

矿山压力与灾害控制

跨采工作面下部巷道的冲击危险性评价及防治

季成^{1,2}, 孔令海^{1,2}, 王寅^{1,2}, 边戈³

(1. 煤炭科学技术研究院有限公司 安全分院, 北京 100013; 2. 煤炭资源高效开采与洁净利用国家重点实验室
(煤炭科学研究总院), 北京 100013; 3. 陕西长武亭南煤业有限公司, 陕西 长武 713602)

摘要 以亭南煤矿 207 工作面跨采泄水巷冲击危险性为研究对象, 利用数值模拟和理论分析的方法, 从围岩的应力值、变形量和弹性应变能 3 个方面对泄水巷的冲击危险性进行分析, 并采用人工爆破的方法对泄水巷进行解危。研究结果表明: 工作面在跨采泄水巷期间超前采动应力峰值维持在 35MPa 左右, 工作面距离泄水巷 10~20m 时, 泄水巷左右两帮围岩变形量最大值为 60mm, 煤体积聚的弹性应变能达到冲击所需的最小能量值 108.03kJ/m³, 将泄水巷评价为严重冲击危险区域, 泄水巷采用人工爆破解危后, 回采过程中避免了泄水巷发生冲击地压, 为类似跨采巷道条件下的冲击地压防治提供相应参考。

关键词 跨采巷道; 冲击地压; 弹性应变能; 围岩位移

中图分类号 TD324.2 **文献标识码** A **文章编号** 1006-6225 (2017) 01-0084-04

Rock Burst Hazard Evaluation and Prevention of Lower Roadway of Cross Mining Working Face

Ji Cheng^{1,2}, KONG Ling-hai^{1,2}, WANG Yin^{1,2}, BIAN Ge³

(1. Mine Safety Technology Branch of China Coal Research Institute, Beijing 100013, China;

2. State Key Laboratory of Coal Resource High Effective Mining & Clean Utilization (China Coal Research Institute), Beijing 100013, China;

3. Shaanxi Changwu Tingnan Coal Industry Co., Ltd., Changwu 713602, China)

Abstract: The paper takes rock burst hazard of water drain roadway influenced by overhead mining of 207 working face of Tingnan coal mine, according numerical simulation and theory analysis, the hazard were analyzed from surrounding rock strain value, deformation and elastic strain energy, then artificial explosion was applied. The research results showed that the ahead mining stress peak value was 35MPa during water drain roadway influenced by working face mining, the maximal deformation of two sides of water drain roadway was 60mm, when the distance working face to water drain roadway was 10~20m, the minimum energy value that elastic strain energy accumulate in coal body reached rock burst was 108.03kJ/m³, and water drain roadway was determined as seriously rock burst zone, after artificial explosion was applied, rock burst would be avoided during mining process, it references for similar situation.

Key words: roadway influenced by overhead mining; rock burst; elastic strain energy, surrounding rock displacement

随着井下回采设备能力和支护能力的不断提高, 为减少搬家次数, 工作面的走向长度随之不断增加, 许多工作面在回采过程中会出现跨采巷道的情况, 在地应力和采动应力双重影响下跨采的下部巷道经常出现冒顶和片帮等问题^[1-3], 因此急切需要对下部巷道的稳定性和安全性进行评价, 并有针对性地防治工作。

我国专家学者从不同角度对跨采巷道的稳定性进行了研究, 主要有: 季成^[4]采用微震监测技术对近距离跨采开切眼阶段的覆岩破坏规律进行研究, 并划分了不同的跨采阶段。潘伟国^[5]对深部底板巷道群跨采技术进行研究, 选择了合理的支护

方式和支护参数。李学华^[6]对高水平应力条件下的巷道围岩稳定性进行模拟研究, 得到了巷道围岩破坏特征并提出了非均匀支护体系。谢文兵^[7]对近距离跨采巷道围岩稳定性影响因素进行分析, 得到了近距离跨采巷道围岩位移受开采引起的整体位移影响较大, 而不单纯决定于煤柱侧支撑压力的作用的结论。以上研究成果主要是针对工作面跨采下部巷道的变形规律和围岩稳定性进行研究, 没有将煤岩冲击倾向性对跨采下部巷道稳定性的影响考虑进去, 当具有冲击危险性煤岩体内的应力值超过极限应力值时, 下部巷道存在发生冲击地压的可能, 容易造成工作面人员伤亡和设备损失, 因此有

收稿日期 2016-07-04

基金项目 国家自然科学基金项目 (51304117)

作者简介 季成 (1987-) 男, 北京人, 助理研究员, 硕士研究生, 主要从事冲击地压防治工作。

引用格式 季成, 孔令海, 王寅, 等. 跨采工作面下部巷道的冲击危险性评价及防治 [J]. 煤矿开采, 2017, 22 (1): 84-87.

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2017.01.020

必要对跨采工作面下部巷道的冲击危险性进行研究。

1 工作面概况

亭南煤矿 207 工作面开采 4 号煤层, 地面标高: +858~+1074m, 平均埋深 590.5m, 工作面长 200m, 走向长 2250m, 煤层平均厚度 22m, 平均倾角 4°。采用分层开采, 4_上 煤层为 8m, 4_下 煤层 14m, 先采上分层。

207 工作面最大涌水量为 180m³/h, 为了便于集中排水, 在距离开切眼 800m 的煤层中开挖了一条宽×高=4m×3m 的泄水巷, 由于底板为铝质泥岩, 遇水软化膨胀, 所以泄水巷距离底板 2m, 工作面与泄水巷层间距为 9m, 空间位置见图 1 所示。4_上 煤层具有弱冲击倾向性, 4_下 煤层具有强冲击倾向性, 其顶板具有强冲击倾向性, 底板具有弱冲击倾向性。

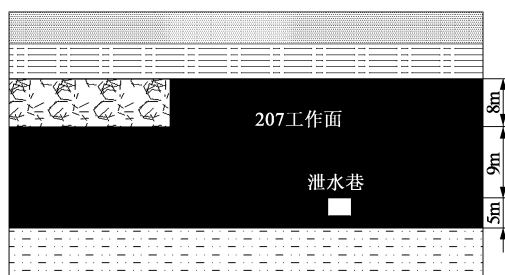


图 1 巷道空间位置

2 模型建立

以亭南煤矿 207 工作面的现场地质条件为基础, 建立 FLAC^{3D} 三维模型进行数值模拟。模型尺寸为长×宽×高=300m×300m×88m, 共有 155000 个单元和 169027 个节点。采用摩尔-库伦准则模型, 边界条件: 侧面 x , y 方向限制水平移动, z 底面方向限制垂直移动, z 顶部方向上施加向下 12.80MPa 均布载荷用于模拟上覆岩层的自重应力, 各岩层的物理力学参数见表 1 所示。

表 1 各岩层物理力学参数

岩性	厚度/m	密度/ (kg·m ⁻³)	体积模 量/MPa	剪切模 量/MPa
铝质泥岩	20	2600	6.00	5.00
粉砂岩	5	2404	20.00	19.10
砂质泥岩	8	2475	6.62	5.82
砂质泥岩	10	2475	6.62	5.82
细粒砂岩	14	2304	22.60	19.10
中粒砂岩	6	2503	18.90	9.73
4 煤	20	1400	1.20	0.86
砂质泥岩	5	2475	6.62	5.81

3 数值模拟结果及分析

3.1 超前支承应力

为分析回采对泄水巷围岩应力的影响, 绘制工作面与泄水巷不同距离时工作面前方支承应力分布曲线, 见图 2。

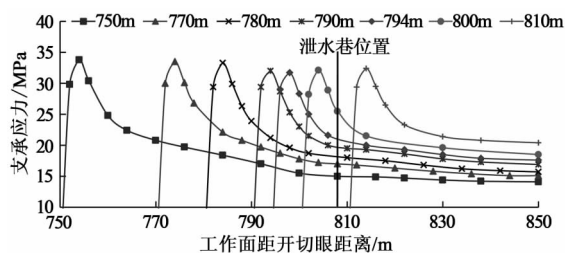


图 2 工作面超前支承应力与推进度关系曲线

泄水巷位于 800m 处, 从图 2 中能够看出随着 207 工作面的推进, 工作面跨采下部泄水巷过程中超前支承应力峰值没有发生明显变化, 应力的峰值维持在 35MPa 左右, 应力集中系数为 2.3, 峰值在工作面前方 8m 左右, 支承应力影响区在工作面前方 0~60m。当工作面回采距离开切眼 780m (距离泄水巷 20m), 泄水巷围岩的垂直应力分布云图见图 3。



图 3 泄水巷围岩应力

从图 3 能够看出泄水巷周围的垂直应力值为 25.6MPa, 超过 4_下 煤层的单轴抗压强度平均值 25.46MPa, 达到了煤体应力极限承受强度, 存在泄水巷结构突然失稳的可能。

图 4 为巷道围岩变形与工作面推进距离的关系曲线。

从图 4 能够看出随着工作面与泄水巷的距离不断减小, 泄水巷围岩整体向自由空间移动。顶板下沉最大值为 52mm, 发生在距离开切眼 790m (距离泄水巷 10m) 处, 随后逐渐恢复 40mm 的状态, 主要原因是 4 煤属于中硬煤层, 在超前采动应力作用下下层间煤层产生向下较大弹性变形和跨采后弹性应变能释放变形恢复综合作用的结果。底板向上发生位移, 变形量基本维持在 15mm, 没有产生明显

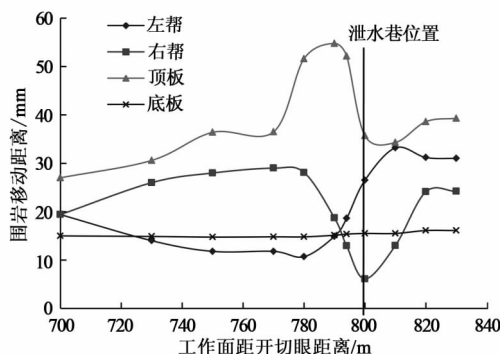


图 4 泄水巷围岩位移曲线

底鼓现象。随着工作面的推进,右帮位移逐渐增大,在工作面距开切眼 780m 时(距离泄水巷 20m)达到最大值 30mm,而后在工作面回采到泄水巷正上方时由于卸压作用,位移值迅速降低恢复到 6mm,工作面跨采后在后方采空区冒落岩石的作用下逐渐变形到 26mm;随着工作面的推进,左帮位移呈现逐渐增加的趋势,距离开切眼 820m (距离泄水巷 20m)时,位移由 15mm 迅速增加到 32mm,而后逐渐变小。

泄水巷两帮和顶板呈现了“逐渐变大-再变小”的规律,距离开切眼 780 时(距离泄水巷 20m)发生明显变化。泄水巷左帮和右帮呈现不同规律,左帮和右帮的最大位移量都为 30mm 左右,虽然两帮距离仅有 4m,但右帮位移呈现先增大后减小的规律,而左帮位移出现逐渐增加的规律。右帮由于位于工作面侧更容易受到采动影响,左帮远离工作面且泄水巷减弱了采动水平应力对左帮的影响,所以在跨采前 10m (工作面距离开切眼 790m) 位移时才迅速增加。跨采巷道期间泄水巷左帮的位移变化落后右帮 10m 的距离,左帮和右帮位移变化具有规律不同和时间不同步的现象。

3.2 弹性应变能分析

通过上文分析可知工作面距离开切眼 780m 时(距离泄水巷 20m)泄水巷围岩位移量变化最大,且整体变形量小于 60mm,而通常情况下跨采的下部巷道围岩变形量为 200mm 以上^[8-9],因此泄水巷围岩处于弹性状态,积聚了大量的弹性应变能,而弹性应变能突然释放将导致冲击地压的发生^[10-11],因此从围岩弹性应变能角度入手,能够更加准确做出泄水巷冲击危险性评价结果。

煤岩体在变形破坏过程中,若与外界无能量交换,则能量耗散与应变能储存满足下式:

$$U = U^d + U^e \quad (1)$$

式中, U 为外力功输入的总能量; U^d 为耗散能; U^e

为岩石储存的弹性应变能。

煤岩储存的弹性应变能的表达式为^[12]:

$$U^e = \frac{1}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)] \quad (2)$$

式中, E 为弹性模量; ν 为泊松比。

单位体积煤岩体产生动力破坏所需的最低总能量为^[13]

$$U = \sigma_c^2 / 2E \quad (3)$$

式中, σ_c 为最大单轴抗压强度。

207 工作面在跨采泄水巷过程中两帮弹性应变能的变化如图 5 所示,在整个跨采泄水巷过程中两帮所积聚的弹性应变能在 50~140kJ/m³ 之间。随着工作面的推进在超前采动应力的作用下煤体内的弹性应变能峰值也随着工作面的推进逐渐前移,在距离泄水巷 10m (工作面距离开切眼 790m) 时,根据式(2) 计算得到泄水巷两帮储存的弹性应变能达到最大值 140kJ/m³,根据式(3) 得到的 $4_{\text{下}}$ 煤发生冲击的最小能量为 108.03kJ/m³,由于两帮的弹性应变能大于发生冲击所需的最小能量,因此认为泄水巷会在工作面跨采过程中发生冲击地压。

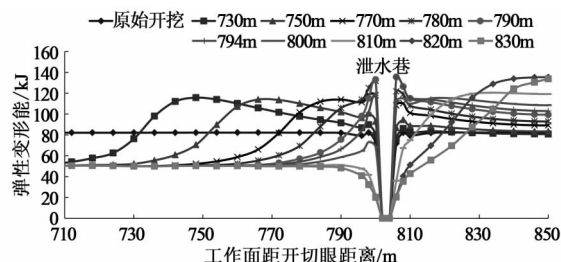


图 5 不同回采阶段泄水巷两帮弹性应变能分布

综上所述,工作面距离开切眼 780~790m (距离泄水巷 20~10m) 时,泄水巷围岩的应力值达到最大,泄水巷煤体中积聚的弹性应变能达到了所需的最小能量,由于顶板和下分层煤体均具有强冲击危险性,根据冲击地压的应力控制理论,具有冲击倾向性煤岩体达到极限强度时,在采动应力作用下容易发生冲击地压,因此从应力、弹性应变能角度判别,泄水巷具有强冲击危险性。

4 解危措施

经过上文分析泄水巷在工作面跨采过程中具有强冲击危险性,为避免泄水巷发生冲击地压,造成人员伤亡、设备损坏以及影响工作面的正常生产,需要对泄水巷采取解危措施。除了在采煤工作面前方 20~30m 区域上下巷道采取加强支护和防冲措施之外,需要在工作面距离开切眼 600m (距离泄水巷 200m) 前进行爆破,破坏围岩结构,破坏围岩

积聚变形能的条件,从而达到冲击地压的防治目的。

泄水巷围岩壁面向四周扩展,依次会经历塑性区、应力增高区和原始应力区,根据弹性力学理论,可得出圆形巷道的应力增高区的影响半径 $R'' = \sqrt{20}R_0 \approx 5R_0$ (R_0 为圆形巷道半径,若巷道为非圆形状时,可采用其等效半径)。泄水巷宽度按 4m 计算,钻孔深度 $L \geq 5R_0 = 10\text{m}$,因此泄水巷左右两帮爆破卸压孔最小深度为 10m。爆破参数和炮孔布置图分别见表 2 和图 6。在后期实际回采过程中,泄水巷按照设计方案进行解危后实现了工作面安全跨采泄水巷。

表 2 泄水巷爆破布置参数

施工位置	长度 /m	仰角 / (°)	与巷道夹角 / (°)	孔径 /mm	装药 /m	装药量 /kg	封孔 /m	孔间距 /m
高位	10	50	90	73	6	12	2	10
低位	10	15	90	73	6	12	2	10
端头	7	45	45	73	5	10	2	/

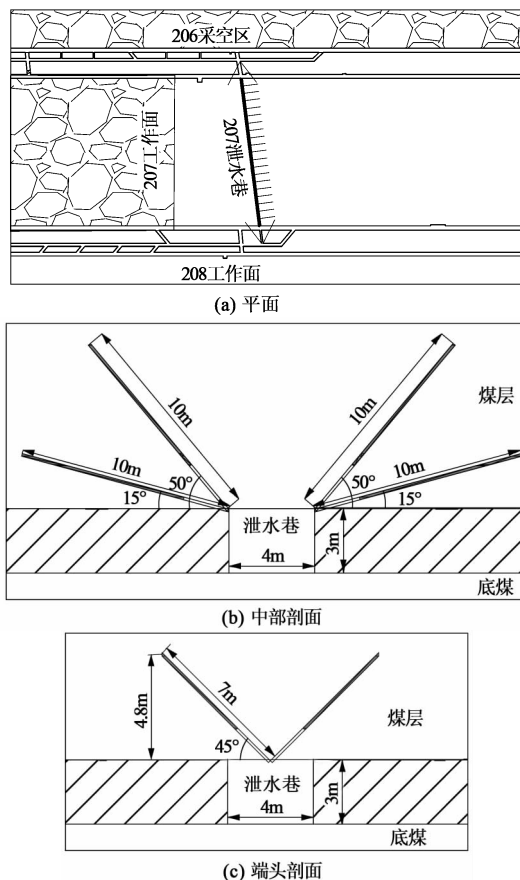


图 6 207 泄水巷炮孔布置

5 结 论

(1) 在跨采期间工作面前方支承载力峰值维持在 35MPa 左右,工作面距离开切眼 780~790

(距离泄水巷 20~10m) 时,泄水巷围岩的垂直应力达到了极限破坏强度 25.46MPa,同时位移量达到最大,左帮位移变化落后右帮 10m 的距离,泄水巷两帮和顶板位移呈现了“逐渐变大-再变小”的规律。

(2) 工作面距离开切眼 790m (距离泄水巷 10m) 时,泄水巷两帮储存的弹性应变能达到最大值 140kJ/m³,远大于发生冲击地压所需最小能量 108.03kJ/m³。

(3) 从采动应力和弹性应变能两个方面判断泄水巷具有强冲击危险性,采用爆破方法对泄水巷进行解危,保证了工作面安全跨采泄水巷。

参考文献

- [1] 李桂臣,马振乾,张 农,等. 淮北矿区多次跨采巷道破坏特征及控制对策研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30 (2): 181-187.
- [2] 朱庆华. 深部跨采巷道围岩变形力学分析及稳定性控制研究 [D]. 北京: 中国矿业大学, 2010.
- [3] 张学臣,李大勇,陈士海. 跨采巷道的围岩稳定性预测与控制 [J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25 (3): 361-365.
- [4] 季 成,孔令海,高 凯. 微震监测技术在煤矿上行开采中的应用 [J]. 煤矿安全, 2015, 46 (9): 134-140.
- [5] 潘伟国. 大采深底板巷道群跨采技术研究 [D]. 山东: 山东科技大学, 2009.
- [6] 李学华,姚强岭,张 农,等. 高水平应力跨采巷道围岩稳定性模拟研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25 (4): 420-425.
- [7] 谢文兵,史振凡,殷少举. 近距离跨采对巷道围岩稳定性影响分析 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23 (12): 1986-1991.
- [8] 李廷春,吕学安,刘培海,等. 大埋深跨采巷道变形机理分析 [J]. 山东科技大学学报 (自然科学版), 2014, 33 (6): 40-45.
- [9] 王国举. 跨采动压巷道支护技术及应用研究 [D]. 湖南: 湖南科技大学, 2014.
- [10] 赵本均,腾学军. 冲击地压及其防治 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1995.
- [11] 窦林名,何学秋. 冲击矿压防治理论与技术 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2001.
- [12] 谢和平,鞠 杨,黎立云. 基于能量耗散与释放原理的岩石强度与整体破坏准则 [J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24 (17): 3003-3010.
- [13] 孙振武,代 进,杨春苗. 矿山井巷和采场冲击地压危险性的弹性能判据 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (8): 794-798.
- [14] 郭建强,赵 青,王军保,等. 基于弹性应变能岩爆倾向性评价方法研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34 (5): 1-8.
- [15] 康红普,姜鹏飞,蔡嘉芳. 锚杆支护应力场测试分析 [J]. 煤炭学报, 2014, 39 (8): 1521-1529.

责任编辑: 潘俊镗