

# 沿空巷道基本顶断裂结构影响窄煤柱稳定性分析

王红胜<sup>1</sup>, 李树刚<sup>1</sup>, 张新志<sup>2</sup>, 吴林梓<sup>1,2</sup>, 董永建<sup>2</sup>, 双海清<sup>1</sup>

(1. 西安科技大学 能源学院, 陕西 西安 710054; 2. 旬邑中达燕家河煤矿有限公司, 陕西 旬邑 711300)

**摘要:**为掌握基本顶断裂结构对窄煤柱稳定性的影响规律,通过理论分析和数值模拟分析建立了沿空掘巷围岩结构力学模型,可知沿空巷道基本顶存在 3 种断裂结构形式,基本顶断裂线位于不同位置时,巷道围岩应力、煤柱应力及变形差异较大;断裂线位于巷道正上方时对巷道维护不利,断裂线位于窄煤柱外侧时对巷道维护有利。结果表明:燕家河煤矿 8105 运输巷中心线距采空区边界 8.5 m,护巷煤柱宽 6.5 m 时,巷道顶底板、两帮最大移近量分别为 420、600 mm,有效保证了沿空巷道稳定性。

**关键词:**基本顶断裂线;窄煤柱;沿空掘巷;围岩稳定性

中图分类号:TD322.3 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2014)02-0019-04

## Analysis on Stability of Narrow Coal Pillar Influenced by Main Roof Fracture Structure of Gob-Side Roadway

WANG Hong-sheng<sup>1</sup>, LI Shu-gang<sup>1</sup>, ZHANG Xin-zhi<sup>2</sup>, WU Lin-zi<sup>1,2</sup>, DONG Yong-jian<sup>2</sup>, SHUANG Hai-qing<sup>1</sup>

(1. School of Energy Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China;

2. Xunyi County Zhongda Yanjiahe Coal Mining Limited Company, Xunyi 711300, China)

**Abstract:** In order to master the law of the main roof fracture structure affected to the stability of the narrow coal pillar, the rock structure surrounding mechanical model of gob-side entry driving was built, three kinds of main roof fracture structure were presented. There were many differences in pillar stress and deformation of surrounding rock in gob-side roadway when the main roof fracture location were different. It was unfavorable to roadway maintenance if the fracture line was right above gob-side roadway; it was favorable to roadway maintenance if the fracture line was outside of coal pillar. The results showed that the distance between the center line of No.8105 headentry in Yanjiahe Mine and the gob-edge was 8.5 m, coal pillar width was 6.5 m, the maximum roof-to-floor convergence was 420 mm, the maximum rib-to-rib convergence was 600 mm, the stability of the gob-side roadway was effectively controlled.

**Key words:** main roof fracture line; narrow coal pillar; gob-side entry driving; stability of surrounding rock

## 0 引 言

窄煤柱是沿空巷道的重要组成部分,其稳定性是成功实施沿空掘巷技术的关键。煤柱受上区段工作面回采影响,煤体破坏程度较高,煤柱承载能力较低;当煤柱发生变形破坏时,其承载能力进一步降低,导致顶板向煤柱采空区侧下沉破坏,易造成沿空巷道围岩小结构变形破坏<sup>[1]</sup>,因此,窄煤柱稳定性是沿空巷道围岩控制的重点和难点。窄煤柱稳定性受巷道埋深、顶底板岩性、煤层特性、煤柱高宽比、煤

柱极限强度、煤柱侧向支护强度等因素的影响外<sup>[2-9]</sup>,同时还受到沿空巷道上覆基本顶断裂结构形式的影响<sup>[10]</sup>。文献[10]根据基本顶不同断裂位置,基于窄帮、巷道及基本顶断裂线“三者”的空间位置关系,认为沿空巷道上覆基本顶断裂结构存在 4 种基本形式;通过理论分析、相似模拟分析及数值模拟分析可知不同断裂结构形式下窄帮受力及变形规律存在较大差异,研究结果表明了窄帮的稳定性与沿空巷道基本顶断裂结构形式关系密切。基于此,笔者基于燕家河煤矿 8105 工作面地质条件,通

收稿日期:2013-09-19;责任编辑:杨正凯 DOI:10.13199/j.cnki.est.2014.02.006

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51174157,51104118)

作者简介:王红胜(1976—),男,安徽池州人,副教授,博士。Tel:18309186988, E-mail: cumtwhs@xust.edu.cn

引用格式:王红胜,李树刚,张新志,等.沿空巷道基本顶断裂结构影响窄煤柱稳定性分析[J].煤炭科学技术,2014,42(2):19-22.

WANG Hong-sheng, LI Shu-gang, ZHANG Xin-zhi, et al. Analysis on Stability of Narrow Coal Pillar Influenced by Main Roof Fracture Structure of Gob-Side Roadway[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(2): 19-22.

过非线性数值计算软件 UDEC 模拟分析沿空巷道基本顶断裂结构对窄煤柱稳定性的影响,以及现场探测沿空巷道上覆基本顶的断裂结构,确定断裂线位置,以期确定合理的沿空掘巷位置。

1 沿空巷道基本顶断裂结构力学模型

长壁工作面自开切眼向前推进一定距离时,基本顶受初次来压影响形成“O-X”断裂结构,随着工作面面向前推进,直接顶随之发生不规则或规则的垮

落下沉,导致与上位基本顶发生离层,基本顶在直接顶垮落后,发生断裂、回转和下沉。取垂直于工作面推进方向的剖面,发现基本顶最终形成砌体梁结构<sup>[11-14]</sup>。该断裂结构形式与基本顶、直接顶、煤层三者的厚度和力学性质有关,同时也与采深、原岩应力状态、采高等因素有关。受上述各因素的影响,沿空巷道上覆基本顶断裂结构形式 3 种基本形式<sup>[10]</sup>:基本顶断裂线位置分别位于窄煤柱外侧、巷道正上方、实体煤壁内侧,分别如图 1 所示。

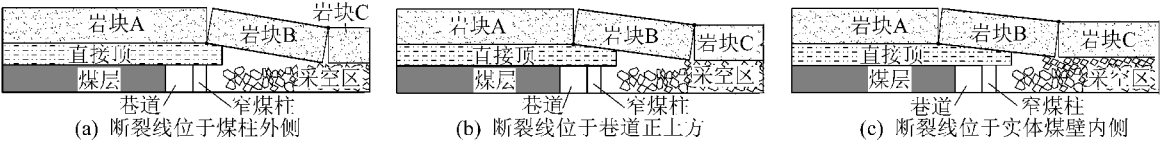


图 1 沿空掘巷围岩结构力学模型

2 基本顶断裂结构对窄煤柱稳定性的影响

2.1 工程概况

燕家河煤矿 8105 工作面走向长 1 360 m,倾向长 200 m,综放开采,采高为 3.2 m,采深为 500 m。8105 工作面东部为曹家村煤柱,南部为 8104 采空区,西部为 8 号煤层 3 条下山,北部为 8106 采空区。8 号煤层厚度 5.44~7.96 m,平均 5.90 m,平均倾角为 4°,普氏系数 2~3,赋存稳定。8 号煤层伪顶为平均厚 1.85 m 的泥岩;直接顶为灰黑色泥岩、砂质泥岩夹粉~细粒砂岩,厚度 0~6.55 m,平均 3.55 m,为易冒落的软弱不稳定顶板;基本顶为中~细粒粉砂岩,属软弱~中等坚硬的较稳定顶板,平均厚度 10.61 m;直接底为灰褐色铝土质泥岩,厚度 0.71~16.01 m,平均厚 2.10 m,为中等坚硬的较稳定底板,遇水膨胀;基本底为平均厚 1.93 m 的铝质泥岩。

2.2 模型的建立及模拟方案

采用非线性数值计算软件 UDEC<sup>2D</sup> 4.0 分析基本顶断裂结构对窄煤柱稳定性的影响。以 8105 工作面附近的 X4 钻孔柱状建立数值计算模型,其长×高为 200 m×114 m,模型的左、右及下边界固定,上覆岩层及表土层以均布载荷形式加在模型的上边界,巷道开挖长×宽为 4 m×3 m,围岩本构关系采用 Mohr-Coulumb 模型,基本顶断裂线分别位于煤柱外侧 4 m、巷道正上方、实体煤壁内侧 4 m 三个方案,煤柱宽均为 5 m。各岩层物理力学参数见表 1。

2.3 模拟结果

1)方案 1:断裂线位于窄煤柱外侧 4 m。巷道围岩的合位移场及垂直应力场如图 2 所示。由图 2 可

知,基本顶在煤柱外侧 4 m 处断开,在实体煤壁内未断开;窄煤柱正上方测线 I 与巷道正上方测线 II 之间的合位移为 0.7~0.5 m;巷道正上方测线 II 与实体煤壁内 5 m 测线 III 之间合位移为 0.5~0.2 m。基本顶断裂回转过程中,测线 I—III 之间围岩受力均匀,围岩相互挤压并保持同步下沉。此时围岩可锚性好,锚杆支护系统自稳性好,围岩支护效果良好。

表 1 各岩层物理力学参数

岩性	厚度/ m	体积模 量/GPa	剪切模 量/GPa	密度/ (kg·m <sup>-3</sup> )	内摩擦 角/(°)	黏聚力/ MPa
粗粒砂岩	7	11	9	2 600	36	4.0
砂质泥岩	20	16	12	2 500	32	3.5
粉砂岩	10	20	16	2 600	33	6.0
粉砂岩	6	20	16	2 600	33	6.0
5-1 煤	3	8	6	1 400	28	1.5
泥岩	2	6	5	2 300	28	4.0
砂质泥岩	2	16	12	2 500	32	3.5
5-2 煤	2	8	6	1 400	28	1.5
泥岩	3	6	5	2 300	28	4.0
砂质泥岩	3	16	12	2 500	32	3.5
粉砂岩	3	20	16	2 600	33	6.0
泥岩	2	6	5	2 300	28	4.0
砂质泥岩	6	16	12	2 500	32	3.5
粉砂岩	4	20	16	2 600	33	6.0
7 煤	2	8	6	1 400	28	1.5
泥岩	2	6	5	2 300	28	4.0
砂质泥岩	2	16	12	2 500	32	3.5
8 煤	7	8	6	1 400	28	1.5
砂岩	28	12	10	2 650	38	7.0

2)方案 2:断裂线位于巷道正上方。巷道围岩

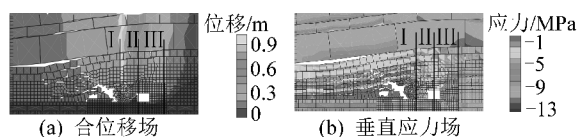


图2 方案1合位移场及垂直应力场分布规律

的合位移场及垂直应力场如图3所示。由图3可知,基本顶在巷道正上方断开;窄煤柱正上方测线I与巷道正上方测线II之间合位移为1.0~0.7 m;巷道正上方测线II与实体煤壁内2 m测线III之间合位移为0.6~0.2 m。基本顶断裂回转过程中,测线I—III之间围岩受力不均匀,测线II两侧受力不均匀导致围岩不能保持同步下沉,测线II靠近采空区侧围岩因受力大,围岩变形量较靠近实体煤壁侧大。巷道顶板6 m范围内围岩应力降低快,围岩破碎可锚性差,锚杆支护系统自稳性差,围岩支护效果差。

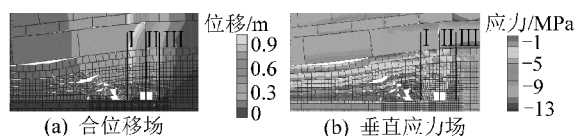


图3 方案2合位移场及垂直应力场分布规律

3) 方案3: 断裂线位于实体煤壁内侧4 m。巷道围岩的合位移场及垂直应力场如图4所示。由图4可知,基本顶在煤柱外侧7 m处断裂后重新咬合,同时在实体煤壁内4 m处断开;窄煤柱正上方测线I与巷道正上方测线II之间合位移为0.8~0.5 m;巷道正上方测线II与实体煤壁内3.5 m测线III之间合位移为0.5~0.2 m。基本顶断裂回转过程中,测线I—III之间围岩受力较均匀,围岩相互挤压基本上保持同步下沉。此时围岩可锚性较好,锚杆支护系统自稳性较好,围岩可获得较好的支护效果。

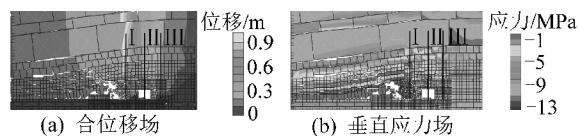


图4 方案3合位移场及垂直应力场分布规律

## 2.4 煤柱稳定性分析

煤柱轴向压应力及其变形规律如图5所示,方案2中的煤柱轴向压应力、轴向及横向变形的增速比其他2个方案的快得多;达到煤柱极限载荷后,煤柱发生破坏,轴向压应力逐渐降低,应力峰值向实体煤壁内转移;方案2中围岩稳定后,作用在煤柱上的载荷较其他方案偏大,煤柱持续发生变形速度较其他方案偏大,最终导致巷道后期维护较其他方案困难。方案3因实体煤壁承载部分顶板载荷,导致煤

柱轴向压应力最小,围岩稳定后应力与方案1的基本相当(是方案1的0.79~0.86倍);但轴向变形量较方案1偏大(是方案1的1.22倍),横向变形量与方案1相当(是方案1的0.98倍),煤柱轴向压缩变形大,导致煤柱抗压强度低,导致煤柱后期支撑顶板能力弱,造成巷道后期维护较方案1困难。可见,方案1较合理,煤柱变形在合理范围内,同时具有较强的承载能力。

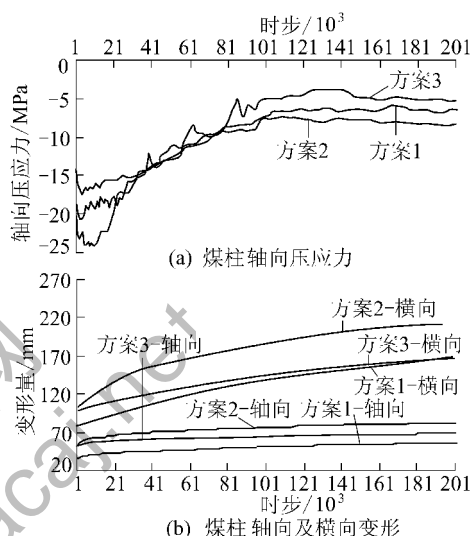


图5 煤柱轴向压应力及变形规律

以上分析表明,基本顶断裂线位置与巷道围岩整体稳定性关系密切,基本顶断裂线位于不同位置时,巷道围岩锚固性能、煤柱轴向压应力及变形规律差异较大。当断裂线位于巷道正上方时对巷道维护最不利,断裂线位于窄煤柱外侧时对巷道维护最有利。因此,沿空掘巷时应考虑基本顶断裂结构对窄煤柱稳定性的影响,避免巷道位于断裂线的正下方。

## 3 基本顶断裂线位置探测

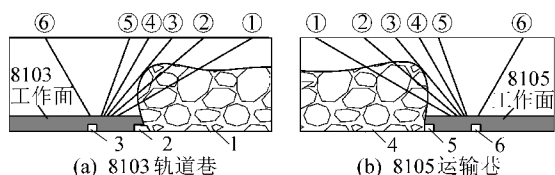
### 3.1 探测方法

为确定基本顶断裂线的位置,在8103轨道巷、8105运输巷分别向8102采空区、8106采空区各布置6个钻孔,采用YTJ20型钻孔窥视仪对上覆岩层断裂结构进行探测。钻孔布置方式如图6所示,其中,①—⑥号钻孔倾角分别为30°、40°、50°、60°、70°、60°,钻孔施工深度均为30.5 m。

### 3.2 探测结果

通过录像截图对比分析可知,大裂隙集中分布在靠近采空区侧煤柱上方,距离煤柱边缘较近,离采空区边界最远分别为3.87、3.42 m。有明显裂隙分布区域逐渐远离8号煤层,主要分布在靠近采空区





1—8102 采空区;2—8102 运输巷;3—8103 运输巷;4—8106 采空区;5—8106 运输巷;6—8105 运输巷;①—⑥为钻孔编号

图6 钻孔布置方式

侧煤柱上方,远离煤柱边缘。综合分析可知,煤柱宽度不宜为 3.42~3.87 m,否则基本顶断裂线正好位于沿空巷道正上方,造成巷道维护困难。

## 4 沿空掘巷效果

基于以上分析,燕家河煤矿 8105 运输巷沿 8104 采空区边界掘进,巷道宽×高为 4 m×3 m,巷道中心线距离采空区边界为 8.5 m,护巷煤柱宽为 6.5 m,采用锚梁网索联合支护技术。回采时巷道顶底板、两帮最大移近量分别为 420、600 mm;实体煤壁内 5 m 处应力为 4.9~5.6 MPa,煤柱内 3 m 处应力为 1.1~1.3 MPa;顶板锚杆、锚索承载力大,为 16~19 MPa;两帮锚索承载力较小,为 10~12 MPa。

## 5 结论

1)建立了沿空巷道基本顶断裂结构力学模型,基于煤柱、巷道及基本顶断裂线“三者”的空间位置关系,初步提出了沿空巷道上覆基本顶断裂结构存在 3 种基本形式,即基本顶断裂线位于煤柱外侧、巷道正上方及实体煤壁内。

2)数值模拟表明,基本顶断裂线位置与巷道围岩整体稳定性关系密切,基本顶断裂线位于不同位置时,巷道围岩受力、煤柱轴向压应力及变形规律差异较大。当断裂线位于巷道正上方时对巷道维护最不利,断裂线位于窄煤柱外侧时对巷道维护最有利。因此,沿空掘巷时应考虑基本顶断裂结构对窄煤柱稳定性的影响,避免巷道位于断裂线的正下方。

3)现场钻孔窥视结果表明基本顶断裂线位于煤壁内,距离采空区边界为 3.42~3.87 m,煤柱宽度不宜为 3.42~3.87 m。

4)燕家河煤矿 8105 运输巷采用了窄煤柱沿空掘巷,为避免基本顶断裂线位于巷道正上方,沿距采空区边界 8.5 m 处掘巷,断裂线位于窄煤柱靠近采空区侧上方,回采效果表明掘巷位置布置合理。

### 参考文献:

[1] 侯朝炯,李学华.综放沿空掘巷围岩大、小结构的稳定性原理

[J].煤炭学报,2001,26(1):1-6.

- [2] 贾明魁,马念杰,刘银志.深井三软煤层窄煤柱护巷锚网支护技术研究[J].矿山压力与顶板管理,2003,20(4):35-37.
- [3] 石建军,马念杰,白忠胜.沿空留巷顶板断裂位置分析及支护技术[J].煤炭科学技术,2013,41(7):35-37.
- [4] 余忠林,涂敏.大采高工作面沿空掘巷合理位置模拟与应用[J].采矿与安全工程学报,2006,23(2):197-200.
- [5] 赵鹏,马占国,张帆,等.孤岛面小煤柱沿空巷道稳定性研究[J].采矿与安全工程学报,2006,23(3):354-357.
- [6] 杨科,谢广祥.窄煤柱综放巷道围岩应力场特征[J].采矿与安全工程学报,2007,24(3):311-315.
- [7] 李磊,柏建彪,王襄禹.综放沿空掘巷合理位置及控制技术[J].煤炭学报,2012,37(9):1564-1569.
- [8] 吴林梓,王红胜,李树刚,等.孤岛综放面区段煤柱优化及围岩控制技术[J].煤矿安全,2013,44(1):90-93.
- [9] 柏建彪,侯朝炯,黄汉富.沿空掘巷窄煤柱稳定性数值模拟研究[J].岩石力学与工程学报,2004,23(20):3475-3479.
- [10] 王红胜.沿空巷道窄帮蠕变特性及其稳定性控制技术研究[D].徐州:中国矿业大学,2011.
- [11] 钱鸣高.采场上覆岩层岩体结构模型及其应用[J].中国矿业大学学报,1982,11(2):1-11.
- [12] 钱鸣高,李鸿昌.采场上覆岩层活动规律及其对矿山压力的影响[J].煤炭学报,1982,7(2):1-12.
- [13] 于洋,王襄禹,薛广哲,等.迎采动工作面沿空掘巷动态分段围岩控制技术[J].煤炭科学技术,2013,41(7):43-46.
- [14] 钱鸣高,缪协兴,何富连.采场“砌体梁”结构的关键块分析[J].煤炭学报,1994,19(6):557-563.

(上接第 18 页)

- [4] 李宝安.综采放顶煤的巷道布置要求[J].煤炭技术,2005,24(7):43-44.
- [5] 赵景礼,王树岗,陈光升,等.缓倾斜厚煤层全高开采新方法[J].矿山压力与顶板管理,2003,20(S0):25-27.
- [6] 赵景礼.厚煤层错层位巷道布置采全厚采煤法的研究[J].煤炭学报,2004,29(2):142-145.
- [7] 赵景礼,王志强,贺永强,等.大倾角厚煤层条件下巷道布置改革的前景[J].中国煤炭,2007,33(5):50-51.
- [8] 王志强,赵景礼,张宝优,等.错层位巷道布置放顶煤开采关键层的稳定特征[J].煤炭学报,2008,33(9):961-965.
- [9] 魏振宇.塔山煤矿近距离煤层群特厚煤层巷道合理布置[J].煤炭科学技术,2013,41(S0):46-48.
- [10] 潘国平,贾帅.近距离煤层联合开采下层煤回采巷道合理布置[J].煤炭科学技术,2013,41(S1):11-13.
- [11] 索永录,商铁林,郑勇,等.极近距离煤层群下层煤工作面巷道合理布置位置数值模拟[J].煤炭学报,2013,38(S1):277-282.
- [12] 闫帅,陈勇,张自政.高瓦斯多巷系统回采巷道布置方法研究[J].煤炭学报,2013,38(9):1557-1562.
- [13] 郑书兵.寺河煤矿三维地应力场分布和巷道布置优化[J].煤炭学报,2010,35(5):717-722.