

文章编号:1000-582X(2010)09-069-05

煤巷掘进中预裂爆破对抽放提高的分析

范晓刚,王宏图,袁志刚,徐厚学

(重庆大学西南资源开发及环境灾害控制工程教育部重点实验室,重庆 400044)

摘要:针对低透气性煤层掘进工作面瓦斯预抽率较低以致突出危险较高的问题,以某矿(K_1 、 K_4)煤层煤巷掘进工作面为研究对象,进行了现场深孔预裂爆破试验,对预裂爆破前后钻孔瓦斯抽放量进行了对比分析,并对预裂爆破后有效的钻孔瓦斯抽放半径进行了考察。试验结果表明: K_1 煤层预裂爆破后瓦斯预抽率仅需 10 d 就能达到 37.13%,缩短抽放时间 60%;而且效果检验 5 个循环才出现瓦斯解吸指标超标。 K_4 煤层预裂爆破后瓦斯预抽率仅需 12 d 就能达到 34.28%,缩短抽放时间 60%;而且效果检验 3 个循环才出现瓦斯解吸指标超标,预裂爆破对瓦斯抽放效果有明显的提高;爆破后 K_1 和 K_4 煤层瓦斯有效抽放半径分别为 4.5 和 5.2 m。这对于现场预裂爆破工作具有一定的指导意义。

关键词:煤矿;煤巷掘进;预裂爆破;抽放半径

中图分类号:TD 712

文献标志码:A

The analysis on pre-splitting blasting to improve permeability draining rate in heading excavation

FAN Xiao-gang, WANG Hong-tu, YUAN Zhi-gang, XU Hou-xue

(Key Lab for Exploitation of China Southwestern Resources & Environmental Disaster Control Engineering, Ministry of Education, Chongqing University, Chongqing 400044, P. R. China)

Abstract: Aiming at the problem of low excavation speed and high risk of coal and gas outburst because of low gas draining rate in heading excavation, and taking an excavation heading of a mine for example, the test of deep-hole pre-splitting blasting is processed. The amount of gas draining after pre-splitting is compared with the amount of direct draining, and the effective radius of draining is surveyed. The test result shows that the draining rate of K_1 coal seam reaches 37.13%, which reduces the draining time by 60%, 10 days after pre-splitting, and the gas desorption index exceeds the standards until the fifth blasting. The draining rate of K_4 needs 12 days to reach 34.28%, which reduces the draining time by 60%, and the gas desorption index exceeds the standards when the third blasting processes. Obviously, the effect of gas draining is improved by pre-splitting blasting. The effective draining radius of K_1 and K_4 are 4.5 and 5.2 m respectively after pre-splitting blasting. The research can provide reference for the fieldwork of pre-splitting blasting.

Key words: coal mine; heading excavation; pre-splitting blasting; draining radius

收稿日期:2010-04-03

基金项目:国家自然科学基金资助项目(50774106);国家自然科学基金创新群体基金资助项目(50621403);国家重点基础研究发展规划(973)资助项目(2005CB221502)

作者简介:范晓刚(1982-),男,重庆大学博士研究生,主要从事矿山灾害与防治方面的研究。

王宏图(联系人),男,重庆大学教授,(E-mail)htwang@cqu.edu.cn。

煤与瓦斯突出是一种极其猛烈的矿井动力效应,严重影响着矿山的正常生产活动和员工的生命安全,是煤矿最严重的灾害之一^[1]。据统计,中国重点煤矿中有 45.97% 为高瓦斯及突出矿井,由于瓦斯导致的伤亡事故占总数的 32%。而煤与瓦斯突出或瓦斯爆炸有 60% 发生在井下的掘进工作面。然而,在国内,高瓦斯突出矿井大多伴随着低透气性的特点。在煤层掘进过程中,直接抽排瓦斯短时间内难以达到抽放率的要求,无法充分地降低掘进工作面的突出危险性,影响掘进速度和采掘接替。预裂爆破作为一种新型的煤层松动和增透技术,正被广泛地应用于高瓦斯矿井。它能在爆破孔周围几倍范围内增加煤岩体的裂隙长度和范围,能大大提高爆破影响范围内煤体的透气性,从而提高瓦斯抽放量,加大煤体瓦斯排放量,缩短抽放时间,同时可以使应力集中带前移,减弱煤层的突出危险性,提高煤巷掘进的速度和安全性^[2-5]。

预裂爆破技术于 20 世纪 60 年代成功实施,美国、瑞典、日本以及南非的一些学者对于预裂爆破的成缝机理进行了研究,也有人从断裂力学的角度解释了预裂成缝,并开展了一些模型试验,取得了大量的成果^[6]。在国外,预裂爆破技术常用于回采工作面防治冲击地压,并且采用钻屑法对爆破效果进行考察,取得了一定的效果^[7]。国内的一些学者也将预裂爆破技术应用于露天矿开采和边坡施工^[8-10]。在地下煤矿开采中,预裂爆破技术作为一个局部防突措施在生产中应用。但将其作为低透气性煤层瓦斯抽放时一种辅助措施的应用实践,在国内外的研究并不多。

在采用预裂爆破技术提高煤巷掘进时瓦斯抽放率的实践中,预裂爆破对瓦斯抽放率的影响程度及其致裂范围和效果与很多因素相关,必须进行实地考察才能确定。针对这个问题,笔者在现场进行了煤巷掘进时的预裂爆破试验,对爆破前后瓦斯抽放量进行了对比。然后对不同爆破孔爆破时的抽放半径进行了考察。该研究对于现场预裂爆破工作具有一定的指导意义,也可以为其他矿井实施预裂爆破提供一定的参考和依据。

1 试验区煤层与瓦斯赋存条件

试验矿井进行预裂爆破的试验区域内可开采的煤层有两层, K_1 和 K_4 , K_1 煤层厚度为 1.03~5.86 m, 平均 2.92 m, 全部可采, K_4 煤层厚度为 0.09~1.22 m, 平均 0.61 m, 局部可采, 煤系地层倾角为 $14^\circ\sim 16^\circ$, K_1 与 K_4 层间距为 30.8 m。矿井绝

对瓦斯涌出量为 $54.8 \text{ m}^3/\text{min}$; 相对瓦斯涌出量为 $44.6 \text{ m}^3/\text{t}$ 。经过现场瓦斯参数的测定, 试验区域内煤层原始瓦斯压力最大为 2.75 MPa, 煤层透气性系数为 $1.01 \times 10^{-4} \sim 4.96 \times 10^{-3} \text{ m}^2/(\text{MPa}^2 \cdot \text{d})$, 属于较难抽放煤层。

2 抽放孔及爆破孔布置

抽放孔和爆破孔布置在煤巷掘进的前方, 沿走向施工, 控制煤层巷道及其轮廓线倾斜上部 5 m, 下部 3 m, 控制抽放范围 450 m。采取深孔与浅孔相结合布置, 需施工 14 个钻孔。钻孔孔径 $\phi 75 \text{ mm}$, 孔深为 4.6~45.2 m, 为了增加煤层的透气性, 在每轮掘进施工钻场中选择 1~2 个孔作为预裂爆破孔, 钻孔布置如图 1 所示。

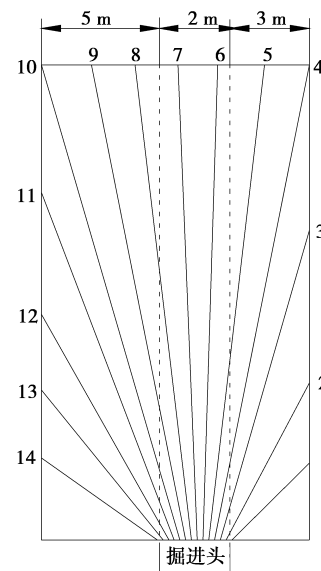


图 1 抽放孔及爆破孔布置

3 抽放效果考察

3.1 K_1 煤层煤巷预裂爆破效果考察

3.1.1 考察方法及爆破孔的选择

为了考察预裂爆破对瓦斯抽放的影响, 在图 1 所示的 14 个钻孔中选择了 1 个孔作为爆破孔, 其他 13 个孔作为抽放孔, 并对爆破前后瓦斯抽放量、抽放时间和钻屑解吸指标进行对比分析。

选择的爆破孔为煤巷掘进前方轮廓线内的 7# 钻孔, 孔深 45 m, 装药长度为 30.4 m。

3.1.2 爆破前后抽放效果对比分析

K_1 煤层工作面运输巷实施预爆破时爆破循环和直接抽排进行瓦斯流量如图 2 所示。

在没有采取预裂爆破仅仅是预抽的情况下掘

进,需要抽放 25 d 后预抽率才能达到 30%。

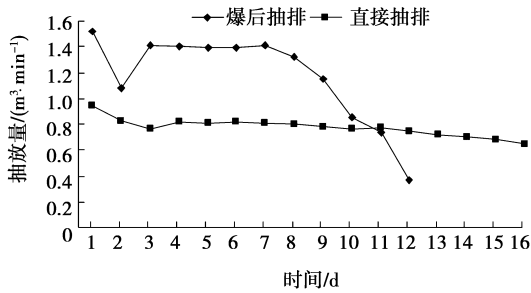


图2 K₁ 煤层爆后抽放与直接抽放量的对比

而采取预裂爆破后,经过 10 d 的抽放,瓦斯浓度由始抽 42% 到拆除时衰减为 5%,抽放瓦斯瞬时流量由始抽时的 1.53 m³/min 到拆除时衰减为 0.33 m³/min,其抽放总量 1.831 2×10⁴ m³,预抽率达 37.13%。抽放时间缩短了 60%,抽放率提高了 7.13%。

3.1.3 钻屑解吸指标对比分析

在煤巷掘进前,对钻屑解吸指标进行了考察,结果表明:在未采取预裂爆破时只能施工到效检的 3 个循环就出现钻屑解吸指标超标,最大可达到 1.223 mL/(g·min^{1/2})。

实施深孔预裂爆破抽放后本循环掘进共 5 个小循环,效检指标在第 5 小循环(共掘进 32 m),才出现钻屑解吸指标值超标,为 0.643 mL/(g·min^{1/2})。

3.2 K₄ 煤层煤巷预裂爆破效果考察

3.2.1 爆破孔的选择

考虑到 K₄ 煤层的透气性较低,瓦斯抽放难度相对较大,选择 2 个钻孔孔作为预裂爆破孔,分别为图 1 中的 5[#]、7[#],孔深分别为 45 和 45.2 m,装药长度均为 30 m,其余的 12 个钻孔作为抽放孔。

3.2.2 爆破前后抽放效果对比分析

K₄ 煤层工作面运输巷实施预爆破时爆破循环和直接抽排进行瓦斯流量如图 3 所示。

预裂爆破后共计抽放时间为 12 d,抽放瓦斯浓度由始抽 31% 到拆除时衰减为 4%,抽放瓦斯瞬时流量由始抽时的 1.21 m³/min 到拆除时衰减为 0.24 m³/min,预抽率达 34.28%。而在未采取预裂爆破而仅仅是预抽的情况下,达到同样的预抽率,则需要 30 d 以上。实施预裂爆破缩短了抽放时间 18 d。

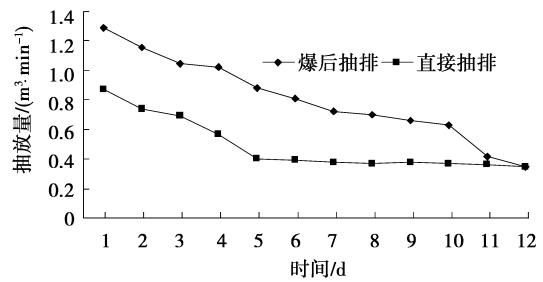


图3 K₄ 煤层爆后抽放与直接抽放量的对比

3.2.3 钻屑解吸指标对比分析

若采取传统排放防突技术,掘进过程中瓦斯时常处于临界值,使得掘进施工难以进行。

实施深孔预裂爆破抽放后本循环掘进共 3 个小循环,效检指标在第 3 小循环才出现钻屑解吸指标超标,值为 0.768 mL/(g·min^{1/2})。

由此可见,预裂爆破为煤巷的安全掘进提供了可靠保障,掘进过程未发生突出预兆,瓦斯浓度一般在 0.1~0.6 之间。

4 预裂爆破抽放半径的考察

瓦斯抽放半径是影响钻孔瓦斯抽放效果的一个重要参数,一般来说抽放时间越长,抽放半径越大^[11-15]。但是为了不影响掘进工作面的工作效率,缓和采掘接替,就必须在有限的时间抽出更多的瓦斯。

由以上分析可知,预裂爆破后,掘进工作面抽放效果有明显提高。抽放半径与煤层透气性系数、瓦斯含量及压力等诸多因素有关^[16-18],因此如何设计合理的抽放半径以保证达到最佳的抽放效果,就必须进行预裂爆破后抽放半径的考察。

4.1 K₁ 煤层抽放半径考察

在 K₁ 煤层煤巷掘进时进行的预裂爆破对抽放的影响范围考察,一共进行 3 个循环深孔预裂爆破试验。每个循环分别布置 1 个爆破孔和 1 个考察孔,孔的标号见图 1。

爆破孔与考察孔的设置以及爆破前后考察孔瓦斯流量如表 1 所示。

表 1 K_1 煤层预裂爆破前后抽排瓦斯量

循环次数	爆破孔		考察孔		装药处与考察孔间距/m	考察孔瓦斯流量/($\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$)		爆破提高的增量/%
	孔号	孔深/m	孔号	孔深/m		爆破前	爆破后	
1	5	30.4	7	45.0	3.2	0.016	0.036	125
2	7	38.0	3	33.0	4.5	0.018	0.041	128
3	8	38.0	3	33.0	5.1	0.018	0.025	39

由表 1 可以看出,前两次预裂爆破循环后考察孔瓦斯抽放量有明显的增加,分别增加了 125% 和 128%,达到两倍以上,第 3 次预裂爆破后考察孔瓦斯流量虽有增加,但相比前两次循环增加量不大。根据爆破孔装药处与考察孔之间的距离可以确定 K_1 煤层预裂爆破时的有效抽放半径为 4.5 m。

4.2 K_4 煤层抽放半径考察

K_4 煤层预裂爆破抽放半径的考察是在某机巷掘进工作面进行的,一共进行了 3 次深孔预裂爆破试验。每次试验爆破孔和考察孔各布置 1 个,孔标号见图 1。爆破孔与考察孔的设置以及爆破前后考察孔的瓦斯流量如表 2 所示。

表 2 K_4 煤层预裂爆破前后抽排瓦斯量

循环次数	爆破孔		考察孔		装药处与考察孔间距/m	考察孔瓦斯流量/($\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$)		爆破提高的增量/%
	孔号	孔深/m	孔号	孔深/m		爆破前	爆破后	
1	8	38.2	10	45.1	2.0	0.026	0.058	123
2	7	38.0	4	45.0	5.2	0.029	0.062	114
3	9	38.3	4	45.0	5.6	0.036	0.054	50

从表 2 可以看出,第 1 次和第 2 次预裂爆破的增透效果比较明显,考察孔瓦斯抽放量分别增加 123% 和 114%,而第 3 次相对前两次没有明显的增加,增长 50%。根据爆破孔装药处与考察孔之间的距离可以确定 K_4 煤层预裂爆破时的有效抽放半径为 5.2 m。

5 结 语

1) 预裂爆破能使爆破孔周围一定范围内的煤层产生大量裂隙,增大了煤层透气性,从而提高瓦斯抽放量,有利于减弱掘进工作面前方的突出危险性。

2) K_1 煤层预裂爆破后瓦斯预抽率仅需 10 d 就能达到 37.13%,缩短了抽放时间 60%,并提高抽放率 7.13%。而且效果检验 5 个循环才出现瓦斯解吸指标超标。 K_4 煤层预裂爆破后瓦斯预抽率仅需 12 d 就能达到 34.28%,缩短了抽放时间的 60%。而且效果检验 5 个循环才出现瓦斯解吸指标超标。

预裂爆破效果明显。

3) 现场试验考察表明预裂爆破仅在一定范围内提高瓦斯抽放量, K_1 和 K_4 煤层有效抽放半径分别为 4.5 和 5.2 m。

参考文献:

- [1] 俞启香. 矿井瓦斯防治 [M]. 徐州:中国矿业大学出版社, 1992: 12-125.
- [2] 龚敏,黄毅华,王德胜,等. 松软煤层深孔预裂爆破力学特性的数值分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(8): 1674-1681.
GONG MIN, HUANG YI-HUA, WANG DE-SHENG, et al. Numerical simulation on mechanical characteristics of deep-hole pre-splitting blasting in soft coal bed[J]. Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering, 2008, 27(8): 1674-1681.

- [3] 刘健,刘泽功,石必明. 低透气性突出煤层巷道快速掘进的试验研究[J]. 煤炭学报,2007,32(8): 827-831.
LIU JIAN, LIU ZE-GONG, SHI BI-MING. Study on roadway excavation rapidly in the low permeability outburst coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(8): 827-831.
- [4] 蔡峰,刘泽功,张朝举,等. 高瓦斯低透气性煤层深孔预裂爆破增透数值模拟[J]. 煤炭学报,2007,32(5): 499-503.
CAI FENG, LIU ZE-GONG, ZHANG CHAO-JU, et al. Numerical simulation of improving permeability by deep-hole pre-splitting explosion in loose-soft and low permeability coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2007,32(5): 499-503.
- [5] 冯增朝. 低渗透煤层瓦斯强化抽采理论与应用[M]. 北京:科学出版社,2008:29-33.
- [6] 罗海萍. 控制爆破知识与应用[M]. 南昌:江西科学技术出版社,2007:97-99.
- [7] 张铁岗. 矿井瓦斯综合治理技术[M]. 北京:煤炭工业出版社,2001:301-305.
- [8] 王廷武. 地面与地下工程控制爆破[M]. 北京:煤炭工业出版社,1990:198-200.
- [9] 杨年华. 预裂爆破对边坡岩体损伤的试验研究[J]. 铁道学报,2008,30(3):96-99.
YANG NIAN-HUA. Experimental study on rock damage in the slope caused by presplit blasting [J]. Journal of the China Railway Society, 2008, 30(3): 96-99.
- [10] 许名标,彭德红. 边坡预裂爆破参数优化研究[J]. 爆炸与冲击,2008,28(4):355-359.
XU MING-BIAO, PENG DE-HONG. Parameter optimization of the slope pre-splitting blasting [J]. Explosion and Shock Waves, 2008,28(4):355-359.
- [11] 陈浩. 深孔松动预裂爆破增透技术在边抽边掘工作面的应用[J]. 煤炭技术,2008,27(7): 92-94.
CHEN HAO. Application of deep borehole blasting technology in draining and excavating heading face[J]. Coal Technology, 2008,27(7): 92-94.
- [12] 郭德勇,裴海波,宋建成,等. 煤层深孔聚能爆破致裂增透机理研究[J]. 煤炭学报,2008,33(12): 1381-1385.
GUO DE-YONG, PEI HAI-BO, SONG JIAN-CHENG, et al. Study on splitting mechanism of coal bed deep-hole cumulative blasting to improve permeability [J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(12): 1381-1385.
- [13] CLARKSON C R, BUSTIN R M. Binary gas adsorption/desorption isotherms: effect of moisture and coal composition upon carbon dioxide selectivity over methane [J]. International Journal of Coal Geology, 2001, 42(4): 241-271.
- [14] KARACAN C O, OKANDAN E. Adsorption and gas transport in coal microstructure: Investigation and evaluation by quantitative X-ray CT imaging [J]. Fuel, 2001, 80(4): 509-520.
- [15] 俞启香. 矿井灾害防治理论与技术[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2008:115-125.
- [16] WANG L, CHENG Y P, LI F R, et al. Fracture evolution and pressure relief gas drainage from distant protected coal seams under an extremely thick key stratum [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2008,18(2): 182-186.
- [17] LIU H B, CHENG Y P, SONG J C, et al. Pressure relief, gas drainage and deformation effects on an overlying coal seam induced by drilling an extra-thin protective coal seam [J]. Mining Science and Technology, 2009,19(6): 724-729.
- [18] LIU Y Z, LI X H. Safety analysis of stability of surface gas drainage boreholes above goal areas [J]. Journal of Coal Science & Engineering, 2007, 13(2): 149-153.

(编辑 赵静)