

文章编号:0253-9993(2007)01-0033-05

深井煤巷钻孔卸压技术的数值模拟与工业试验

刘红岗¹, 贺永年¹, 徐金海², 韩立军¹

(1. 中国矿业大学 建筑工程学院, 江苏 徐州 221008; 2. 中国矿业大学 能源与安全工程学院, 江苏 徐州 221008)

摘要: 结合工程实例, 利用数值模拟方法研究了钻孔卸压的作用机理、巷道围岩动态损伤破坏发展和应力场重新分布的过程. 模拟发现: 合理布置的卸压孔可以导致巷帮围岩的结构性预裂破坏, 从而使围岩高应力向深部转移; 在卸压孔和锚网联合支护后改善了围岩附近的应力环境, 改变了围岩破坏的时空次序, 对控制围岩变形和破坏具有突出的优越性.

关键词: 深井; 煤巷; 卸压钻孔; 数值模拟; 工业试验

中图分类号: TD322.5 **文献标识码:** A

Numerical simulation and industrial test of boreholes destressing technology in deep coal tunnel

LIU Hong-gang¹, HE Yong-nian¹, XU Jin-hai², HAN Li-jun¹

(1. School of Architecture and Civil Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China; 2. School of Mining and Safety Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China)

Abstract: Based on a engineer samples, used numerical simulation method, the mechanism of the reduction of the stress around tunnel in deep mine after the drilling of boreholes, the development of the dynamic damage and destruction of the surrounding rock-mass, and the redistribution of the stress field around the tunnel were studied. It is found that the rational located destressing boreholes can induce structural failure of the surrounding rock-mass, consequently the high stress move deeply in the rock-mass, and the stress environment in the surrounding rock is ameliorated, the spatio-temporal order of the destruction of the surrounding rock-mass is changed when the destressing boreholes and bolting net with wire mesh composite support are accomplished, therefore the compound supporting technology has prominent advantage for control the deformation and destruction of the surrounding rock.

Key words: deep mine; coal tunnel; destressing boreholes; numerical simulation; industrial test

随着我国煤矿开采深度的不断增加, 围岩应力越来越大, 围岩变形失稳的现象也越来越普遍, 有时常规支护甚至难以有效控制围岩的过大变形^[1~3]. 同时, 随着放顶煤一次采全厚技术的大量推行, 深井厚煤层沿底掘进巷道的数量越来越多, 对于这类深井高应力厚煤层沿底掘进巷道, 其掘进与维护普遍存在难度大、安全性差、成本高等问题, 普通的锚网支护难以取得较好的支护效益. 国内外经验表明, 卸压技术可以改善巷道围岩的恶劣应力环境, 使高地应力围岩转化为低地应力围岩, 从而达到减小围岩变形的目的. 特别是在深井巷道支护中可以达到较好的支护效果^[3]. 在我国应用较多的卸压方法主要有卸压槽法、松动爆破法、开掘卸压巷道或硐室法、跨采法等, 而钻孔卸压法在前苏联、日本等国家研究和应用较多, 它

收稿日期: 2006-04-26 责任编辑: 柴海涛

基金项目: 国家自然科学基金重大基金资助项目(50490273)

作者简介: 刘红岗(1974-), 男, 河南宝丰人, 博士研究生. E-mail: Liu7404@163.com

具有卸压工作量小, 施工方便, 施工速度较快, 不影响施工工期等优点. 但在国内则很少有报道^[4~8]. 本文利用 RFPA (rock failure process analysis) 与 ANSYS 分析系统软件, 对钻孔卸压减小巷道变形与破坏的机理和效果结合工程实例进行了数值模拟, 并将模拟结果应用于工程实践, 取得了理想的围岩控制效果.

1 钻孔卸压机理的数值模拟

采用平面应变模型来模拟某矿深部厚煤层沿底掘进巷道在地应力作用下, 巷道或卸压孔施工后围岩应力场的调整过程和围岩损伤演化及破坏规律. 该巷道所处的临近岩层的部分力学参数见表 1. 数值模型共有 3 个, 模型 I 和模型 III 分别为巷道无支护和有卸压孔与锚网联合支护模型. 沿水平方向取 40 m, 沿垂直方向取 15 m, 煤层厚度为 5 m, 埋深为 750 m. 岩层共有 4 层, 将其均匀划分为 $400 \times 150 = 60\,000$ 个单元, 考虑到层理间弱面的影响, 在层与层之间预设强度参数较小的薄层. 对模型进行应力加载, 直到模型应力满足设计值时停止, 随后在模型中央开挖宽 \times 高为 $4.0\text{ m} \times 2.4\text{ m}$ 的矩形巷道, 研究围岩在开挖和支护后的损伤演化过程; 模型 II 为在巷帮煤体开卸压孔模型, 研究煤帮任一深度

表 1 煤层及其顶底板岩层力学性质参数

Table 1 Mechanical parameters of surrounding-rock

层位	岩性	厚度/m	抗压强度/MPa	弹性模量/MPa	泊松比
老顶	细中砂岩	2.5	83.7	18 200	0.23
直接顶	砂质泥岩	2.5	72.0	12 084	0.15
煤层	煤	5.0	20.0	2 000	0.20
直接底	块状泥岩	5.0	42.0	6 968	0.15

(在卸压钻孔长度范围内) 垂直于钻孔轴线的围岩断面的破坏演化规律, 为了便于研究, 将问题简化为布置 4 个钻孔的煤体平面应变模型, 即沿巷道一侧帮部取出一个含卸压孔的断面, 外载为该处原岩应力, 加载方式同模型 I, 模型应力满足设计值时在煤体中开挖 4 个直径为 $D = 100\text{ mm}$ 的卸压孔. 初始地应力垂直方向为 18 MPa, 水平方向为 8.1 MPa. 图 1 为各模型的数值模拟结果, 图中各岩层的灰度代表岩层应力大小, 灰度越大则应力值越小. 岩石的声发射是介质微破裂的产物, 声发射的区域即为岩石破裂的区域.

(1) 模型 I 的结果与分析 模型 I 为巷道无支护时在地应力作用下的破坏发展模型 (图 1 (a)). 由模拟结果可知: 开掘巷道后, 在巷道两帮出现了较高的压应力 (该处垂直方向应力为正值) 区, 在巷道顶底板出现了拉应力区 (该处水平方向应力为负值), 在层与层之间也产生了明显的不均匀应力场; 巷道上方的最大主应力不在巷道顶板的边界处, 而在上覆岩层的上部边界处; 巷道上方的最小主应力 (为拉应力) 则出现在巷道顶板的下边界处以及上覆岩层的下部边界处. 巷道上方的岩层在次生应力作用下弯曲变形并诱发拉伸裂纹的萌生和扩展. 当巷道上部煤岩与上覆岩层分离时, 便产生离层并形成岩梁, 在次生拉应力大于上部煤岩的抗拉强度时, 则发生破裂与垮落. 对于帮部围岩, 在次生压应力大于煤岩的抗压强度时会造成两帮的压剪破坏.

由岩石力学原理可知, 由于巷道的开掘, 岩石原有的应力状态被打破, 围岩中的应力重新分布, 引起应力集中现象, 当应力值接近或超过围岩的破坏强度时, 围岩将产生损伤, 随着围岩损伤程度的发展, 顶板和两帮的破坏加剧, 围岩应力向深部转移. 为了控制围岩的过大变形或失稳破坏, 必须对巷道围岩进行及时有效的支护或处理; 要取得较好的控制效果, 应该对围岩提供适时的足够大的支护力或者改变围岩应力场的高应力状态为低应力状态.

(2) 模型 II 的结果与分析 模型 II 模拟在巷道开掘后, 帮部开卸压钻孔时, 任一垂直于钻孔轴线的帮部围岩断面在地应力作用下的破坏演化规律. 由图 1 (b) 可见, 在煤体中施工钻孔后, 围岩的损伤发展具有阶段性. 第 1 阶段是微破坏的形成和发展阶段, 由于煤岩内部的应力场重新分布, 一些强度较低的单元首先发生破坏, 在弱化单元周围形成了局部的应力集中, 形成小范围内应力的二次分布, 而在局部的应力集中区内强度较弱的单元又发生破坏, 因此, 在围岩中的破裂点呈现随机的快速发展, 特别是在模型 4 个孔的对角线附近出现较多的微破坏. 第 2 阶段为宏观裂纹形成和贯通阶段, 经过一段时间的随机破坏后, 在孔对角线附近区域内的破坏区相互连接, 形成宏观破坏裂纹. 宏观破坏裂纹形成了围岩中的局部弱

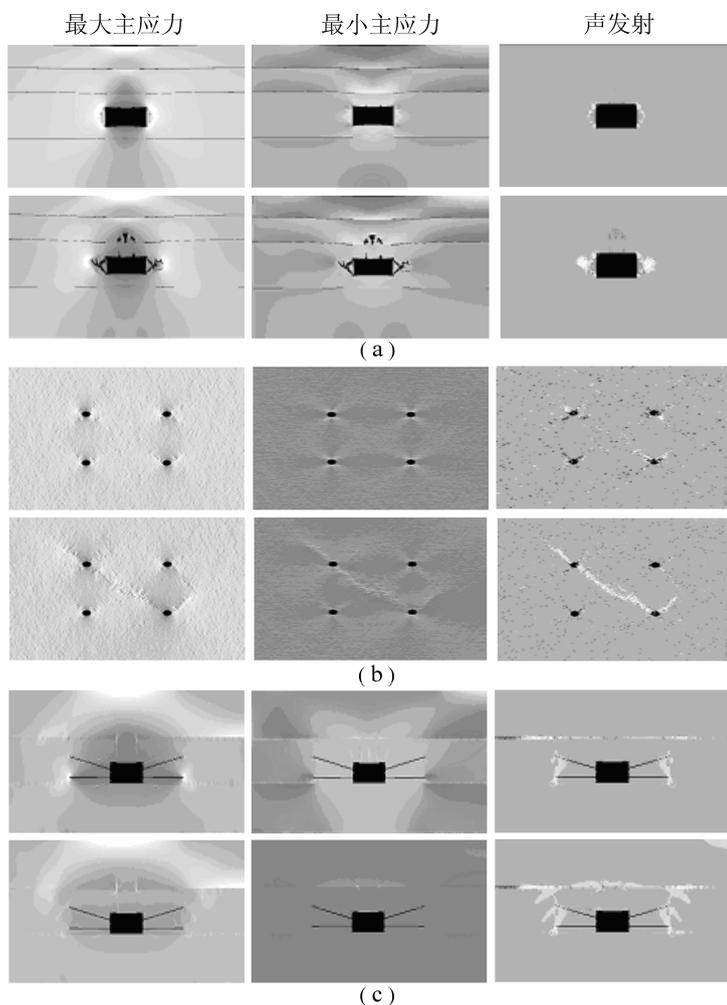


图1 围岩变形破坏发展

Fig.1 The failure evolution of the surrounding-rock distortion

(a) 深井复合岩层煤巷；(b) 钻孔后煤巷帮部；(c) 卸压孔与锚网组合支护

化带（破坏集中区域），而破坏弱化区域内的煤体力学性质也必然发生弱化^[4~6]，从而使其承载能力降低。图1（b）中的高亮点的变化进程反映的就是这种破坏的局部化时空特征，破坏高度局部化的结果导致宏观破裂。

由模拟结果可见，在有卸压孔时，煤帮中影响煤体宏观破坏的主要原因已不是孔壁附近高应力引发的拉破坏（孔的上下端）或压剪破坏（孔的左右两侧），而是在围岩特定部位产生许多小破坏区发展、贯通形成的局部弱化带。因此，可以认为，在有卸压孔时，煤帮围岩的破坏为结构破坏，破坏形式为共轭（X形或近似X形）破坏，从而改变了围岩破坏由单孔时由近（卸压孔周边处）及远（卸压孔远处围岩）的破坏方式，而呈现为结构性破坏。另外，由于煤岩类材料的非均匀性，使得破坏区的扩展路径表现出一定的随机性、非规则性，在微破裂的两端由于强度高的单元的出现，微破裂扩展方向发生改变，向强度低的单元方向发展，从而每个微破裂区能够分出许多

小的分支，呈“Y”字形扩展，最终导致宏观破裂时出现曲折破坏带。

(3) 模型Ⅲ的结果与分析 模型Ⅲ为巷道有卸压孔与锚网联合支护时在地应力作用下的围岩损伤发展模型。由图1（c）中最大主应力图可见，在卸压钻孔和锚网联合支护后，最大主应力的位置由模型Ⅰ中的巷道边角处转移到卸压孔的远端部位，卸压孔长度范围内的巷道围岩处于降压区，当孔远端围岩破坏后，应力增高区也没有向巷道周边围岩转移，而是向卸压孔远处转移，由于卸压孔远处围岩受力状态为3向受力状态，比巷道近处围岩峰值强度高，因此最终将在卸压孔范围外的部位达到新的应力平衡。由图1（c）中最小主应力图可以看到：在巷道和支护施工初期，在卸压孔范围内出现了最小主应力（该处最小主应力为正值，即压应力）集中区，而该区域内围岩的最大主应力减小，在摩尔-库仑强度曲线上表现为应力圆减小，这将使巷道围岩的应力环境得到改善，有利于围岩的维护，因此，该范围的围岩并没有发生大的破坏。由图1（c）中声发射图可见，巷道的破坏首先发生在钻孔的远端部和钻孔端连线附近，而后和煤层伪顶破裂区相连接。钻孔端部和煤层直接顶下部边界处是最大主应力集中的部位，也是破坏最集中最剧烈的部位，这些部位发生破坏后，煤岩中积聚的能量得到集中释放，导致围岩中的应力状态逐步缓和，而远处围岩中逐渐出现应力的再增加、能量的再积累，然而，此时的应力增加位置已转移到破坏带的外端，使围岩应力集中位置产生了转移，从而使巷道周边附近围岩免受高应力破坏过程。同时，和模型

II中所观察到的沿钻孔连线部位的围岩首先破坏相比较,分析认为:如果帮部有上下两排合适间距的卸压孔,一定是沿两排孔的对角线位置优先破裂,如果卸压孔沿巷道走向的排距过大,则沿同一竖排的两孔之间围岩首先破坏,这两种情况都类似于孔端爆破的效果,都会造成卸压孔端围岩强度弱化并造成围岩高应力向深部的转移,显然第1种情况间距有更好的卸压效果,更利于巷道的维护.另外,对围岩周边予以支护后,锚固体提高了围岩的力学性能,具有较高的抗拉、抗剪强度,从而整个巷道周边围岩都未发生破坏,巷道保持了稳定状态.

为了验证卸压孔对巷道锚杆支护受力的影响,用有限元分析软件 ANSYS 对模型 III 的情况进行了验证模拟,锚杆受力如图 2 所示.可见,各锚杆受力均有降低,特别是顶板和边角处的锚杆受力有较大的降低,这对于控制围岩的变形和破坏是很有益的.

综上所述,钻孔卸压技术可以将巷道上方及周围岩体的高应力区及高应力值降低,并将其高应力区及高应力值向煤体深部转移,从而可以降低矿山压力对巷道围岩及锚网支护的作用力,减小巷道围岩应力及变形量,达到优化支护、节约支护材料的效果.

2 卸压孔和锚网联合支护工业试验

2.1 工业试验介绍

(1) 巷道概况 试验巷道(及模拟巷道)为平顶山煤业集团十一矿己₁₆₋₁₇煤层 22040 工作面风巷,巷道埋深约 750 m,沿煤层底板掘进.原支护方式为梯形棚支护,围岩变形量大,其顶底板移近量为 1 000~1 800 mm,两帮移近量为 800~1 500 mm,断面收缩率为 80%,难以控制围岩变形.

(2) 支护方案 根据解析法及联合支护数值模拟提出联合支护的方案.顶板采用 5 根锚杆,巷道两帮各采用 4 根锚杆,均采用加长锚固方式;顶板采用锚索加固,沿顶板中轴线单排布置.沿煤层方向在巷道两帮各施工间两排距均为 700 mm、孔径 $\phi 100$ mm、深 6 m 的卸压孔.支护形式如图 3 所示.

(3) 巷道变形观测 在试验巷道掘进和回采期间,共设置了 5 个围岩表面位移观测站,观测了掘进期间及回采期间巷道的顶板下沉、两帮移近和底臃的情况(回采期间,在测站距开采工作面 100 m 时开始对其进行矿压观测).1 号和 5 号测站为岩性相近情况时的测站,分别代表卸压段和不卸压段的情况,除了有无卸压钻孔不同外,其他支护参数相同,其观测结果如图 4 所示.

由掘进期间观测结果可见,与相同支护情况下的无卸压段巷道相比,卸压段巷道顶底板移近量减少了 18%;帮部移近量减小了 55%;掘进期间顶板主要移动活跃时限两者差别不大,均为 15~20 d,而后逐渐趋向稳定.由回采期间巷道围岩位移观测结果可知,经钻孔卸压后,与相同支护情况下的无卸压段巷道相比,卸压段巷道顶底板移近量在采动期间减少了 43%,两帮位移量减少了 30%.由 5 个测站的观测结果可知,采用钻孔卸压和锚梁网联合支护后,在巷道服务期内(掘进和回采期间),其顶底板变形量为 240~450 mm,平均为 407 mm,两帮变形量为 240~360 mm,平均为 290 mm,巷道变形得到了有效的控制.卸压和锚网联合支护后的围岩变形是原钢棚支护时变形的 1/3 左右;是无卸压钻孔支护段(锚网支护参数相同段,顶底板变形量为 460~640 mm,平均值为 576 mm;两帮变形量为 420~580 mm,平均值

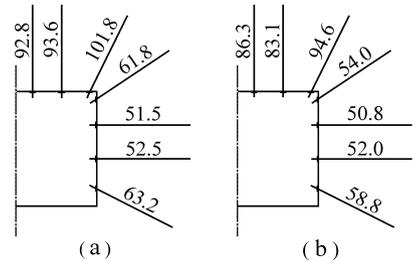


图 2 锚杆最大内力(单位:kN)

Fig. 2 The maximum internal force of the bolts

(a) 有钻孔; (b) 无钻孔

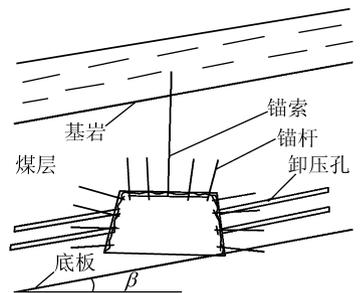


图 3 卸压与锚网联合支护

Fig. 3 Distressing and bolting net compound supporting

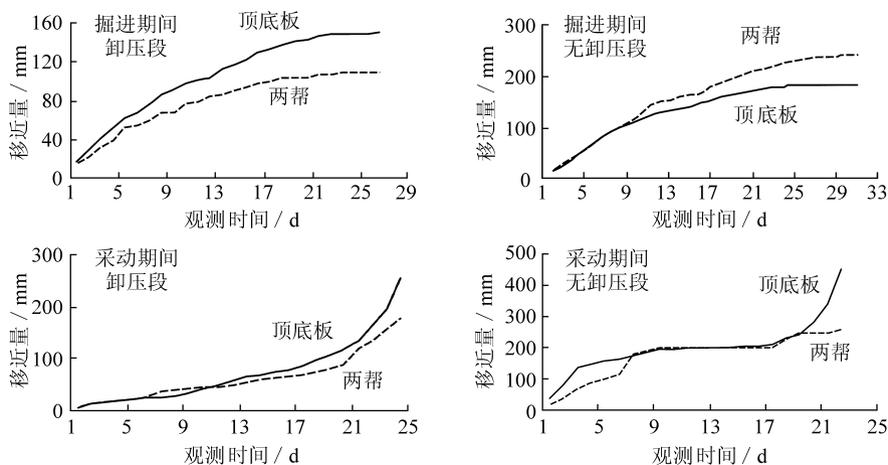


图4 巷道表面位移量观测曲线

Fig. 4 Observation curves of displacement in tunnel surface

为490 mm)变形的65%左右。因此,钻孔卸压取得了较好的围岩控制效果。

2.2 效益分析

经济效益: ① 每米巷道节约支护成本514元,平顶山煤业集团十一矿每年此类巷道约6 000 m,可节约支护费用300多万元; ② 减少采煤工作面两端底部的三角煤损失,提高煤炭采出率。己₁₆₋₁₇煤层22040采煤工作面多采煤48 750 t,按300元/t计算,创经济效益1 462万元。

社会效益: ① 辅助运输工作量大大减少,显著减轻工人的体力劳动。材料搬运量约为工字钢支护的1/10,且单体质量轻,搬运方便; ② 安全得到保障。该技术提高了该类巷道支护的可靠性、安全性; ③ 回采巷道支护安全可靠,减少了回撤工字钢支架的工序,利于采煤工作面快速推进,实现高产高效。

3 结论

钻孔卸压的机理是:合理布置的钻孔可以引起巷道深部围岩(钻孔远端附近围岩)首先发生结构性破坏,从而形成一个弱化区和弱化带,引起巷道周边围岩内的高应力向深部转移,从而使巷道周边附近围岩处于低应力区,有利于巷道围岩的稳定;采用卸压和锚网联合支护时可以充分发挥锚网支护的柔性,释放围岩内的应变能,同时利用锚网提高围岩受力性能,控制围岩有害变形。工业试验表明,钻孔卸压和锚网联合支护技术完全适用于深井高应力厚煤层沿底掘进巷道,可以取得较好的支护效果和经济效益,可为矿井“高产高效”建设提供技术保障。卸压钻孔的参数优化和确定还需进一步研究,一般应该根据具体的地质条件结合数值模拟和现场施工与观测确定。

参考文献:

- [1] 陈炎光,陆士良.中国煤矿巷道围岩控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1994.
- [2] 何满潮.中国煤矿软岩巷道支护理论与实践[M].徐州:中国矿业大学出版社,1996.
- [3] 付国彬,姜志力.深井巷道矿山压力控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1996.
- [4] 刘红岗.深井煤巷钻孔卸压机理的研究与应用[D].徐州:中国矿业大学,2004.
- [5] 刘红岗,徐金海.预拉力三维锚索支护机理与实践[J].矿山压力与顶板管理,2004,21(1):24~26.
- [6] 段克信.用巷帮松裂爆破卸压维护软岩巷道[J].煤炭学报,1995,20(3):311~316.
- [7] 吕渊,徐颖.深井软岩大巷深孔爆破卸压机理及工程应用[J].煤矿爆破,2005(4):30~33.
- [8] 王喜兵,王海君.高应力区卸压开采方法研究[J].矿业工程,2003,1(4):18~22.
- [9] 贺永年,韩立军,邵鹏,等.深部巷道稳定的若干岩石力学问题[J].中国矿业大学学报,2006,35(3):288~295.