

文章编号: 1006-7051(2023)06-0110-12

# 不耦合系数对 CO<sub>2</sub> 相变致裂影响数值模拟及研究

贾进章<sup>1,2</sup>, 邢迎欢<sup>1,2</sup>, 李斌<sup>1,2</sup>, 赵丹<sup>3</sup>

(1. 辽宁工程技术大学安全科学与工程学院, 辽宁 阜新 123000; 2. 矿山热动力灾害与防治教育部重点实验室(辽宁工程技术大学), 辽宁 葫芦岛 125105; 3. 湛江科技学院建筑工程学院, 广东 湛江 524000)

**摘要:** 为了提高液态 CO<sub>2</sub> 相变致裂的增透效果, 探究孔径尺寸对致裂效果的影响, 采用 LS-DYNA 软件对“不耦合装药”结构下 CO<sub>2</sub> 致裂效果进行数值模拟, 分别得到了不同径向不耦合系数下的损伤分布云图、孔壁压力时程曲线、峰值速度分布图, 采用“Logistic”函数对损伤分布进行描述。研究表明, 随着不耦合系数的增大, 压碎区范围先快速减小后缓慢减小, 裂隙区呈先增大后减小的变化趋势, 在  $K=1.46$  时破坏区范围最大, 此时为最优不耦合系数; 当  $K=1.60$  时, 压碎区与裂隙区的过渡特征变得不再明显, 破坏区主要由均匀的裂隙区构成; 不耦合致裂结构能改变爆生气体应力波加载方式, 降低应力波峰值、延长应力波作用时间, 从而能有效降低 CO<sub>2</sub> 相变致裂的振动效应, 径向不耦合系数  $K=1.60$  相较  $K=1.07$ , 振动强度降低 2.48 倍。现场试验表明: 采用  $K=1.46$  致裂结构产生较小的压碎区, 裂隙扩展区较  $K=1.07$  更大, 裂纹发育更长, 瓦斯体积分数与瓦斯纯流量较致裂前增加了 4.28 倍、4.89 倍, 相较  $K=1.07$  瓦斯抽采效果更佳。该研究结果可为 CO<sub>2</sub> 相变致裂效果提供理论支撑。

**关键词:** 不耦合系数; CO<sub>2</sub> 相变致裂; LS-DYNA; 压力时程曲线; 速度峰值

**中图分类号:** O383; TU45; TD235 **文献标志码:** A **doi:** 10.19931/j.EB.20220138

## Numerical simulation and experimental study on the effect of uncoupling coefficient on CO<sub>2</sub> phase change cracking

JIA Jin-zhang<sup>1,2</sup>, XING Ying-huan<sup>1,2</sup>, LI Bin<sup>1,2</sup>, ZHAO Dan<sup>3</sup>

(1. College of Safety Science and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, Liaoning, China; 2. Key Laboratory of Mine Thermodynamic Disasters and Control of Ministry of Education (Liaoning Technical University), Huludao 125105, Liaoning, China; 3. School of Architectural Engineering, Zhanjiang University of Science and Technology, Zhanjiang 524000, Guangdong, China)

**Abstract:** In order to improve the antireflection effect of liquid CO<sub>2</sub> phase change cracking and explore the influence of pore size on the cracking effect, the CO<sub>2</sub> cracking effect under the "uncoupled charge" structure is numerically simulated by LS-DYNA software, and the damage distribution cloud map, hole wall pressure time history curve and peak velocity distribution diagram under different radial uncoupling coefficients are obtained respectively. The damage distribution is described by "logistic" function; The results show that with the increase of decoupling coefficient, the range of crushing zone first decreases rapidly and then decreases slowly, and the fracture zone first increases and then decreases. When  $K=1.46$ , the range of failure zone reaches the maximum, which is the optimal decoupling coefficient; When  $K=1.60$ , the transition characteristics between crushing zone and fracture zone become no longer obvious, and the failure zone is mainly composed

**收稿日期:** 2022-12-07

**基金项目:** 国家自然科学基金资助项目(52174183); 广东省高等教育学会“十四五”规划 2021 年度高等教育研究课题(21GYB173)

**作者简介:** 贾进章(1974—), 男, 博士, 教授, 从事矿井智能通风与煤矿瓦斯防治方面的研究。E-mail: jiajinzhang@163.com

**通信作者:** 邢迎欢(1996—), 男, 硕士研究生, 从事煤矿瓦斯防治方面的研究。E-mail: 1436529185@qq.com

of uniform fracture zone; The uncoupled crack structure can change the loading mode of stress wave of explosive gas, reduce the peak value of stress wave and prolong the action time of stress wave. Uncoupled cracking can effectively reduce the damage effect of seismic wave. Compared with  $K=1.07$ , the vibration intensity of cracked structure  $K=1.60$  is reduced by 2.48 times. The field test shows that the fracture structure with  $K=1.46$  produces a smaller crushing area, the fracture expansion area is larger than that with  $K=1.07$ , and the crack development is longer. The gas volume fraction and pure gas flow are increased by 4.28 times and 4.89 times compared with that before fracture, which is better than that with  $K=1.07$ . The results of this study can provide theoretical support for the effect of CO<sub>2</sub> phase change cracking.

**Key words:** decoupling coefficient; CO<sub>2</sub> phase change cracking; LS-DYNA; pressure time history; peak speed

高瓦斯矿井占我国矿井 50% 以上,且大部分矿井煤层透气性较差,瓦斯抽采难度大,随着我国矿井开采深度的增加,瓦斯灾害日益严重<sup>[1]</sup>。煤层瓦斯采前抽采能有效预防瓦斯灾害的发生。液态 CO<sub>2</sub> 相变致裂技术无明火、爆破过程降温效果显著,振动小,克服了传统炸药爆破危险性高、污染严重等缺点,因此被广泛的应用于煤炭开采和低渗透煤层的增透,因其安全可靠逐渐成为前沿增透技术之一。爆破过程中对裂纹的控制是爆破的重要研究内容之一,矿山爆破和井下增透爆破对爆破效果有不同的要求,在煤矿井下增透施工中需要减小压碎区,尽可能增大裂隙扩展范围,以提高煤层透气性。采用不耦合装药可以使裂纹充分扩展,增加裂隙长度,减小振动效应,因此工程上常用不耦合装药爆破的方法实现对爆破效果的控制。

国内外专家学者对不耦合装药结构的作用机理进行了大量的实验和数值模拟研究:黄佑鹏等<sup>[2]</sup>基于 LS-DYNA 对石灰岩在不同不耦合系数下进行爆破仿真模拟,得出损伤区域随不耦合系数增大先快速减小后缓慢减小。杨仁树等<sup>[3]</sup>利用爆炸加载数字激光动态焦散试验系统,研究切缝药包定向断裂爆破机制,当不耦合系数为 1.67 时,切缝药包爆破效果最理想。梁为民等<sup>[4]</sup>采用 AUTODYNA 软件对不耦合装药结构进行数值模拟研究,研究表明:不耦合装药可以提高炸药能量利用率,改善块度分布,降低粉碎圈厚度,改善爆破效果。宗琦等<sup>[5]</sup>根据界面折射和反射理论,建立了岩石炸药最佳阻抗匹配关系,揭示了不耦合装药与能量传递的关系。杨跃宗等<sup>[6]</sup>通过 LS-

DYNA,建立岩石爆破模型,研究发现:随着不耦合系数增大,岩石损伤区逐渐减小,裂隙区在破坏区所占比例增大。径向不耦合装药相较轴向不耦合装药结构爆炸能量分布更为合理,能产生相对均匀的破坏区。Day P R 等<sup>[7]</sup>研究了水、空气作为爆破介质在不同径向不耦合系数下对炮孔壁压力的影响。夏祥等<sup>[8]</sup>研究了相同当量下炸药与 CO<sub>2</sub> 爆破的振动效应,结果表明炸药爆破振速为 CO<sub>2</sub> 爆破的 5 倍以上,证明了 CO<sub>2</sub> 相变致裂具有优良的减振效果。张东明等<sup>[9]</sup>给出了 CO<sub>2</sub> 相变致裂器在低渗煤层中裂隙扩展的力学机理,给出了在不同地应力下裂隙分布特征。田泽础<sup>[10]</sup>通过液态 CO<sub>2</sub> 对水泥试块爆破实验表明:液态 CO<sub>2</sub> 致裂管在钻孔周围存在一定的空隙,具有不耦合致裂结构特征。

对于“不耦合装药结构”对炸药爆破效果的影响研究较多,但对于“不耦合装药结构”对 CO<sub>2</sub> 相变致裂效果的影响鲜有研究,在现场施工过程中,为了便于 CO<sub>2</sub> 致裂器的安装,钻孔直径一般大于致裂器直径<sup>[11]</sup>,因此对于研究孔径尺寸对 CO<sub>2</sub> 相变致裂效果影响具有现实意义。通过 LS-DYNA 建立以空气为耦合介质的不耦合致裂结构模型,对不同不耦合系数下损伤分布、孔壁压力时程曲线、峰值压力分布进行研究。并且在马堡煤矿进行了工业试验,得到了不同径向不耦合系数下瓦斯抽采特性曲线,为 CO<sub>2</sub> 相变致裂技术在施工过程中钻制合适的钻孔提供参考。

## 1 液态 CO<sub>2</sub> 致裂器内 $P-t$ 变化

当温度大于 31.3 °C 且压力大于 7.39 MPa,

CO<sub>2</sub> 进入超临界状态,发热管通电释放大热量,储液管内液态 CO<sub>2</sub> 受热变为超临界状态,其相变爆破过程中  $P-t$  曲线<sup>[9]</sup>如图 1 所示。

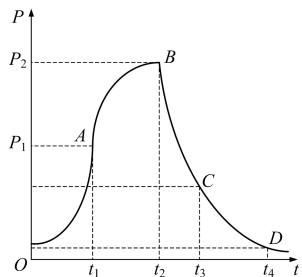


图 1 CO<sub>2</sub> 相变致裂器内压力变化过程

Fig. 1 Pressure change process in CO<sub>2</sub> phase change

OA 阶段:液态 CO<sub>2</sub> 充装压力为 8~10 MPa,启动发热装置,储液管在 20~40 ms 内压力迅速升高至定压泄能片极限压力  $P_1$ ;AB 阶段:定压泄能片在 0.1~0.5 s 内失效,气体压力继续升高至最大压力  $P_2$ ;BC 阶段:致裂器内高压气体由泄能头喷出,以冲击波形式对煤体产生冲击,泄能头周围产生破碎区并产生初始导向裂隙,气体压力迅速下降;CD 阶段:冲击波能量衰减为应力波作用于煤体,煤体产生径向裂隙,高压气体楔入导向裂隙和应力波产生的径向裂隙中,在裂纹尖端形成应力集中,裂隙继续扩展延伸,逐渐形成裂隙区。应力波能量逐渐衰减,当其破坏煤岩体,只能引起质点弹性振动,形成地震波,在爆破远区形成爆破震动区<sup>[12]</sup>。CO<sub>2</sub> 相变致裂损伤破坏区域如图 2 所示。

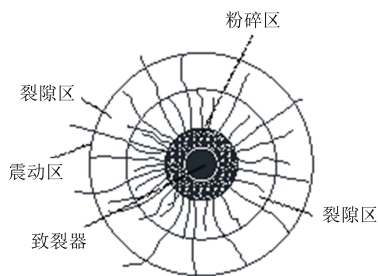


图 2 裂隙分布

Fig. 2 Fracture distribution

K. K 安德列野夫和辽耶夫给出了孔壁所受冲击压力为<sup>[12]</sup>

$$p = \frac{1}{8} \rho_0 D_c^2 \left( \frac{d_c}{d_b} \right)^6 n = \frac{1}{8} \rho_0 D_c^2 \left( \frac{1}{K} \right)^6 n \quad (1)$$

式中: $\rho_0$  为 CO<sub>2</sub> 密度, $K$  为不耦合系数, $d_b$  为炮孔直径, $d_c$  为致裂器直径, $n$  为冲击波遇炮孔壁发生反射的扩大倍数, $n=8\sim 11$ , $D_c$  为相变致裂器爆速, $p$  为 CO<sub>2</sub> 相变致裂后对孔壁的冲击压力。根据式(1)可知孔壁所受冲击压力与不耦合系数  $K$  成反比。在不耦合结构下,冲击波峰值压力下降,波形拉长,波长增大,正压区作用时间增大,孔壁所受冲击压力作用时间增大。

## 2 液态 CO<sub>2</sub> 不耦合致裂数值模拟分析

### 2.1 数值模型的建立

为研究 MZL275-83/1000 型致裂器在不同钻孔尺寸下的作用效果,采用 ANSYS/LS-DYNA 对现场试验进行数值模拟,构建了煤岩爆破三维数值分析模型,模型由致裂器、空气和煤岩体 3 部分构成,致裂器和空气采用 Euler 算法,煤岩采用 Lagrange 算法,采用 Solid164 建模,为减小计算量,根据对称性,建立 1/4 模型,煤岩体半径设为 3 000 mm,致裂器直径设为 83 mm,厚度为 10 mm,炮孔半径根据施工现场常见钻头尺寸 89、98、113、121、133 mm 进行设置,单元数量 596 840,如图 3a 所示,在模型的 1/4 圆弧上施加透射边界条件,以模拟井下无限域煤岩体。在  $x, y$  轴上施加法向固定约束,不可移动,防止模型在边界处发生畸变。采用中心点火的方式起爆,模型尺寸示意图见图 3b,模型规格参数如表 1 所示,共构建 5 个模型。

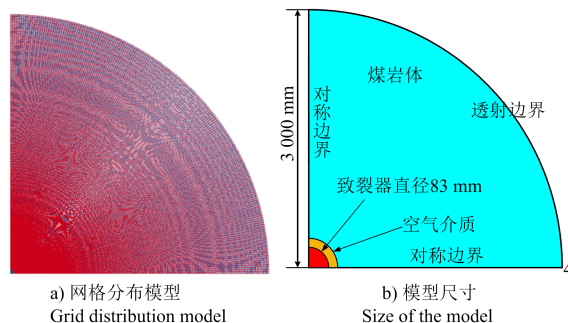


图 3 爆破数值模拟模型

Fig. 3 Numerical simulation model of blasting cracking

表 1 模型规格参数

Table 1 Model specifications and parameters

项目	钻孔直径/mm	致裂器直径/mm	不耦合系数	不耦合介质
模型 1	89	83	1.07	空气
模型 2	98	83	1.18	空气
模型 3	113	83	1.36	空气
模型 4	121	83	1.46	空气
模型 5	133	83	1.60	空气

2.2 材料本构模型及状态方程

1)煤岩材料本构模型。煤岩具有抗压不抗拉的特性,煤岩的变形破坏以压剪破坏和拉伸破坏为主,笔者通过 HJC 本构模型来模拟煤岩在爆破应力作用下的动态力学响应,该模型能很好地表征脆性材料的损伤与塑性变形特征,该本构模型嵌入了状态方程、屈服面方程、损伤演化方程;状态方程如图 4 所示,分为线弹性阶段、过渡阶段、压密阶段 3 个阶段。

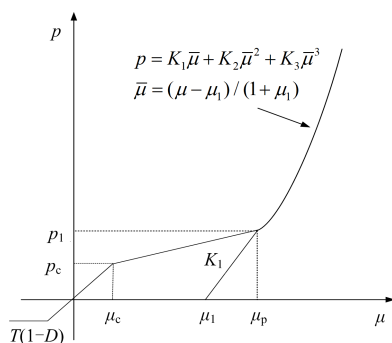


图 4 HJC 模型状态方程曲线

Fig. 4 State equation curve of HJC model

压密阶段采用多项式(2)表示, $P_c$ 、 $\mu_c$  分别为材料压垮时静水压力和体积应变; $P_1$ 、 $\mu_1$  分别为材料压密时静水压力和体积应变。

$$p = K_1\bar{\mu} + K_2\bar{\mu}^2 + K_3\bar{\mu}^3 = (\mu - \mu_1)/(1 + \mu_1) \quad (2)$$

屈服面方程见式(3)

$$\sigma^* = [A(1-D) + BP^{*N}](1 + C \ln \dot{\epsilon}^*) \quad (3)$$

式中: $\sigma^*$  和  $P^*$  为归一化等效强度和归一化压力; $\dot{\epsilon}^*$  为等效应变率; $D$  为损伤因子; $A, B, N$  和  $C$  为材料强度参数。

损伤演化方程见式(4)(5),由等效塑性应变和体积应变累加得到。 $\Delta\epsilon_p$ 、 $\Delta\mu_p$  分别为等效塑性应变和塑性体积应变, $\epsilon_p^f + \mu_p^f$  为材料破碎时塑性应变。 $T^*$  表示材料所能承受的最大特征化静水拉力; $D_1, D_2$  为损伤常量; $\epsilon_{f,min}$  为材料断裂时的最小塑性应变。 $D \in [0, 1]$ ,其数值越大,损伤程度越大。

$$D = \sum \frac{\Delta\epsilon_p + \Delta\mu_p}{\epsilon_p^f + \mu_p^f} \quad (4)$$

$$\epsilon_p^f + \mu_p^f = D_1(P^* + T^*)^{D_2} \geq \epsilon_{f,min} \quad (5)$$

煤岩的 HJC 本构模型基本参数<sup>[13]</sup> 如表 2 所示。

表 2 煤岩 HJC 模型参数

Table 2 Coal and rock HJC model parameters

$\rho/(g \cdot cm^{-3})$	$f_c/MPa$	$T/MPa$	$G/GPa$	$\epsilon_{f,min}$	$C$	$K_1/GPa$	$K_2/GPa$	$K_3/GPa$	$P_c/MPa$
1 577	10.03	0.56	0.79	0.01	0.001	85	-171	208	3.34
$P_1/GPa$	$\mu_c$	$\mu_1$	$A$	$B$	$N$	$S_{max}$	$D_1$	$D_2$	
0.8	0.009 4	0.1	0.76	1.66	0.72	7	0.31	1	

2)空气模型的材料选取。用 \* MAT NULL 表征致裂器与煤岩之间的空气材料,空气材料参数如表 3 所示,状态方程如式(6)所示,采用 \* EOS\_LINEAR\_POLYNOMIAL 关键字来定义状态方程。

表 3 空气材料参数

Table 3 Air material parameters

密度 $/(g \cdot m^{-3})$	$C_0$	$C_1$	$C_2$	$C_3$	$C_4$	$C_5$	$C_6$	$E_c/GPa$	$\mu$
$1.29 \times 10^5$	0	0	0	0	0.4	0.4	0	$2.5 \times 10^{-4}$	1.4

$$P = C_0 + C_1\mu + C_2\mu^2 + C_3\mu^3 + (C_4 + C_5\mu + C_6\mu^2)E_c \quad (6)$$

式中: $C_0 \sim C_6$  为材料参数; $E_c$  为构形单位初始内能, J。

3)致裂器参数选取。致裂器采用 \* MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN 模型,数值模拟中采用 JWL 状态方程描述超临界 CO<sub>2</sub> 气爆过程中产

物的压力变化<sup>[14]</sup>,状态方程表达式如下:

$$P = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V}\right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V}\right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_m}{V} \quad (7)$$

式中:  $P$  为爆生产物压力, MPa;  $V$  为相对体积,  $m^3$ ;  $E_m$  初始比内能,  $kg/m^3$ ;  $A$ 、 $B$ 、 $R_1$ 、 $R_2$ 、 $\omega$  为与材料有关的常数。文献[15]采用 Matlab 对  $CO_2$  致裂器气爆压力时程曲线与 JWL 状态方程进行拟合,对 JWL 参数进行反演,参数如表 4 所示。

表 4  $CO_2$  相变致裂器状态方程参数设置

Table 4 Parameter setting of state equation of  $CO_2$  phase change cracker

密度 /( $g \cdot cm^{-3}$ )	爆速 $D$ /( $cm \cdot \mu s^{-1}$ )	$P_{cj}$ /MPa	$A$ /MPa	$B$ /MPa	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E_m$ /GPa
0.5	0.32	275	612.3	0.452	4.9	1.4	0.33	0.5

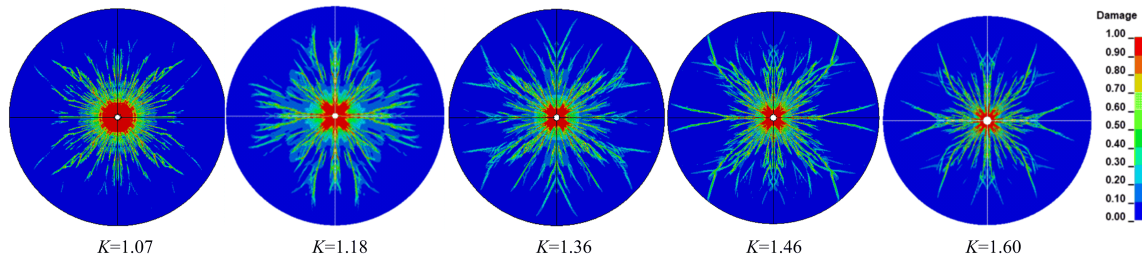


图 5 煤岩体损伤分布

Fig. 5 Damage distribution of coal and rock mass

压碎区损伤系数 0.9~1, 裂隙区损伤系数 0.1~0.9, 振动区损伤系数小于 0.1<sup>[6]</sup>, 破坏区是压碎区和裂隙区的和, 将数值模拟结果导入 LS-PRE-POST, 采用 Measure 工具对压碎区、裂隙区进行测量, 压碎区、裂隙区、破坏区与径向不耦合系数的关系如图 6 所示。压碎区的实质是致裂器爆破无用功的反映, 压碎区消耗了大量的致裂爆破能, 压碎区越大, 消耗的能量越多, 越不利于煤岩体裂隙的扩展<sup>[4]</sup>; 不耦合系数  $K = 1.07$  的压碎区半径 502 mm, 不耦合系数  $K = 1.18$  的压碎区半径是 338 mm,  $K = 1.07$  压碎区半径约为  $K = 1.18$  的

### 3 数值模拟结果及分析

#### 3.1 损伤结果及分析

针对该煤岩体, 对不耦合系数  $K = 1.07 \sim 1.60$  进行爆破损伤模拟。将模型镜像后形成整体模型, 可以得到煤岩体损伤分布云图如图 5 所示;  $K = 1.07$  时, 致裂器紧贴外围煤岩体,  $CO_2$  在相变后产生的爆炸冲击波作用于炮孔孔壁, 此时,  $CO_2$  致裂器产生的冲击载荷远大于煤岩体的抗压强度, 煤岩体在冲击波的作用下产生压碎区, 相变产生的爆炸冲击波能量在形成压碎区时得到大量消耗, 致使应力波无法在压碎区外产生较大的裂隙区<sup>[16]</sup>。致裂器气爆对煤岩的爆破作用是爆炸应力波和相对持续时间较长的准静态爆生气体共同作用的结果,  $K = 1.07$  结构在炮孔四周形成大范围压碎区, 使得爆生气体难以楔入初始导向裂隙, 抑制“气楔”作用, 将降低能量利用率致爆破效果差。  $K = 1.18$  与  $K = 1.07$  效果类似, 在炮孔处产生压碎区, 相较  $K = 1.07$ , 压碎区减小, 裂隙区增大。

1.49 倍。

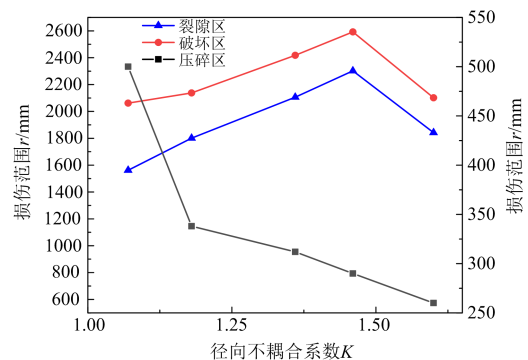


图 6 损伤范围与径向不耦合系数关系

Fig. 6 Relationship between damage range and radial decoupling coefficient

由图 6 可知,随着不耦合系数  $K$  的增大,压碎区范围呈先快速减小后缓慢减小的趋势, $K=1.07$  时由于孔壁峰值压力较大产生大量的压碎区;采用不耦合致裂结构爆破时,空气介质在致裂器与孔壁之间起到缓冲作用,具有削弱能量传递作用,使得应力波幅值明显降低,避免孔壁受到过大冲击压力而形成较大的压碎区。不耦合介质的存在一方面降低了应力波峰值,另一方面使得应力波作用时间和气楔作用时间增长<sup>[12]</sup>。裂隙区呈现先增大后减小的趋势, $K<1.46$  时,裂隙区范围随着径向不耦合系数增大而增大,在  $K=1.46$  时,裂隙区范围最大,裂隙区的增大一方面缘于不耦合致裂结构能提高爆破能量利用率,用于产生压碎区的能量降低,形成裂隙区能量增高;另一方面是由于分岔前裂纹长度  $L$  和开裂前的应力  $\sigma$  的平方成反比, $L\sigma^2=C$ ,当应力达到一定值后,煤岩体起裂,当应力过大时,裂纹会产生分岔,裂纹扩展长度会受到限制,大量的分岔裂纹消耗了大量的表面能<sup>[12]</sup>,采用不耦合致裂结构能有效降低应力波峰值,同时增加了主导裂隙生成的气楔作用时间,有利于裂隙区的扩展。当  $K=1.60$  时,裂隙区扩展半径降低,一方面缘于此时孔壁峰值压力降低程度较大,在炮孔周围产生的初始导向裂隙较少和初始裂隙张开度较小,抵制了主导裂隙区生成的气楔作用,提高了裂隙扩展所需的气体驱动压力;另一方面是由于过大的空气柱造成爆炸能量的损耗,降低能量利用率,因此较大的不耦合系数会抑制裂隙区的形成。当  $K=1.60$  时,粉碎区范围很小,相较裂隙区可忽略不计,整个破坏区主要由裂隙区组成。由损伤云图和破坏区范围来看, $K=1.46$  时爆破效果最好,此时裂隙发育长度最长。

在模型  $x$  轴方向上每隔 300 mm 选取一个单元,选取检测单元如图 7 所示,通过 LS-PREPOST 获取单元的损伤,并对其进行分析,根据所测损伤结果,测得不同不耦合系数下爆心距与损伤系数的函数关系,采用式(8)所给的函数描述损伤系数与爆心距的关系。

$$D = K_0 + \frac{K_1}{1 + \left(\frac{l}{l_0}\right)^p} \quad (8)$$

式中: $K_0, K_1, l_0, p$  均为相关系数。对不同径向不耦合系数下损伤系数  $D$  随爆心距的分布规律进行拟合(见图 8),给出了不同致裂状态下的分布函数。

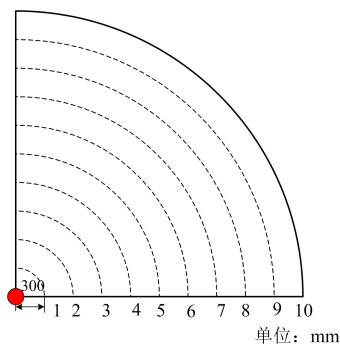


图 7 检测单元点

Fig. 7 Detection unit points

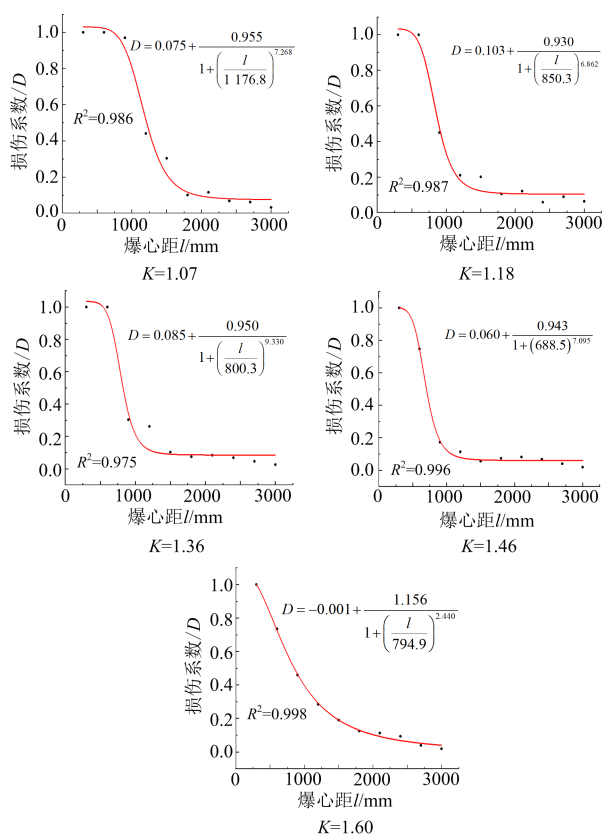


图 8 不同径向不耦合系数与损伤系数  $D$  的分布规律

Fig. 8 Distribution law of different radial decoupling coefficient and damage coefficient  $D$

由图 8 可知“Logistic”函数可以很好地描述不同径向不耦合系数下的损伤分布,均具有较高的

拟合优度,图中可以表示压碎区、裂隙区和弹性振动区。损伤系数  $D$  随爆心距增大呈反“S”形曲线衰减,接近炮孔处损伤达最大值,为完全损伤状态,随着爆心距的增大,裂隙呈径向扩散式发展,在炮孔远区形成大量微裂隙。随着爆心距的增大,损伤系数断崖式下降,表现出压碎区与裂隙区明显的过渡特征,但是当不耦合系数增加至 1.60 时,过渡界限不明显,主要是因为,当不耦合系数较大时,冲击波经过空气介质作用于煤岩体上,由于能量的消耗和空气介质的缓冲作用,炮孔无法受到过分冲击,不产生大量粉碎性压碎区,产生相

对均匀的裂隙区。

### 3.2 应力分布与损伤分布云图

以不耦合系数  $K=1.46$  损伤为例,损伤云图和 Mises 有效应力云图如图 9 所示,可看出随着时间的推移,应力波逐渐向四周扩散,对煤岩产生破坏,当  $t$  从  $50 \mu\text{s}$  到  $250 \mu\text{s}$  时,应力波扩散范围逐渐变大,应力峰值逐渐衰减,在  $250 \mu\text{s}$  之后,煤岩动态抗压强度高于应力峰值时,当应力波的作用时间结束,在压缩阶段储存在煤(岩)体中的弹性变形能量立即释放,产生卸载波,卸载波引起径向拉伸应力产生周向裂纹,该区域外的应力波强度不足以产生裂隙,形成弹性振动区。

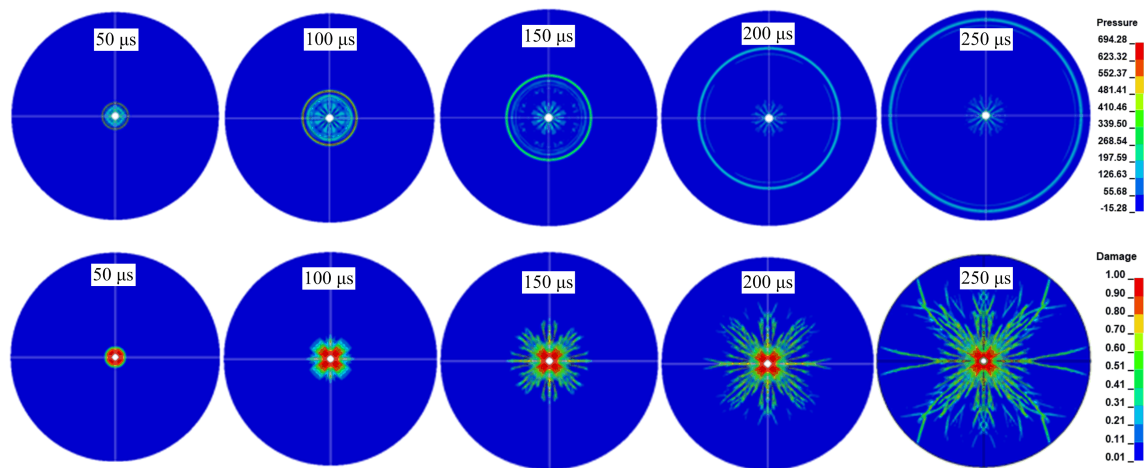


图 9 径向不耦合系数  $K=1.46$  应力与损伤分布

Fig. 9 Stress distribution and damage distribution with radial decoupling coefficient  $K=1.46$

由图 9 可知,随着时间的增加,煤岩损伤范围逐渐增大。 $t=50\sim 100 \mu\text{s}$  时,该区域煤岩体受初始冲击波压缩作用而破坏,附近煤岩体处于完全损伤状态  $D=1$ ;  $t=150 \mu\text{s}$  时,在裂隙密集区边缘由于切向应力和环向应力的共同作用产生径向裂纹,伴随压缩波的扩散,径向裂纹不断向四周发育;当  $t=200\sim 250 \mu\text{s}$ ,压缩波衰减为应力波,在气楔作用和应力波的共同作用之下,裂隙区不断扩展,在  $t=250 \mu\text{s}$  时达最大。应力波继续向外传播,当煤岩所受应力小于最大抗压强度或大于最小抗拉强度时,煤岩裂隙停止发育,应力波逐渐衰减为地震波,向爆破远区传递,形成振动区。

### 3.3 冲击载荷分布规律

致裂器相变爆炸以冲击载荷的形式作用于煤岩体,其在极短的时间突然上升到极高的有限值,然后迅速衰减下来,且在致裂器附近区域衰减的很快,不耦合结构对致裂器周围煤岩体的应力场影响较大<sup>[17-18]</sup>。在不耦合条件下,致裂器与孔壁之间的间隙起到一个很大的缓冲作用。不同不耦合系数孔壁压力时程曲线如图 10 所示,随着不耦合系数的增大,孔壁峰值压力逐渐降低,应力波作用时间增加, $K=1.60$  的作用时间是  $K=1.07$  的 10 倍,定义应力波加载率为

$$\alpha = \frac{P_0}{t_0} \quad (9)$$

式中: $P_0$  为孔壁峰值压力,MPa; $t_0$  为应力波作用时间,s; $\alpha$  为加载率,MPa/s。

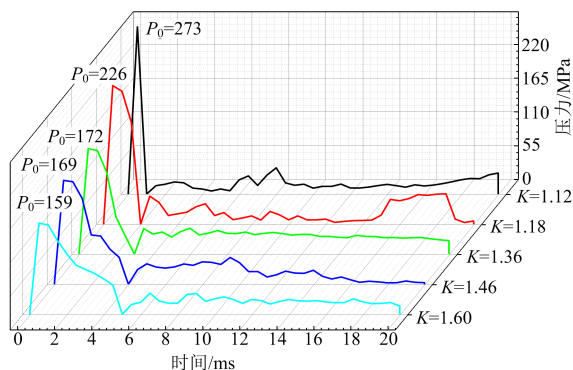


图 10 不同径向不耦合系数孔壁压力历程

Fig. 10 Time history of hole wall pressure with different radial decoupling coefficients

根据式(8)可知,随着不耦合系数的增大,使得气爆冲击波对炮孔壁的应力加载率降低,模拟结果表明:在高应力波加载率作用下,炮孔径向方向极短时间内受到冲击压缩,进而形成压碎区,消耗大量爆炸能量,不利于炮孔切向裂纹的产生;随着应力加载率的降低,炮孔除在径向受到冲击压缩,同时在炮孔切向也产生拉伸作用,出现细密裂纹,当应力加载率降低时,粉碎区厚度减小或消失,更易于形成放射状径向裂纹<sup>[19-21]</sup>。

由图 10 可知,随着不耦合系数的增大,孔壁峰值压力先快速降低后缓慢降低, $K = 1.07 \sim 1.36$ ,孔壁压力由 273 MPa 迅速降至 172 MPa, $K = 1.36 \sim 1.60$  时,孔壁压力由 172 MPa 降至 159 MPa,相较前者衰减速率降低了 4.9 倍;导致这种现象的原因是:相变致裂产生的冲击波需要通过空气介质才能传播到孔壁煤岩体中,空气介质可以将气爆后冲击波能量储存起来,削弱作用于炮孔壁的初始压力峰值,而后再将储存的能量以气楔作用释放做功,延长了做功时间,但这种空气缓冲作用是有限的,当不耦合系数达到 1.36 以上时,孔壁压力的衰减作用不再明显。

### 3.4 爆破振动效应分析

爆破振动波的能量可以由质点振动的位移、速度、加速度衡量,爆破振动破坏程度与质点振动

速度成正比,在工程爆破中常用质点振动速度来衡量爆破振动的安全程度; $PPV$  为质点切向、垂直向、轴向 3 个方向速度的最大值,工程上一般采用各监测点的  $PPV$  值进行振动速度衰减规律分析与研究。笔者选择 1#~10# 监测点的速度峰值来作为观测对象。爆破振动波强度随着传播距离的增加以幂函数的形式衰减<sup>[22]</sup>,峰值速度的衰减经验公式为

$$v = K_a C_p \left( \frac{R}{Q^{1/3}} \right)^{-\alpha} \quad (10)$$

式中: $v$  为煤岩体单元振动速度; $Q$  为 CO<sub>2</sub> 相变致裂的等效装药量; $R$  为爆心距; $K_a$  为地质、爆源参数相关的系数; $\alpha$  为衰减系数, $C_p$  为煤岩体声波传播速度。

峰值速度随着不耦合系数的增大逐渐降低(见图 11),当不耦合系数增大到一定程度,峰值速度的降低幅度减小;峰值速度随着爆心距的增加先快速减小后缓慢减小(见图 12),主要是由于在爆心距较小时,致裂产生的冲击波压力相对较高,对煤岩体产生的扰动较为强烈;在炮孔附近,冲击波波阵面密度、压力相对较高,致使地震波衰减较快<sup>[23]</sup>,随着冲击波继续向煤岩体外部传播,煤岩体内的  $PPV$  衰减速度减慢,质点峰值速度的变化与质点应力的变化规律相似。增大不耦合系数,降低致裂器在煤岩体中的冲击压力,质点峰值振动速度  $PPV$  相对减小。

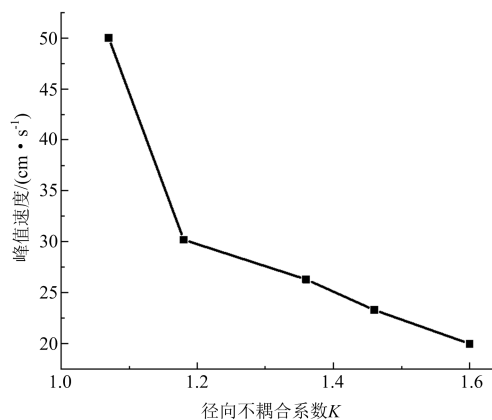


图 11 1# 峰值速度与 K 的关系

Fig. 11 Relationship between peak 1# velocity and K

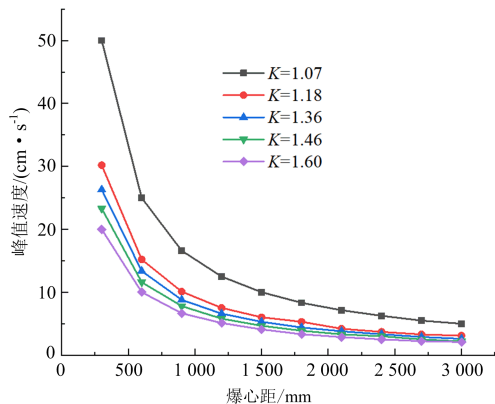


图 12 峰值速度与爆心距关系

Fig. 12 Relationship between peak velocity and shot center distance

根据图 11 可以知道当不耦合系数  $K=1.07$  时,爆破近区速度峰值为  $50.1 \text{ cm/s}$ ,当径向不耦合系数  $K=1.60$  时,速度峰值仅为  $20.2 \text{ cm/s}$ ,相较  $K=1.07$ ,不耦合致裂的振动强度降低了 2.48 倍,因此增大不耦合系数能有效降低  $\text{CO}_2$  相变致裂的振动效应。

## 4 工程应用试验

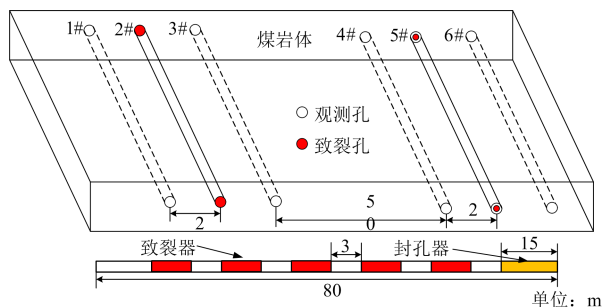
### 4.1 试验区地质条件

为了验证  $K=1.46$  的致裂结构比  $K=1.07$  效果更好,以山西马堡煤矿 15205 工作面回风顺槽作为  $\text{CO}_2$  相变致裂增透试验区,该工作面距回风顺槽 1355 m,其所处水平为 +990 m 水平,属 152 采区,所采煤层标高为 +879~+948 m。工作面位于二采区左翼,煤岩地应力为 8.6 MPa,煤层倾角  $10^\circ\sim 16^\circ$ ,开采层位于煤矿 15# 煤层,工作面煤层平均厚度 4.62 m。煤层瓦斯吸附常数  $a=33.028 \text{ m}^3/\text{t}$ ,  $b=1.059 \text{ MPa}$ ,工作面以方位角  $214^\circ$  布置。煤层瓦斯压力较大,瓦斯含量较高,初始瓦斯压力 0.54 MPa,最大瓦斯含量  $13.6 \text{ m}^3/\text{t}$ ,煤层透气性系数  $0.049\sim 0.078 \text{ m}^2 \cdot \text{MPa}/(\text{a}^2 \cdot \text{d})$ ,为典型的高瓦斯低透气性煤层。

### 4.2 钻孔布置方式

在 15205 回风顺槽工作面距切眼 300 m 处进

行施工钻孔,如图 13 所示,钻孔深度 80 m,钻孔直径 89 mm,安装 MZL275-83/1000 型致裂器,轴向间距 3 m,采用注水高压囊袋封孔器封孔,封孔深度 15 m,在致裂孔左右 2 m 处各布置一个观测孔;为避免致裂气爆冲击波干扰,在 3# 观测孔右侧沿顺槽方向距离 50 m 处钻制直径为 121 mm 的致裂孔,安装致裂器,此时径向不耦合系数  $K$  为 1.46,其余施工条件与  $K=1.07$  相同,致裂器内置电发火加热器,采用串联起爆,起爆后采用水泥砂浆封孔,试验过程中先施工观测孔,将观测孔连接至瓦斯抽采系统,待观测孔内瓦斯体积分数稳定,对其进行为期一周的瓦斯纯流量和体积分数监测,一周后实施相变爆破,对各个观测孔瓦斯体积分数和纯流量进行为期 3 周的监测记录。



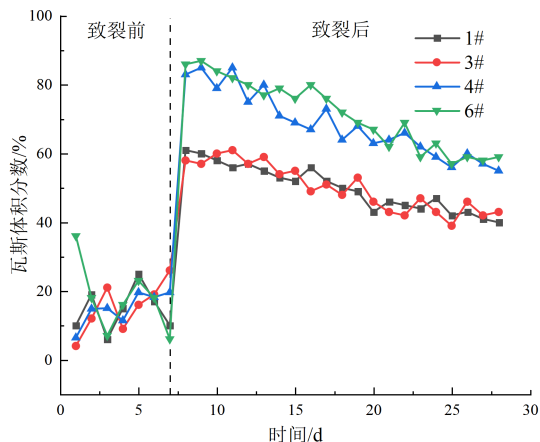
注:1#、3#、4#、6#为观测孔;2#、5#为破裂孔。

图 13  $\text{CO}_2$  相变致裂爆破试验钻孔布置

Fig. 13 Drilling arrangement for  $\text{CO}_2$  phase change fracturing blasting test

### 4.3 试验结果

试验结果如图 14 所示。



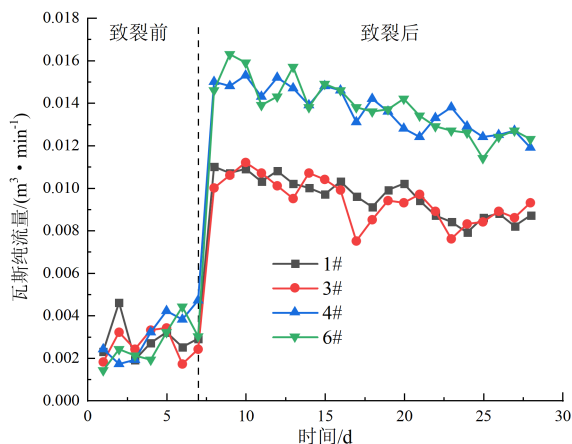


图 14 CO<sub>2</sub> 相变致裂前后观测孔瓦斯体积分数及瓦斯纯流量变化规律

Fig. 14 Variation law of gas volume fraction and pure gas flow of observation hole before and after CO<sub>2</sub> phase change cracking

为了对比  $K=1.07$  和  $K=1.60$  对瓦斯抽采效果的影响,绘制了各个观测孔内的瓦斯体积分数和瓦斯纯流量在致裂前后的变化特征,由图 14 可知,在致裂后瓦斯抽采效果得到显著提高,各个观测孔内的瓦斯体积分数和瓦斯纯流量增幅显著。致裂爆破以前,瓦斯体积分数和纯流量呈振荡式波动,1#、3# 观测孔的平均瓦斯体积分数和瓦斯纯流量为 14.93%、0.002 7 m<sup>3</sup>/min,4#、6# 观测孔的平均瓦斯体积分数和瓦斯纯流量为 16.35%、0.002 8 m<sup>3</sup>/min,4 个观测孔瓦斯体积分数和纯流量相差不大;致裂后,瓦斯体积分数和瓦斯纯流量均振荡式衰减,1#、3# 的平均瓦斯体积分数和瓦斯纯流量为 50.07%、0.009 4 m<sup>3</sup>/min,4#、6# 平均瓦斯体积分数和瓦斯纯流量为 70.04%、0.013 7 m<sup>3</sup>/min;由 1#、3# 观测孔致裂前后数据可知,不耦合系数  $K=1.07$  爆破后瓦斯体积分数增加了 3.35 倍,瓦斯纯流量增加了 3.48 倍;由 4#、6# 观测孔可知,径向不耦合系数  $K=1.46$  时,致裂后瓦斯体积分数增加了 4.28 倍,瓦斯纯流量增加了 4.89 倍。 $K=1.46$  致裂结构瓦斯体积分数和纯流量增幅更大, $K=1.46$  致裂结构具有较小压碎区,裂隙扩展区较  $K=1.07$  更大,裂纹发育更长,该优点使得  $K=1.46$  致裂结构瓦斯抽采效果更好。

现场进行了不耦合系数  $K=1.07$ 、 $K=1.46$

的致裂爆破试验,测得现场的有效致裂半径分别为 2.23 m、2.78 m,不耦合系数  $K=1.46$  较  $K=1.07$  损伤范围提高了 21.6%,因此,空气介质的缓冲作用使得  $K=1.46$  致裂结构产生更大的裂隙区,极大改善了增透效果。数值模拟  $K=1.07$  和  $K=1.46$  有效致裂范围分别为 2.06 m、2.59 m,数值模拟结果与现场试验的相对误差分别为 8.4%、7.3%,误差均处于工程可接受的范围内,分析认为产生误差的主要原因是:现场煤层存在天然节理裂隙,裂隙对煤岩的爆破起到导向作用,节理裂隙会阻隔应力波衰减,增强 CO<sub>2</sub> 相变致裂的气楔作用,导致实测结果大于模拟,现场试验同时也印证了数值模拟的准确性。

## 5 结论

1)CO<sub>2</sub> 相变致裂效果随着不耦合系数的增大,压碎区范围先快速减小后缓慢减小,裂隙区呈先增大后减小的变化趋势,在径向不耦合系数  $K=1.46$  时破坏区范围达最大,此时致裂效果最优;随着不耦合系数的增大仅在炮孔周围产生有限的压碎区,破坏区以均匀的裂隙区为主。煤岩体爆破损伤系数随着爆心距的增大呈反“S”型曲线衰减,随着不耦合系数的增大,压碎区与裂隙区的过渡特征不再明显。

2)当不耦合系数在 1.07~1.60 之间时,随着不耦合系数的增大,孔壁峰值压力先快速降低后缓慢降低,不耦合系数  $K<1.36$  时的孔壁峰值压力衰减速率是  $K>1.36$  的 4.9 倍。峰值速度随着爆心距的增加先快速减小后缓慢减小, $K=1.07$  时,爆破近区速度峰值为 50.1 cm/s,当径向不耦合系数  $K=1.6$  时,速度峰值仅为 20.2 cm/s,相较  $K=1.07$ , $K=1.6$  致裂的振动强度降低了 2.48 倍,说明增大不耦合系数能有效降低 CO<sub>2</sub> 相变致裂的振动效应。

3)工业试验表明:采用不耦合系数  $K=1.46$  致裂后瓦斯体积分数增加了 4.28 倍,瓦斯纯流量增加了 4.89 倍,相较  $K=1.07$ , $K=1.46$  致裂结构拥有更佳的瓦斯抽采效果;不耦合系数  $K=1.07$ 、 $K=1.46$  的致裂爆破试验,测得现场的有效

致裂半径分别为 2.23、2.78 m, 不耦合系数  $K = 1.46$  较  $K = 1.07$  损伤范围提高了 21.6%, 数值模拟  $K = 1.07$  和  $K = 1.46$  有效致裂范围分别为 2.06、2.59 m, 相对误差分别为 8.4%、7.3%。

### 参考文献 (References):

- [1] 袁增森, 徐振洋, 潘博, 等. 不同不耦合系数下花岗岩爆破损伤特性的离散元模拟[J]. 高压物理学报, 2022, 36(1): 202-212.  
YUAN Z S, XU Z Y, PAN B, et al. Discrete element simulation of blasting damage characteristics of granite under different decoupling coefficients [J]. Chinese Journal of High Pressure Physics, 2022, 36(1): 202-212.
- [2] 黄佑鹏, 王志亮, 毕程程. 岩石爆破损伤范围及损伤分布特征模拟分析[J]. 水利水运工程学报, 2018, (5): 95-102.  
HUANG Y P, WANG Z L, BI C C. Simulation analysis of blast-induced damage scope and its distribution characteristics of rocks [J]. Hydro-Science and Engineering, 2018, (5): 95-102.
- [3] 杨仁树, 王雁冰. 切缝药包不耦合装药爆破爆生裂纹动态断裂效应的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(7): 1 337-1 343.  
YANG R S, WANG Y B. Experimental study of dynamic fracture effect of blasting crack in slotted cartridge decoupling charge blasting [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(7): 1 337-1 343.
- [4] 梁为民, LIU Hong-yuan, 周丰峻. 不耦合装药结构对岩石爆破的影响[J]. 北京理工大学学报, 2012, 32(12): 1 215-1 218, 1 228.  
LIANG W M, LIU H Y, ZHOU F J. Influence of air-decouple charge on rock blasting [J]. Transactions of Beijing Institute of Technology, 2012, 32(12): 1 215-1 218, 1 228.
- [5] 宗琦, 孟德君. 炮孔不同装药结构对爆破能量影响的理论探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(4): 641-645.  
ZONG Q, MENG D J. Influence of different kinds of hole charging structure on explosion energy transmission [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(4): 641-645.
- [6] 杨跃宗, 邵珠山, 熊小锋, 等. 岩石爆破中径向和轴向不耦合装药的对比分析[J]. 爆破, 2018, 35(4): 26-33, 146.  
YANG Y Z, SHAO Z S, XIONG X F, et al. Comparison of radial and axial uncoupled charge in rock blasting [J]. Blasting, 2018, 35(4): 26-33, 146.
- [7] DAY P R. Controlled blasting to minimize over break with big boreholes underground [C] // Proceedings of the 8th Conference on Explosives and Blasting Techniques. New Orleans: Louisiana State University, 1982: 262-274.
- [8] 夏祥, 李海波, 王晓炜, 等. 核电工程中的 CO<sub>2</sub> 致裂与炸药爆破地表振动传播规律试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(7): 1 350-1 356.  
XIA X, LI H B, WANG X W, et al. Comparison analysis of ground vibrations induced by CO<sub>2</sub> gas fracturing and explosive blasting [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(7): 1 350-1 356.
- [9] 张东明, 白鑫, 尹光志, 等. 低渗煤层液态 CO<sub>2</sub> 相变射孔破岩及裂隙扩展力学机理[J]. 煤炭学报, 2018, 43(11): 3 154-3 168.  
ZHANG D M, BAI X, YIN G Z, et al. Mechanism of breaking and fracture expansion of liquid CO<sub>2</sub> phase change jet fracturing in low-permeability coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(11): 3 154-3 168.
- [10] 田泽础. 液态二氧化碳相变致裂裂缝形态及影响因素研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2018.  
TIAN Z C. Crack form influence factors of liquid carbon dioxide phase change fracturing [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2018.
- [11] 周西华, 门金龙, 宋东平, 等. 液态 CO<sub>2</sub> 爆破煤层增透最优钻孔参数研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(3): 524-529.  
ZHOU X H, MEN J L, SONG D P, et al. Research on optimal borehole parameters of antireflection in coal seam by liquid CO<sub>2</sub> blasting [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(3): 524-529.
- [12] 徐颖, 孟益平, 程玉生. 装药不耦合系数对爆破裂纹控制的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(12): 1 843-1 847.  
XU Y, MENG Y P, CHENG Y S. Study on control of blast crack by decoupling charge index [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21

- (12):1 843-1 847.
- [13] 张嘉凡,高壮,程树范,等. 煤岩 HJC 模型参数确定及液态 CO<sub>2</sub> 爆破特性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2021,40(S1):2 633-2 642.  
ZHANG J F,GAO Z,CHENG S F, et al. Parameters determination of coal-rock HJC model and research on blasting characteristics by liquid CO<sub>2</sub> [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2021,40 (S1):2 633-2 642.
- [14] YI C P, NORD LUND E, ZHANG P, et al. Numerical modeling for a simulated rock burst experiment using LS-DYNA[J]. Underground Space, 2020.
- [15] 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):232-238.  
SUN K M,XIN L W,WU D,et al. Simulation of fracture law of supercritical CO<sub>2</sub> explosion under initial stress condition[J]. Journal of Vibration and Shock, 2018,37(12):232-238.
- [16] 章彬彬,程金明,占汪妹,等. 不耦合装药下炮孔—空孔距离对预裂爆破效果的影响探究[J]. 工程爆破, 2023,29(5):79-85.  
ZHANG B B,CHENG J M, ZHAN W M, et al. Study on the influence of hole-empty hole distance on the pre-split blasting effect under uncouple charge [J]. Engineering Blasting,2023,29(5):79-85.
- [17] 叶志伟,陈明,李桐,等. 小不耦合系数装药爆破孔壁压力峰值计算方法[J]. 爆炸与冲击, 2021, 41(6): 119-129.  
YE Z W,CHEN M,LI T,et al. A calculation method of the peak pressure on borehole wall for low decoupling coefficient charge blasting [J]. Explosion and Shock Waves,2021,41(6):119-129.
- [18] 张想,李启月,曾海登,等. 偏/同心不耦合非装药段孔壁压力分布规律研究[J]. 工程爆破, 2023,29(4):18-23,34.  
ZHANG X,LI Q Y,ZENG H D,et al. Numerical analysis of decoupling coefficient influence on rock breaking effect of underwater blasting [J]. Engineering Blasting,2023,29(4):18-23,34.
- [19] 岳中文,胡晓冰,陈志远,等. 不耦合装药对炸药能量利用率影响的实验研究[J]. 爆破, 2020, 37(3): 34-39.  
YUE Z W,HU X B,CHEN Z Y,et al. Experimental study of effect of uncoupled charge on energy utilization efficiency of explosives[J]. Blasting,2020,37(3): 34-39.
- [20] 洪志先,郭超,熊宏武,等. 侧压系数对不耦合装药爆破影响数值模拟研究[J]. 爆破, 2019, 36(3): 65-75,89.  
HONG Z X,GUO C,XIONG H W,et al. Numerical study of impact of lateral pressure coefficient on decoupling charge blasting[J]. Blasting,2019,36(3):65-75,89.
- [21] 陈涛,汪海波,王丽敏,等. 不耦合系数对水下爆破破岩效果影响的数值分析[J]. 工程爆破, 2022, 28(6): 25-32,57.  
CHEN T,WANG H B,WANG L M,et al. Study on the distribution of borehole pressure in uncoupled eccentric/concentric mono-charged section [J]. Engineering Blasting,2022,28(6):25-32,57.
- [22] 姜鹏飞,唐德高,龙源. 不耦合装药爆破对硬岩应力场影响的数值分析[J]. 岩土力学, 2009,30(1):275-279.  
JIANG P F, TANG D G, LONG Y. Numerical analysis of influence of uncoupled explosive-charge structure on stress field in hard rocks[J]. Rock and Soil Mechanics, 2009,30(1):275-279.
- [23] 王志亮,李永池. 工程爆破中径向水不耦合系数效应数值仿真[J]. 岩土力学, 2005,26(12):1 926-1 930.  
WANG Z L,LI Y C. Numerical simulation on effects of radial water-decoupling coefficient in engineering blast[J]. Rock and Soil Mechanics, 2005,26(12): 1 926-1 930.
- [24] 龚玖,汪海波,王梦想,等. 空气和水不耦合装药对爆破块度影响分析[J]. 中国安全生产科学技术, 2018, 14(9):105-110.  
GONG J,WANG H B,WANG M X,et al. Analysis on influence of water and air decoupling charge on blasting fragmentation[J]. Journal of Safety Science and Technology,2018,14(9):105-110.
- [25] 罗朝义,江泽标,郑昌盛,等. CO<sub>2</sub> 相变致裂技术在顺煤层钻孔增透中的应用[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45 (11):138-143.  
LUO C Y,JIANG Z B,ZHENG C S, et al. Application on permeability improvement technology with CO<sub>2</sub> phase change to bore holedrilling along coal seam[J]. Coal Science and Technology,2017,45(11): 138-143.