

DOI: 10.13347/j.cnki.mkaq.2015.12.024

近断层采动影响下巷道支护技术

钱学森

(安徽恒源煤电股份有限公司, 安徽 宿州 234001)

摘要: 为解决刘一煤矿 DF27 断层附近 II66 采区回风下山采动影响下的支护难题, 利用 FLAC^{2D} 数值模型, 分析近断层采动影响下巷道围岩变形规律及其稳定性影响因素, 并提出高强锚网索支护技术。研究表明: 工作面距离巷道约 80 m 时, 采动应力扰动开始对巷道产生影响, 随着工作面不断靠近断层, 采动应力对巷道影响加剧, 巷道围岩变形速度明显增大。采动应力活化断层以后, 断层附近出现明显的非对称性应力场, 使巷道围岩发生强烈的不均匀变形。巷道最大不均匀变形系数为 4.6, 出现在巷道帮部靠近断层一侧。

关键词: 断层; 采动应力; 不均匀变形; 围岩强度; 锚网索支护; 巷道支护

中图分类号: TD353

文献标志码: B

文章编号: 1003-496X(2015)12-0084-04

Support Technology of Mining-induced Roadway Near a Fault

QIAN Xuesen

(Anhui Hengyuan Coal-electricity Group Co., Ltd., Suzhou 234001, China)

Abstract: In order to solve the support difficult problem of return air roadway in II66 mining area near D27 fault under mining, the numerical simulation software of FLAC^{2D} was applied. According to the deformation law of roadway and the influencing factors of stability, the paper provided the support technology of high strength bolt-mesh-cable support. The result showed that the mining-induced stress would begin to influence the roadway when the distance was 80 m between coal face and roadway, and with the promoting of the coal face, the deformation rate increased gradually. Asymmetric stress field appeared near the fault after the mining activated the fault, and which led to the inhomogeneous deformation of roadway. The biggest roadway inhomogeneous deformation coefficient is 4.6, which appears on the roadway's side near the fault.

Key words: fault; mining-induced stress; inhomogeneous deformation; rock strength; bolt-mesh-cable support; roadway support

刘一煤矿主采 4[#]、6[#]煤层, 4[#]煤层已回采结束, 目前以 6[#]煤回采为主。6[#]煤层为缓倾斜煤层, 煤层倾角约 10°, 平均煤厚 3 m。II66 采区回风下山沿 6[#]煤层顶板掘进, 直接顶为暗黑色泥岩, 厚 2 m; 老顶为浅色细砂岩, 厚 6 m; 直接底为深灰色粉砂岩, 厚 2.6 m; 老底为黑色细砂岩, 厚 15 m。II66 采区回风下山紧邻 D27 正断层, 断层倾角约 65°, 落差 20 m。D27 大断层距 II66 采区回风下山水平距离约 12 m, 距 II662 工作面设计停采线约 40 m^[1-3]。

1 巷道围岩稳定性影响分析

1.1 计算模型

利用 FLAC^{2D} 建立数值模型, 断层以软件中的 interface 命令实现。模型尺寸为 180 m × 96 m, 划分为 15 744 个网格, 上边界施加 15.9 MPa 的垂直应力。模型左右边界限制水平位移, 底边界限制水平

和垂直位移, 材料符合摩尔-库伦准则。数值模型如图 1。在巷道两帮和顶底板各布置 3 条监测线, 从左帮底部到底板左部依次标号 1~12。

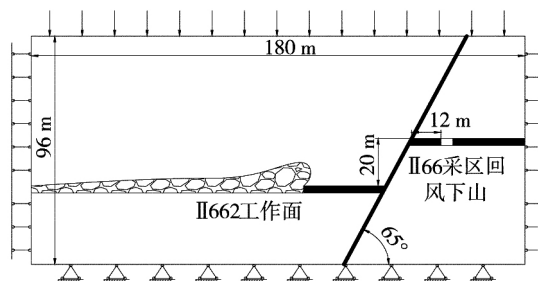


图 1 数值模型

1.2 巷道围岩变形规律

1.2.1 巷道围岩位移规律

巷道围岩位移量曲线图如图 2。

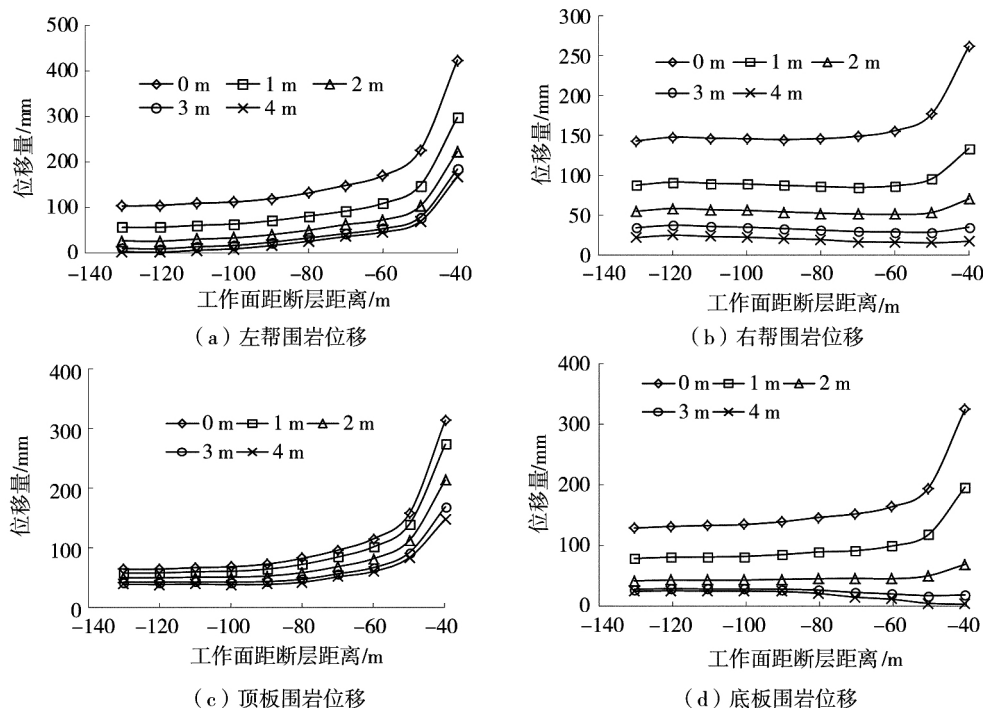


图2 巷道围岩位移量

当 II662 工作面推进至距离 II66 采区回风下山约 80 m 时,工作面超前支承压力经断层传递至 II66 采区回风下山,采动应力开始对巷道围岩原始应力状态产生扰动。随着工作面不断向断层推进,巷道围岩变形速度逐渐增大。当工作面推至距离断层约 50 m,即距巷道水平距离约 60 m 时,巷道围岩变形急剧增加,采动应力扰动作用明显。

工作面回采结束以后,左右两帮和顶底板位移量分别达到了 425、261、315、326 mm。如图 2(a)、图 2(c),巷道左帮和顶板围岩变形主要发生在距巷道表面 0~4 m 范围内,且在不同的围岩深度,左帮围岩位移差异较大,顶板围岩差异较小,说明顶板围岩有明显的整体下沉。如图 2(b)、图 2(d),巷道右帮和底板围岩变形主要发生在距巷道表面 0~2 m 范围内,且变形量小于巷道左帮和顶板^[4-6]。

1.2.2 巷道不均匀变形程度

巷道围岩不均匀变形程度,用不均匀变形系数 γ 表示,即同一断面各监测点位移量与最小位移量比值。巷道表面不均匀变形系数如图 3,其中 1、2、3 为巷道左帮(靠近断层一侧)从下往上的监测点,4、5、6 为顶板从左到右的监测点,7、8、9 为右帮从上往下的监测点,10、11、12 为顶板从右往左的监测点。由图 3 可知,当工作面回采结束时,巷道最小变形发生在右帮底部,最大位移发生在巷道左帮中部,最大不

均匀变形系数为 4.6。相比较而言,巷道左帮不均匀变形系数最大,顶底板次之,右帮最小。对比工作面距断层分别为 140 m 和 40 m 时的巷道不均匀变形程度可知:随着工作面推进,巷道的不均匀变形程度整体为增大趋势,尤以巷道左帮、顶板和底板最为明显,而巷道右帮相对变化很小。这说明在工作面回采过程中,巷道左帮和顶底板对采动应力的扰动反馈最为明显,这是由于巷道所处应力状态的非对称性造成的。

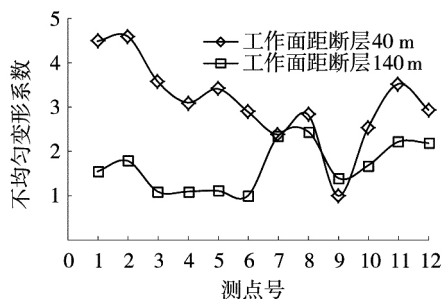


图3 巷道表面不均匀变形系数

1.3 巷道稳定性影响因素分析

1.3.1 采动影响

在工作面回采过程中,巷道左右两帮和顶底板围岩表面位移分别从 104、143、65、129 mm 上升到 425、261、315、326 mm,位移增加幅度分别为 308%、

83%、384%、153%，其中以巷道左帮和顶板受工作面采动应力扰动最为明显。工作面回采造成前方岩体内应力状态重新分布，采动应力经断层传递到巷道位置，从而破坏巷道的原始应力状态，导致巷道变形增大。此外，随着工作面推进，工作面超前支承压力峰值不断向巷道靠近，巷道所处位置应力升高，巷道围岩变形速度明显加快。

1.3.2 断层构造影响

断层构造应力以水平应力为主，II66采区回风下山走向与构造应力方向垂直，这是导致巷道两帮强烈挤出、顶板整体下沉、底鼓严重的主要原因。在水平构造应力作用下，巷道两帮在强烈的拉应力作用下破裂、鼓出，并迅速向深部围岩发展。巷道顶底板为强度较低的泥岩和粉砂岩，在水平应力的剪切作用下，逐渐向巷道临空面挤出，并随着水平应力的释放而趋向缓和。另一方面，采动应力活化断层以后，断层附近应力场发生变化，导致巷道所处位置的应力状态表现出明显的非对称性，这是巷道发生不均匀变形的原因。

1.3.3 围岩强度影响

II66采区回风下山两帮为强度较低的6#煤层，顶板为泥岩，底板为厚层状粉砂岩，巷道围岩强度整体偏低。由于该巷道靠近D₂₇大断层，围岩强度受断层的切割、弱化作用明显，进一步降低了巷道围岩的完整性和整体强度。另外，在强烈的水平构造应力以及后期的采动应力扰动作用下，巷道浅部围岩逐渐破裂、松散，形成承载能力较低的泄压区，并不断向深部岩体发展，这是此类巷道发生“大变形、强流变”的关键所在。

2 巷道围岩控制技术

2.1 支护对策

由于巷道距离断层较近，受断层的切割、弱化作用，巷道围岩裂隙发育、岩性破碎，根据煤矿巷道围岩分类方法可知，该巷道围岩属于Ⅲ~Ⅳ类围岩。另一方面，受工作面采动影响，巷道围岩变形表现出明显的非均匀性，这是巷道发生结构性失稳破坏的重要原因。根据上述分析结果，提出高强度锚网索支护技术：首先以锚网支护在巷道围岩浅部形成可靠的支护承载结构，然后在顶板和两帮的危险截面施工小孔径预应力锚索，充分调动深部岩体的承载能力，提高整个支护承载结构的稳定性^[7-10]。

2.2 支护技术方案

1) II66采区回风下山支护断面如图4。II66采

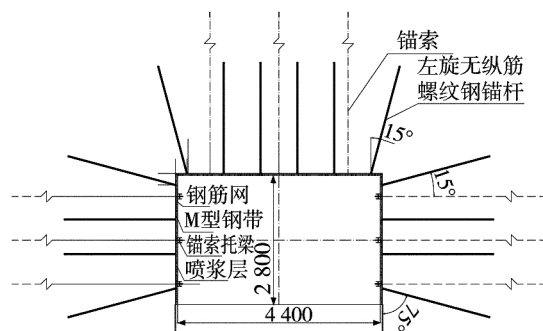


图4 II66采区回风下山支护断面图

区回风下山顶板锚杆间排距为800 mm×700 mm，帮部锚杆间排距为750 mm×700 mm。锚杆选用 $\phi 20$ mm×2 400 mm高强左旋无纵筋螺纹钢锚杆，每根锚杆使用1支K2350(孔底)和1支Z2350树脂锚固剂。锚杆托板采用120 mm×120 mm×10 mm鼓形托板。要求顶板每根锚杆预紧力矩不小于300 N·m，帮部每根锚杆预紧力矩不小于200 N·m。

2) 采用高强度钢筋网护表，采用电阻焊技术加工的自连网，该网不仅焊接过程中对钢筋强度损失小，焊点强度高，而且金属网搭接部位连接方便，连接强度高，有效提高锚网支护系统的护表能力。

3) 沿巷道周向布置高强度M型钢带，使锚杆(索)预应力均匀分散到周围岩体中。

4) 为提高锚网支护承载结构的稳定性，采用小孔径高强预应力锚索实施结构补强，提高锚网基本支护形成组合梁的抗弯能力，锚索布置如图4。锚索均采用 $\phi 17.8$ mm×6 200 mm 1860钢绞线，顶板锚索为点锚索布置，间排距1 500 mm×1 400 mm，每个锚索孔使用1支K2350(孔底)和2支Z2350树脂锚固剂，锚索托盘采用400 mm 18#槽钢加工，并在锁具与托盘之间加垫100 mm×100 mm×10 mm平托盘。帮部锚索采用11#矿用工字钢托梁沿巷道走向连接，间排距950 mm×1 400 mm。顶板和帮部补强锚索预紧力均不小于100 kN。

3 现场试验

在巷道中布置测站对工作面回采过程中巷道表面位移进行观测。巷道表面位移量曲线如图5，当工作面距离巷道约80 m时，巷道局部出现变形。当工作面距巷道约40 m时，巷道顶底移近量302 mm，两帮移近量286 mm，基本满足巷道使用要求。工作面停采以后，巷道左帮和底板变形明显，右帮变形较小，这与数值模拟结果基本相符。

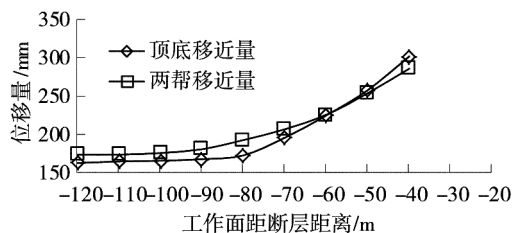


图5 巷道表面位移量曲线

4 结 论

1) 工作面距离巷道约80 m时,采动应力扰动开始对巷道产生影响。并随着工作面不断靠近断层,采动应力对巷道影响加剧,巷道围岩变形速度明显增大。

2) 采动应力活化断层以后,断层附近出现明显的非对称性应力场,使巷道围岩发生强烈的不均匀变形。巷道最大不均匀变形系数为4.6,出现在巷道帮部靠近断层一侧。

3) 在断层水平构造应力及后期的采动应力扰动作用下,巷道发生结构性失稳破坏。在锚杆支护的基础上,采用小孔径预应力锚索对巷道薄弱部位进行补强支护,能充分调动深部岩体的承载能力,有效提高支护承载结构的稳定性。

参考文献:

- [1] 杨旭旭,靖洪文,陈坤福,等.深部原岩应力对巷道围岩破裂范围的影响规律研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(4):495-500.
- [2] 康红普,吴志刚,高富强,等.煤矿井下地质构造对地

应力分布的影响[J].岩石力学与工程学报,2012,31(1):2674-2680.

- [3] 黄超.断层带破碎区巷道变形破坏规律与控制分析[J].煤矿安全,2012,43(5):170-173.
- [4] 肖同强,支光辉,张治高.深部构造区域地应力分布与巷道稳定关系研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(5):659-664.
- [5] 鲁岩,邵喜正,刘长友,等.构造应力场中的巷道布置[J].采矿与安全工程学报,2008,25(2):144-149.
- [6] 刘凯德,刘泉声,刘滨,等.地质异常带巷道稳定控制对策及效果研究[J].岩石力学与工程学报,2011,30(12):2486-2497.
- [7] 姜耀东,王涛,赵毅鑫,等.采动影响下断层活化规律的数值模拟研究[J].中国矿业大学学报,2013,42(1):1-5.
- [8] 蒋金泉,武泉林,曲华.硬厚覆岩正断层附近采动应力演化特征[J].采矿与安全工程学报,2014,31(6):881-887.
- [9] 王襄禹,柏建彪,李磊,等.近断层采动巷道变形破坏机制与控制技术研究[J].采矿与安全工程学报,2014,31(5):674-680.
- [10] 李克信,李甲栋,孙利辉.孤岛工作面遇断层采动应力分布规律研究[J].采矿与安全工程学报,2012,40(7):13-16.

作者简介:钱学森(1964-),男,安徽泗县人,高级工程师,本科,1984年毕业于淮南矿业学院,现为安徽恒源煤电股份有限公司副总经理,主要从事煤矿生产及管理工作。

(收稿日期:2015-04-02;责任编辑:朱 蕾)

