

液态 CO₂ 相变致裂增透强化抽采技术研究

何福胜¹, 毕建乙¹, 王海东²

(1. 山西西山晋兴能源有限责任公司斜沟煤矿, 山西 吕梁 033602;
2. 华北科技学院安全工程学院, 河北 三河 065201)

摘要: 针对高瓦斯低透气性煤层效率低, 提出 CO₂ 相变致裂爆破增透技术来提高抽采效率。通过理论分析和 FLAC^{3D} 数值模型研究分析液态 CO₂ 相变致裂爆破煤层增透效果, 并进行了现场试验。结果表明: 当爆破参数为 CO₂ 爆破器间距 5 m、爆破孔间距 7.5 m, 此时多孔连续爆破煤层增透效果最好; 爆破后煤体透气性距爆破孔由远及近的变化规律为非线性增加。18205 材料巷实施液态 CO₂ 相变致裂爆破增透技术后, 透气性系数增大了 16.89~20.97 倍, 平均瓦斯抽采混量和浓度分别提高 43.1% 和 55.8%, 保证了矿井安全生产和煤层气资源的有效利用。

关键词: 低透气性; 液态 CO₂ 相变; 瓦斯抽采; 卸压增透; 有效影响半径

中图分类号: TD712.6 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-4051(2018)S2-0146-05

Study on fracturing and enhanced anti-penetration enhanced drainage of liquid CO₂

HE Fusheng¹, BI Jianyi¹, WANG Haidong²

(1. Xiegou Coal Mine, Xishan Coal Electricity Group Co., Ltd., Lyuliang 033602, China;
2. Safety Engineering College, North China Institute of Science and Technology, Sanhe 065201, China)

Abstract: In view of the low efficiency of high-gas and low-permeability coal seams, the CO₂ phase change fracturing blasting anti-reflection technology was proposed to improve the extraction efficiency. The theoretical analysis and FLAC^{3D} numerical model were used to study the effect of liquid CO₂ phase change cracking and blasting on the coal seam and the field test was conducted. The results showed that when the blasting parameters are CO₂ blaster spacing 5 m and blast hole spacing 7.5 m, the porous continuous blasting coal seam has the best effect of increasing the permeability; the law of coal body air permeability after blasting changes from the blast hole far and near is non-linear increase. After 18205 material lane implemented the liquid phase CO₂ phase change cracking blasting technology, the permeability coefficient increased by 16.89~20.97 times, the average gas drainage volume and concentration increased by 43.1% and 55.8% respectively, which ensured the safe production of coal mines and coal seams. The effective use of gas resources.

Keywords: low permeability; liquid CO₂ phase transition; gas drainage; pressure relief; effective radius

0 引言

我国煤层普遍具有“一高三低”的特点, 煤层瓦斯解吸及运移困难, 导致煤层瓦斯含量高, 突出危险

性大, 瓦斯抽采效率低下, 煤层气利用率低, 提高煤层透气性是改善瓦斯抽采效率的有效途径之一^[1-2]。目前煤层增透技术主要为深孔预裂爆破^[3]、水力化措施^[4-5]等, 但这些技术的增透效果不够明显, 在现场操作过程中存在不安全因素或引发煤体突出等难题^[6]。

近几年相关专家在矿井采用 CO₂ 爆破增透技术, 取得了良好效果^[7]。李国辉等^[8]借助理论分析及现场试验的方法, 使用 CO₂ 爆破技术解决瓦斯抽采率低下难题, 钻孔抽采浓度和纯量升高 4 倍以上, 爆破后透气性系数增加 13.86 倍, 显著提高了瓦

收稿日期: 2018-06-13 责任编辑: 刘硕

基金项目: 国家自然科学基金项目资助(编号: 50704024)

第一作者简介: 何福胜(1976—), 男, 甘肃武威人, 硕士, 高级工程师, 主要从事矿井建设技术与管理工作, E-mail: 657107792@qq.com。

引用格式: 何福胜, 毕建乙, 王海东. 液态 CO₂ 相变致裂增透强化抽采技术研究[J]. 中国矿业, 2018, 27(S2): 146-150. doi:10.12075/j.issn.1004-4051.2018.S2.002

斯抽采效果。周西华等^[9]通过理论研究 CO₂ 爆破原理及高压 CO₂ 气体压力随时间的变化规律,在有控制孔时和煤层地应力不同时开展液态 CO₂ 爆破数值模拟,并开展在煤矿井下液态 CO₂ 爆破试验,结果表明:实施液态 CO₂ 爆破技术后,透气性系数、抽采浓度和混合流量得到显著提高,增透效果好;王海东^[10]针对突出煤层掘进缓慢、突出风险大的情况,提出了 CO₂ 可控相变致裂防突技术,试验表明:相对于在掘进面实施常规密集瓦斯排放钻孔消突工艺,15203 掘进工作面实施 CO₂ 实施致裂防突技术后掘进速度提高 1.5 倍,钻屑瓦斯解吸指标 Δh_2 下降 50%,抽采量升高 2 倍,确保安全生产。

针对斜沟煤矿 18205 工作面回采时瓦斯涌出量大、上隅角瓦斯超限的难题^[11-12],通过理论分析和 FLAC^{3D} 数值模拟研究煤层液态 CO₂ 相变致裂爆破技术^[13],并在 18209 材料巷开展现场试验,研究爆破前后瓦斯抽采效果,以较低的工业成本,达到煤层卸压、增加煤层透气性、提高瓦斯抽采浓度和效率的目的^[14],为矿井安全生产和煤层气有效开采与利用奠定基础^[15]。

1 爆破增透技术原理

1.1 二氧化碳爆破器原理及结构

CO₂ 爆破器主要包括主管、充气头(起爆头)、排气头、发热管、爆破片、泄能片、止飞器等,CO₂ 爆破器实物及组成结构如图 1 所示。通过向主管中注入液态 CO₂,借助发爆器加热装置,在极短时间内气化液态 CO₂,体积快速膨胀,向周围环境喷出大量高速高压 CO₂ 气体,爆破所产生的压力超过泄能片的极限压力时,在短时间内破断泄爆片,高速高压 CO₂ 气体从泄爆头出气孔快速喷向煤体,将煤体致裂,进而提高煤层的透气性,增加瓦斯的抽采量。



(a) 爆破器实物



1-起爆头; 2-发热管; 3-主管; 4-密封胶垫; 5-泄能片; 6-泄能头
(b) 爆破器结构

图 1 二氧化碳爆破器实物及组成结构

1.2 爆破器内高压气体 P-T 变化曲线

CO₂ 在爆破主管内爆破时高速高压 CO₂ 气体压强随温度变化曲线如图 2 所示,大致分为四个过程。在 OA 过程引燃发热装置,爆破器内液态 CO₂ 在 40 ms 的时间内快速汽化到泄能片的极限压力

200 MPa。在 AB 过程 0.1~0.5 s 内泄能片开始破断,超过 CO₂ 由液态转变为气态的时间,爆破主管内 CO₂ 气体压力持续增高到最大压力,最终冲破泄能片。在 BC 过程高速高压气体破断泄能片后,大量的高速高压气体冲出,以冲击波的形式作用于煤层,形成破碎区及初始导向裂隙,为之后的高压气体扩展提供通道,此时气体压力和冲击波速度快速减小。在 CD 过程主管内 CO₂ 气体持续释放,最终与瓦斯压力达到平衡。伴随冲击波转化为应力波不断传递,之后的高速高压 CO₂ 气体尖劈扩展初始导向裂隙,产生二次发育裂隙,最终形成爆破裂隙中远区。

2 液态 CO₂ 爆破数值模拟

2.1 单孔爆破数值模拟

通过 FLAC^{3D} 数值软件来模拟研究爆破增透效果,模型为摩尔库伦弹性模型,设置 CO₂ 爆破模型的尺寸为 40 m×30 m×5 m,模型如图 3 所示。模型的中心是爆破孔,其直径大小为 100 mm,深度达到 15 m,爆破器装入液态 CO₂ 质量为 1 kg,最大爆破压力为 270 MPa,泄能片极限压力 200 MPa。通过在模型的上方施加 10 MPa 的覆岩自重应力,模型力学参数见表 1。首先,计算施加的地应力及爆破孔成孔的静力,然后,计算爆破增透裂纹扩展的动力。

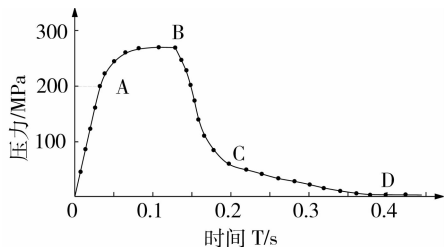


图 2 高压气体 P-T 曲线

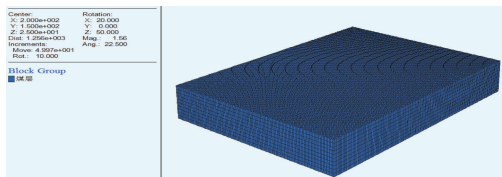


图 3 单孔爆破模型

表 1 物理力学参数表

厚度/ m	容重/ (kg/m ³)	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	内摩 擦角/ (°)	内聚力/ MPa	单轴 抗拉/ MPa
5	1 370	1.42	0.57	39	1.2	0.65

CO₂ 爆破拉伸及剪切破坏塑形区如图 4 所示,由图 4 可知单孔爆破有效影响半径是距爆破孔方向

4 m,距爆破孔法向6 m。爆破后产生的冲击波首次冲击煤体时,会产生粉碎区和初始导向裂隙,冲击波传播过程中随着时间和距离逐渐衰减为应力波和地震波,高速高压CO₂气体在之后的传播过程进行扩展初始导向裂隙和径向裂隙,并与瓦斯压力以准静态尖劈作用,克服地应力与煤体强度,产生更多裂隙,最终达到增透的效果。

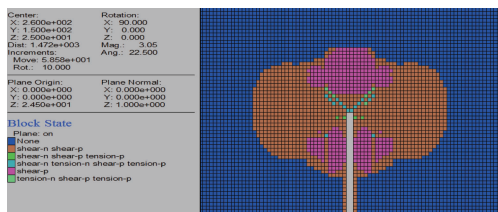


图4 液态CO₂爆破塑形区

2.2 多孔连续爆破数值模拟

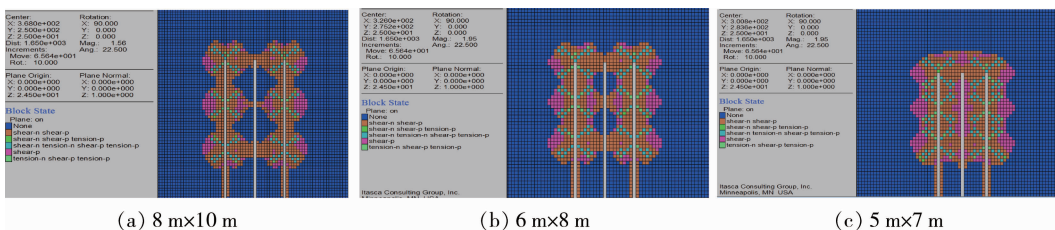
当地应力达到10 MPa时,在煤层水平层理上,液态CO₂单孔爆破的有效影响半径是出气孔方向

6 m,出气孔法向4 m,通过查阅相关文献,爆破孔的间距 a 与单孔爆破有效影响半径 R 的关系见式(1)。

$$a = 1.23R \quad (1)$$

通过计算得到多孔连续爆破时,爆破器间距是4.92 m,爆破孔间距是7.38 m。

依据表1的相关参数,建立尺寸为40 m×50 m×5 m的模型,数值模拟爆破器与爆破孔间距为8 m×10 m,6 m×8 m,5 m×7 m,模拟结果如图5所示。由图5(a)知,爆破器与爆破孔间距为8 m和10 m时,爆破孔间有大面积区域未曾受到爆破影响;爆破器与爆破孔间距为6 m和8 m时,爆破有效范围较图5(a)明显增加,单仍有小部分区域没有爆破增透效果;当爆破器与爆破孔间距为5 m×7 m时,发现整个爆破孔区域全部在CO₂爆破有效影响范围内,爆破空白区不存在,爆破效果良好。对比计算结果,发现最佳的爆破间距为CO₂爆破器间距5 m,爆破孔间距7.5 m,此时多孔连续爆破煤层增透效果最好。



(a) 8 m×10 m

(b) 6 m×8 m

(c) 5 m×7 m

图5 不同间距多孔连续爆破

3 液态CO₂爆破后煤体透气性变化

3.1 爆破后煤体损伤演化数学模型

CO₂爆破机理是借助高速高压气体冲击钻孔内壁,当应力和应变超过既定损伤阈值时,煤体细观单元发生损伤,钻孔内壁发生破碎变形,同时产生大量的裂隙裂缝,透气性显著提高。损伤单元弹性模量见式(2)。

$$E = (1 - D)E_0 \quad (2)$$

式中: D 为损伤变量; E 为损伤单元的弹性模量, GPa; E_0 为无损单元的弹性模量, GPa。

单元的破坏准则采用Mohr-Coulomb准则,见式(3)。

$$F = \sigma_1 - \sigma_3 \frac{1 + \sin\varphi}{1 - \sin\varphi} \geq f_c \quad (3)$$

式中: F 为剪应力, MPa; σ_1 为最大主应力, MPa; σ_3 为最小主应力, MPa; φ 为内摩擦角,°; f_c 为单轴抗压强度, MPa; c 为压缩。

煤岩体细观单元的透气性系数-损伤耦合方程

服从如下规律。

1) 给煤岩体单元施加压应力,当其达到损伤阈值时,损伤变量 D 计算公式见式(4)。

$$D = \begin{cases} 0 & \varepsilon < \varepsilon_0 \\ 1 - \frac{f_{\sigma}}{E_0\varepsilon} & \varepsilon_0 \leq \varepsilon \end{cases} \quad (4)$$

式中: f_{σ} 为抗压残余强度, MPa; r 表示残余; ε_0 为最大压应变; ε_r 为残余应变。

对应单元的透气性系数计算见式(5)。

$$\lambda = \begin{cases} \lambda_0 e^{-\beta(\sigma_c - ap)} & D = 0 \\ \xi \lambda_0 e^{-\beta(\sigma_c - ap)} & D > 0 \end{cases} \quad (5)$$

式中: λ_0 为初始透气性系数, m²/(MPa²·d); σ_c 为压应力, MPa; p 为瓦斯压力, MPa; α 为瓦斯压力系数, β 为应力影响(耦合)系数; ξ 为单元损伤时透气性系数的增大系数。

2) 给煤岩体单元施加拉伸应力,当其达到抗拉强度 f_t 损伤阈值时,拉应力计算见式(6),损伤变量 D 计算见式(7)。

$$\sigma_t \leq -f_t \quad (6)$$

$$D = \begin{cases} 0 & \epsilon \leq \epsilon_{t_0} \\ 1 - \frac{f_{tr}}{E_0 \epsilon} & \epsilon_{t_0} \leq \epsilon \leq \epsilon_{t_u} \\ 1 & \epsilon \geq \epsilon_{t_u} \end{cases} \quad (7)$$

式中: f_{tr} 为抗拉残余强度, MPa; ϵ_{t_0} 为弹性极限拉伸应变; ϵ_{t_u} 为极限拉伸应变。

对应单元透气性系数计算见式(8)。

$$\lambda = \begin{cases} \lambda_0 e^{-\beta(\sigma_t - a p)} & D = 0 \\ \xi \lambda_0 e^{-\beta(\sigma_t - a p)} & 0 < D < 1 \\ \xi' \lambda_0 e^{-\beta(\sigma_t - a p)} & D = 1 \end{cases} \quad (8)$$

式中, ξ' 为单元破坏时透气性系数的增大系数。

3.2 距钻孔不同距离煤体透气性变化规律

爆破裂缝内压力的大小与应力差的大小对裂缝形成同方位多裂缝有重要作用, 裂隙的透气性系数与裂隙的线裂隙率、裂隙的线密度成正比, 由距钻孔不同距离节点应力和位移时程曲线建立应力、位移-裂隙场-透气性的对应关系, 用以表示液态 CO₂ 预裂爆破增透效果。

在爆破孔的法线方向上设置监测点, 从远到近是 6 m、5 m、...、1 m。由图 6 可知, 节点应力随爆破时程衰减, 随距离爆破孔距离的增加而递减。由图 7 可知, 距爆破孔距离越远, 节点位移越小, 呈非线性衰减。距离爆破孔 5~6 m 时, 节点应力衰减至

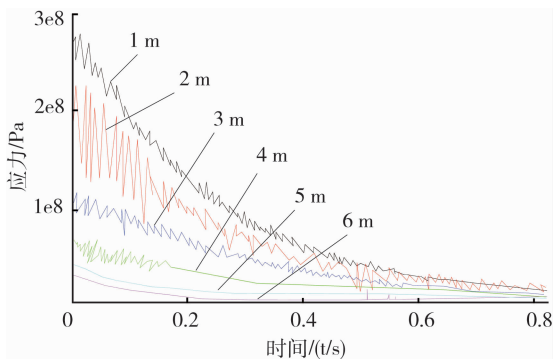


图 6 节点应力变化

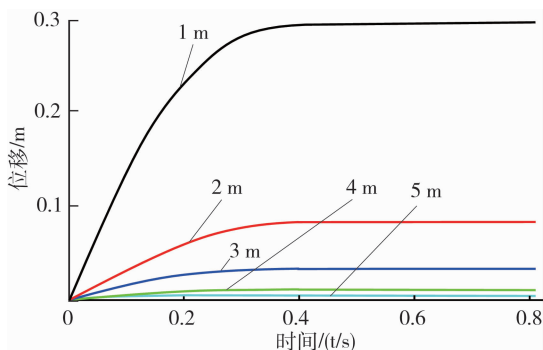


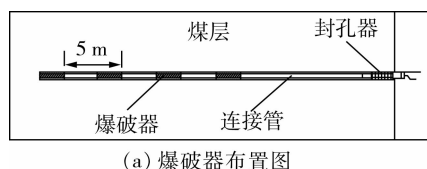
图 7 节点位移变化

与煤层应力平衡, 节点位移趋向于 0, 由应力、位移-裂隙-透气性的对应关系可知, 距离爆破孔由远及近煤层透气性的变化规律为非线性增加。

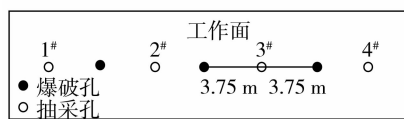
4 井下爆破试验

4.1 试验工作面及钻孔布置方式

斜沟煤矿 18205 工作面煤层厚度为 4.7 m, 工作面倾斜长 264 m, 走向长度 2 800 m, 煤层透气性系数为 0.01416 m²/(MPa² · d), 为低透气性煤层。在 18205 材料巷布置本煤层钻孔, 抽采钻孔与爆破钻孔间隔布置, 间距为 3.75 m, 钻孔每隔 5 m 布置一个 CO₂ 爆破器, 两个爆破孔之间的距离为 7.5 m, 两个抽采孔的距离同样也为 7.5 m, 钻孔布置如图 8 所示。抽采钻孔施工完毕立即联网抽采, 指派专人实时监测钻孔的瓦斯抽采浓度与混合流量; 接着在抽采钻孔 3.75 m 处施工爆破孔, 施工结束开展液态 CO₂ 预裂爆破增透试验, 届时瓦斯抽采孔可作为控制孔来增加爆破辅助自由面, 提高液态 CO₂ 预裂爆破增透效果。



(a) 爆破器布置图



(b) 钻孔布置图

图 8 爆破钻孔参数布置图

4.2 增透与抽采效果对比

18205 材料巷本煤层钻孔实施 CO₂ 预裂爆破增透后煤体被高速高压气体破坏松动, 钻孔裂缝裂隙开始发育, 为瓦斯运移提供了大量的通道, 煤层透气性系数显著增加。伴随抽采时间的延长, 爆破所生产的裂缝裂隙缓慢封闭, 钻孔附近煤层的透气性系数缓慢减小, 45 d 之后煤层的透气性系数达到平稳状态。通过径向流量法测定 18205 材料巷爆破前后煤层的透气性系数, 对比分析发现实施 CO₂ 预裂爆破增透后煤层的透气性系数增大 16.89~20.97 倍, 爆破前后透气性系数对比如图 9 所示。

18205 材料巷爆破前后瓦斯抽采浓度随之时间的变化规律如图 10 所示, 爆破后抽采浓度增大了 55.8%, 原因是 CO₂ 预裂爆破后生成的大量裂缝裂隙打破了煤层初始的平衡状态, 无数的吸附态瓦斯解吸为游离态瓦斯。同时 CO₂ 预裂爆破后产生大

量 CO_2 气体充满煤层裂隙裂缝里,根据竞争吸附理论,煤基质吸附 CO_2 的能力显著超过 CH_4 ,导致煤体里大量的 CH_4 由吸附态转变为游离态,使抽采浓度保持在较高水平,伴随爆破产生的 CO_2 持续被煤层钻孔吸收,煤层裂隙裂缝中 CO_2 浓度不断减小, CH_4 的解吸速度减慢,最后达到稳定状态。图 11 为 CO_2 爆破前后单孔瓦斯抽采混合流量随时间变化的规律,从中发现实施 CO_2 爆破抽采混合流量升高了 43.1%。

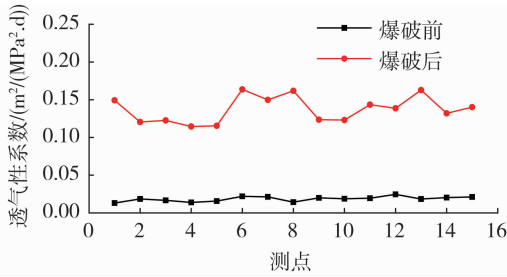


图 9 爆破前后透气性系数对比

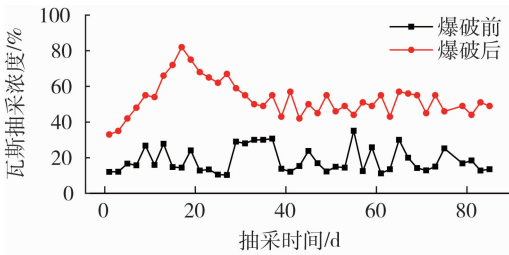


图 10 爆破前后瓦斯抽采浓度对比

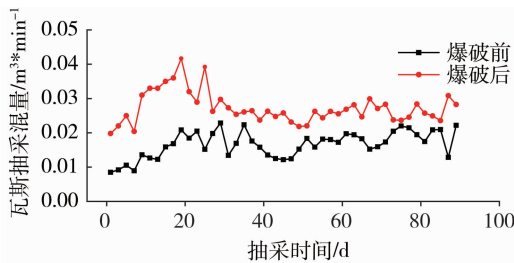


图 11 爆破前后瓦斯抽采混量对比

通过分析 CO_2 爆破器内部的压力变化时程和爆破所生产的裂缝裂隙发育的规律,运用 $\text{FLAC}^{3\text{D}}$ 数值模拟单孔与多孔 CO_2 爆破效果,且现场实时监测距爆破孔不同节点的应力和位移,得到了 CO_2 爆破有效影响半径和多孔连续爆破的最佳间距参数,指导了现场爆破试验;实施井下爆破试验,煤层透气性得到明显提高,验证了爆破钻孔爆破参数的合理

性,是瓦斯抽采浓度和混量提高的保证。

5 结论

1) 运用 $\text{FLAC}^{3\text{D}}$ 数值模拟单孔与多孔 CO_2 爆破效果,得到单孔爆破有效影响半径是距爆破孔方向 4 m,距爆破孔法向 6 m;而当爆破参数为 CO_2 爆破器间距 5 m、爆破孔间距 7.5 m,此时多孔连续爆破煤层增透效果最好;爆破后媒体透气性距爆破孔由远及近的变化规律为非线性增加。

2) 18205 材料巷实施液态 CO_2 预裂爆破增透技术后,显著提高了煤层的透气性系数,爆破后是爆破前的 16.89~20.97 倍,单孔瓦斯抽采浓度和混合流量也大幅增加,抽采浓度升高了 55.8%,抽采混量增加了 43.1%,抽采效果良好,保障了安全高效开采。

参考文献

- [1] 周西华,王鹏辉,门金龙,等.高瓦斯特厚煤层下分层千米钻孔瓦斯抽采技术[J].煤田地质与勘探,2016,44(4):20-24.
- [2] 毕建乙,马堡煤矿大直径顶板走向长钻孔瓦斯抽采技术研究[D].阜新:辽宁工程技术大学,2015.
- [3] 杨道华,王保锋,雷云,等.野川煤矿综放开采覆岩“三带”高度发育研究[J].中州煤炭,2014,11(2):1-3.
- [4] 周西华,毕建乙,王海东,等.高瓦斯低透气性煤层水力压裂增透技术研究[J].世界科技研究与发展,2015,37(3):243-246.
- [5] 刘军,马堡矿水力压裂增透技术及其应用研究[D].阜新:辽宁工程技术大学,2015.
- [6] 李国辉,毕建乙.斜沟煤矿综放开采覆岩“三带”发育高度研究[J].能源技术与管理,2017,42(6):59-61.
- [7] 周西华,门金龙,宋东平,等.液态 CO_2 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.
- [8] 李国辉,毕建乙.液 CO_2 相变致裂增透技术在低透气性煤层的应用[J].现代矿业,2017,33(8):228-231.
- [9] 周西华,门金龙,宋东平,等.煤层液态 CO_2 爆破增透促抽瓦斯技术研究[J].中国安全科学学报,2015,25(2):60-65.
- [10] 王海东.突出煤层掘进工作面 CO_2 可控相变致裂防突技术[J].煤炭科学技术,2016,44(3):70-74.
- [11] 何福胜,毕建乙.低渗自燃煤层采空区瓦斯与火共治平衡点研究[J].能源技术与管理,2017,42(6):1-4.
- [12] 边俊奇,毕建乙.斜沟煤矿褐煤燃烧状态判定研究[J].能源技术与管理,2018,43(2):79-81,141.
- [13] 王海东.深部开采低渗透煤层预裂控制爆破增透机理研究[D].哈尔滨:中国地震局工程力学研究所,2012.
- [14] 周西华,门金龙,王鹏辉,等.井下液态 CO_2 爆破增透工业试验研究[J].中国安全生产科学技术,2015,11(9):76-82.
- [15] 王海东.高应力低渗透煤层预裂爆破过程中控制孔作用[J].黑龙江科技学院学报,2012,22(6):571-576.