

深部异形煤柱区冲击地压成因及防治技术研究

孟鑫¹, 张金魁²

(1. 淄博矿业集团有限责任公司, 山东 淄博 255120; 2. 山东唐口煤业有限公司, 山东 济宁 272055)

摘要 以唐口煤业公司3303工作面为工程背景, 通过分析该工作面形成冲击危险的主要因素, 根据巷道两帮耦合结构“两阶段”防冲原理, 建立了相适应的支护和卸压围岩结构, 确定了爆破卸压参数, 从而有效地将冲击危险性降低到可控程度。

关键词 异形煤柱区; 冲击地压; 成因; 防治技术

中图分类号 TD324 **文献标识码** B **文章编号** 1006-6225 (2016) 01-0097-04

Reasons and Control Technology of Rock Burst of Discrepant Coal Pillar Zone in Deep

唐口煤业公司3303工作面平均埋深880m, 地应力大, 地质构造复杂, 煤层具有强冲击倾向性, 具备发生冲击地压的内在条件。该面胶带巷侧区段煤柱极不规则, 煤柱宽度变化大, 开采期间受力极不稳定, 具有成为冲击启动位置的可能性。为保证3303工作面顺利开采, 同时为其他工作面防冲工作积累经验, 有必要针对3303工作面所处的复杂特殊开采及地质条件进行冲击地压防治研究, 弄清促成冲击地压发生的主要因素, 并提出解危措施, 有效地将冲击危险性降低到可控程度。

1 3303工作面冲击危险形成主要影响因素

唐口矿井作为我国深部开采的典型矿井, 冲击地压危险性在该矿井开采过程中客观存在, 尤其是3303工作面, 该工作面为旋转工作面, 工作面里段三面为采空区, 且回采煤柱不规则, 煤柱的受力极不稳定, 对其冲击危险形成原因及其主要影响因素分析如下:

(1) 3号煤层及其顶板的冲击倾向性 根据2005年唐口3号煤岩层试验结果: 判定3_上煤层属于3类, 为具有强冲击倾向性的煤层; 判定3_上煤层顶板属于2类, 为具有弱冲击倾向性的岩层。

(2) 3号煤层采深超过我国冲击地压频繁发生的临界深度 我国冲击地压发生的平均临界深度大约为600m, 3303工作面平均采深880m。因此从采深的角度来讲容易产生冲击地压。

(3) 3303工作面开采技术条件复杂 3303工作面为一旋采工作面, 胶带巷不稳定, 具有成为冲击启动位置的可能性。侧区段煤柱极不规则, 煤柱宽度变化大, 最窄处仅为5m。工作面开采期间煤

柱受力将极不稳定, 旋采区段内有多条巷道交叉, 将工作面煤体切割成多个三角煤柱, 多方向支承压力叠加引起煤体应力高度集中, 工作面推进时, 与超前支承压力共同叠加, 围岩应力场将更为复杂, 三角煤柱稳定性问题将更为突出。经分析, 3303工作面在初采期间主要通过2次应力异常区: 如图1所示的Ⅰ区域为临近上区段采空区区域; 如图1所示Ⅱ区域为工作面开采过程中的转弯区域, 以及措施巷交叉区域。

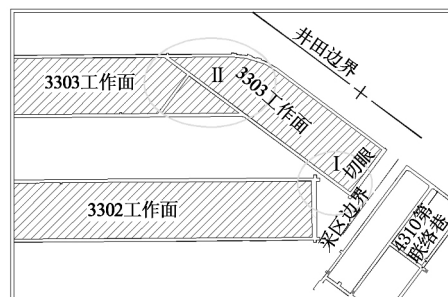


图1 3303工作面开采环境

(4) 地质构造对冲击危险性的影响 3303工作面巷道掘进中实际揭露断层3条, 坑透推测工作面内隐伏断层5条。大量断层的赋存将成为冲击地压孕育、发生的重要条件, 极大地增加了工作面开采过程中的冲击危险程度。

2 巷道两帮耦合结构“两阶段”防冲原理

由冲击地压启动理论可知, 冲击地压发生过程经历3个阶段, 依次为冲击启动阶段、冲击能量传递阶段和冲击地压显现阶段。冲击地压显现以人员伤亡、设备损坏等表征了其灾害本质。因此, 对于冲击地压的防治, 核心是前两个阶段:

收稿日期 2015-03-02

作者简介 孟鑫 (1982-), 男, 山东济南人, 硕士, 工程师, 现从事煤矿生产管理工作。

引用格式 孟鑫, 张金魁. 深部异形煤柱区冲击地压成因及防治技术研究 [J]. 煤矿开采, 2016, 21 (1): 97-100.

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2016.01.026

(1) 冲击启动阶段 针对冲击启动阶段, 阻止冲击启动。

(2) 冲击能量传递阶段 如果冲击启动条件具备了, 针对冲击能量传递阶段, 降低能量总量和减小剩余能量释放速度。

3 耦合结构防冲技术与实践

基于以上理论, 并结合我国冲击地压典型案例统计规律, 本文研究认为一味地加强支护不能抵抗强冲击地压的显现, 要想有效地降低冲击地压危害程度, 必须采取“支”、“卸”耦合结构进行防治。针对 3303 工作面现场实际冲击危险程度, 分别建立了相适应的支护结构和卸压围岩结构。

3.1 支护结构单元构建

3.1.1 工作面轨道巷

轨道巷走向长 1470m, 矩形断面, 断面尺寸 4.5m × 3.3m。采用锚网索联合支护, 顶板锚杆 $\phi 20\text{mm} \times 2400\text{mm}$, 为无纵筋螺纹钢树脂锚杆, 垂直巷道方向布置, 间排距为 800mm × 1000mm, 每排 6 根。顶板锚索 $\phi 17.8\text{mm} \times 6200\text{mm}$, 为低松弛预应力左旋钢绞线锚索, 间排距为 1000mm × 1000mm, 每排 5 根。金属网规格为 4800mm × 1200mm, 由 $\phi 4\text{mm}$ 冷拔钢丝和 18 号铁丝绑扎制作。两帮锚杆采用 $\phi 20\text{mm} \times 2400\text{mm}$ 的无纵筋螺纹钢树脂锚杆, 间排距 800mm × 900mm。

3.1.2 工作面胶带巷

胶带巷走向长 1485m, 矩形断面, 断面尺寸 4.8m × 3.3m。采用锚网索联合支护, 顶板锚杆 $\phi 20\text{mm} \times 2400\text{mm}$, 为无纵筋螺纹钢树脂锚杆, 垂直巷道方向布置, 间排距为 800mm × 1000mm, 每排 6 根。顶板锚索为 $\phi 17.8\text{mm} \times 6200\text{mm}$, 为低松弛预应力左旋钢绞线, 间排距为 1000mm × 1000mm, 每排 5 根。金属网规格为 4800mm × 1200mm, 由 $\phi 4\text{mm}$ 冷拔钢丝和 18 号铁丝绑扎制作。两帮锚杆采用 $\phi 20\text{mm} \times 2400\text{mm}$ 的无纵筋螺纹钢树脂锚杆, 间排距 800mm × 900mm。

3.2 卸压围岩结构构建

3.2.1 爆破卸压解危机理

卸压法最初是解决与力源有关的软岩巷道大变形问题。随着巷道冲击地压灾害的日益凸显, 该方法逐渐被赋予了新的作用。可将其归纳为以下 3 个方面:

(1) 调整围岩应力分布 改变巷道的围岩应力分布状态, 使得由支护结构和破裂区岩体共同组成的低强度承载结构 (圈) 处于较低的应力作用

下, 同时使得主要承载结构 (圈) 向深处转移。

(2) 改变围岩结构 使得卸压区力学性能弱化, 为围岩的变形提供了补偿空间, 可以对来自深处承载圈围岩的变形和压力起到缓冲作用, 从而减小在巷道表面的矿压显现或冲击显现。

(3) 调整围岩自然破坏次序 主动改变围岩的破坏次序, 在巷道周边的完整性和承载能力较好的情况下, 人为制造破坏区, 以保护内圈的相对完好。

3.2.2 爆破后破坏区分布特征

巷道围岩内卸压爆破作用只发生在介质内部, 没有爆破自由面, 主要利用了炸药爆破的内部作用。炸药埋设需要保证一定的安全深度, 确保巷道不能出现明显爆破外部作用现象。卸压爆破一般采用柱状延长药卷。药爆炸发生内部作用时, 除形成爆炸空腔外, 将自爆源中心向外依次形成压缩粉碎区、破裂区和震动区。

(1) 压碎区 爆破后, 在岩体中首先传播的冲击波将在药卷周围一定范围内形成压碎区。假设在冲击载荷作用下的煤岩体介质为不可压缩的理想流体, 采用理想流体介质模型, 对于柱状药卷, 如果采用不耦合装药, 且不耦合系数较小时, 则相应的压碎圈半径为:

$$R_c = \left[\frac{\rho_0 D_v^2 n K^{-2} \eta l_e B}{8 \sqrt{2} \sigma_{cd}} \right]^{\frac{1}{\alpha}} r_b \quad (1)$$

式中, $B = [1 + b]^2 + (1 + b^2) - 2\mu_d(1 - \mu_d)(1 - b)^2]^{\frac{1}{2}}$; $\alpha = 2 + \frac{\mu_d}{1 - \mu_d}$ 为冲击波衰减指数; ρ_0 为炸药的密度; D_v 为炸药爆速; n 为炸药爆炸产物膨胀碰撞炮孔壁时的压力增大系数, 一般取 $n = 10$; K 为装药径向不耦合系数; η 为爆轰产物的膨胀绝热指数, 一般取 $\eta = 3$; l_e 为装药轴向系数; σ_{cd} 为岩石单轴动态抗压强度; r_b 为炮孔半径; μ_d 为岩石的动泊松比; b 为侧向应力系数。

由于压碎区处于三向高应力作用下, 且大多数的煤岩可压缩性很差, 所以压碎区半径不大, 一般为爆心附近 3 ~ 7 倍装药半径 R_0 范围内。粉碎区范围很小, 但消耗的爆炸能量很大, 应合理控制爆破粉碎区的范围。

(2) 破裂区 冲击波持续时间短, 作用范围小, 并很快衰减为应力波。由于应力波及爆生气体的共同作用, 岩石处于非弹性状态, 产生径向裂隙和环状裂隙, 该范围称为破裂区或破坏区, 破裂区内以径向裂隙为主。应力波的传播过程中能量损失

较小, 衰减较慢, 其作用范围一般为 120 ~ 150 倍的装药半径 R_0 。根据爆炸应力波作用效果计算, 不耦合装药条件下破裂区半径为:

$$R_p = \left[\frac{\sigma_{cd}}{\sigma_{ld}} \right]^{\frac{1}{\beta}} \left[\frac{\rho_0 D_v n K^{-2\gamma} l_e B}{8\sqrt{2}\sigma_{cd}} \right]^{\frac{1}{\alpha}} r_b \quad (2)$$

式中, $\beta = 2 - \frac{\mu_d}{1 - \mu_d}$, 为应力波衰减指数; σ_{ld} 为岩石单轴动态抗拉强度; 其他参数同前。

破裂区是爆破后的主要有效破坏区域, 其扩展范围和分布状态直接影响着卸压效果。可见, 裂隙区范围是合理确定爆破卸压主要工艺参数的关键基础。

(3) 震动区 在破坏区以外的岩体中, 剩余的爆炸能只能使岩石质点发生弹性震动, 并以地震波的形式向外传播, 该范围比前述两个区大得多, 被称为震动区。地震波自身的能量虽然不足以引起煤岩体的宏观破坏, 但可促进介质的力学损伤, 尤其介质已处在或邻近非稳定状态, 震动载荷可能成为诱发冲击的主要因素。

3.2.3 爆破卸压参数设计

(1) 爆破层位 目前主要的爆破卸压方式有煤层爆破卸压、底板爆破卸压 (断底爆破) 以及顶板爆破卸压 (断顶爆破)。基于对 3303 工作面冲击危险主要影响因素的分析, 结合现场实际条件, 确定采用煤层爆破卸压的方式进行主动解危。

(2) 炮眼直径与药卷直径 炮眼直径与药卷直径有直接的关系, 其影响着炸药爆破后裂隙的扩展范围和煤岩体的卸压程度。炮眼直径及其相应的药卷直径增大时, 可减少炮眼的整体数目。但过大的炮孔直径将导致钻眼速度下降。另外, 单孔爆破药量过大, 可能会影响围岩的稳定性。合理的炮眼直径需根据炸药性能、钻机性能及围岩应力集中程度进行综合分析和选择。为减小破碎区耗能比例, 一般采用不耦合装药。

唐口矿井使用的炸药为二级矿用乳化炸药, 药卷直径分别为 $\phi 32\text{mm}$ 和 $\phi 27\text{mm}$, 可配合 $\phi 42\text{mm}$ 钻头进行打眼装药。

(3) 炮孔长度与装药区间 爆破卸压作用位置应处于巷道围岩应力集中区域, 从而实现能量释放与应力调整的效果。根据巷道矿压观测结论, 可知 3303 工作面巷道侧向支承压力影响范围约为 12m, 峰值位置距离煤壁约 8 ~ 10m。结合前文理论分析, 爆生裂隙区起始端距离巷帮应为 4 ~ 5m 为宜, 终止端距离巷帮应为 11 ~ 12m。

3303 工作面巷道帮部锚杆长度为 2.4m, 锚固

力影响范围约 2.7m。装药深度必须保证破裂区与锚杆锚固段保持 1m 以上的距离, 以免使锚杆失去着力点, 进而丧失锚固围岩的性能。因此, 爆生裂隙区至煤帮距离至少为 4m。

最终确定, 炮孔长度设置为 11m, 装药区间为距帮 5 ~ 11m, 炸药段共长 6m, 封孔区间 0 ~ 5m, 考虑到裂隙区在药卷两端的轴向延伸 (约 1.0m)。该参数条件下的轴向卸压区间约为距帮 4 ~ 12m, 满足卸压要求。若遇到围岩较为破碎, 支护状态较差的区域, 为避免围岩表面出现明显破坏, 可适当增大封孔区间, 减小装药长度。

(4) 炮孔间排距 炮孔间排距影响着卸压区域分布的范围和均匀性。间排距过大, 炮孔之间将出现次生应力集中, 形成新的危险区域; 间排距过小, 将使得钻眼工作量增加。间排距的选择主要同煤岩体性质及炸药性能等因素有关。确定炮眼数目的基本原则是在保证卸压效果的前提下, 尽可能减少炮孔数目。

将选用炸药相关参数代入公式 (2) 计算, 可得单个药卷的径向裂隙区范围约 2.5 ~ 3m。单排卸压炮完全可以满足垂直方向上煤层卸压要求。因此, 确定煤帮采用单排卸压。根据以往研究结论, 合理的炮眼间距应为 $(r+2)\text{m}$ 为宜, 其中 r 为单孔径向到裂隙区范围。此条件下合理的间距为 4.5 ~ 5m, 综合考虑支护结构间排距和施工方便程度, 将该值定位 5m。

3303 工作面回采巷道爆破卸压参数设计见图 2。

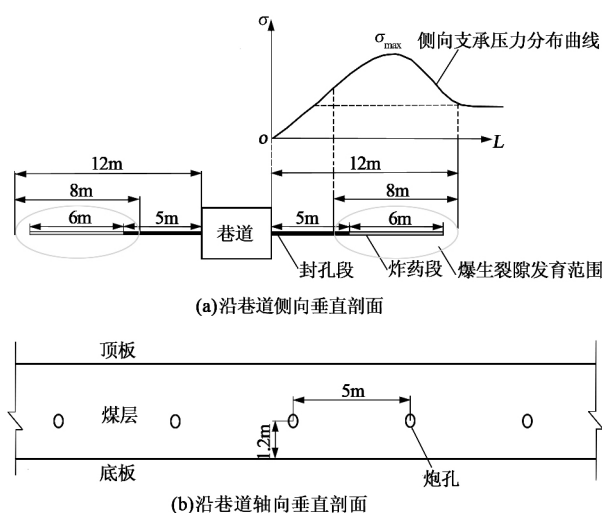


图 2 3303 工作面回采巷道爆破卸压参数设计

4 结束语

通过理论与实践研究, 结合 3303 工作面地质

及开采技术条件,提出了 3303 工作面两巷冲击地压的耦合结构防治技术,即冲击地压煤层采掘空间支护结构单元和卸压围岩结构单元,并确定了爆破卸压参数。

冲击地压防治的耦合结构控制理论也适用于工作面冲击地压防治,对于回采工作面来说,支护结构单元为液压支护系统;卸压围岩结构单元为煤壁、顶板、底板的深孔卸压。

参考文献

- [1] 李 伟,程久龙,王延国,等.利用超前断裂爆破防治冲击地压技术研究[J].中国矿业,2008(4):95-97.
- [2] 高尔新,杨仁树.爆破工程[M].徐州:中国矿业大学出版社,1999.
- [3] 程家国.深井高地压坚硬顶板采场围岩特性与支护设计方法[J].青岛:山东科技大学,2004.
- [4] 陶三宝.深部厚煤层开采冲击地压防治技术研究[J].青岛:山东科技大学,2007.
- [5] 姜耀东,潘一山,姜福兴,等.我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J].煤炭学报,2014,39(2):205-213.

- [6] 姜福兴,魏全德,姚顺利,等.冲击地压防治关键理论与技术分析[J].煤炭科学技术,2013,41(6):6-9.
- [7] 安朝峰,李树刚,丁 洋.深部开采冲击地压诱发瓦斯异常涌出原因分析[J].煤炭技术,2015,34(1):127-129.
- [8] 李国营,张成涛,张利民.唐口矿井采动影响条件下微震活动规律研究[J].煤矿开采,2013,18(2):77-78,41.
- [9] 刘业献.千米深井大采高沿空工作面微震活动规律研究[J].煤矿开采,2014,19(4):90-92.
- [10] 李怀珍,武 俐,习春雨.深部开采冲击地压发生机理及防治技术[J].煤矿安全,2011,42(2):55-57.
- [11] 朱春华,夏永学,冯美华.深部高应力冲击危险性厚煤层冲击地压防治技术[J].煤矿开采,2014,19(2):104-107,12.
- [12] 吕文玉,孟宪锐.冲击矿压及岩石巷道卸压爆破影响参数研究[J].中国矿业,2009(2):72-73,85.
- [13] 潘俊锋,宁 宇,秦子哈,等.基于冲击启动理论的深孔区间爆破疏压技术[J].岩石力学与工程学报,2012,31(7):1414-1421.
- [14] 高明涛,王玉英.断顶爆破治理冲击地压技术研究与应[J].煤炭学报,2011,36(S2):326-331.
- [15] 戴 俊.柱状装药爆破的岩石压碎圈与裂隙圈计算[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2001,29(2):144-147.

责任编辑:潘俊锋

(上接 69 页)

(2) U 型钢 + 全长自攻锚杆补强支护技术,采用全长自攻锚杆取代往常的树脂锚杆或长锚索,有效降低施工难度,提高施工速度。相比树脂锚杆,全长自攻锚杆在松软、破碎煤层中锚固效果稳定,锚空失效率较低。

参考文献

- [1] 许永祥,李化敏,王开林,等.特厚煤层综放工作面侧向支承压力分布研究[J].煤炭科学技术,2014,42(11):26-28.
- [2] 成云海,姜福兴,庞继禄.特厚煤层综放开采采空区侧向矿压特征及应用[J].煤炭学报,2012,37(7):1088-1093.
- [3] 刘长友,黄炳香,孟详军,等.超长孤岛综放工作面支承压力分布规律研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(1):

- 2761-2766.
- [4] 张小康,何 峰.近距离下煤层综采工作面侧向支承压力分布研究[J].煤炭科学技术,2012,40(6):37-40.
- [5] 郑百生,谢文兵,窦林名,等.近距离孤岛工作面动压影响巷道围岩控制[J].中国矿业大学学报,2006,35(4):483-487.
- [6] 田 磊,谢文兵,荆升国,等.综放跨采巷道棚-索耦合协同支护技术[J].煤炭科学技术,2011,39(11):44-47.
- [7] 康红普,王金华,林 健.煤矿巷道锚杆支护应用实例分析[J].岩石力学与工程学报,2010,29(4):649-662.
- [8] 康红普.深部煤矿应力分布特征及巷道围岩控制技术[J].煤炭科学技术,2013,41(9):12-17.
- [9] 郭相平.强力锚索支护在大采高孤岛工作面巷道中的应用[J].煤炭科学技术,2011,39(11):36-43.
- [10] 胡建军,王全安.松软破碎煤层巷道锚网支护关键因素[J].采矿与安全工程学报,2008,25(2):139-143.

责任编辑:王兴库

(上接 104 页)

- [1] 蒋斌松,张 强,贺永年,等.深部圆形巷道破裂围岩的弹性分析[J].岩石力学与工程学报,2007,26(5):982-986.
- [2] 王兆丰,杨利平,田坤云,等.高瓦斯油气共生易自燃厚煤层巷道松动圈范围的确定[J].煤矿安全,2007,38(2):1-3.
- [3] 张 超.钻孔封孔段失稳机理分析及加固式动态密封技术研究[J].徐州:中国矿业大学,2014.
- [4] 何 俊,董开元.大断面煤层巷道瓦斯抽采钻孔合理封孔深度研究[J].中国煤炭,2014,40(2):101-104.
- [5] 丁守垠,李德参.煤层抽放钻孔合理封孔深度的确定[J].

- 淮南职业技术学院学报,2009,9(1):4-6.
- [6] 王宏图,江记记,王再清,等.本煤层单一顺层瓦斯抽采钻孔的渗流场数值模拟[J].重庆大学学报,2011,34(4):24-29.
- [7] 尚 群.赵庄矿 3#煤层瓦斯抽采钻孔合理封孔深度研究[J].焦作:河南理工大学,2010.
- [8] 杨 磊,朱昱辰,李义敬,等.瓦斯抽采钻孔径向膨胀渗透封孔技术研究[J].煤炭科学技术,2013,41(10):60-63.
- [9] 桂祥友,徐佑林,孟絮屹,等.钻屑量与钻屑瓦斯解吸指标在防突预测的应用[J].北京科技大学学报,2009,31(3):285-289.

责任编辑:施红霞