

谢生荣,李世俊,黄肖等.深部沿空巷道围岩主应力差演化规律与控制[J].煤炭学报,2015,40(10):2355-2360.doi:10.13225/j.cnki.jccs.2015.6002

Xie Shengrong, Li Shijun, Huang Xiao et al. Surrounding rock principal stress difference evolution law and control of gob-side entry driving in deep mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(10): 2355-2360. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2015.6002

深部沿空巷道围岩主应力差演化规律与控制

谢生荣¹, 李世俊¹, 黄肖¹, 孙颜顶¹, 杨军辉², 乔顺兴²

(1. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083; 2. 冀中能源股份有限公司邢东矿, 河北邢台 054001)

摘要: 针对千米深井沿空巷道围岩控制难题,以邢东矿2122运输巷为研究对象,采用FLAC^{3D}模拟埋深550~1250 m时巷道围岩主应力差与塑性区响应特征以及两帮主应力差演化规律。结果表明:①沿空巷道顶板与实体煤帮主应力差由浅到深均呈先增高后降低至趋稳的趋势,煤柱帮主应力差呈山峰型对称分布;②在埋深增加过程中,沿空巷道顶板和实体煤帮浅部主应力差敏感性度较小,进入中深部后变化较大;③随着埋深增加,两帮剪切、拉伸破坏区逐渐呈扇形分布并向深部扩展,且采空侧范围略大于巷道侧;④深部高应力和煤柱帮被主应力差长时间破坏使得实体煤帮主应力差峰值明显高于煤柱帮。基于此提出采用高预应力、强力支护系统进行深部沿空巷道围岩控制,并结合数值模拟研究结果确定了关键参数。现场实践表明,支护效果良好,实现了深部5 m宽煤柱沿空巷道围岩的有效控制。

关键词: 深部沿空巷道; 主应力差; 演化规律; 强力支护系统

中图分类号: TD353 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2015)10-2355-06

Surrounding rock principal stress difference evolution law and control of gob-side entry driving in deep mine

XIE Sheng-rong¹, LI Shi-jun¹, HUANG Xiao¹, SUN Yan-ding¹, YANG Jun-hui², QIAO Shun-xing²

(1. Faculty of Resource & Safety Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 2. Xingdong Mine, Jizhong Energy Group Co., Ltd., Xingtai 054001, China)

Abstract: In terms of the surrounding rock control problems in kilometer depth gob-side entry driving, the No.2122 haulage roadway in Xing-dong Coal Mine is investigated. The principal stress difference and plastic zone are studied in the process of buried depth from 550 m to 1250 m with FLAC^{3D}. Analysis result shows that: ① the principal stress differences of roof and integrated coal beside the roadway firstly increase and then decrease, finally tend to be stable from shallow part to deep one, while one of coal pillar displays a symmetrical distribution shape of mountain peak; ② the principal stress differences of roof and integrated coal beside the roadway in the shallow parts have less sensibility than that at the middle and deep parts with the increase of buried depth; ③ the tension shear failure zones display a sector and expands to the depth, the area of which in the gob-side is a little bigger than that around roadway; ④ the principal stress difference peak value in the integrated coal is obviously higher than the one in the coal pillar due to high stress in the depth and failed pillar by the principal stress difference in a long time. Based on above analysis, a high pre-tension and powerful supporting system are proposed to control the deep roadway of gob-side entry driving. Combined with the result of numerical simulation to determine key parameters, the field practice shows the supporting

收稿日期: 2015-08-06 责任编辑: 张晓宁

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51234005, 51504259); 中央高校基本科研业务费专项资金资助项目(2010QZ06)

作者简介: 谢生荣(1981—), 男, 江苏六合人, 副教授, 博士。E-mail: xsrxcq@163.com

system proposed have achieved an effective control of surrounding rock at gob-side entry driving in deep mining with 5 m width coal pillar.

Key words: deep roadway of gob-side entry driving; principal stress difference; evolution law; powerful supporting system

沿空掘巷因具有减小煤炭损失、延长矿井生产服务年限等优点,被广泛应用于煤矿回采巷道。近年来我国学者在沿空巷道围岩变形破坏机理及控制方面进行了不懈探索与实践,取得了诸多成果。康红普、王金华等^[1-3]提出了高预应力、强力支理论,并结合淮南矿区巷道围岩地应力分布特征,进行了深部沿空掘巷与留巷高预应力、强力支护的现场试验。侯朝炯等^[4]认为沿空掘巷煤岩体厚度与强度对给定变形下实体煤帮支撑压力分布产生重要影响。张农等^[5]提出了留巷结构临界失稳的概念,确定了留巷扩刷修复的合理时机与工序。柏建彪、李磊等^[6-7]研究了综放面沿空掘巷围岩应力分布规律,并建立了综放沿空掘巷结构力学模型,认为提高窄煤柱承载能力对维护沿空巷道稳定起着关键作用。以上成果对我国沿空巷道的工业实践起着重要的指导作用。然而,这些成果多集中以围岩单一垂直应力或水平应力作为研究依据,而对表征多应力共同作用的主应力差研究较少。

主应力差综合了垂直应力、水平应力、切应力共同作用,反映材料在任意载荷下剪应力的分布状态,能够更好地揭示岩体变形破坏的本质。何富连、许磊等运用主应力差理论对大断面切眼支护^[8]、煤柱下巷道合理布置^[9]进行了研究。牛双建等^[10]通过物理模拟手段分析深井巷道围岩主应力差演化规律,研究了围岩松动圈破坏范围及模式。本文选取主应力差为衡量指标,研究邢东矿深部沿空掘巷围岩应力环境与变形破坏机制,并依据主应力差分布与演化规律及塑性区范围和工程经验确定高预应力强力支护方案,并进行了试验,丰富了深部沿空巷道围岩变形破坏与控制的相关理论与技术。

1 工程概况

邢东矿目前主要开采 2 号煤层,煤厚 3.57 ~ 4.53 m,平均厚度 3.95 m;2 号煤层结构简单,厚度稳定,直接顶为 1.5 m 厚的砂质泥岩,基本顶为 8.5 m 厚细砂岩,底板为 4.2 m 厚富含植物根化石粉砂岩。邢东矿进入-980 m 水平开采后,为了避免对采对掘采动影响,且能继续采用留设区段小煤柱进行开采,均采用跳采方式,2122 综采工作面即位于 2100 采区的 2121 采空区和 2123 采空区之间,区段煤层倾角为

6°~12°,埋深约 1 050 m。矿方预计留设 5 m 煤柱宽度来开掘 2122 运输巷,巷道断面为矩形,宽 5 m,高 3.5 m,沿 2 号煤底板掘进。2122 运输巷亦成为二水平采区首条沿空掘巷,无同等埋深条件下沿空掘巷围岩控制经验可供借鉴。因此,本文建立 FLAC^{3D} 数值模型来分析不同埋深条件下沿空留巷围岩主应力差与塑性区分布规律,为二水平深部沿空掘巷围岩控制提供理论参考。

2 深部沿空巷道围岩变形破坏的数值模拟分析

深部围岩在塑性应变状态下的应变增量是一个纯剪变形,最大剪应力对煤岩体的塑性区产生及发展起主导作用^[11]。主应力差值能反映剪应力的分布状态,表征围岩的破坏程度^[8]。设主应力 σ_i ($i=1, 2, 3$),且 $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$,则主应力差为

$$\sigma_s = |\sigma_1 - \sigma_3| \quad (1)$$

2.1 深部沿空巷道数值模型的建立

模拟对象为邢东矿 2122 运输巷,模型宽、高为 220 m×75 m,共划分为 56 760 个单元、86 184 个节点,模型如图 1 所示;采用 Mohr-Coulomb 模型,左右边界为水平位移约束,底部为固定位移约束,顶部为自由边界,施加应力边界条件。岩石平均容重取 25 kN/m³,岩层力学参数见表 1。模拟方案为:固定 2122 运输巷顶底板岩层参数保持不变,建立埋深分别为 550,650,750,850,950,1 050,1 150 和 1 250 m 的数值模型。在 2122 运输巷顶板、实体煤帮和煤柱帮布置一条测线,测线每隔 0.25 m 布置一个测点。

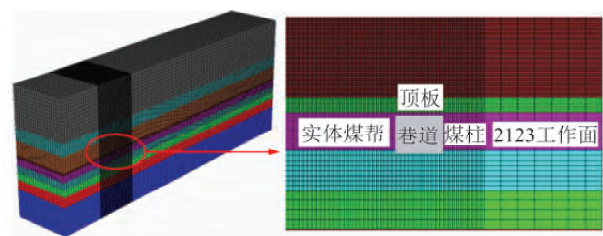


图 1 数值模型及巷道布局

Fig. 1 Numerical model and roadway layout

2.2 深部巷道围岩主应力差分布规律

不同埋深条件下围岩主应力差分布如图 2 所示。可知:

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

岩层	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	层厚/m	密度/(g·cm ⁻³)
上覆岩层	5.42	2.70	1.25	1.15	30.5	24.0	2.58
粉砂岩	5.32	2.84	1.30	1.10	31.0	7.0	2.65
细砂岩	5.82	3.14	1.50	1.20	32.0	8.5	2.55
砂质泥岩	4.87	2.58	1.20	1.00	30.0	1.5	2.40
2 号煤	3.75	1.87	0.90	0.70	27.0	4.0	1.40
粉砂岩	5.32	2.84	1.30	1.10	31.0	4.2	2.65
泥岩	4.28	2.30	1.10	1.00	28.0	4.0	2.36
中粒砂岩	7.50	4.10	1.70	1.30	34.0	5.8	2.70
下部岩层	5.42	2.70	1.25	1.15	30.5	16.0	2.58

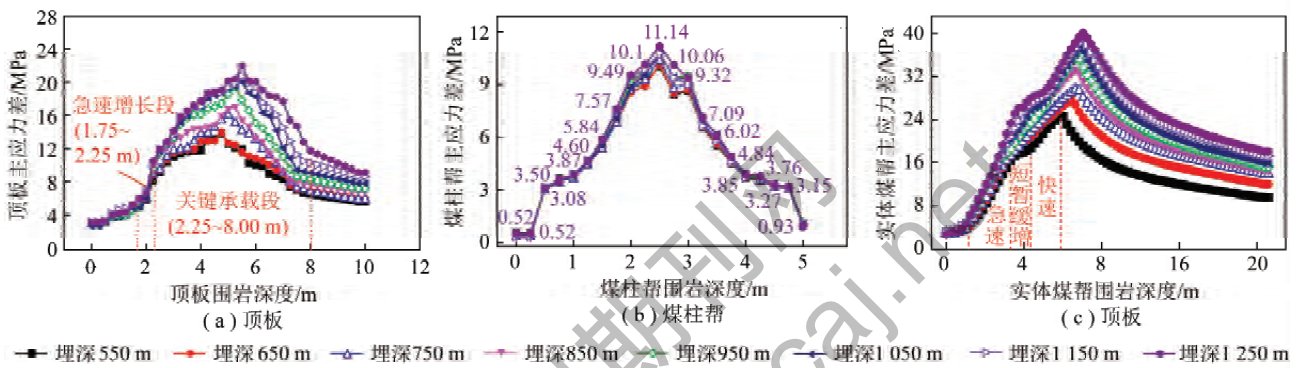


图 2 不同埋深下巷道围岩主应力差分布

Fig. 2 Surrounding rock principal stress difference layout of different buried depth roadway

(1) 由图 2(a) 可知: ① 巷道顶板主应力差由浅部到深部, 呈现先缓慢、急速、较快增长至最高点, 再减小直至趋于稳定的变化趋势。② 在顶板深 0~1.75 m 主应力差值较小, 表明此区域围岩强度较低且经历了较长时间的剪应力破坏, 为锚杆控制的重点区域; 在 1.75~2.25 m 范围内主应力差值急速增长, 表明围岩承载与抗剪性能显著增加, 测锚杆长度锚固在此区域或更深围岩中, 有利于锚杆支护系统的稳定; 之后, 主应力差仍呈较快增长趋势, 分别在 4.75~5.50 m 范围内达到峰值, 这表明进入围岩深部区域后, 围岩裂隙发育程度逐渐降低, 承载与抗剪性能亦增强; 峰值后主应力差呈下降趋势, 且分别在深 7.5~8.0 m 后, 趋于稳定, 这表明此区域受掘进扰动影响逐渐减弱, 岩体保持较好完整状态, 可为锚索提供稳定的锚固点。③ 在不同埋深条件下, 随着埋深增加, 顶板主应力差值整体呈增大趋势, 但在顶板 0~2.25 m 范围内变化较小, 这表明巷道围岩浅表面区域跟围岩自身特性密切相关, 而与应力环境关系不大, 因此, 邢东矿不同埋深条件下巷道浅表面围岩锚杆长度均应大于 2.25 m。④ 在顶板 2.25~8.25 m 范围内, 埋深为 550 m 和 650 m 主应力差值变化与大小基本一致, 进入 750 m 深部以后, 主应力差值变化

较大且峰值位置亦向深部转移, 但基本都在围岩深度 7.5~8.0 m 后趋于稳定。因此, 应力环境对围岩深度与锚索长度有一定程度影响, 但大埋深条件下高主应力差值则对锚索抗剪与抗拉性能提出了更高的要求。

(2) 由图 2(b) 可知: ① 深部沿空巷道煤柱帮主应力差近似呈山峰型对称分布, 煤柱主要承受垂直应力, 沿空巷道基本顶回转带来的倾斜挤压应力可以忽略, 这亦表明该区域煤岩体经过深部环境较长时间作用, 已基本处于稳定状态, 为沿空掘巷提供了良好的应力与围岩环境。② 煤柱两自由面附近(0~1 m 与 4~5 m) 主应力差较小, 围岩塑性变形较严重, 之后迅速增加, 在 2~3 m 范围区域稳定, 但主应力差值并不大, 这表明煤柱整体都经历了裂隙产生、变形卸压再稳定的过程。③ 在不同埋深条件下, 中部位置(2~3 m) 主应力差曲线离散程度高, 且埋深越大, 主应力差值越大, 这表明中部区域仍有一定的承载能力, 这表明从主应力差角度来说, 邢东矿深部沿空巷道留设 5 m 宽煤柱是合理的, 且此区域亦是锚杆最佳锚固区域。

(3) 由图 2(c) 可知: ① 实体煤帮主应力差由浅部到深部呈现缓慢、急速、短暂缓慢、快速增加至峰值继而负指数形式减小, 直至区域稳定的过程。② 实

体煤帮 0~1.5 m 内主应力差值低,浅部围岩较破碎;在实体煤帮 1.5~4.0 m 内主应力差迅速增加,承载能力逐渐增强,因此,煤帮应采用较长锚杆使得支护系统稳定性增强。③ 在实体煤帮深 4.00~5.25 m,主应力差出现了较小范围缓慢增长区,之后快速增长,直至分别在 7.25~8.50 m 达到峰值,且在 4.0~8.5 m 区域内,随着埋深增加,主应力差增加且变化较大,这表明该区域是煤帮锚索较为理想的锚固区。

2.3 2122 运输巷塑性区变化规律

不同埋深下围岩塑性区分布如图 3 所示。可知:

① 顶板塑性区范围整体较大,随埋深增加变化不敏感,这与主应力差分布得出埋深对锚索长度影响有限的结论较为一致。② 随着埋深增加,实体煤帮塑性区不断向深部扩展,埋深由 550~1 250 m 时,塑性区深度依次为 1.5,2.0,3.5,3.75,3.75,4.25,5.25,6.50 m。③ 随着埋深的增加,煤柱帮剪切、拉伸破坏区逐渐向煤柱中部转移;在埋深 750~1 250 m 时呈扇形分布,呈逐渐增大趋势,且煤柱采空侧扇形面积略大于巷道侧。由以上分析可知:深部沿空巷道顶板与两帮均经历了主应力差的大范围多次破坏,因此,锚杆(索)支护系统不可能不计成本的都锚固到围岩深部未被破坏区域,应结合主应力差分布与工程实际,将其锚固至较为稳定区域,进而在浅中部围岩形成支护结构,进行整体控制。

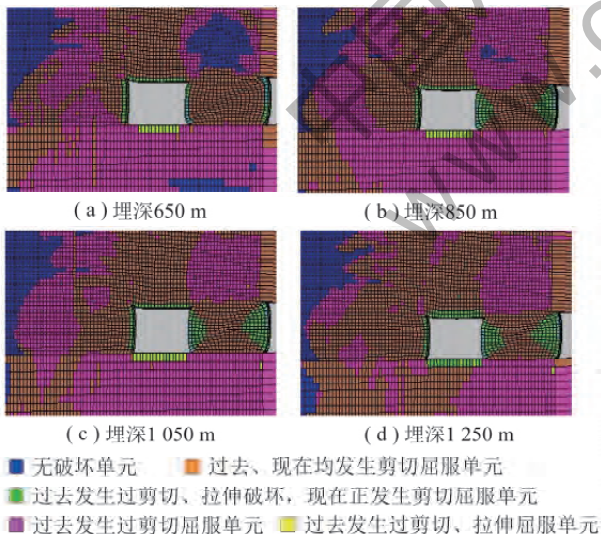


图 3 不同埋深下围岩塑性区分布

Fig. 3 Surrounding rock plastic zone layout of different buried depth roadway

2.4 2122 运输巷两帮主应力差演化规律

2122 运输巷两帮主应力差演化如图 4 所示,由图 4 可知:

(1) 深部沿空巷道开挖后,煤柱帮主应力差分布

呈不对称马鞍形分布,煤柱中部存在弹性核区,在 100 时步时与实体煤帮峰值接近;之后煤柱帮主应力差呈单峰型分布,在 500 时步时,明显小于实体煤帮侧峰值,这表明此时煤柱帮已开始经历变形破坏;之后煤柱帮主应力差分布一直呈单峰型分布,峰值大小随着变形卸压、承压能量积聚而发生变化。因此,煤柱帮在支护时应考虑对其尽可能进行大范围整体强力支护,避免在多次变形破坏过程中支护系统失效。

(2) 实体煤帮在 500~1 000 时步时,主应力差峰值大小变化较小,维持在 17.8 MPa 左右,峰值位置位于 4.25~4.50 m。这表明实体煤帮在此过程中裂隙发育大幅减缓,围岩变形趋缓,即未进一步调动深部围岩承载就实现了暂时有效控制,分析认为对于深部沿空巷道实体煤帮来说,这一时段是锚杆索发挥主要效能时,亦是支护参数的主要设计依据。而在此之后,深部高应力使得实体煤帮主应力差峰值进一步增加,且峰值位置向深部转移,此过程中,煤帮裂隙继续发育,且范围扩大,则煤帮出现整体外移现象,控制这一阶段煤帮变形破坏难度急剧增加。因此,在支护设计中应考虑尽可能使得实体煤帮浅中部围岩形成一个整体,并允许有一定整体臃肿量。

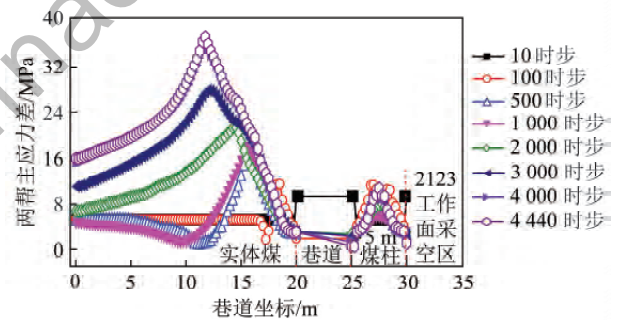


图 4 不同步时两帮主应力差演化趋势

Fig. 4 Two sides of roadway principal stress difference evolution tendency

3 深部沿空掘巷围岩控制机理与技术

康红普提出了高预应力、强力支理论与技术,并成功应用于千米深井巷道^[12]。邢东矿 2122 运输巷则将采用高预应力、强力支护系统进行深部沿空巷道顶板和两帮围岩支护,并结合主应力差分布与演化规律、塑性区分布特征以及工程实践,确定其支护方案与参数。

3.1 顶板高预应力强力支护机理与技术

大幅度提高锚杆支护系统初期支护刚度、强度与预应力,能改善围岩弱面的力学性质与深部围岩应力分布状态,在锚固区内形成刚度较大的预应力承载结构,有效控制围岩塑性区及破碎区发展,保持较大范

围岩的完整性^[12-13]。邢东矿 2122 运输巷顶板岩性特征与主应力差分布规律表明在顶板 0~1.75 m 范围内岩层在剪应力作用下经历了剧烈的变形破坏, 支护系统应能提供较高的强度与刚度; 且在 2.25 m 深度之后主应力差进一步迅速增加, 表明该区域围岩承载性能强, 锚杆应能锚固至该区域。结合邢东矿工程经验, 顶板选用 $\phi 22$ mm \times 2 400 mm 高强左旋螺纹钢锚杆, 间排距 700 mm \times 800 mm。 $\phi 22$ mm 高强锚杆预紧力范围应为 27.4~45.6 kN^[14], 则结合矿方施工条件设计施工中顶锚杆预紧力矩不得低于 450 N \cdot m。2122 运输巷支护方案如图 5 所示。

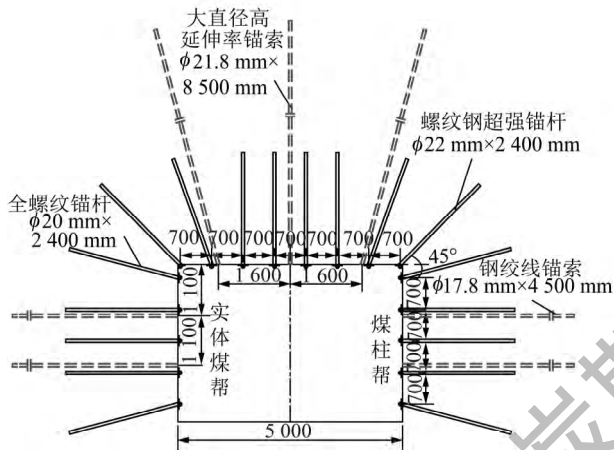


图 5 2122 运输巷支护方案

Fig. 5 Supporting scheme of haulage roadway No. 2122

锚索主要作用是将锚杆支护形成的预应力承载结构与深部围岩相连, 且尽可能使得有效压应力区形成相互连接、重叠的网状结构, 提高预应力承载结构的稳定性^[15-16]。顶板主应力分布规律表明, 顶板深部 7.5~8.0 m 后受到的主应力差值逐渐趋稳, 将锚索锚固至该区域能增强锚索锚固点稳定性; 顶板 2~8 m 范围内较大的主应力差值使得锚索需要能承受较高抗剪力, 且深部高应力环境使得锚索不仅要有较高的强度与刚度, 而且要有较大的延伸率, 这亦符合深部及复杂困难巷道围岩控制的“先刚后柔再刚、先抗后让再抗”支护理念。结合邢东矿工程经验, 顶板选用 $\phi 21.8$ mm \times 8 500 mm 的 1 \times 19 丝高强度高延伸率预应力钢绞线, 预紧力不得低于 120 kN, 间排距为 1 600 mm \times 1 600 mm, 呈五花布置。

3.2 深部沿空巷道两帮支护方案与参数

深部沿空巷道因具有原岩应力高、煤体软弱、应力集中系数与侧压系数大等特点, 使得煤帮极限平衡区与水平位移量均大幅增加^[17], 这与模拟中塑性区分布规律相符。因此, 深部留巷两帮仍应采用强力锚杆支护系统且支护规格相同, 但考虑煤体较顶板岩层偏软碎的特性, 可较顶板锚杆略降低规格。此外, 巷

道围岩主应力差分布规律表明, 煤柱帮 2~3 m 范围区域相对稳定, 而实体煤帮 0~1.5 m 内主应力差值低, 则锚杆应锚固到 2 m 以上深部区域, 结合锚杆锚固长度和现场实践, 综合确定选用 $\phi 20$ mm \times 2 400 mm 高强左旋螺纹钢锚杆。锚杆间排距为 700 mm \times 800 mm, 预紧力矩不得低于 250 N \cdot m。

深部沿空巷道两帮主应力差分布与演化规律表明实体煤帮的破坏深度达 8.25 m, 若煤帮采用 8 m 以上的锚索进行支护, 现场施工难度将急剧增加。考虑实体煤帮主应力差分布在 4 m 深度范围内有一个短暂稳定区, 加之煤柱帮宽度为 5 m, 综合确定两帮锚索长度均为 4.5 m。选用 $\phi 17.8$ mm 高强度预应力钢绞线, 间排距为 1 100 mm \times 1 600 mm, 呈三花眼布置, 在走向方向上用钢筋梯子梁连接, 与竖直方向上的锚杆钢梁系统形成纵横交错压网的点线面结合的煤帮支护结构体系^[18]。这样实体煤帮围岩变形则会在开挖后一段时间后出现短暂稳定, 之后随着破坏区继续向深部转移, 则煤帮整体外臃卸压, 直至趋于稳定。

3.3 高预应力强力支护效果分析

为了验证 2122 运输巷支护效果, 设置测站对顶板和两帮表面位移进行监测。监测数据显示: 深部沿空巷道开掘后, 顶帮初期变形速率均最大, 达 18~20 mm/d, 第 6 天后开始趋稳; 之后两帮在 15~20 d 围岩变形出现了再次快速增长, 且顶板变形小于两帮; 在 65 d 后, 巷道围岩变形均趋于稳定。顶板、煤柱帮与实体煤帮最大表面位移分别为 195, 292, 244 mm, 围岩控制效果良好。

4 结 论

(1) 不同埋深沿空巷道浅部围岩主应力差较小且变化不大, 这表明巷道围岩主应力差大小跟围岩自身特性密切相关, 而应力环境对其影响较小, 邢东矿不同埋深巷道锚杆应锚固到主应力差较大区域(围岩深 1.75~2.25 m)。

(2) 随着埋深增加, 顶板主应力差峰值在围岩深 7.5~8.0 m 即趋于稳定, 这表明此区域受掘进扰动影响逐渐减弱, 岩体保持较好完整状态, 可为锚索提供稳定的锚固点, 但大埋深条件下高主应力差对锚索抗剪与抗拉性能提出了更高的要求。

(3) 不同埋深条件下, 煤柱帮中部位置(2~3 m)主应力差曲线离散程度高, 这表明中部区域仍有一定的承载能力, 为锚杆较为理想的锚固区域, 亦表明 2122 运输巷留设 5 m 宽煤柱是合理的。

(4) 采用高预应力、强力支护系统进行深部沿空

巷道顶板和两帮支护后,围岩变形量较小,有效解决了深部沿空巷道围岩的控制难题,并为不同埋深条件下沿空巷道围岩控制提供借鉴。

参考文献:

- [1] 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):649-664.
Kang Hongpu,Wang Jinhua,Lin Jian. Case studies of rock bolting in coal mine roadways [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(4): 649-664.
- [2] 康红普,牛多龙,张镇,等.深部沿空留巷围岩变形特征与支护技术[J].岩石力学与工程学报,2010,29(10):1977-1987.
Kang Hongpu,Niu Duolong,Zhang Zhen, et al. Deformation characteristics of surrounding rock and supporting technology of gob-side entry retaining in deep coal mine [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(10): 1977-1987.
- [3] 王金华.我国煤巷锚杆支护技术的新发展[J].煤炭学报,2007,32(2):113-118.
Wang Jinhua. New development of rock bolting technology for coal roadway in China [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(2): 113-118.
- [4] 王卫军,冯涛,侯朝炯,等.沿空掘巷实体煤帮应力分布与围岩损伤关系分析[J].岩石力学与工程学报,2002,21(11):1590-1593.
Wang Weijun,Feng Tao,Hou Chaojiong, et al. Analysis on the relationship between stress distribution on intergated coal beside roadway driving along next goaf and damage of surrounding rocks [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(11): 1590-1593.
- [5] 张农,张志义,吴海,等.深井沿空留巷扩刷修复技术及应用[J].岩石力学与工程学报,2014,33(3):468-474.
Zhang Nong,Zhang Zhiyi,Wu Hai, et al. Technology and application of reparation in deep gob-side entry retaining [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(3): 468-474.
- [6] 柏建彪,王卫军,侯朝炯,等.综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究[J].煤炭学报,2000,25(5):478-481.
Bai Jianbiao,Wang Weijun,Hou Chaojiong, et al. Control mechanism and support technique about gateway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face [J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(5): 478-481.
- [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.
Li Lei,Bai Jianbiao,Wang Xiangyu. Rational position and control technique of roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face [J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1564-1569.
- [8] 何富连,王晓明,许磊,等.大断面切眼主应力差转移规律及支护技术[J].岩土力学,2014,35(6):1703-1710.
He Fulian,Wang Xiaoming,Xu Lei, et al. Principal stress difference transfer law and support in large-section open-off cut [J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35(6): 1703-1710.
- [9] 许磊,张海亮,耿东坤,等.煤柱底板主应力差演化特征及巷道布置[J].采矿与安全工程学报,2015,32(3):478-484.
Xu Lei,Zhang Hailiang,Geng Dongkun, et al. Principal stress difference evolution in floor under pillar and roadway layout [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32(3): 478-484.
- [10] 牛双建,靖洪文,杨大方.深井巷道围岩主应力差演化规律物理模拟研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(S2):3811-3820.
Niu Shuangjian,Jing Hongwen,Yang Dafang. Physical simulation study of principal stress difference evolution law of surrounding rock of deep mine [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(S2): 3811-3820.
- [11] 杨桂通.弹塑性力学引论[M].北京:清华大学出版社,2004.
- [12] 康红普,王金华,林健.高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J].煤炭学报,2007,32(12):1233-1238.
Kang Hongpu,Wang Jinhua,Lin Jian. High pretensioned stress and intensive bolting system and its application in deep roadways [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(12): 1233-1238.
- [13] 康红普,姜铁明,高富强.预应力在锚杆支护中的作用[J].煤炭学报,2007,32(7):680-685.
Kang Hongpu,Jiang Tieming,Gao Fuqiang. Effect of pretensioned stress to rock bolting [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(7): 680-685.
- [14] 康红普,姜铁明,高富强.预应力锚杆支护参数的设计[J].煤炭学报,2008,33(7):721-726.
Kang Hongpu,Jiang Tieming,Gao Fuqiang. Design for pretensioned rock bolting parameters [J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(7): 721-726.
- [15] 康红普,林健,吴拥政.全断面高预应力强力锚索支护技术及其在动压巷道中的应用[J].煤炭学报,2009,34(9):1153-1159.
Kang Hongpu,Lin Jian,Wu Yongzheng. Highpretensioned stress and intensive cable bolting technology set in full section and application in entry affected by dynamic pressure [J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(9): 1153-1159.
- [16] 王金华,康红普,高富强.锚索支护传力机制与应力分布的数值模拟[J].煤炭学报,2008,33(1):1-6.
Wang Jinhua,Kang Hongpu,Gao Fuqiang. Numerical simulation on load-transfer mechanisms and stress distribution characteristics of cable bolts [J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(1): 1-6.
- [17] 侯朝炯,马念杰.煤层巷道两帮煤体应力和极限平衡区的探讨[J].煤炭学报,1989,14(4):21-29.
Hou Chaojiong,Ma Nianjie. Stress in in-seam roadway sides and limit equilibrium zone [J]. Journal of China Coal Society, 1989, 14(4): 21-29.
- [18] 谢生荣,张广超,何尚森,等.深部大采高充填开采沿空留巷围岩控制机理及应用[J].煤炭学报,2014,39(12):2362-2368.
Xie Shengrong,Zhang Guangchao,He Shangsen, et al. Surrounding rock control mechanism and its application of gob-side retaining entry in deep backfilling with large mining height [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(12): 2362-2368.