合应力场对裂纹扩展的促进作用达到最小；当 $\theta>30°$ 时，动静组合应力场对裂纹扩展的促进作用又开始增加；但当 $\theta=75°$ 时，对裂纹扩展起主导作用的爆炸荷载无法使裂纹起裂，裂纹不再扩展。因此当施加较小静荷载时，动静组合应力场对裂纹扩展的促进作用可以用裂纹最终扩展位移随裂纹倾角变化，如图 6 所示。可知，在相同的动静组合应力场中，随着倾斜裂纹与水平夹角的逐渐增加，动静荷载对裂纹扩展的促进作用先逐渐减小，然后又逐渐增大，当 $\theta=75°$ 时，爆炸应力波能无法驱动裂纹起裂。

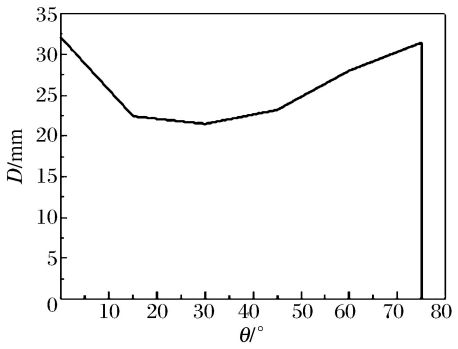

图 6　动静荷载应力场中倾角变化时的裂纹扩展

Fig. 6　Crack propagation when the dip angle changes in the dynamic and static stress field

3.1.3　裂纹尖端动态应力强度因子

图 7 为裂纹尖端动态应力强度因子变化曲线对比。以 $\theta=30°$ 为例，当 $t=66.67$ μs 时，裂纹起裂，此时 $K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}=0.93$ MN/m$^{3/2}$，随后 $K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}$ 减小到谷值 0.79 MN/m$^{3/2}$，之后又开始增加到 1.17 MN/m$^{3/2}$，并在随后一段时间内在 1 MN/m$^{3/2}$ 之上随时间振荡性的变化，其中 $t=140$ μs 时，$K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}$ 达到最大值 2.72 MN/m$^{3/2}$。当 $t=166.67$ μs 时，裂纹止裂，此时 $K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}=0.719$ MN/m$^{3/2}$，之后 $K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}$ 开始减小到零。

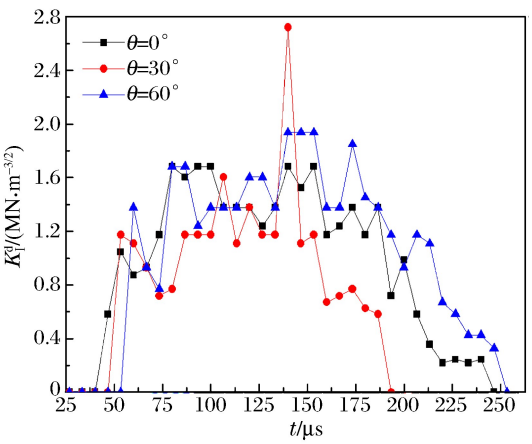

图 7　裂纹尖端动态应力强度因子

Fig. 7　Dynamic stress intensity factors

由以上分析可知，当 $\theta=30°$ 时，裂纹起裂前，动态应力强度因子随时间逐渐增加，当裂纹起裂后，出现短暂的减小，随后又开始增加，达到极大值，并在该值上下出现振荡性变化，持续一段时间后，裂纹止裂，动态应力强度因子开始减小到零。当 θ 改变时，动态应力强度因子具有以上相同的变化规律，所不同的是，裂纹尖端动态应力强度因子在极大值上下振荡性变化的持续时间 t_{d} 不同。通过图 7 可明显看出，当 $K_{\mathrm{I}}^{\mathrm{d}}>1$ MN/m$^{3/2}$ 时，$t_{\mathrm{d}}|_{\theta=0°}>t_{\mathrm{d}}|_{\theta=60°}>t_{\mathrm{d}}|_{\theta=30°}$。动态应力强度因子的大小代表了裂纹尖端的应力场大小，动态应力强度因子越大，应力越集中。当裂纹起裂后，动态应力强度因子在极大值上下持续时间越长，说明裂纹尖端应力较集中的持续时间越长，表现为裂纹持续快速的扩展时间越长，裂纹最终扩展位移越大。裂纹扩展后的受力情况基本相同，即裂纹扩展后由所受力引起的应力场基本相同，这意味着：引起动态应力强度因子在极大值持续时间的不同，源于裂纹扩展前的受力及其在裂纹尖端产生的能量积累，且能量瞬间释放后，在惯性效应下引起的裂纹最终扩展位移的不同。

3.2　裂纹倾角 $\theta=30°$ 时的动静荷载组合作用下静载改变时

3.2.1　实验结果

当施加不同的竖向荷载时，在爆炸荷载作用下，邻近巷道背爆侧裂纹缺陷的扩展位移存在着不同，如图 8 所示。从图中可看出，当裂纹倾角不变时，随着竖向荷载的增加，背爆侧裂纹的最终扩展位移逐渐减小，但裂纹扩展的轨迹均趋于水平，当 $p=0.4$ MPa 时，裂纹未扩展。

引起裂纹扩展位移逐渐减小的原因，主要有 3 个：首先，在爆炸荷载作用下，应力波传播绕射到背爆侧，作用于预制裂纹，在此过程中，随着压力的增大，有机玻璃的均密度增大，应力波传播过程中所引起的质点振动的摩擦损耗也相应增加，所以促进裂纹扩展的应力波能逐渐减小；其次，已知当 $\theta=30°$时，动静应力场对裂纹扩展的促进作用最小，此时竖向荷载综合效应表现为抑制裂纹扩展，裂纹起裂前，随着竖向静载荷的增大，竖向静荷载抑制作用进一步增大；最后，裂纹起裂后，由图 5 可知，裂纹所受的竖向荷载在一定值之下，对裂纹的扩展起抑制作用，且抑制作用随着荷载的增大而增大。

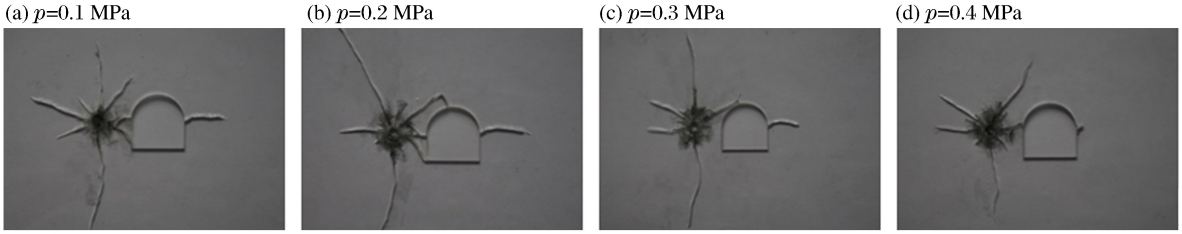

图 8 不同竖向压力下的实验结果

Fig. 8 Experimental results under different vertical pressures

3.2.2 动态能量释放率

从图 9 可看出，当 $p=0.4$ MPa 时，由于能量释放率 G 始终未超过裂纹扩展阻力，所以裂纹未扩展。而当 $p\leqslant0.3$ MPa 时，裂纹起裂扩展，以 $p=0.3$ MPa 时的能量释放率变化曲线为例进行分析。当 $t=73.33$ μs 时，裂纹开始扩展，此时 $G=1\ 235.16$ N/m，随后 G 快速减小到 364.44 N/m，之后又开始缓慢地增加，并在 400 N/m 上下发生振荡变化，当 $t=180$ μs 时，裂纹止裂，能量释放率开始逐渐减小到零。

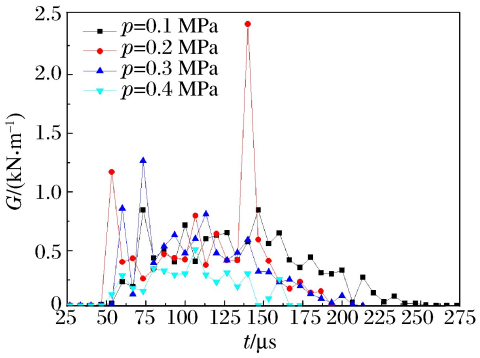

图 9 裂纹尖端能量释放率

Fig. 9 Energy release rates

随着 p 的减小，不同 p 值对应的裂纹动态能量释放率有相同的变化规律，均先快速增加，裂纹扩展后出现短暂的减小，然后又开始缓慢增加，并在某一极大值上下振荡性的变化，之后减小到零；所不同的是，裂纹在扩展阶段内能量释放率的累加值不同，当 $p=0.1$，0.2，0.3 MPa 时，$G=10\ 198.25$，9 729.36，8 546.90 N/m，呈逐渐减小的现象，这也直接决定了裂纹的最终扩展位移逐渐减小的规律。

3.3 讨 论

由于有机玻璃板的高透光性，通过透射式动态焦散线系统，可以清晰地观测到动静荷载作用下裂纹扩展的整个过程，同时有机玻璃材料简化了岩石材料由于脆性、各向异性、非均质性所引起的复杂问题。虽然上述的简化使研究结果与天然岩石材料相比较差异更大，且模拟环境也与实际环境差别较大，如实际围岩的各向异性、边界条件、尺寸效应以及实际巷道围岩中可能存在的各种各样的缺陷等，但模型实验能够更好地定性分析动静载荷作用下裂纹的扩展规律。研究结果能够较好解释现场施工存在的工程问题，对于现场施工问题的解决具有一定的指导意义。

4 结 论

(1)在动静荷载作用下，邻近巷道迎爆侧以及背爆侧存在裂纹缺陷处成为主要扰动区，且爆炸动荷载对裂纹的起裂起主导作用。

(2)$p=0.2$ MPa 时的相同动静组合应力场中，预制裂纹的扩展位移大小的差异性与裂纹的倾斜角度有关，即与裂纹起裂前的受力有关。随着倾斜裂纹与水平夹角的逐渐增加，动静荷载对裂纹扩展的促进作用呈先逐渐减小、然后又逐渐增大的现象，当 $\theta=75°$时，爆炸应力波无法驱动裂纹起裂。

(3)在相同爆破荷载作用下，$\theta=30°$时，一定范围内较小竖向压力对裂纹的扩展具有抑制作用，且抑制作用随着所施加的竖向压力增加而增大，对应于邻近巷道背爆侧裂纹的扩展位移逐渐减小，当 $p=0.4$MPa 时，裂纹不再起裂。

(4)在动静荷载作用下，邻近巷道背爆侧预制裂纹最终扩展位移，与裂纹尖端动态应力强度因子在极大值上下振荡变化的持续时间，或在裂纹扩展阶段能量释放率积累，呈正相关。

参考文献：

[1] 姚建国. 中国矿业可持续发展与煤矿开采环境问题[J]. 岩土力学，2003，24(增刊)：633-635.
Yao Jianguo. Sustainable development of China's mining industry and environmental pollution problem in coal mining[J]. Rock and Soil Mechanics, 2003,24(Suppl):633-635.

[2] 贺永年，韩立军，邵鹏，等. 深部巷道稳定性的若干岩石力学问题[J]. 中国矿业大学学报，2006，35(3)：288-295.
He Yongnian, Han Lijun, Shao Peng, et al. Some problems of rock mechanics for roadways stability in depth[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006,35(3):288-295.

[3] 蔚立元，李术才，徐帮树. 舟山灌门水道海底隧道钻爆法施工稳定性分析[J]. 岩土力学，2009，30(11)：3453-3459.
Yu Liyuan, Li Shucai, Xu Bangshu. Stability analysis of Zhoushan subsea tunnel with drill-and-blast construction method[J]. Rock and Soil Mechanics, 2009,30(11):3453-3459.

[4] 盖秉政. 论弹性波绕射与动应力集中问题[J]. 力学进展，1987，17(4)：447-465.
Gai Bingzheng. The discuss of elastic wave diffraction and dynamic stress concentration problem[J]. Journal of Mechanics, 1987,17(4):447-465.

[5] 刘殿魁，盖秉政，陶贵源. 论孔附近的动应力集中[J]. 地震工程与工程振动，1980，1(1)：97-109.
Liu Diankui, Gai Bingzheng, Tao Guiyuan. The dynamic stress concentrations thoery near the hole[J]. Earthquake Engineering and Engineering Vibration, 1980,1(1):97-109.

[6] 谭忠盛，杨小林，王梦恕. 复线隧道施工爆破对既有隧道的影响分析[J]. 岩石力学与工程学报，2003，22(2)：281-285.
Tan Zhongsheng, Yang Xiaolin, Wang Mengshu. Effect of blast in double line tunnel on existing tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003,22(2):281-285.

[7] 李宁，顾强康，张承客. 相邻洞室爆破施工对已有洞室的影响[J]. 岩石力学与工程学报，2009，28(1)：31-38.
Li Ning, Gu Qingkang, Zhang Chengke. Influence of blasting on excavation of a new tunnel adjacent to existing tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009,28(1):30-38.

[8] 李宁，张承客，周钟. 边坡爆破开挖对邻近已有洞室影响研究[J]. 岩石力学与工程学报，2012，31(2)：3471-3477.
Li Ning, Zhang Chengke, Zhou Zhong. Influence research of slope blasting excavation on adjacent existed tunnel [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012,31(2):3471-3477.

[9] 彭道富，李忠献，杨年华. 近距离爆破对既有隧道的振动影响[J]. 中国铁道科学，2005，26(4)：73-76.
Peng Daofu, Li Zhongxian, Yang Nianhua. Vibration effect at existing tunnel Induced by close-in blasting[J]. China Railway Science, 2005,26(4):73-76.

[10] 吴亮，钟冬望. 不同布置条件下邻近隧道掘进爆破对既有隧道的影响[J]. 煤炭学报，2009，34(10)：1339-1343.
Wu Liang, Zhong Dongwang. Effect of tunneling blasting on the existing adjacent tunnel under different conditions [J]. Journal of China Coal Society, 2009,34(10):1339-1343.

[11] 钟冬望，吴亮，余刚. 邻近隧道掘进爆破对既有隧道的影响[J]. 爆炸与冲击，2010，30(5)：456-462.
Zhong Dongwang, Wu Liang, Yu Gang. Effect of tunneling blasting on the existing adjacent tunnel[J]. Explosion and Shock Waves, 2010,30(5):456-462.

[12] 王志亮，李永池. 防护层中孔穴对轴向应力波的绕射屏蔽效应研究[J]. 岩土力学，2005，26(8)：1221-1226.
Wang Zhiliang, Li Yongchi. Study on diffracting and screening effects of cavities on axial stress waves in defense layer[J]. Rock and Soil Mechanics, 2005,26(8):1221-1226.

[13] 穆朝民，齐娟. 地下防护层中空穴形状对爆炸波衰减作用的影响[J]. 岩土力学，2011，32(12)：3773-3779.
Mu Chaomin, Qi Juan. Attenuation effects of cavity shape on blast wave in underground defense layer[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011,32(12):3773-3779.

[14] 郭东明,杨仁树,刘康,等.一种用于模拟深部巷道爆破诱发灾害的实验系统:中国,201320510459.7[P].2014-02-05.

[15] 王蒙,朱哲明,曾利刚.巷道周边裂纹应力强度因子的实验研究[J].四川大学学报,2012,44(1):99-103.
Wang Meng, Zhu Zheming, Zeng Ligang. The actual studies about stress intensity factor of crack surrounding roadway[J]. Journal of Sichuan University, 2012,44(1):99-103.

[16] 杨立云,杨仁树,许鹏,等.初始应力场对爆生裂纹行为演化效应的实验研究[J].煤炭学报,2013,38(3):404-410.
Yang Liyun, Yang Renshu, Xu Peng, et al. Experimental study on the effect of initial compression stress field on blast-induced crack behaviors[J]. Journal of China Coal Society, 2013,38(3):404-410.

[17] Freund L B. Dynamic fracture mechanics[M]. Edinburgh: Cambridge University Press, 1990.

[18] 杨仁树,杨立云,岳中文,等.数字激光动态焦散线实验方法和系统:中国,201110366309.9[P].2012-07-04.

[19] 胡荣,朱哲明,胡哲源,等.爆炸动载荷下裂纹扩展规律的实验研究[J].岩石力学与工程学报,2013,32(7):1477-1481.
Hu Rong, Zhu Zeming, Hu Zheyuan, et al. Experimental study of regularity of crack propagation under blasting dynamic loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013,32(7):1477-1481.

Simulated experiment of disturbance effect on crack defects of adjacent tunnel under dynamic and static load

Guo Dongming[1,2], Liu Kang[2], Yang Renshu[1,2], Ji Changmin[2], Zhang Xuecheng[2]

(1. *State Key Laboratory for Geomechanics & Deep Underground Engineering, China University of Mining & Technology, Beijing* 100083, *China*;
2. *School of Mechanic & Civil Engineering, China University of Mining & Technology, Beijing* 100083, *China*)

Abstract: To explore the mechanism of crack expansion in the adjacent tunnel under the influence of the combined stress field, a simulated experiment was carried out adopting the blast loading and static loading transmission of the dynamic caustics, and the result was analyzed combined with dynamic stress intensity factors and the energy release rate of the crack tip. The experimental results show that the region where cracks are located in the back-blast side of the adjacent model-tunnel is also the main disturbance zone of the tunnel and that the explosion load plays a leading role in inducing crack initiation in the combined stress field formed by the less vertical pressure and the explosion load. In the same combined stress field, with $p=0.2$ MPa, the prefabricated crack extension displacement is associated with the angle of the crack and, with $\theta=75°$, the explosive stress wave cannot induce crack initiation. Under the effect of the same explosive stress wave, with $\theta=30°$, the less vertical stress within a certain range has an inhibitory effect on the propagation of the crack, and this effect increases with the vertical pressure increase applied in the neighboring roadway. With $p=0.4$ MPa, the crack cannot induce crack initiation. Eventually the displacement of an extended crack occurred, which is positively correlated with the duration time of the dynamic stress intensity factor around its maximal value or with the accumulated value of the energy release rate in the stage of the crack propagation. The results of the present study will have a guiding significance for practical engineering in mining industry.

Key words: solid mechanics; crack defects; dynamic and static load; adjacent tunnel; dynamic stress intensity factor; energy release rate

(责任编辑 丁 峰)