

文章编号: 1673-3363-(2014)05-0687-08

厚煤层超高巷道裂隙拓展规律及围岩控制

许磊¹, 何富连², 王军³, 王艳飞³, 李博⁴, 魏海霞⁵

- (1. 河南理工大学土木工程学院, 河南 焦作 454000; 2. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083;
3. 煤科集团沈阳研究院有限公司, 辽宁 沈阳 110016; 4. 贵州大学喀斯特环境与地质灾害防治教育部重点实验室,
贵州 贵阳 550000; 5. 河南理工大学深部矿井建设重点学科开放实验室, 河南 焦作 454000)

摘要 针对井下超高巷道围岩控制难题, 选取某煤矿 5205 胶带运输巷超高段为研究对象, 采用 UDEC 模拟了巷高 3.5~8 m 过程中围岩裂隙场的分布特征、拓展规律及相对演化趋势。结果表明: 围岩裂隙场分为 3 个区, 即裂隙贯通区、裂隙发育区和微裂隙区, 均呈“半椭圆”状分布; 顶、底、两帮裂隙三区深度随巷高增加而增加, 加剧了顶、底板微裂隙区向裂隙发育区转化, 裂隙发育区向裂隙贯通区转化, 相反的, 两帮微裂隙区向裂隙发育区转化和裂隙发育区向裂隙贯通区转化的趋势逐渐降低。由侧压系数 1.0 时不同巷高等应力轴比分析可知: 顶板无效加固区高度与巷高呈负指数减小, 两帮无效加固区宽度呈正指数增加。认为: 锚杆可控制裂隙滑移, 延缓围岩碎胀变形; 帮斜拉锚索梁可锚固在肩角和底角无裂隙区, 锚固基础可靠, 且可挤压帮中部裂隙贯通区。基于此提出了高强高预紧力锚带网和帮斜拉锚索梁联合控制技术, 超高巷道支护完成后 10 d 实现自稳, 顶底板相对移近量 104 mm, 两帮相对移近量 150 mm, 顶板累计离层 3.5 mm。

关键词 厚煤顶; 超高; 巷道; 裂隙; 支护

中图分类号 TD 315

文献标志码 A

Fracture principle and surrounding rock control of super-high roadway in thick coal seam

XU Lei¹, HE Fulian², WANG Jun³, WANG Yanfei³, LI Bo⁴, WEI Haixia⁵

- (1. School of Civil Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454000, China; 2. College of Resources & Safety Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China;
3. CCTEG Shenyang Research Institute, Shenyang, Liaoning 110016, China; 4. Key Laboratory of Karst Environment and Geohazard Prevention, Ministry of Education, Guizhou University, Guiyang, Guizhou 550000, China;
5. Opening Project of Key Laboratory of Deep Mine Construction, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454000, China)

Abstract In response to the surrounding rock control problem of ultrahigh roadway, the ultrahigh segment of No.5205 belt transportation roadway in a mine has been selected as research object, the distribution characteristics, development law and relative evolution tendency of fracture field have been researched by UDEC numerical simulation within the height from 3.5 m to 8 m. Results show that surrounding rock fracture field has three areas: fracture transfixion area, fracture development area and microfracture area are all distributed as semi-ellipse. With the height increasing, three fracture areas depth of roof, floor and two sides increases gradually. The transformation from the microfracture area to the

收稿日期: 2013-02-13

基金项目: 国家自然科学基金项目(51234005); 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226802); 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2010YZ02)

作者简介: 许磊(1980—), 男, 河南省焦作市人, 博士研究生, 从事矿山压力与岩层控制方面的研究。

E-mail: 32246714@qq.com

Tel: 18611623304

fracture development area and from the fracture development area to the fracture transfixion area is strengthened in roof and floor. On the contrary, the transformation from the microfracture area to the fracture development area and from fracture development area to the fracture transfixion area is reduced gradually in the two sides. Equal-stress axial ratio with different height when side-pressure coefficient equals 1.0 is analyzed. The results show that floor void reinforced area height decreases as negative exponent and two sides void reinforced area thickness increases as positive exponent with the height increasing. It is believed that bolt can control fracture slip and delay surrounding rock bulking deformation; side diagonal cable and beam can be anchored to the no fracture region in the shoulder and floor. It has stable and reliable anchor foundation and can squeeze the fracture transfixion area in middle part of the side. Based on this, the combined support technology of high strength and high pre-stressing bolt net bar & diagonal cable and beam is proposed. Super-high roadway will reach self-stabilization after it was dig out after 10 days. Roof-to-floor relative convergence is 104 mm, with two sides relative convergence 150 mm and total roof separation 3.5 mm.

Key words thick coal roof; super-high; roadway; fracture; support

地下工程中岩层的失稳破坏与其内部节理裂隙的拓展和贯通规律密切相关^[1]。许多学者对岩体裂隙的分布与演化过程做了研究。谢和平等^[2]利用测线法测量裂隙的间距和长度,得出巷道裂隙的间距和长度分布都符合分形规律,且两者的分维数具有很强的相关性。李学华等^[3]借助钻孔窥视的手段对不同含水条件下泥岩顶板围岩的裂隙演化规律和破裂特征进行分析,认为围岩裂隙是由浅部向深部逐渐扩散,裂隙发育存在饱和现象。刘洪涛等^[4]研究认为顶板浅部裂隙通道的纵向分布具有随机性,具体位置取决于上覆岩层各分层的力学性质和层位关系,岩层间不协调变形是产生裂隙通道的根本原因。李术才等^[5]用概率的方法建立了随机分布贯穿裂隙岩体变形的计算模型,给出随机分布贯穿裂隙岩体的等效弹性模量和等效泊松比,研究了岩石和裂隙的材料参数和几何参数对岩体等效弹性模量和等效泊松比的影响。然而对于巷道高度对围岩裂隙的拓展规律及裂隙场的相互演化规律的研究鲜有成果发表。

本文选取山西某矿 5202 胶带运输巷超高段(断面 5.25 m×8 m,沿底布置)为研究对象,采用 UDEC 模拟巷道高度从 3.5~8 m 过程中围岩裂隙的拓展规律,分析巷高增加过程中围岩等应力轴比的变化,并采用高强高预紧力锚带网和帮斜拉锚索梁控制技术,对厚煤层超高巷道围岩进行控制。

1 厚煤层超高巷道裂隙拓展数值模拟分析

1.1 数值模型

5202 胶带运输巷超高段煤层厚度 9.0~14.92 m,

平均厚 10.5 m;含夹矸 1~4 层,夹矸层厚 0.1~0.38 m;煤层裂隙发育;煤层 f 系数 1.5~2.5。煤层底板为砂质泥岩,平均厚 1.22 m 左右;顶板为砂质页岩,平均厚度 2.19 m 左右,其上依次为粗砂岩 1.62 m、细砂岩 1.86 m、中砂岩 1.54 m 和粉砂岩 1.93 m。

建立 UDEC 数值模型,如图 1。

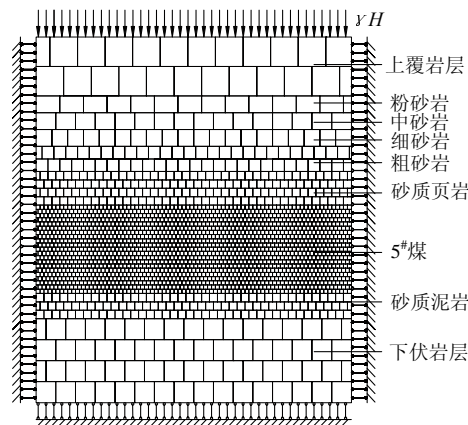


图 1 数值模型

Fig.1 Model diagram

模型宽×高=60 m×55 m,煤层和顶底板均划分为 0.5 m×0.5 m 的块体;模型底部边界垂直方向固定,左右边界水平方向固定。材料本构模型:煤层和顶底板采用应变软化模型,其余为摩尔-库仑模型,侧压系数 1.0。同时,在岩层和节理力学参数中加入了剪胀角。

模拟方案:固定巷道宽度 5.25 m 不变,模拟巷道高度 3.5~8.0 m(步距 0.5 m),无支护时巷道围岩的裂隙场分布特征及拓展趋势。

各岩层及接触面具体参数如表 1, 2 所列。

表 1 岩层力学参数
Table 1 Mechanical parameters of strata

岩层	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	密度/(kg·m ⁻³)	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	剪胀角/(°)
上覆岩层	10.60	6.30	2 800	3.90	2.50	35	5
粉砂岩	8.82	4.84	2 750	3.30	2.47	30	5
中砂岩	7.52	3.15	2 720	3.20	2.30	29	5
细砂岩	7.87	3.38	2 700	3.26	2.19	28	5
粗砂岩	6.87	3.30	2 690	3.16	2.19	28	5
砂质页岩	3.55	2.10	2 350	1.80	1.60	24	3
5 [#] 煤	2.35	1.47	1 350	1.50	1.10	20	3
砂质泥岩	3.68	2.10	2 360	2.10	1.50	25	3
下伏岩层	9.91	4.92	2 750	3.26	2.19	30	5

表 2 节理力学参数
Table 2 Mechanical parameters of joints

岩层	法向刚度/GPa	切向刚度/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	剪胀角/(°)
上覆岩层	5.30	2.50	1.90	25	0.50	3
粉砂岩	5.10	2.40	1.30	20	0.47	3
中砂岩	5.00	2.25	1.35	19	0.35	3
细砂岩	5.20	2.38	1.26	18	0.39	3
粗砂岩	5.30	2.30	1.36	18	0.39	3
砂质页岩	2.50	1.50	1.20	14	0.60	2
5 [#] 煤	2.00	1.30	1.10	10	0.10	2
砂质泥岩	2.60	1.70	1.20	15	0.50	2
下伏岩层	5.40	2.50	1.76	20	0.50	3

1.2 裂隙场分布形态

本模拟中裂隙的划分均是垂直和水平的，UDEC 软件可以根据剪切力和法向力，判定 2 个接触面的滑移和张开，并根据相对位移大小用不同线宽表示，这样就很容易区分出不同线宽表示的不同密度的裂隙网络。

模拟结果如图 2。在借鉴前人成果的基础上，将围岩裂隙场分为 3 个区，从里向外依次是裂隙贯

通区、裂隙发育区、微裂隙区，以下简称该 3 个区为“裂隙三区”。可见，随着巷道高度的增加，顶、底板和两帮裂隙三区分布均大致呈半椭圆状分布。裂隙场三区分布面积：当巷道高度小于巷道宽度时，顶板>底板>两帮；当巷道高度大于巷道宽度时，两帮>顶板>底板。其中，裂隙贯通区由于裂隙的相互切割、滑移、贯通、新裂隙的形成等，围岩已经进入塑性状态^[6]。

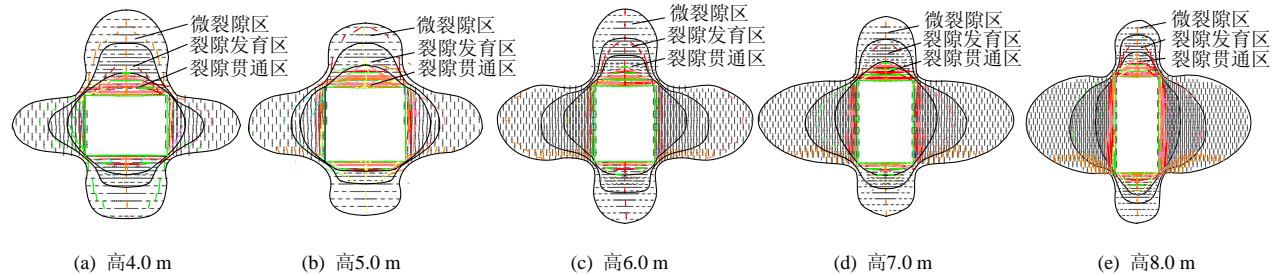


图 2 裂隙三区分布图
Fig.2 Three fracture areas distribution map

巷道顶、底板和两帮均呈裂隙密度、裂隙张开量、裂隙贯通程度随巷高增加而逐渐增加的趋势，且呈现中部大于两侧的特征。

裂隙三区分布的位置均在顶底板正上方和两帮两侧，发现巷道肩角和底角均存在无裂隙区，没有

受到围岩卸荷的影响，该区域可作为锚固基础。

1.3 裂隙场深度拓展趋势

选取裂隙三区的最大深度为指标，量化围岩裂隙向深部拓展的规律，分别描绘出了顶、底、帮裂隙三区深度与巷道高度的关系，以说明裂隙三区的

增加特征, 如图 3。

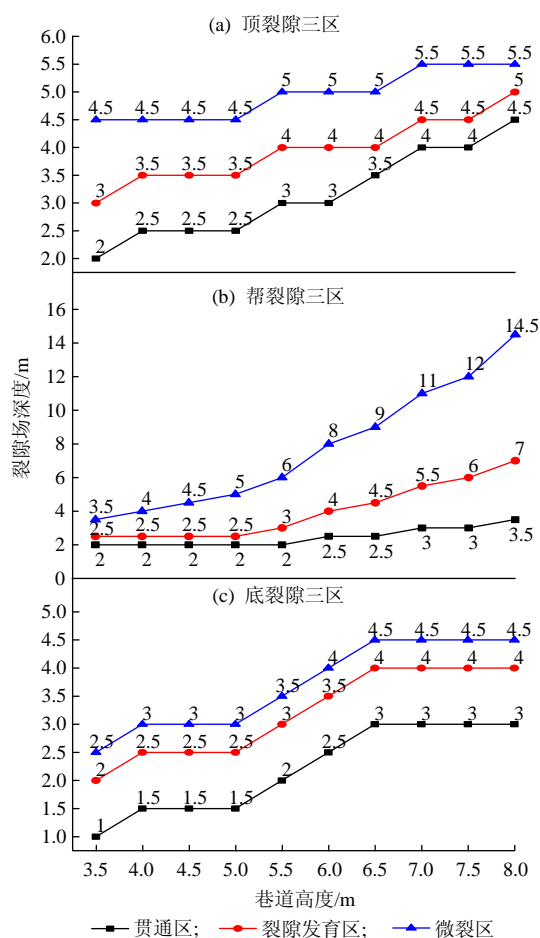


图 3 裂隙三区深度与巷道高度的关系

Fig.3 The relationship between three fracture areas depth & roadway height

1) 顶板裂隙贯通区深度与巷道高度近似呈正比关系。顶板裂隙发育区、微裂隙区深度随着巷高的增加呈台阶式增长, 顶板裂隙贯通区深度对巷高增加的敏感性比其他 2 区高。

2) 帮裂隙三区深度增长方式与顶板不同, 贯通区深度呈台阶式增长。巷高 3.5~5.5 m 时, 贯通区深度保持在 2 m; 巷高大于 5.5 m 后, 裂隙贯通区深度呈正比例增长; 巷高 8 m 时, 裂隙贯通区深度为 3.5 m。帮裂隙发育区与贯通区呈现同样趋势: 巷高 3.5~5 m 时深度保持在 2.5 m; 巷高大于 5 m 后发育区深度与巷高呈正比增长; 巷高 8 m 时, 发育区深度为 7 m。帮微裂隙区深度与巷高呈近似正比例关系增长。

3) 底板裂隙三区深度增长方式相同, 均呈现台阶增长方式。巷高 3.5~4 m 时, 裂隙三区(贯通区、发育区、微裂隙区)分别从 1 m 增至 1.5 m, 2 m 增至 2.5 m, 2.5 m 增至 3 m; 巷高 4~5 m 时, 底板裂

隙三区深度保持稳定, 分别为 1.5, 2.5, 3 m; 巷高 5~6.5 m 时, 三区深度呈正比增长, 分别增至 3, 4, 4.5 m; 巷高 6.5~8 m 时, 三区深度保持在 3, 4, 4.5 m 不变。

由以上分析可知: 巷道高度 3.5~8 m 时, 两帮三区深度增加明显, 巷高 8 m 时, 帮裂隙三区深度分别为 3.5, 7, 14.5 m, 远远大于普通锚杆的长度, 其锚固段不可避免地工作在裂隙贯通区内, 必须寻求更合理的加强支护手段防止两帮滑落。同时随巷高的增加, 顶板裂隙贯通区也变化明显, 顶板裂隙贯通区深度与巷高呈正比关系; 可见巷高对两帮裂隙影响明显的同时, 对顶板裂隙贯通区深度影响同样明显。

1.4 裂隙场相对发育趋势

围岩裂隙三区深度均随巷高增加而增大, 但其间相对发育趋势还有待进一步说明。现做以下定义: 贯发比为裂隙的贯通区与发育区深度之比; 贯微比为裂隙贯通区与微裂隙区的深度之比; 发微比为裂隙发育区与微裂隙区的深度之比。

围岩不同贯发比、贯微比、发微比与巷高的关系如图 4。

1) 顶板贯发比、贯微比、发微比大致与巷道高度呈近似正比关系。巷道高度 3.5 m 时, 顶贯发比为 0.67; 贯发比在巷高 6~6.5 m 的过程中有一次猛增, 从 0.75 激增至 0.88; 巷高 8 m 时, 贯发比为 0.90。顶贯微比在巷高 3.5~4.0 m 时, 从 0.44 跳跃至 0.50; 巷高 4.0~8.0 m 时, 从 0.56 缓增至 0.82。顶发微比在巷高 3.5~4.0 m 时, 从 0.67 跳跃至 0.78; 4.0~7.5 m 时, 保持在 0.78~0.82 之间; 7.5~8.0 m 时从 0.82 增至 0.91。顶板贯发比的增加, 说明巷高的增加促使顶板更多的裂隙发育区向裂隙贯通区转化, 尤其当巷道大于 6 m 后(接近巷宽 3.5 m 的 2 倍), 裂隙发育区急剧向裂隙贯通区转化。贯微比的增大说明裂隙贯通区占整个顶板裂隙场的比例逐渐增大。顶板发微比的增大, 同样的转化规律在裂隙发育区和微裂隙区之间呈现, 巷高增加使顶板更多的微裂隙区同样向裂隙发育区转化。

2) 帮贯发比、贯微比、发微比与顶板对应比值的变化趋势不同, 随着巷道高度的增加, 均呈现减小趋势。巷高 3.5~5.0 m 时, 帮贯发比保持在 0.8; 巷高 5.0~8.0 m 时, 帮贯发比与巷高呈反比减小, 巷高 8.0 m 时, 减至 0.5。帮贯微比与巷高呈反比关系, 随着巷高的增加, 从巷高 3.5 m 时的 0.57 减至

巷高 8.0 m 时的 0.24。帮发微比与巷高呈反比关系, 巷高 3.5~5.0 m 时, 帮发微比从 0.71 减小至 0.5; 巷高 5.0~8.0 m 时帮发微比保持在 0.48~0.50 之间。帮贯发比和帮发微比的减小, 说明帮裂隙贯通区和发育区随着巷高增加而增大的同时, 其间的转化趋势却是逐渐减小的; 同样的, 贯微比的减小说明帮裂隙贯通区占整个帮裂隙场的比重越来越小。可知: 巷高的增加使帮微裂隙区和发育区的增加速率大于帮裂隙贯通区。

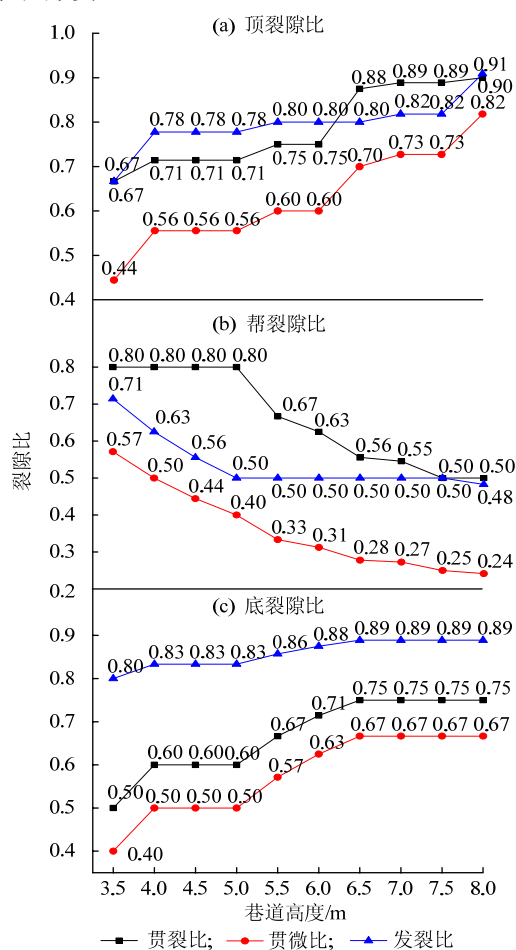


图4 裂隙相对发育趋势与巷道高度的关系

Fig.4 The relationship between relative fracture development trend & roadway height

3) 底板贯发比、底贯微比、底发裂比随着巷高的增加而逐渐减小, 大致呈台阶式增长, 转化趋势相同。分别在巷高 3.5 m 和 5 m 处出现猛增趋势, 其他阶段保持稳定; 巷高 3.5 m 时底板贯发比、底贯微比、底发裂分别为 0.5, 0.4, 0.8; 巷高 8.0 m 时, 底板贯发比、底贯微比、底发裂分别为 0.75, 0.67, 0.89。可见巷高增加使底板裂隙深度增加速率: 微裂隙区 > 底裂隙发育区 > 底裂隙贯通区。巷高增加只能促使底板一定深度岩层进入裂隙贯通状态。

由以上分析可知: 巷高增加促使顶板更多的裂隙发育区向裂隙贯通区转化, 更多的微裂隙区向裂隙发育区转化; 两帮更大深度的围岩进入裂隙微裂隙区和发育区, 浅部裂隙发育区向裂隙贯通区转化, 转化速率逐渐降低; 底板只是浅部一定深度围岩进入裂隙贯通区。

1.5 裂隙最大张开量

岩石卸荷破坏时, 首先会产生裂纹, 随着载荷的变化, 裂纹的数目不断增加而间距不断减小, 该过程称为裂纹插入; 当裂纹间距减小到某一值时, 裂纹插入现象终止, 不会在旧的裂纹之间产生新的裂纹, 称之为裂纹饱和或裂隙饱和^[4]。此时, 载荷继续增加, 裂纹逐渐转化为裂隙, 裂隙也只是增加它的张开量, 裂隙张开量越大, 围岩裂隙滑移失稳的概率越大。裂隙最大张开量是反映围岩裂隙发育程度和围岩失稳风险的一个重要指标, 统计结果如图 5。

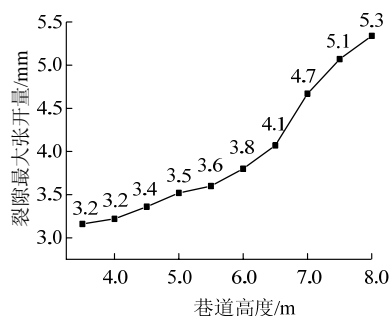


图5 裂隙最大张开量与巷道高度的关系

Fig.5 The relationship between the maximum splaying of fracture & roadway height

随巷高的增加, 围岩裂隙最大张开量增大。巷高 3.5~6.0 m 时, 最大张开量从 3.2 mm 增加到 3.8 mm; 巷高大于 6.0 m 后统计线斜率增加, 说明最大裂隙张开量增长速率加快, 巷高 6.0~8.0 m 时, 最大张开量从 3.8 mm 增至 5.3 mm。可见巷高存在某个临界值, 该条件下巷高大于 6 m 后, 裂隙最大张开量急剧增加, 围岩失稳的风险增大。

2 等应力轴比分析

深埋椭圆巷道(图 6)周围切向应力计算式^[7]为

$$\delta_{\theta} = p_0 \frac{m^2 \sin^2 \theta + 2m \sin^2 \theta - \cos^2 \theta}{\cos^2 \theta + m^2 \sin^2 \theta} + \lambda p_0 \frac{\cos^2 \theta + 2m \cos^2 \theta - m^2 \sin^2 \theta}{\cos^2 \theta + m^2 \sin^2 \theta} \quad (1)$$

等应力轴比 m 是巷道轴比应力均匀分布且均为压应力时椭圆巷道长轴与短轴之比。

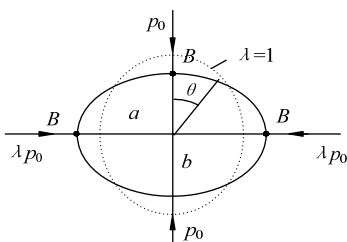


图 6 深埋椭圆巷道

Fig.6 Deep elliptic roadway

$$\text{令 } \frac{d\delta_\theta}{d\theta} = 0 \quad (2)$$

得

$$m = \frac{1}{\lambda}$$

将式(2)代入式(1)得

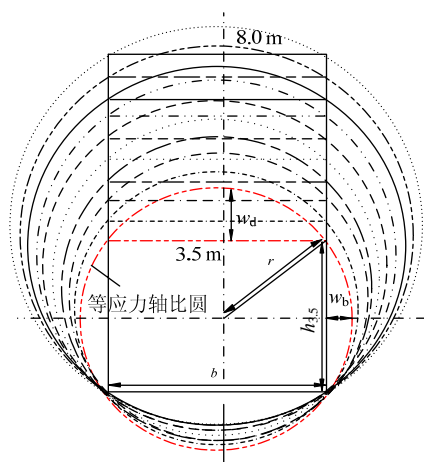
$$\delta_\theta = p_0 + \lambda p_0 \quad (3)$$

式(3)中 δ_θ 与 θ 无关, 即周边应力处处相等, 因此, 将式(3)决定的轴比 m 称为等应力轴比, 在该轴比情况下, 周边切向应力无极大值。等应力轴比对地下工程的稳定最有利, 又可称为最优(佳)轴比。

等应力轴比与原岩应力无关, 只与 λ 有关, 因此由 λ 值即可决定最佳轴比, 如 $\lambda=1$ 时, $m=1$, $a=b$, 最佳断面为圆形。

可得, 在侧压系数等于 1 时, 不同高度巷道断面对巷道围岩影响等效于开挖该断面外接圆形巷道, 称为“等效开挖”。等效开挖外接圆巷道断面与实际开挖巷道断面有个“差集”, 正是因为这个“差集”围岩处于裂隙贯通区, 岩体松散破碎, 但又不得不加固, 因此称之为“无效加固区”^[8]。

根据该工程地质条件, 巷宽 $b=5.25$ m, 巷高 $h=3.5\sim 8$ m, 绘出不同巷高的等应力轴比, 如图 7。



b -巷道宽度; h -巷道高度; w_b -帮无效加固区宽度;
 w_d -顶无效加固区高度; r -等应力轴比圆半径

图 7 不同巷高等应力轴比圆分布图

Fig.7 Distribution map of equal-stress axial ratio circle with different roadway height

巷高、巷宽与等应力轴比圆半径之间存在以下关系:

$$\left(\frac{h}{2}\right)^2 + \left(\frac{b}{2}\right)^2 = r^2 \quad (4)$$

顶无效加固区高度表达式可由式(5)求得:

$$w_d = r - \frac{h}{2} \quad (5)$$

即

$$w_d = \sqrt{\left(\frac{b}{2}\right)^2 + \left(\frac{h}{2}\right)^2} - \frac{h}{2} \quad (6)$$

同理将式(4)代入式(7), 得

$$w_b = r - \frac{b}{2} \quad (7)$$

即

$$w_b = \sqrt{\left(\frac{b}{2}\right)^2 + \left(\frac{h}{2}\right)^2} - \frac{b}{2} \quad (8)$$

2.1 巷高对顶板无效加固区高度的影响

对式(6)代入已知量得顶无效加固区与巷高的关系, 如图 8, 可知顶无效加固区高度 w_d 与巷高呈负指数关系, 巷高越大, 顶无效加固区高度越小: 巷高为 3.5 m 时, 顶板无效加固区高度为 1 405 mm; 巷高为 6.5 m 时, 顶板无效加固区高度为 928 mm; 巷高为 8 m 时, 顶板无效加固区高度为 784 mm。

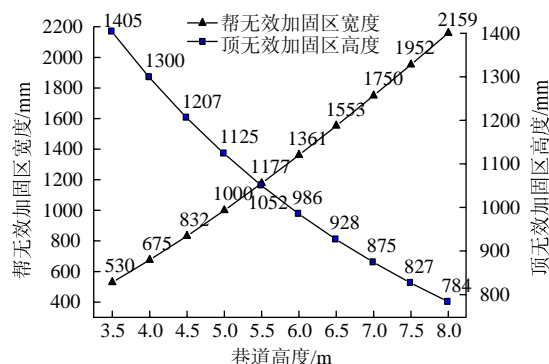


图 8 顶、帮无效加固区与巷高的关系

Fig.8 The relationship between void reinforced area thickness of floor and two sides & roadway height

2.2 巷高对帮无效加固区宽度的影响

对式(8)代入已知量得帮无效加固区与巷高的关系, 如图 8, 可知帮无效加固区宽度 w_b 与巷高呈正指数关系, 巷高越大, 帮无效加固区宽度越大: 巷高为 3.5 m 时, 帮无效加固区宽度为 530 mm; 巷高为 8 m 时, 帮无效加固区宽度为 2 159 mm。

由以上分析可知: 随巷高增加, 顶无效加固区高度逐渐减小, 而帮无效加固区宽度逐渐增大。超

高巷道与普通巷道相比,围岩稳定的关键部位已经从顶板转为两帮。

3 厚煤层超高巷道稳定原理

3.1 锚杆控制裂隙滑移机制

帮围岩沿着裂隙等弱面滑动,形成片帮,导致顶板失稳,形成片帮-顶板冒落的渐进式破坏。高预紧力锚网带支护可以更有效阻止或延缓破裂煤岩体沿弱面错动,提高锚固体弱面力学性能,减缓裂隙滑移^[9]。可用单一裂隙弱面抗滑动模型说明该问题,见图9。

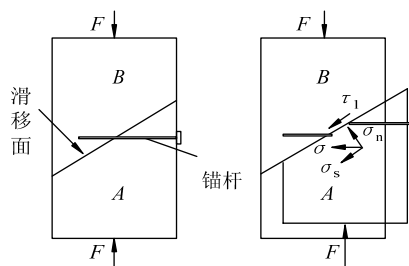


图9 锚杆抗剪切作用示意图^[9]

Fig.9 Shear-resistant function of bolt

当锚杆穿过某个单裂隙时,弱面抗剪力为

$$\Delta\tau = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 \quad (9)$$

式中: $\Delta\tau$ 为锚杆支护弱面抗剪能力的提高量, MPa; τ_1 为锚杆杆体本身抗剪能力引起的等效抗剪强度, MPa; τ_2 为锚杆轴力沿弱面法向分量 σ_n 引起的等效抗剪强度, MPa; τ_3 为锚杆轴力的切向分量 σ_s 引起的等效抗剪强度, MPa。

减缓围岩结构效应,依赖于锚杆的抗拉强度、抗剪强度和预紧力;因此,应选用力学性能优越的锚杆、高预紧力及时支护技术,可更有效地提高弱面力学性能。多根锚杆产生群锚效应后,可共同阻止锚固体内、外裂隙拓展,减缓结构效应。

3.2 帮斜拉锚索梁组成及工作原理

随着巷高的增加,帮部更多的围岩进入裂隙发育区和裂隙贯通区。若单体锚索仅垂直于巷帮表面布置,势必影响锚固效果;为此,选用肩角无裂隙区和底角无裂隙区作为帮加强支护的锚固基础,选用帮斜拉锚索梁加强支护煤帮^[10]。

其工作原理如图10所示:1) 帮锚固结构形状优化:帮锚固结构呈“横楔形”体,里大外小,有效避免帮部围岩挤入;2) 挤压帮中部裂隙区:帮斜拉锚索梁施加的水平预应力和倾斜预应力可有效压缩顶帮中部裂隙贯通区;3) 锚固点可靠:帮斜拉锚索梁结构2个锚固点分别位于巷道肩角和底角深

部的无裂隙区,避免锚固力丧失;4) 闭锁两帮:兜护两帮表层片落围岩,阻止帮深部围岩的松动;5) 增加帮表面抗拉强度:梁均匀布置在帮表面后,可协助帮抵抗围岩变形产生的拉应力。

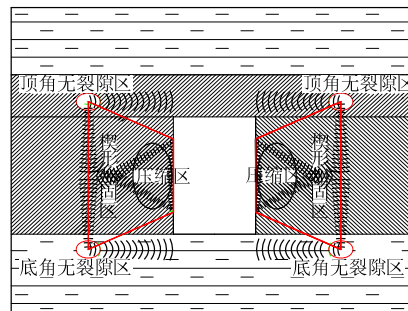


图10 帮斜拉锚索作用原理示意图

Fig.10 Side diagonal cable and beam action principle

4 工业性试验

4.1 支护参数

具体支护参数见图11。

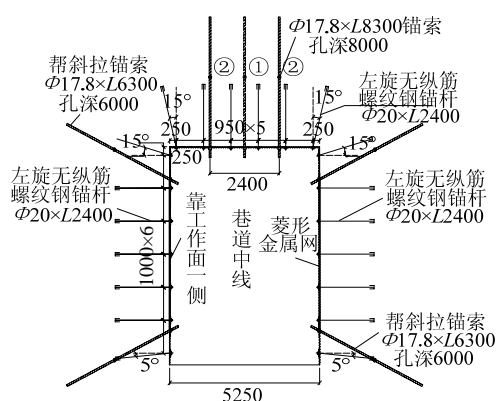


图11 超高巷道支护断面图 (mm)

Fig.11 Super-high roadway support sectional design

1) 顶板锚杆: $\Phi 20 \text{ mm} \times L 2400 \text{ mm}$ 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距 $9500 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$, 肩角锚杆角度 15° , 预紧扭矩不低于 $300 \text{ N} \cdot \text{m}$, 加长锚固, 铺 W 钢带和钢筋网片。

2) 顶板加强支护: $\Phi 17.8 \text{ mm} \times L 8300 \text{ mm}$ 锚索, 钻孔深度 8000 mm , 垂直顶板布置, 间距 2400 mm , 排距 2000 mm , 三花布置, 预紧力不低于 100 kN ; 加长锚固。

3) 帮锚杆: $\Phi 20 \text{ mm} \times L 2400 \text{ mm}$ 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距 $1000 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$, 肩角、底角锚杆角度分别 15° , 5° , 预紧扭矩 $300 \text{ N} \cdot \text{m}$, 加长锚固, 铺菱形网。

4) 帮加强支护: $\Phi 17.8 \text{ mm} \times L 6300 \text{ mm}$ 锚索, 配 1 根钢带或者梯子梁, 倾角 20° , 预紧力不低于

100 kN, 加长锚固。

4.2 应用效果

1) 掘进影响期内顶底板相对最大移近速度 4 mm/d, 两帮相对最大移近速度 4 mm/d, 10 d 左右实现自稳, 掘进稳定期内变形速度降低到 0.5~1 mm/d。

2) 顶底板相对移近量 99 mm, 两帮相对移近量 151 mm。

3) 离层量 3.5 mm。

5 结 论

1) 巷道掘出后, 围岩中会形成裂隙发育程度不同的 3 个区: 裂隙贯通区、裂隙发育区和微裂隙区。

2) 顶、底、两帮裂隙三区深度随巷高的增加而增大。巷高的增加加速了顶、底板裂隙发育区向裂隙贯通区转化和微裂隙区向裂隙发育区转化的趋势; 相反的, 两帮转化趋势降低。

3) 巷高的增加使得裂隙最大张开量增大, 该条件下, 巷高大于 6.0 m 后, 裂隙最大张开量急剧增加, 围岩失稳风险增大。

4) 巷高增加使等应力轴比圆增大, 顶无效加固区高度与巷高呈负指数关系, 帮无效加固区宽度与巷高呈正指数关系。

5) 高性能锚杆可以更好起到限制裂隙面滑移、控制碎胀变形的作用。帮斜拉锚索梁锚固在肩角和底角无裂隙区, 可有效加强支护超高巷道两帮。

参考文献:

- [1] 顾铁凤. 贯通裂隙控制岩体巷道稳定规律的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(4): 432-438.
GU Tiefeng. Numerical simulation of roadway stability laws in rock mass with connected fissures [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(4): 432-438.
- [2] 谢和平, 陈忠辉, 王家臣. 放顶煤开采巷道裂隙的分形研究[J]. 煤炭学报, 1998, 23(3): 30-35.
XIE Heping, CHEN Zhonghui, WANG Jiachen. Fractal study on crack distribution in tunnels for sub-level caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 1998, 23(3): 30-35.
- [3] 李学华, 梁顺, 姚强岭, 等. 泥岩顶板巷道围岩裂隙演化规律与冒顶机理分析[J]. 煤炭学报, 2011, 36(6): 903-908.
LI Xuehua, LIANG Shun, YAO Qiangling, et al. Analysis on fissure-evolving law and roof-falling mechanism in roadway with mudstone roof[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(6): 903-908.
- [4] 刘洪涛, 马念杰, 李季, 等. 顶板浅部裂隙通道演化规律与分布特征[J]. 煤炭学报, 2012, 37(9): 1451-1455.
LIU Hongtao, MA Nianjie, LI Ji, et al. Evolution and distribution characteristics of roof shallow fissure channel [J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1451-1455.
- [5] 李术才, 韩建新, 全兴华, 等. 随机分布贯穿裂隙岩体变形特性研究[J]. 岩土力学, 2012, 33(9): 2677-2682.
LI Shucan, HAN Jianxin, TONG Xinghua, et al. Study of deformation characteristics of rock mass with stochastic distribution of penetrative cracks [J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(9): 2677-2682.
- [6] 代进, 蒋金泉. 巷道围岩中的裂隙发展与弱结构体[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 311-315.
DAI Jin, JIANG Jinquan. Fracture development and weak structure in surrounding rock of roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 311-315.
- [7] 廖丽萍, 杨万科, 王启智. 椭圆形空洞地基稳定性分析[J]. 岩土力学, 2010, 31(增刊2): 138-148.
LIAO Liping, YANG Wanke, WANG Qizhi. Stability analysis of an ellipsoidal cavity in foundation[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(Sup 2): 138-148.
- [8] 李桂臣, 张农, 王成, 等. 高地应力巷道断面形状优化数值模拟研究[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(5): 652-658.
LI Guichen, ZHANG Nong, WANG Cheng, et al. Optimizing the section shape of roadways in high stress ground by numerical simulation[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2010, 39(5): 652-658.
- [9] 肖同强, 柏建彪, 李金鹏, 等. 断层附近煤巷锚杆支护破碎围岩稳定机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(4): 482-486.
XIAO Tongqiang, BAI Jianbiao, LI Jinpeng, et al. Stabilization mechanism of crushed surrounding rock in coal roadway with bolt support near fault[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(4): 482-486.
- [10] 严红, 何富连, 徐腾飞. 深井大断面煤巷双锚索桁架控制系统的研究与实践[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 30(11): 2248-2257.
YAN Hong, HE Fulian, XU Tengfei. Study of double-cable-truss controlling system for large section coal roadway of deep mine and its practice [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 30(11): 2248-2257.