

# 不同应力差条件下超临界 CO<sub>2</sub> 气爆煤岩体气楔作用次生裂纹扩展规律研究

孙可明 王金彧 辛利伟

(辽宁工程技术大学 力学与工程学院 123000 阜新)

**摘要:** 为研究超临界 CO<sub>2</sub> 气爆技术应用于低渗煤岩增透抽采瓦斯和气爆采掘煤岩过程中, 爆生气体楔入爆孔周围破裂区产生次生裂缝的规律, 利用自主研发的超临界 CO<sub>2</sub> 气爆装置对不同应力差条件下边长为 0.4m 的立方体煤岩试件进行了气爆致裂实验, 得到了气爆冲击荷载作用时不同应力差条件下试件各监测点应变和爆生气体压力时程曲线及爆后试件的分区破裂特征。近孔煤岩破坏由应力波引起, 气楔作用产生的拉应力导致远孔次生裂纹扩展, 依据实验规律建立了超临界 CO<sub>2</sub> 气爆煤岩体应力波和气楔作用复合破坏机制的力学模型, 数值模拟分析了不同应力差条件下爆生气体气楔致裂规律。结果表明: 当水平和垂直方向初应力不等时, 爆生气体气楔作用使次生裂纹向垂直最小初应力方向偏转; 当初应力相等时, 次生裂纹沿原方向扩展, 随着初应力增加, 裂隙扩展长度和张开度减小; 数值模拟得到的气体压力时程曲线、试件破坏特征与实验测得的气爆冲击压力时程曲线、试件破坏特征一致; 基于爆生气体劈裂模型的数值模拟结果与实验结果吻合。

**关键词:** 超临界 CO<sub>2</sub>; 气爆; 煤岩体; 气楔作用; 次生裂纹

**中图分类号:** TP028.8 **文献标识码:** A **DOI:** 10.11776/cjam.36.02.B130

## 1 引 言

煤与瓦斯共采成为煤炭安全绿色发展的趋势, 瓦斯开发与利用迫切需要加大瓦斯的预抽效果。然而我国煤层普遍存在低透气性的特点, 随着开采深度增加, 地应力增大, 煤层透气性会进一步降低<sup>[1-3]</sup>。目前, 提高煤层透气性的方法主要有开采保护层、水力压裂、密集大钻孔抽采<sup>[4-11]</sup>等, 但仍普遍存在增透效果不明显、瓦斯抽采率偏低等问题。为了能

够实现煤层瓦斯安全高效抽采, 急需一种简便、安全的增透技术。超临界 CO<sub>2</sub>(SC-CO<sub>2</sub>)气爆煤层是一种低渗煤层增透新技术, 在高瓦斯煤矿可用气爆方法采掘煤岩, 相比炸药爆破危险系数较低; 与其他气爆介质相比, SC-CO<sub>2</sub> 近似液体的密度使气爆具有较强的冲击效果, 爆破过程中产生的大量爆生气体在应力波冲击破坏形成的主裂纹基础上, 其产生的气楔作用促使裂纹进一步扩展, 形成次生裂纹, 提高增透效果。

对于气爆致裂煤岩体的研究, 文献[12]分析了

基金项目: 国家自然科学基金(51574137); 国家油气科技重大专项(2017ZX05037-001)

收稿日期: 2017-07-28

修回日期: 2018-05-14

第一作者简介: 孙可明, 男, 1968年生, 博士, 辽宁工程技术大学, 教授; 研究方向——多场耦合渗流理论及应用。E-mail: sskmm11@163.com

通讯作者: 王金彧, 女, 1993年生, 辽宁工程技术大学, 研究生。E-mail: 18241891993@163.com

空气气爆对煤体渗透性的影响。文献[13]基于定向断裂控制研究了裂纹的扩展机理。文献[14]利用自主研发的气爆发生装置, 得到了裂纹的扩展规律及破坏区域的分布规律。文献[15]研究了裂纹扩展长度与煤体纵波波速、抗压强度、气体率之间的关系。文献[16]研究了双孔连续爆破情况下应力波的传播过程和影响范围。文献[17]从动力学角度研究了岩石产生多裂缝的机制。目前较多学者侧重研究气爆过程中应力波对裂纹扩展规律的影响, 但对不同应力差状态下 SC-CO<sub>2</sub> 气爆过程中产生的爆生气体楔入裂隙区的次生裂纹研究较少。对比传统化学爆破, SC-CO<sub>2</sub> 气爆过程中产生的爆生气体量较大, 作用时间也相对较长, 因此不可忽略气爆过程中产生的爆生气体气楔作用对次生裂纹扩展规律的影响。本文在不同应力差条件和 SC-CO<sub>2</sub> 气爆致裂实验的基础上, 建立复合气爆模型, 并利用 ABAQUS 二次开发功能数值模拟爆生气体气楔作用产生的次生裂纹扩展规律。

2 不同应力差条件下 SC-CO<sub>2</sub> 气爆实验

利用自主研发的 SC-CO<sub>2</sub> 气爆实验装置(见图 1), 以 DHS-400-2000KN 型微机控制电液伺服三轴加载室作为加载平台。由于煤中含有大量节理、裂隙等, 其非均质性会导致动态数据离散, 为便于重复性实验结果比较, 选用边长为 0.4m 的立方体原煤(周围浇筑混凝土加固)及混凝土(见图 2)试件, 进行不同应力差条件下 SC-CO<sub>2</sub> 气爆实验。为避免实验室过大气爆能量存在的安全隐患, 在试件中心位置钻  $\phi 16\text{mm}$  小直径爆破孔, 试件中预埋应变传感器, 传感器布置情况见图 3, 其中距离气爆孔中心 0.05m 处的应变片为①号监测点, 0.10m、0.15m、0.20m 处分别对应②号、③号、④号等 32 个监测点, 通过动态应变仪实时监测拉应变及压应变, 进行不同应力差条件下 SC-CO<sub>2</sub> 气爆实验, 测得实验过程中试件物理力学参数弹性模量  $E$ 、泊松比  $\mu$ 、单轴抗压强度  $\sigma_c$ 、单轴抗拉强度  $\sigma_t$  见表 1, 气爆后试件破裂特征如图 4 所示。

表 1 试件物理力学参数

Tab.1 Physical mechanics parameters of specimen				
	$E/\text{GPa}$	$\mu$	$\sigma_c/\text{MPa}$	$\sigma_t/\text{MPa}$
原煤(raw coal)	3.2	0.25	4.27	0.42
混凝土(concrete)	5.2	0.27	4.32	0.45

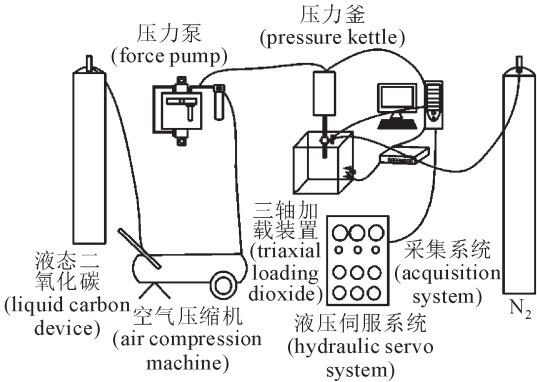


图 1 SC-CO<sub>2</sub> 气爆实验系统组成图  
Fig.1 SC-CO<sub>2</sub> gas explosion test system

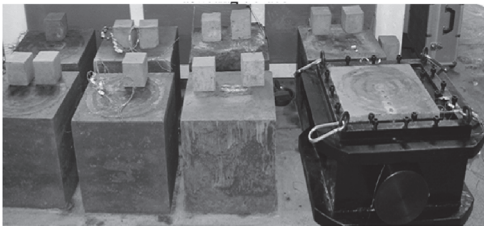


图 2 煤岩试件  
Fig.2 Coal and rock specimen

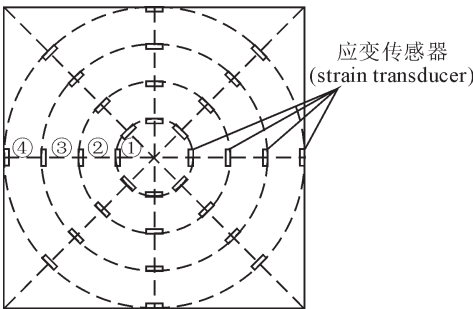


图 3 应变传感器布置图  
Fig.3 Strain sensor layout

实验试件分四组, 每组 5 块, 一组为原煤试件, 二组、三组、四组为混凝土试件, 选取一组、二组、三组中三种不同应力差加载方案下得到的 SC-CO<sub>2</sub> 气爆煤岩体试件, 破坏形貌见图 4。a、b 试件爆破后裂纹均以爆孔中心向外呈放射状, 由于 b 试件水平方向初应力较大, 垂直方向裂纹向水平方向偏转明显; c 试件由于存在大量天然节理裂隙, 在气爆孔附近形成复杂的裂纹。

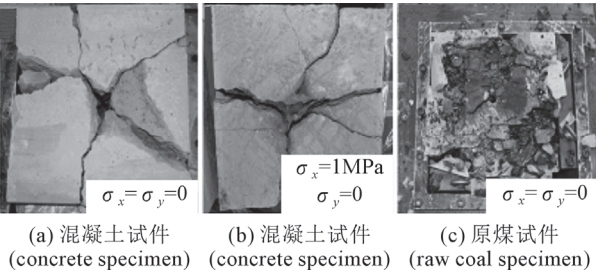


图 4 气爆后试件破裂形貌图  
Fig.4 Fracture morphology of specimen after gas explosion

图5为b试件气爆过程中监测到的各监测点应变变化时程曲线。在距离气爆孔较近的0.05m和0.10m处,应变曲线波动较大,且在达到最大应变值后无后续曲线,说明1号、2号监测点应变片在该时刻已经破坏。结合图4(b)可知:0.05m处监测点处于爆破形成的粉碎区,该处应变片达到破坏这一时间段内试件受到较强冲击载荷破坏,是应力波作用的结果;而0.1m处监测点处于裂隙区,由于受到较强的准静态作用,传感器应变值也超过监测系统断线值(10000)而被破坏;距离爆孔0.15m和0.2m处的3号、4号监测点,监测到的应变值均小于系统断线值,呈现出完整的应变曲线;其中0.15m处的应变片在0.0058s出现压应变最大值,随后出现正值拉应变最大值;0.2m处的应变片在0.0085s出现压应变最大值,随后出现拉应变最大值,且拉应变均大于压应变,该过程起主要作用的是爆生气体。气爆过程中SC-CO<sub>2</sub>出气量较大,形成的爆生气体作用时间为0.005s,占整个气爆过程中较大比重。相较于0.20m处曲线的拉应变峰值明显低于0.15m处曲线,因为爆生气体以气爆孔为中心沿径向传播,但传播过程中爆生气体会逐渐衰减,直到其产生的张拉应力未超过材料抗拉强度,裂纹停止扩展。

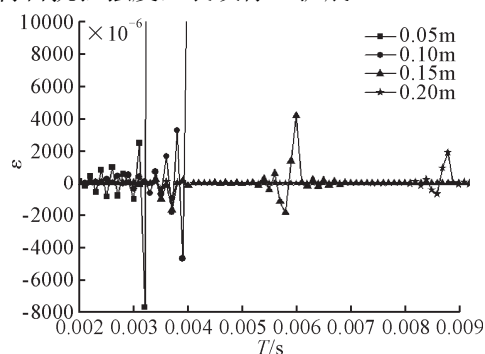


图5 各监测点径向应变变化曲线  
Fig.5 Strain curves of monitored points

图6为压力传感器测得的气爆过程中冲击压力时程变化曲线。气爆孔压力在瞬间达到压力峰值19.8MPa,相较于压力升高阶段,压力降低阶段时间较长。

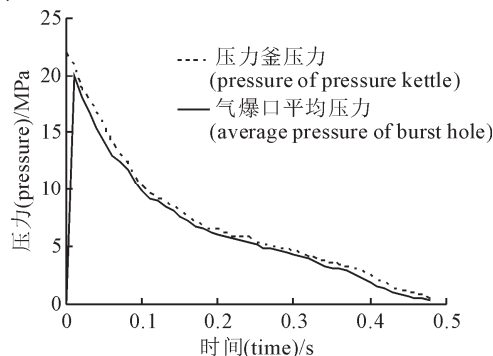


图6 气爆冲击压力时程曲线  
Fig.6 Pressure history curve of gas explosion

采用描述炸药材料模型的JWL状态方程确定数值模拟中超临界CO<sub>2</sub>气爆过程中的气体压力变化,其表达式<sup>[18]</sup>为

$$P = A_1 \left( 1 - \frac{\omega \rho_1}{R_1 \rho_0} \right) e^{-R_1 \frac{\rho_0}{\rho_1}} + B_1 \left( 1 - \frac{\omega \rho_1}{R_2 \rho_0} \right) e^{-R_2 \frac{\rho_0}{\rho_1}} + \omega E_m \rho_1 \quad (1)$$

式中:  $P$  为CO<sub>2</sub>气体的压力,单位为Pa;  $\rho_0$  为气体初始密度,单位为kg/m<sup>3</sup>;  $\rho_1$  为变化后的密度,单位为kg/m<sup>3</sup>;  $\rho_0/\rho_1$  为相对体积;  $E_m$  为初始比内能,单位为Pa;  $A_1$ 、 $B_1$ 、 $R_1$ 、 $R_2$ 、 $\omega$  为材料常数。

通过Matlab以JWL状态方程形式,逼近图6所示气爆冲击压力时程曲线,得到描述超临界CO<sub>2</sub>气爆过程中气体压力变化的JWL状态方程参数,如表2所示。

表2 JWL状态方程参数

Tab.2 Parameters of JWL equation of state

$A_1/\text{MPa}$	$B_1/\text{MPa}$	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$\rho_0/\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$	$E_m/\text{GPa}$
612.3	0.452	4.9	1.4	0.33	600	0.5

### 3 SC-CO<sub>2</sub>气爆次生裂纹扩展力学模型

依据图4气爆实验后裂纹形貌,将气爆过程从爆孔向外依次分为粉碎区、裂隙区、震动区,如图7所示。粉碎区满足Johnson-Cook模型,裂隙区的气楔致裂作用满足最大主应力破裂准则。

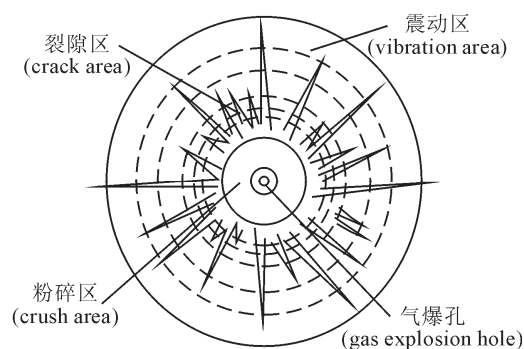


图7 爆破内部区域分布  
Fig.7 Regional distribution of blasting inside

#### 3.1 SC-CO<sub>2</sub>气爆煤岩体强度模型

Johnson-Cook模型<sup>[14]</sup>被广泛应用于冲击动力学中,其屈服应力为

$$\sigma_{JC} = [A + B \varepsilon_p^n][1 + C \ln \dot{\varepsilon}_p^*][1 - T^{*m}] \quad (2)$$

式中:  $\varepsilon_p$  为等效塑性应变;  $\dot{\varepsilon}_p^* = \dot{\varepsilon}/\dot{\varepsilon}_0$  表示量纲为一的塑性应变率,  $\dot{\varepsilon}_0 = 1.0\text{s}^{-1}$ ;  $n$  为材料硬化指数; 温度对气爆过程影响较小,将  $1 - T^{*m}$  修正为1。

### 3.2 爆生气体作用下裂纹扩展模型

结合图4爆破后裂纹形貌,并借助实验监测到的各测点径向应变变化规律,发现SC-CO<sub>2</sub>气爆致裂煤岩体过程中,气楔作用产生张拉应力导致裂隙区次生裂纹扩展。

材料开裂满足牵引分离法则,牵引分离法则假设材料损伤前的应力-应变关系为线弹性关系,即

$$\begin{Bmatrix} \sigma_n \\ \sigma_s \\ \sigma_t \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} K_{nn} & 0 & 0 \\ 0 & K_{ss} & 0 \\ 0 & 0 & K_{tt} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_n \\ \varepsilon_s \\ \varepsilon_t \end{Bmatrix} \quad (3)$$

式中:  $\sigma_n$  为法向应力分量;  $\sigma_s$  为  $s$  方向切向应力分量;  $\sigma_t$  为  $t$  方向切向应力分量;  $\varepsilon_n$  为法向应变分量;  $\varepsilon_s$  为  $s$  方向切向应变分量;  $\varepsilon_t$  为  $t$  方向切向应变分量;  $K_{nn}$  为法向刚度;  $K_{ss}$ 、 $K_{tt}$  为切向刚度。

爆生气体作用下裂纹扩展满足最大主应力模型,则有

$$f = \frac{\langle \sigma_{\max} \rangle}{\sigma_{\max}^0} \quad (4)$$

式中:  $\sigma_{\max}$  为单元最大主应力;  $\sigma_{\max}^0$  为主应力阈值; 符号  $\langle \rangle$  表示该方向法向为压应力时,不发生断裂。

损伤断裂后岩体裂纹面真实应力满足

$$\begin{cases} \sigma_n = (1-D)\bar{\sigma}_n \\ \sigma_s = (1-D)\bar{\sigma}_s \\ \sigma_t = (1-D)\bar{\sigma}_t \end{cases} \quad (\bar{\sigma}_n \geq 0) \quad (5)$$

式中:  $\bar{\sigma}_n$ 、 $\bar{\sigma}_s$ 、 $\bar{\sigma}_t$  为按单元未损伤断裂时裂纹面法向和两个切向应力分量的预测值;  $\sigma_n$ 、 $\sigma_s$ 、 $\sigma_t$  为对应裂纹面法向和切向应力有效值;  $D$  为损伤变量,其取值范围为  $0 \leq D \leq 1$ ,材料未发生损伤断裂时  $D = 0$ ,损伤演化阶段  $0 < D < 1$ ,材料完全断裂破坏时  $D = 1$ 。

损伤变量定义为

$$D = \int_{\varepsilon_0}^{\varepsilon_t} \frac{\bar{\sigma} d\varepsilon}{G^c - G^0} \quad (6)$$

式中:  $\bar{\sigma}$  为材料损伤演化阶段的有效应力;  $G^c$  为材料完全断裂时的临界断裂能;  $G^0$  为材料初始损伤时所需的能量,如图8所示。

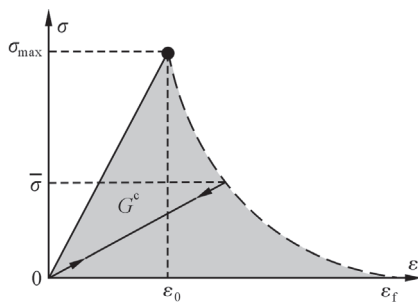


图8(a)

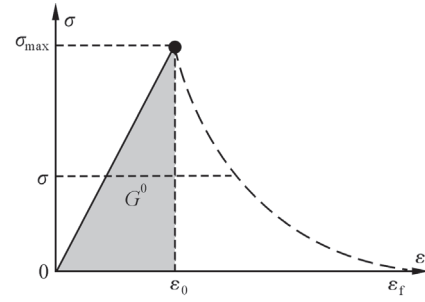


图8(b)

图8 基于能量非线性损伤演化

Fig.8 Nonlinear damage evolution based on energy

## 4 数值计算

### 4.1 模型计算条件及物理力学参数

SC-CO<sub>2</sub>气爆煤岩体作用包括应力波冲击破坏和爆生气体劈裂破坏,为分析应力波的冲击破坏和气楔劈裂规律,在得到应力波产生的破坏区范围基础上,进一步分析气楔劈裂规律。数值模拟选取的模型为均质材料,根据实际气爆试件受力状态施加预应力场,对模型水平和竖直方向施加对称约束,将模型简化为二维平面应变模型。

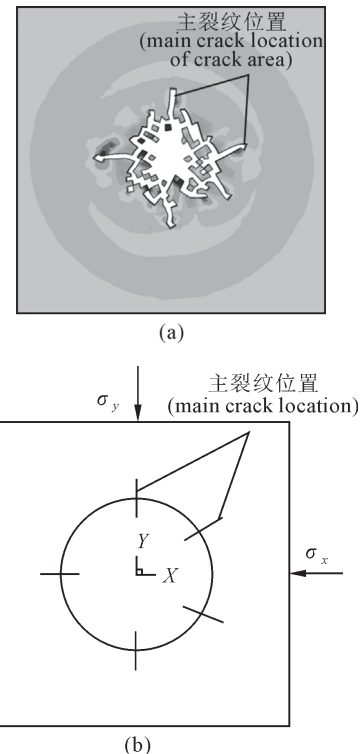


图9 气爆过程中应力波冲击破坏范围及主裂纹分布  
Fig.9 The damage range of stress wave and the distribution of main crack during the gas explosion

图9(a)为基于Johnson-Cook模型模拟气爆过程



得到的应力波产生的破坏区域,图中的圆形波阵面为应力波,该时刻应力波面超前于裂纹扩展前端,应力波对粉碎区作用终止。

图 9(b)是由图 9(a)确定的爆生气体气楔作用主裂纹位置,为方便后续实验与模拟比较,模型的各物理力学参数与实验中各物理力学参数相同。

#### 4.2 不同应力差加载条件下气楔致裂规律

图 10 为模拟不同应力差作用下裂纹扩展特征。结果显示为气楔作用下裂纹均发生扩展,总体呈现放射状。与图 4 气爆实验比较,数值模拟结果与实验结果一致,次生裂纹转向垂直最小初应力方向扩展,当两向应力相等时,次生裂纹会沿原方向扩展,说明气爆煤岩体复合破坏机制,能真实反映爆生气体对裂纹扩展的应力波和气楔作用。

对比图 10(a)~图 10(c)发现,当水平和垂直方向加载相同初始压应力时,随着初始压应力增大,

扩展方向不变,但裂纹扩展长度逐渐减小。这是因为试件破坏不仅要克服自身材料抗拉强度,还要克服外载荷作用。气楔作用产生的部分拉应力要抵消初始应力。因此当水平、垂直方向同时施加压应力时,这两个方向上的气楔作用均受抑制作用,随着加载应力的增大,气楔作用受抑制作用增强。

对比图 10(d)~图 10(f)发现:当垂直方向初始压应力保持不变,随着水平方向初始压应力增大,裂隙扩展的方向、长度均发生变化;水平方向上的裂纹仍沿原方向扩展,但是垂直方向上的裂纹会发生转向,随着水平、垂直方向压应力差值增大,向水平轴偏转的角度也逐渐增大;同时垂直方向上裂纹的扩展长度也随压应力差值的增大而减小。这是因为当水平方向的初始压力大于垂直方向压力时,垂直方向上的裂纹气楔作用产生的张拉作用受抑制,随着水平和垂直方向初始压力差值增大,受抑制作用增强。

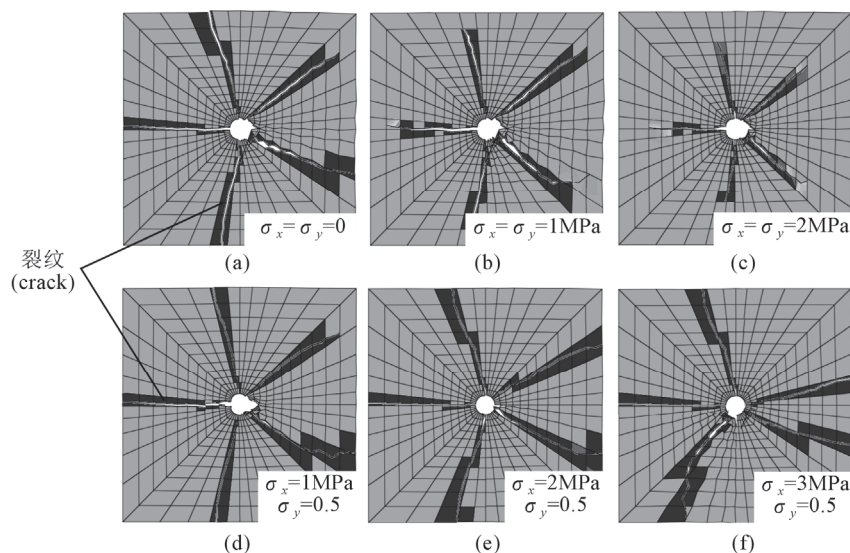


图 10 裂纹扩展模拟结果

Fig.10 Crack propagation of simulation results

#### 4.3 爆生气体压力变化规律

为更好地分析爆生气体在煤岩体中的传播规律,沿着裂纹扩展径向上在各个模型上选取 4 个监测点,各监测点到气爆孔的距离分别为 0.05m、0.1m、0.15m、0.2m,记录各测点的爆生气体压力变化时程曲线,如图 11 所示。

不同的应力差加载条件并未引起爆生气体压力时程曲线和裂纹张开度变化曲线产生特征性变化,仅给出  $\sigma_x=0$  和  $\sigma_y=0$  加载条件下模型各监测点数据变化曲线进行分析。

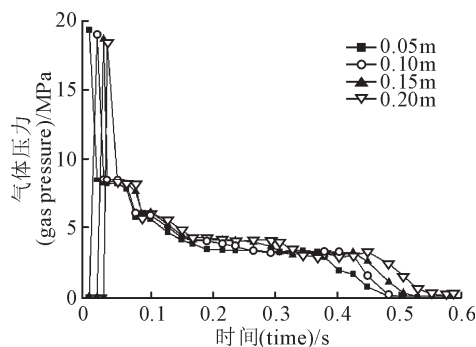


图 11  $\sigma_x=0$ ,  $\sigma_y=0$  时监测点径向爆生气体压力时程曲线

Fig.11  $\sigma_x=0$ ,  $\sigma_y=0$ , radial monitoring point pressure time interval curve of detonation gas

数值模拟的气体压力时程曲线与实验测得的气爆冲击压力时程曲线相似,初期各监测点爆生气体压力接近20MPa,压力从峰值处急剧降低,该阶段爆生气体瞬间释放产生大量高压气体对模型造成压破坏;从0.1s处开始气体压力无较大波动,随着扩展距离的增加,爆生气体压力逐渐衰减,气楔作用终止。

#### 4.4 裂纹张开度变化规律

图12为 $\sigma_x=0$ 和 $\sigma_y=0$ 加载条件下不同时刻各监测点裂纹张开度沿裂纹扩展路径的变化规律曲线图,各监测点到气爆孔距离分别为0.09m、0.12m、0.15m。

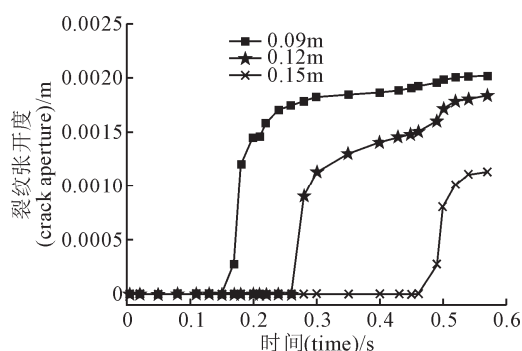


图12  $\sigma_x=0$ ,  $\sigma_y=0$  时不同距离处裂纹张开度随时间变化

Fig.12  $\sigma_x=0$ ,  $\sigma_y=0$ , the crack aperture change with time of fracturing of different distance

分析发现:距离气爆孔0.09m、0.12m、0.15m处裂纹分别在0.15s、0.26s、0.46s开裂;数值模拟过程结束,距离气爆孔0.09m处的裂纹张开度约为0.002m,距离气爆孔0.12m处的裂纹张开度约为0.0018m,距离气爆孔0.15m处的裂纹张开度约为0.0012m。即距离气爆孔较近位置处裂纹优先开裂,且随着距离的增加裂纹张开度逐渐减小。这是因为气爆过程中会产生大量爆生气体,以气楔方式作用在试件上,气楔作用产生的张拉强度超过材料抗拉强度,次生裂纹在气楔作用下裂纹尖端产生应力集中,随着裂纹扩展,气楔作用形成的张拉应力逐渐减小,裂纹张开度也减小,当张拉应力不足以使材料发生张拉破坏时,裂纹停止扩展。

## 5 结 论

1) 超临界CO<sub>2</sub>气爆煤体实验得到气爆后爆孔附近煤岩破裂裂纹主要呈放射状分布破坏特征;气爆煤岩试件各监测点径向应变变化规律表明近孔煤岩破裂主要由应力波引起。气楔作用产生的拉应力导致

次生裂纹扩展,同时建立了超临界CO<sub>2</sub>气爆煤岩体复合破坏机制力学模型,基于该模型的数值模拟结果与实验结果吻合度较高,验证了模型的准确性。

2) 不同应力差影响裂纹扩展,当两向应力不同时,裂纹转向垂直最小初应力方向扩展,且最小初应力方向上裂纹扩展长度小于最大初应力方向;当两向应力相同时,扩展不发生转向,且各个方向裂纹扩展长度大致相同,随着初始应力增大,各个方向的气楔作用均受到相同的抑制,导致裂隙扩展距离减小。

3) 数值模拟得到的气体压力时程曲线与实验测得的气爆冲击压力时程曲线相似,压力瞬间达到峰值,随着裂纹扩展气体压力降低;气爆作用初期大量爆生气体气楔作用产生的张拉强度远超材料抗拉强度,促使裂纹扩展;距离气爆孔较近位置处裂纹先张开且张开度随着距离的增加而减小,当张拉应力不足以使材料发生张拉破坏时,裂纹停止扩展。

## 参 考 文 献 (References)

- [1] 周嫒. 中国煤层气产业发展评价及途径研究[D]. 北京: 中国地质大学, 2012. (ZHOU Ping. Research on China's CBM industry development evaluation and approach[D]. Beijing: China University of Geosciences, 2012(in Chinese)).
- [2] 李志强. CO<sub>2</sub> 预裂爆破增透技术在瓦斯抽采中的应用[J]. 山西焦煤科技, 2014(7): 30-31. (LI Zhiqiang. Application of CO<sub>2</sub> presplit blasting anti-reflection technology in gas extraction[J]. Shanxi coking coal science & technology, 2014(7): 30-31(in Chinese)).
- [3] 袁亮, 薛俊华. 中国煤矿瓦斯治理理论与技术[C]//2010 中国煤矿瓦斯治理国际研讨会论文集. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010. (YUAN Liang, XUE Junhua. Theory and technology of coal mine gas control in China[C]//Proceedings of China International Symposium on Coal Mine Gas Control. Xuzhou: China University of Mining & Technology Press, 2010(in Chinese)).
- [4] 李和万, 王来贵, 张春会, 等. 冷加载作用下不同围压煤样结构损伤规律研究[J]. 应用力学学报, 2017, 34(4): 788-794. (LI Hewan, WANG Laigui, ZHANG Chunhui, et al. Structural damage mechanism for cold loaded coal samples under different confining pressures[J]. Chinese journal of applied mechanics, 2017, 34(4): 788-794(in Chinese)).
- [5] 张世文, 胡美娥, 贾宏志. 冲击波加载区域对冲击波速度和衰减的影响[J]. 应用力学学报, 2016, 33(3): 371-377. (ZHANG Shiwen, HU Meie, JIA Hongzhi. Influence of shockwave loading area on its propagating velocity and decay law[J]. Chinese journal of applied

- mechanics, 2016, 33(3): 371-377(in Chinese)).
- [6] 王光勇, 王超, 余永强. 锚固洞室中不同方向爆炸应力波传播规律及裂纹形成机理研究[J]. 应用力学学报, 2016, 33(6): 1027-1032. (WANG Guangyong, WANG Chao, YU Yongqiang. Research on the propagation law of explosive stress waves and formation mechanism of cracks in the cavern reinforced by rock bolts under explosion load in different positions[J]. Chinese journal of applied mechanics, 2016, 33(6): 1027-1032(in Chinese)).
- [7] 刘中宪, 王楚楚, 蒋坪临, 等. 球面压缩波入射下深埋三维衬砌洞室的动应力集中效应[J]. 应用力学学报, 2017, 34(5): 904-911. (LIU Zhongxian, WANG Chuchu, JIANG Pinglin, et al. The dynamic stress concentration effect of deeply buried three-dimensional lining cavity under the spherical compression wave[J]. Chinese journal of applied mechanics, 2017, 34(5): 904-911(in Chinese)).
- [8] 康婷, 白应生, 孙惠香, 等. 爆炸冲击荷载作用下弹性支撑拱结构的动力响应分析[J]. 应用力学学报, 2017, 34(4): 769-684. (KANG Ting, BAI Yingsheng, SUN Huixiang, et al. Analysis of dynamic responses of arch structures with elastic supports under explosive impact[J]. Chinese journal of applied mechanics, 2017, 34(4): 769-684(in Chinese)).
- [9] 徐幼平, 林柏泉, 翟成, 等. 定向水力压裂裂隙扩展动态特征分析及其应用[J]. 中国安全科学学报, 2011, 21(7): 105-109. (XU Youping, LIN Boquan, ZHAI Cheng, et al. Analysis on dynamic characteristics of cracks extension in directional hydraulic fracturing and its application[J]. China safety science journal, 2011, 21(7): 105-109(in Chinese)).
- [10] 张兴华. 利用深孔控制预裂爆破强化瓦斯抽放消除回采工作面突出危险性[J]. 煤矿安全, 2006, 37(2): 22-24. (ZHANG Xinghua. Using deep-hole controlled pre-splitting blasting to strengthen gas drainage to eliminate the outburst danger of working face[J]. Safety in coal mines, 2006, 37(2): 22-24(in Chinese)).
- [11] 宋维源, 王忠峰, 唐巨鹏. 水力割缝增透抽采煤层瓦斯原理及应用[J]. 中国安全科学学报, 2011, 21(4): 79-82. (SONG Weiyan, WANG Zhongfeng, TANG Jupeng. Principle of gas extraction by increasing permeability of coal seam with hydraulic cutting and its application[J]. China safety science journal, 2011, 21(4): 79-82(in Chinese)).
- [12] 曾范永, 李成全, 孙可明, 等. 气爆对煤体渗透性影响的实验研究[J]. 煤田地质与勘探, 2012, 40(2): 35-38. (ZENG Fanyong, LI Chengquan, SUN Keming, et al. Influence of gas explosion on permeability of coal body[J]. Coal geology & exploration, 2012, 40(2): 35-38(in Chinese)).
- [13] 岳中文, 郭洋, 许鹏, 等. 定向断裂控制爆破爆生裂纹扩展机理的实验研究[J]. 工程力学, 2016, 33(2): 50-58. (YUE Zhongwen, GUO Yang, XU Peng, et al. Experimental study on the mechanism of blast-induced crack propagation under directional fracture controlled blasting[J]. Engineering mechanics, 2016, 33(2): 50-58(in Chinese)).
- [14] 孙可明, 辛利伟, 张树翠, 等. 超临界 CO<sub>2</sub> 气爆致裂规律实验研究[J]. 中国安全生产科学技术, 2016, 12(7): 27-31. (SUN Keming, XIN Liwei, ZHANG Shucui, et al. Experimental study on laws of crack caused by gas burst of supercritical carbon dioxide[J]. Journal of safety science and technology, 2016, 12(7): 27-31(in Chinese)).
- [15] 杨小林, 孙博, 褚怀保. 爆生气体在煤体爆破过程中的作用分析[J]. 金属矿山, 2011, 40(11): 65-68. (YANG Xiaolin, SUN Bo, CHU Huaibao. Analysis on effect of detonation gas in the process of coal blasting[J]. Metal mine, 2011, 40(11): 65-68(in Chinese)).
- [16] 梁冰, 丁学丞, 孙维吉, 等. 低透气性煤层双孔预裂爆破增透数值模拟[J]. 爆破, 2014, 31(2): 84-90. (LIANG Bing, DING Xuecheng, SUN Weiji, et al. Numerical simulation of increasing permeability by double hole presplitting blasting in low permeability coal seam[J]. Blasting, 2014, 31(2): 84-90(in Chinese)).
- [17] 林英松, 张宝康, 蒋金宝, 等. 爆生气体作用下孔壁岩石开裂的机理及影响因素研究[J]. 石油钻探技术, 2008, 36(3): 50-54. (LIN Yingsong, ZHANG Baokang, JIANG Jinbao, et al. Mechanism and influencing factors on radial fractures' cracking and propagation under exploding gas[J]. Petroleum drilling techniques, 2008, 36(3): 50-54(in Chinese)).
- [18] 孙可明, 辛利伟, 吴迪, 等. 初应力条件下超临界 CO<sub>2</sub> 气爆致裂规律模拟研究[J]. 振动与冲击, 2018, 37(12): 473-482. (SUN Keming, XIN Liwei, WU Di, et al. Simulation research on fracture law of supercritical CO<sub>2</sub> explosion under initial stress condition[J]. Journal of vibration and shock, 2018, 37(12): 473-482(in Chinese)).

## Research on the law of secondary cracks propagation in coal and rock caused by gas wedging during supercritical CO<sub>2</sub> explosion under different stress differences

Sun Keming Wang Jinyu Xin Liwei

(School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, 123000, Fuxin, China)

**Abstract:** To reveal the law of secondary cracks generated by gas wedging in the rupture zone around the blasting hole during the process that supercritical CO<sub>2</sub> gas explosion technology is applied in low permeability coal and gas explosion coal mining, the gas explosion of 0.4m square coal and rock under different stress differences is studied by using self-developed device of supercritical CO<sub>2</sub> gas explosion. The strain time curve of the monitoring points inside the specimen under different stress differences, the pressure time-history curve of the gas generated after explosion and the fracture morphology in different areas of the coal and rock are obtained after gas explosion. The coal and rock near the blasting hole are fractured by stress waves, and the tensile stress generated by the effective gas wedge leads to the propagation of the secondary cracks. Based on the experimental law, the mechanical model is established to reflect composite failure mechanism of bursting coal and rock by supercritical CO<sub>2</sub>. The propagation of cracks caused by gas wedging under different stress differences is simulated numerically. The effects of the gas generated after explosion on the gas wedge causes the secondary cracks to deflect along the vertical direction of minimum initial stress when the initial stress applied in the horizontal and vertical directions are different. When the initial stresses are equal, the secondary cracks propagate along original direction, and the propagation length and aperture of crack decreases with stress increasing. The pressure time-history curve and the fracture morphology of specimen obtained by numerical simulation are consistent with the pressure time-history curve and the fracture morphology measured through experiment. The numerical simulation results of the splitting model are in good agreement with the experimental results, which can accurately reflect the real situation.

**Keywords:** supercritical CO<sub>2</sub>, gas explosion, coal and rock, gas wedge, secondary crack.

## Aerodynamic selection research of bridge girder section in three-dimensional wind field

Wang Xu<sup>1,2</sup> Yuan Bo<sup>1,2</sup> Cheng Hongniao<sup>1,2</sup> Luo Jie<sup>1,2</sup>

(1Space Structure Research Center, Guizhou University, 550003, Guiyang, China; 2 Guizhou Provincial Key Laboratory for Structure Engineering, Guizhou University, 550003, Guiyang, China)

**Abstract:** The method of computational fluid dynamics(CFD) is adopted to calculate the static effects of bridge imposed by wind. Then, the aerostatic coefficients are calculated respectively in two-dimensional and three-dimensional wind field environment, in addition, the results are compared with wind tunnel test results. In the three-dimensional wind field, taking flat box girder, separate bilateral box girder and  $\Pi$  type beam as the structural models and eleven fluid fields are established whose wind attack angle changes from 0° to +5°,