

文章编号:0253-9993(2007)04-0377-05

控制爆破致裂提高矿井瓦斯抽放率试验研究

余永强^{1,2}, 杨小林¹, 梁为民¹, 王金星¹

(1. 河南理工大学 岩土与地下工程研究所, 河南 焦作 454000; 2. 中国人民解放军总参谋部第三研究所, 河南 洛阳 471023)

摘要: 为将控制爆破致裂技术应用于工程实践, 分析了控制爆破裁剪脉冲加载法的理论、原理及产生适当裂纹数目的机理, 进行了提高矿井瓦斯抽放率现场试验研究. 经现场瓦斯压力、流量等参数的对比测定, 证明了钻孔控制爆破致裂技术使煤层瓦斯涌出量提高了 1.9 倍左右. 研究表明, 该技术用于坚硬低透气煤层, 提高矿井瓦斯抽放率是可行的.

关键词: 控制爆破; 瓦斯抽放率; 低透气坚硬煤层

中图分类号: TD235.37; TD712.62 **文献标识码:** A

Testing research of improving mine gas drainage under suction by controlling blasting to cause crack

YU Yong-qiang^{1,2}, YANG Xiao-lin¹, LIANG Wei-min¹, WANG Jin-xing¹

(1. *Rock Soil and Underground Project Research Institute, Henan Polytechnique University, Jiaozuo 454000, China*; 2. *The Third Engineering Institute, General Staff, Luoyang 471023, China*)

Abstract: Analyzed and researched theory, principle and mechanism of producing suitable crack number of controlling blasting of cutting out pulse loading method. In order to use controlling blasting to cause crack technique to engineering practice, the local test of improving gas drainage under suction were done. The contrasting testing result of local gas press and flux etc. parameter proves increasing gas flood amount 1.9 times by using controlling blasting technique. Research result shows that controlling blasting technique is feasible to improve gas drainage under suction in hardness and low dialyzing coal bed.

Key words: cotrolling blasting; gas drainage under suction; low dialyzing and hardness coal bed

煤与瓦斯突出是煤矿生产中最严重的灾害之一. 防治煤与瓦斯突出的技术很多^[1,2], 其中, 煤层瓦斯预抽放已成为防治煤与瓦斯突出的一项重要技术措施. 但在我国瓦斯矿井中有相当多的煤层是低透气坚硬难抽煤层, 瓦斯抽放率很低. 因此, 如何提高此类煤层瓦斯抽放率是我国煤炭工业近 10 a 来研究和亟待解决的课题之一.

通过对国内外资料的大量调查研究, 选定了一种新的钻孔致裂方法, 即控制爆破裁剪脉冲加载法. 基本原理是对施加到钻孔壁上的爆炸压力脉冲形状实施“裁剪”, 即调节脉冲荷载的峰值压力、脉冲上升时间和持续时间等, 从而达到控制裂纹的生成数目, 增加裂纹延伸的距离和不致使孔壁严重破碎的目的. 同时延长了作用时间和使爆炸生成气体容易贯入到裂纹中去, 驱动裂纹传播的更远, 扩大了致裂的范围.

收稿日期: 2006-06-14 责任编辑: 柴海涛

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(50534070); 河南省教育厅攻关项目(200510460001); 河南省教育厅自然科学基金资助项目(2006130002); 河南省高校杰出科研人才创新工程(2006KYCX012)

作者简介: 余永强(1972-), 男, 河南商城人, 工学博士, 副教授. E-mail: yyq@hpu.edu.cn

1 控制爆破产生多裂纹的机理和数值模拟分析

目前, 美国研究者^[3]通过试验对比和数值模拟分析, 认为多裂纹的产生主要与动力荷载的初始加载率相关. 在一般地应力场中, 钻孔周围初始应力状态往往是非均匀的. 理论和实验都已证明, 当均匀压力荷载施加到钻孔壁上时, 一般在垂直于最小主应力方向上首先出现裂纹. 换言之, 孔边裂纹是按一定的时间顺序先后形成的. 这个事实已被动力光弹性模型试验^[4]所证实. 另外, 从动力光弹性试验^[5]所获得的高速摄影照片可直接观察到, 孔边裂纹表面上承受贯入到裂纹中的压力脉冲的作用.

为分析当一个孔边裂纹出现后, 它对孔周围应力状态所产生的影响, 特别是裂纹根部附近局部应力分布的变化, 基于上面 2 点结论, 提出带有一对称径向裂纹的圆孔, 其孔壁和裂纹表面承受不同压力脉冲作用的分析模型, 如图 1 所示. 这里取 2 条对称裂纹仅仅是为了数值模拟中利用对称性的方便, 而实际上也往往在垂直于最小主应力方向上首先出现 2 条孔边裂纹.

当裂纹表面上承受压力脉冲作用时, 将在裂纹表面激发出压应力波. 这个应力波将沿着圆孔周围绕射, 从而在裂纹根部附近产生一个切向应力 σ_θ 为压应力和低拉应力的区域 (图 1 中阴影部分). 当孔周围介质的抗拉强度高于这些拉应力值时, 则在这个区域中孔边上将不可能产生由切向拉应力引起的径向裂纹. 即当孔边出现了 1 条裂纹之后, 在它的根部附近形成了抑制新裂纹生长的区域, 简称抑制区. 这个抑制区是由于裂纹表面承受压力脉冲所激发出的压力波沿孔边绕射所造成的. 根据文献对应力波在圆孔周围绕射的研究可知, 应力波在圆孔周围的绕射能力取决于全应力波波长 (λ) 与圆孔直径 (D) 之比. λ/D 的值越高, 应力波的绕射范围越大. 特别当 $\lambda/D < 10$ 时, 应力波绕射范围随 λ/D 的变化而急剧地改变. 由此可知, 在裂纹根部附近形成的裂纹生长抑制区的范围与裂纹表面激发出的应力波波长与钻孔直径之比密切相关. 随着 λ/D 的增高, 抑制区尺寸相应增大. 就整个圆孔周边而言, 如果每个已生成的裂纹在它根部附近造成的抑制区都比较大, 那么随后生成的孔边裂纹将会减少, 因此总的孔边裂纹数目下降. 由此得出, 孔边生成的裂纹总数目与比值 λ/D 成反比. 从以上分析可以知道, 孔边生成裂纹的形成过程实质上是应力波与裂纹之间相互促进又相互制约的过程.

用脉冲荷载持续时间 t_d 乘以膨胀波在孔周围介质中的传播速度 v , 来近似表示裂纹表面上所激发出的应力波波长, 即 $\lambda = vt_d$. 根据上面的分析, 可以建立 1 个孔边生成的裂纹数目、脉冲荷载持续时间、膨胀波传播速度和钻孔直径之间的近似关系式^[5~8]为

$$N \approx k' \frac{D}{vt_d}, \quad (1)$$

式中, N 为孔边生成的裂纹数目; k' 为比例系数.

根据弹性介质中膨胀波的传播速度公式, 式 (1) 也可写成

$$N \approx k' \frac{D}{vt_d} \sqrt{\frac{(1+\nu)(1-2\nu)\rho}{E(1-\nu)}}, \quad (2)$$

式中, E 为孔周围介质的弹性模量; ν 为泊松比; ρ 为介质密度.

式 (2) 反映出了在裁剪脉冲加载控制爆破技术中孔边生成的裂纹数目与脉冲荷载持续时间, 钻孔直径和周围介质物理力学性质之间的关系.

2 试验研究

山西潞安矿业 (集团) 有限责任公司潞宁煤矿位于宁武县城南西约 40 km 处. 目前, 矿井的浅部

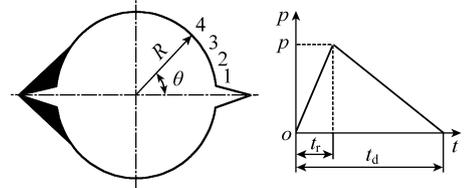


图 1 分析模型和压力脉冲荷载^[3]

Fig. 1 Analyzing model and press impulse load

t_r 为荷载上升时间

(标高+1 360以上)已经基本回采完毕,正准备向深部进行开拓和布置工作面。矿井为高瓦斯矿井,煤层硬度大,透气性低,属难抽放煤层,并具有突出危险。试验地点选在22101工作面。该工作面还未开采,但开采系统已形成。

2.1 试验目的及方案

通过检验炮孔致裂影响区内的煤层透气性、钻孔瓦斯涌出量和浓度的变化,来考察裁剪脉冲法的致裂效果及可行性和可靠性。为了检验裁剪脉冲法的致裂效果,在爆破孔周围布置4个抽放孔,其中1个孔为对比孔,布置在爆破致裂影响区外。同时,在爆破影响区距爆破孔不同位置布置3个检验孔。测量未扰动煤层和爆破影响区的瓦斯涌出量和瓦斯含量,以便与爆破影响区以内的煤层进行比较。

2.2 爆破致裂参数

为了获得较为理想的控制爆破效果,根据裁剪脉冲控制爆破理论,必须经过计算,合理地选择主要爆破参数。钻孔控制爆破有关的参数主要根据煤层赋存、煤岩性质和炸药的特性等按理论分析和实际考察综合确定。

根据断裂力学理论,当圆孔裂纹长度 a 不超过半径的5%时,裂纹开始扩展所需的临界压力 p_0 与裂纹数无关,故 p_0 用下式计算^[3,9],即

$$p_0 = K_{IC} / (2.24 \sqrt{\pi a}), \quad (3)$$

式中, K_{IC} 为煤的断裂韧度,测得值为 $1.407 \text{ MPa}\cdot\text{cm}^{1/2}$; a 为煤层中原生微裂隙长度,取 0.77 mm 。

由于煤的动态断裂韧度 K_{Id} 比静态值 K_{IC} 提高约60%,据此算得 $p_0 = 2.04 \text{ MPa}$ 。这表明,在煤层中使孔边原生微裂隙扩展所需的压力是很低的。由于试验区煤层在平均埋深约210 m(地面标高约为+1 507时,由自重引起的垂直应力分量为 $2 \sim 3 \text{ MPa}$),因而在驱动裂纹扩展时,相当一部分爆炸能是用于克服地应力作用的。

由于炸药产生的爆炸压力在爆源处高达 20 GPa ,远远超过 p_0 ,势必造成钻孔壁的严重变形和形成孔周围的残余“应力笼”。因此,现场试验采用特殊设计制作的药筒,使作用于孔壁的实际压力成为“裁剪”脉冲压力荷载。而且其脉冲上升时间、峰值压力和持续时间基本达到理论上的要求。

被爆介质为煤岩,由所测得的煤岩力学性质可知,煤岩的极限抗拉、压强度分别为 $\sigma_t = 7.3 \text{ MPa}$ 和 $\sigma_c = 126.5 \text{ MPa}$,因此煤岩的动抗拉强度为 $9.5 \sim 11.0 \text{ MPa}$ 。爆破试验采用煤矿安全许用炸药,其相关参数:炸药密度 $\rho_0 = 1 \text{ g/cm}^3$,爆速 $D = 3\,600 \text{ m/s}$,临界爆炸压力 $p_L = 200 \text{ MPa}$,空气绝热指数 $\gamma = 1.3$,炸药的绝热等熵指数 $k = 3$ 。本次试验,炮孔深 20 m ,直径 65 mm ,由上述理论分析和经验计算可确定,不耦合系数为 1.56 ,线装药密度为 1.5 kg/m ,每孔装药量为 5.4 kg 。

2.3 结果及分析

2.3.1 钻孔布置

在22101采煤工作面所选试验点距巷道底板 1.8 m 处,与煤层倾向平行处向下打直径为 65 mm ,深度为 20 m 的爆破孔、抽放孔和对比孔进行控制爆破试验。为了检验钻孔爆破致裂效果,在爆破孔周围布置4个抽放孔,其中一个孔为对比孔。在爆破影响区布置3个检验孔,分别距爆破孔1(布置在爆破孔上方), 1.5 和 0.75 m (与爆破孔在同一高度),在 4.5 m 处爆破影响区以外布置的1个检验孔,测量未扰动煤层的瓦斯涌出量和瓦斯含量,以便与爆破影响区以内的煤层进行比较。钻孔布置如图2所示。在钻5号爆破孔之前,抽放孔1~4号孔先打好,随后立即封孔。起爆后,其中1~3孔为检验孔,4号孔为对比孔。开始抽放的第1 d测试2次,以后每天测一次,随后则视瓦斯流量变化,若趋于稳定,则加大测试间隔时间。现场测试数据和计算的线性瓦斯流量见表1,测试结果对比如图3所示。图中系列

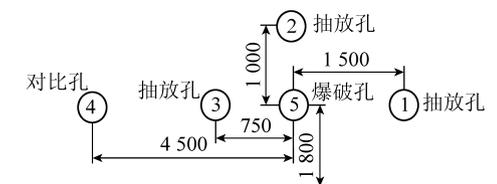


图2 钻孔布置

Fig. 2 Plane sketch map of drill laying

号分别为相对应的孔号.

表 1 测试数据和计算的线性瓦斯流量

Table 1 Testing data and calculational gas flux

日期	孔号	抽放负压 /kPa	巷温 /°C	流量压差 /Pa	瓦斯浓度 /%	标准纯量 /m ³ ·min ⁻¹	日期	孔号	抽放负压 /kPa	巷温 /°C	流量压差 /Pa	瓦斯浓度 /%	标准纯量 /m ³ ·min ⁻¹
3月28日	1	2.25	6	28.4	38	0.011 9	4月2日	1	2.55	6	19.6	26	0.009 5
	2	2.25	6	23.5	34	0.011 3		2	2.55	6	18.6	23	0.009 3
	3	2.25	6	28.4	42	0.012 1		3	2.55	6	19.6	29	0.011 3
	4	2.25	6	14.7	11	0.006 3		4	2.55	6	6.9	10	0.005 1
3月29日	1	1.72	6	27.4	35	0.011 6	4月3日	1	2.55	6	18.6	25	0.008 9
	2	1.72	6	21.6	33	0.011 5		2	2.55	6	17.6	21	0.009 2
	3	1.72	6	26.5	43	0.015 3		3	2.55	6	18.6	25	0.010 1
	4	1.72	6	11.8	14	0.005 9		4	2.55	6	6.9	9	0.004 7
3月30日	1	1.91	6	25.5	34	0.011 1	4月4日	1	2.55	6	15.7	24	0.008 6
	2	1.91	6	18.6	31	0.011 3		2	2.55	6	16.7	21	0.008 8
	3	1.91	6	25.5	40	0.014 3		3	2.55	6	22.5	22	0.009 9
	4	1.91	6	11.8	12	0.004 8		4	2.55	6	9.8	6	0.004 1
3月31日	1	2.55	6	24.5	31	0.010 5	4月5日	1	2.94	6	15.7	20	0.008 3
	2	2.55	6	17.6	31	0.010 6		2	2.94	6	18.6	21	0.008 6
	3	2.55	6	24.5	37	0.012 3		3	2.94	6	21.6	21	0.008 5
	4	2.55	6	9.8	14	0.005 1		4	2.94	6	8.8	7	0.003 1
4月1日	1	2.55	6	22.5	29	0.010 8	4月6日	1	3.14	6	13.7	18	0.007 8
	2	2.55	6	18.6	28	0.010 2		2	3.14	6	14.7	18	0.007 8
	3	2.55	6	22.5	32	0.011 7		3	3.14	6	15.7	18	0.007 9
	4	2.55	6	11.8	12	0.004 1		4	3.14	6	7.8	5	0.004 1

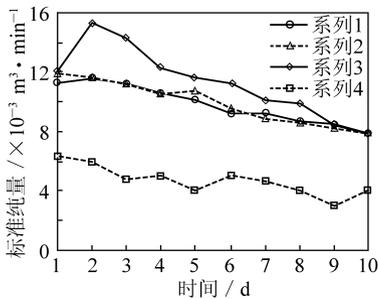


图 3 测试结果对比

Fig. 3 Contrast of testing results

2.3.2 试验结果

(1) 控制爆破后, 影响范围内 1~3 号孔抽放的瓦斯流量比较大, 瓦斯浓度明显高于普通钻孔抽放, 是普通钻孔抽放的 1~2 倍.

(2) 控制爆破后, 影响范围内抽放孔内瓦斯随着抽放时间的加长, 衰减也比较快, 但稳定后控制爆破抽放流量是普通抽放的 1~2 倍.

(3) 4 号孔即检验孔的瓦斯流量变化较稳定, 且在较小范围 (0~0.1 m³/min) 内变化, 说明煤层透气性没有提高.

(4) 1 号孔的最大瓦斯流量没有 2, 3 号孔的最大瓦斯流量大, 但比 4 号孔的大, 说明 1 号孔也在控制爆破影响范围内. 1~3 号孔的最大瓦斯流量相差不大, 说明它们中间形成了一定的贯通裂隙.

正如前苏联维里奇茨基和谢列捷所指出的, “提高低透气性煤层抽放率的主要方向是, 人为地增加钻孔瓦斯涌出强度. 这可以直接在钻孔影响带内进行, 也可以在整个抽放区, 即同时在大面积上进行, 且都应视为是合理的”. 由以上实验结果表明, 在采用了裁剪脉冲加载法钻孔裂后, 在炮孔的影响范围内, 单位时间内的瓦斯抽放量提高了 1.9 倍. 证实了裁剪脉冲法在增加钻孔瓦斯抽放效率上是非常显著的.

3 钻孔爆破参数对巷道支护的影响分析

由于裁剪脉冲加载法采用不耦合连续装药,根据前面分析可知,对炮孔周围的主要作用力为爆炸应力波,空气冲击波较小。同时,由于煤体强度较小,爆炸应力波在其中传播衰减较快,因此由爆破震动引起巷道围岩破坏在理论上概率是非常小的。现场试验结果证实了理论分析的正确性。“安全为天”,试验时应对巷道进行必要的支防护是必要的。

4 结 论

瓦斯抽放对比试验表明,使用裁剪脉冲法之后,在致裂影响区之内钻孔瓦斯抽放效率和煤层瓦斯抽放率都显著增加。钻孔最高瞬时瓦斯抽放效率提高了1.9倍,平均抽放效率提高了1.4倍。现场试验也表明,裁剪脉冲加载法不仅在提高煤层瓦斯抽放率方面效果显著,而且操作简单、速度快、费用低,符合煤矿安全规程要求。因此该方法不仅适用于提高低透气性煤层瓦斯抽放率,同时也可作为煤巷掘进时的防突措施。

参考文献:

- [1] 王靖涛. 裁剪脉冲加载法研究 [J]. 中国科学, 1987 (10): 25 ~ 35.
- [2] Warplnsk N R, Schmltdt R A. Small - scale experiments with an analysis to evaluate the effects of tallored puls loading on fracture and permeability [A]. Proc. 20th U. S. Symp on Rock Mechanics [C]. New York: Springer-Comp Press, Austin, Texax, 1979. 143 ~ 152.
- [3] Kawamoto T, Ichikawa Y, Kyoya T. Deformation and fracturing behavior of discontinuous rock mass and damage mechanics theory [J]. Int. J. for Numerical and Analytical Method in Geomechanics, 1998 (12): 1 ~ 30.
- [4] Slmha K R Y, Fournery W L, Barker D B, et al. A finite element model for the analysis of tailored pulse stimulation of boreholes [A]. Int. Symp on Rock Fragmental by Blastng [C]. New York: Springer - Verlag, Lulea. 1983. 183 ~ 198.
- [5] Swenson D V, Taylor L M. Blast vibrations and other potential causes of damage in homes near a large surface coal in indiana [J]. Int. J. for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics, 1983 (7): 469 ~ 484.
- [6] Swift R P, Kusubov A S. Analysis cracks related to rock fragmentate on fracture toughness testing of rock [A]. 22nd U. S. Symp. on Rock Mechanics [C]. New York: Jphn Wiley Press, MIT, 1981. 245 ~ 250.
- [7] Fournery W L, Barker D B, Holloway D C. Explosion research applied to mine and quarry blasting [A]. Int. Rock Mech. M. ScI [C]. London: Imperial College Press, Geomech Abstr, 1983 (20): 91 ~ 101.
- [8] Wang J T, Xiao C X. Proc. the modern technique of rock blasting [A]. The 4th Int. Symp on Numerical Methods in Engineering [C]. New York: Springer - Verlag, Atlanta Georgia, USA, 1986. 379 ~ 384.
- [9] 王靖涛. 山西阳泉煤矿瓦斯抽放方法研究 [R]. 武汉: 中国科学院武汉岩土力学研究所, 1985. 12 ~ 17.

特别声明

凡是在《煤炭学报》发表的论文,一经发现有抄袭、剽窃,一稿多投现象,本刊以后将不再刊登该作者的论文。

《煤炭学报》编辑部

2007. 4. 2