



移动扫码阅读

孟祥军.基于基本顶断裂位置的综放沿空掘巷煤帮支护技术[J].煤炭科学技术,2020,48(1):61-68. doi: 10.13199/j.cnki.cst.2020.01.008  
MENG Xiangjun.Solid coal rib support technology of fully-mechanized mining along gob-side entry driving based on main roof fracture location [J]. Coal Science and Technology, 2020, 48 ( 1 ): 61 - 68. doi: 10.13199/j.cnki.cst.2020.01.008

# 基于基本顶断裂位置的综放沿空掘巷煤帮支护技术

孟 祥 军

(兖州煤业股份有限公司,山东 济宁 272072)

**摘要:**针对深部综放开采大断面沿空掘巷不易支护的难题,采用理论分析及现场实践的方法,研究了深部综放开采大断面沿空掘巷煤帮的破坏特点,揭示了帮部长锚索结合锚网联合支护的作用原理,提出了根据钻进煤粉量的变化来判断基本顶断裂线位置及确定深部沿空巷道巷帮锚索支护长度的方法,并在东滩矿1306工作面验证了该方法的有效性。研究表明:深部综放开采大断面沿空掘巷具有水平变形大,两帮鼓出大,特别是实体煤帮鼓出严重的特点;帮部长锚索结合锚网联合支护能够在浅部通过锚杆群和金属网形成点面结合的支护体系形成挤压加固墙,从而抵抗塑性区煤体对其侧向压力,起到加固巷道的作用;基于钻进煤粉量、围岩压力和顶板的断裂之间的联系,提出了深部综放开采大断面沿空掘巷实体煤帮的控制对策和深部沿空巷道实体煤侧巷帮锚索支护长度的确定方法;以东滩矿1306轨道巷为例进行了实体煤帮的钻孔煤粉测试,并基于测试结果进行了实体煤帮加固设计;现场工程实践表明加固后实体煤帮的水平变形明显减小,证实了该加固方法的有效性。

**关键词:**综放开采;沿空掘巷;基本顶断裂;钻进煤粉量;帮部长锚索;巷道支护

中图分类号:TD353 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2020)01-0061-08

## Solid coal rib support technology of fully-mechanized mining along gob-side entry driving based on main roof fracture location

MENG Xiangjun

(Yanzhou Coal Mining Company Ltd., Jining 272072, China)

**Abstract:** In order to solve the difficulty of roadway support along gob in deep fully-mechanized caving mining, the theoretical analysis and field practice methods were used to study the damage characteristics of coal ribs along large-area roadways in deep fully-mechanized caving mining. Based on the working principle of the combined anchor-net support, and a method to determine the location of the fracture line of the main roof and the length of long anchor cable in the coal roadway along the deep gob was put forward according to the variation of the amount of pulverized coal in the process of drilling, and the effectiveness of this method was verified in No.1306 working face of Dongtan Coal Mine. The research shows that the gob-side groove of the deep fully mechanized caving has the characteristics of large horizontal deformation and large outburst of both coal sides, especially the serious outburst of solid coal side. The working principle of the combined support of anchor cable and anchor net is as follows: In the shallow part, the extrusion reinforcement wall is formed by the support system of point-to-surface combination of anchor cable group and metal anchor net, which resists the lateral pressure of coal body in the plastic zone and strengthens the roadway; The relationship between the amount of pulverized coal drilled, the pressure of surrounding rock and the fracture of roof was established. Based on this, the control countermeasures of solid coal side-wall along gob of deep fully mechanized enlarged cross-section and the determination method of bolt and cable support length of solid coal side-wall along gob were put forward; Taking the No.1306 track trench of Dongtan Coal Mine as an example, the borehole pulverized coal test of the solid coal side along the gob trench of the fully-mechanized enlarged section was performed. On this basis, the reinforcement design of solid coal side is carried out. The results show that the horizontal deformation of the solid coal side decreases significantly after reinforcement, which confirms the effectiveness of this reinforcement method.

收稿日期:2019-09-25;责任编辑:朱恩光

基金项目:国家重点研发计划资助项目(2017YFC0805201);国家自然科学基金重点资助项目(51934004)

作者简介:孟祥军(1963—),男,山东金乡人,研究员,博士。E-mail:mengxiangjun1963@163.com

**Key words:** fully-mechanized top coal caving; gob-side entry driving; breaking of main roof; pulverized coal during mining; long anchor cable of mine roadway; roadway support

## 0 引言

作为我国很长一段时间内的主导能源<sup>[1-2]</sup>,煤炭对于国民经济的快速稳定增长具有重要的作用。近年来为减少煤炭资源浪费,无煤柱护巷技术得到迅速发展,特别是沿空掘巷技术在国内得到广泛应用,但是沿空掘巷时的巷道围岩变形明显大于宽煤柱护巷时的巷道变形,巷道维护比较困难。并且当埋深、巷道断面均较大时,沿空掘巷巷道支护难度将进一步增大,其支护问题将极为突出。因此针对深部综放大断面沿空掘巷的支护难题,以深部大断面沿空掘巷的围岩为研究对象,研究长锚索、锚杆对围岩的加固作用,形成深部大断面沿空掘巷围岩控制理论与技术体系,为此类巷道支护提供理论依据和技术支撑。

20世纪30年代开始,弹塑性力学被引入地下工程的围岩分析中,解决了许多地下工程中的问题,其中POULOS<sup>[3]</sup>的巷道围岩的弹性解,文献[4-9]关于巷道围岩弹塑性应力分布和围岩与支架的相互作用的理论是典型代表之一。目前,对于深部沿空掘巷的支护问题,张农等<sup>[10]</sup>针对采动工作面沿空掘巷采空区边缘不稳定和动压作用强烈的特点,提出了预应力组合支护技术;文献[11-12]探究了不同地应力、侧压系数、巷道宽度对巷道稳定性的影响特征,并提出了相应巷道的支护设计方案。李伟等<sup>[13]</sup>提出了深部松软厚煤层沿空掘巷锚网索耦合支护技术;常聚才等<sup>[14]</sup>从理论上揭示了锚杆预紧力对巷道支护效果的作用机理;HE Fulian等<sup>[15]</sup>研究了预应力锚杆、锚索桁架和围岩之间的耦合关系,建立了力学模型,采用高预应力锚杆、锚索桁架支护技术,在西山煤矿的高应力煤巷中进行了应用,取得了良好的支护效果。ZHAO Jian<sup>[16]</sup>对比了浅部巷道和深部巷道的围岩变形破坏特点,认为深部巷道围岩呈现出长时间大变形的特征,在巷道支护上研发了一种能够耗散围岩变形能的新型锚杆支护技术。WANG Gang等<sup>[17]</sup>发明了一种新型让压锚杆,能够承受较大的荷载和变形,可以吸收较大的围岩变形能,有利于围岩稳定,可用于高应力大变形巷道中。李磊等<sup>[18]</sup>提出顶板高强度高预应力锚杆支护和高强度锚索加强支护、减小窄煤柱帮锚杆间距和实体煤帮二次支护的非对称综放沿空掘巷围岩控制技术。

在上述学者的共同努力下,我国煤巷锚杆支护技术得到了较快发展,锚杆材质强度、锚杆支护强度

以及锚杆支护的预紧力水平均得到较大提高,巷道支护效果得到明显改善。然而目前在深部大断面综放沿空掘巷支护方面,问题仍然比较突出,该类高地应力大断面巷道围岩变形破坏严重,且易于出现锚杆、锚索破断失效等问题,支护难度极大,给工作面的安全生产带来极大的困扰。因此,对深部大断面综放沿空掘巷的支护进行研究是极其必要的。

## 1 工程概况

兖矿集团东滩煤矿综放工作面沿空掘巷位于-660 m水平,南邻1305工作面采空区,北邻1306综放工作面。区段巷道在3煤中沿底板掘进,采用综掘工艺。3煤平均煤厚8.80 m,普氏系数 $f=2\sim 3$ ,煤层稳定。3煤直接底为厚度1.00~2.65 m的粉砂岩, $f=4\sim 6$ ;直接顶为厚度0~11.64 m的粉砂岩, $f=4\sim 5$ ;3煤基本顶为厚度14.35~23.34 m的中、细砂岩, $f=5\sim 7$ 。

1306轨道巷沿3煤底板留设宽4 m小煤柱,综掘巷道宽5.0 m,高3.8 m,巷道断面面积约为19.0 m<sup>2</sup>。在开采过程中受围岩软、埋深大、断面宽等因素的影响,1306轨道巷变形严重,实体煤挤压破碎,据测量实体煤帮位移可达3 m,巷道变形已经严重影响到工作面的日常安全生产,必须采取措施予以控制。

## 2 顶板侧向断裂结构模型

### 2.1 顶板断裂和围岩应力关系

井下采煤作业破坏了原岩应力平衡状态,使得采掘工作面前方和侧向煤体内的应力重新分布,开采引起的顶板的破坏和运动会对应力的分布进一步进行调整。首先在煤壁附近形成较高的集中应力,当其大于煤体强度极限后,煤壁附近的煤体进入塑性破坏状态,集中应力向内部转移,直到达到新的应力平衡状态。随着基本顶在实体煤内的断裂和回转下沉,使得煤体内部应力再次分布,断裂线以里形成内应力场,断裂线以外形成外应力场。在综放工作面内应力场中布置沿空掘巷时,巷道掘进导致侧向煤体内的支承压力又一次重新分布,如图1所示。

由图1可得,综放沿空巷道实体煤一侧的支承压力以基本顶断裂线为界分为内应力场和外应力场2个部分,而外应力场中又可将煤体分为弹性区和塑性区。

1)内应力场破坏区。内应力场中的煤体全部发生了破坏,产生的大量微裂纹形成了宏观裂缝,使

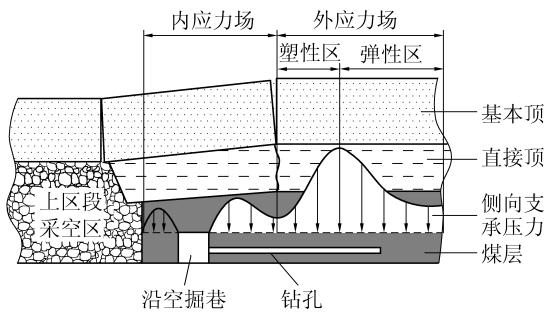


图 1 综放工作面侧向支承压力

Fig.1 Distribution of side abutment pressure in fully-mechanized mining top-coal caving face

得煤体内部次生裂隙较为发育。内应力场中的煤体强度明显减小,力学性质变差,承载能力大幅下降。当无支护时,煤壁将发生片帮。该部分煤体主要承受部分基本顶和全部直接顶的荷载。

2)外应力场破坏区。深部开采时受地应力较大的影响,位于基本顶断裂线之外的外应力场中部分煤体同样会发生一定的破坏,煤体强度减小。但该部分煤层未受基本顶回转下沉的影响,其破坏程度低于内应力场中的煤体。

3)塑性区。在外应力场中,部分煤体受力超过弹性极限,进入屈服状态,发生了明显的塑性变形。煤体内部微裂纹发育,并未形成贯通的宏观裂纹。煤体具有较高的强度,承载能力大。

4)弹性区。在距离工作面及巷道较远的位置,煤体承受的应力未超过其弹性极限,煤体变形小,微裂纹不发育。煤体承载能力大、强度高。

## 2.2 钻进煤粉量和围岩应力的关系

采用钻机进行钻孔作业时会产生钻屑,钻屑的多少主要取决于钻进地层的应力、钻进地层的物理力学性质及节理裂隙分布情况、钻机(包括钻头)类型和钻机施工参数。当采用固定的钻机和相同的施工参数时,钻屑量则取决于岩体应力和性质。岩体应力越大、地层强度越低,钻进时产生的钻屑量就越多。因此,可以通过钻屑量的变化来反推围岩应力的变化,同样可利用钻屑量的变化来反算综放工作面侧向支承压力的大小和变化。

对于钻进煤粉量的组成分析表明<sup>[19]</sup>,煤粉量由以下4个部分组成:钻孔实体煤粉量、钻孔形成后,由于弹性变形而产生的煤粉量、钻孔周围破碎区内煤体扩容形成的煤粉量、形成破碎区后和弹性区交界处由于弹性卸载而产生的煤粉量。

钻进煤粉量与围岩承受压力、围岩弹性模量、泊松比、密度、黏聚力、内摩擦角等参数有关。了解综放工作面沿空巷道的侧向支承压力分布规律,由此可预计

在沿空巷道内煤体内钻孔时的钻进煤粉量变化。

## 2.3 钻进煤粉量和基本顶断裂位置的关系

根据综放工作面沿空掘巷时采场侧向支承压力分布规律和基本顶断裂位置的关系,同时考虑侧向支承压力和钻进煤粉量的关系,可以得到基本顶断裂位置和钻进煤粉量的关系。

根据分析模型可知,钻机钻孔依次经历:内应力场应力升高→内应力场峰值→内应力场应力降低→外应力场应力升高→外应力场应力峰值→外应力场应力降低→原岩应力多个阶段。

在内应力场中,煤体处于已经破坏状态。在外应力场中,在未到应力峰值时的应力升高阶段为塑性阶段,峰值之后为弹性阶段。因此,当钻孔从内应力场到外应力场时,围岩完整性变好且应力增加,在基本顶断裂线下方的实体煤中存在一个应力由降低到升高的转折点,相应的,钻进煤粉量也会从降低到升高。故可以进一步根据钻进煤粉量的变化来判断基本顶断裂线的位置。

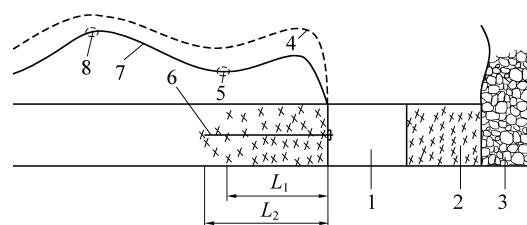
## 2.4 顶板侧向断裂位置的钻进煤粉量确定方法

根据上述钻屑法预报基本顶断裂位置的原理,通过钻进煤粉量沿着钻孔深度的变化获得应力当量分布形态和顶板超前断裂位置,由此确定实体煤侧帮锚索锚固长度,以达到对沿空巷道实体煤侧锚索有效加固。具体实施步骤为:

1)在沿空巷道内实体煤侧,沿着帮的中部,用装有直径40 mm钻头的钻机,垂直煤壁钻1个10~15 m深的孔,如图1所示。

2)在钻孔的过程中,每钻进1 m,记录一次钻出的煤粉量(单位g,可用电子秤即时称量),直至钻至规定的深度为止。

3)根据不同深度处排出的煤粉量,获得煤粉量与深度之间关系曲线,又根据煤粉量与应力之间的一致对应关系,可以当量绘制出应力分布形态,如图2所示。



1—沿空巷道;2—护巷煤柱;3—冒落矸石;4—当量应力分布曲线;5—顶板超前断裂位置;6—锚索;7—煤粉量分布曲线;8—超前应力峰

图 2 钻进煤粉量监测分布

Fig.2 Schematic diagram of monitored distribution of the coal powder amount of drilling hole

4) 沿空巷道宽3~4 m小煤柱外侧,直接顶冒落形成破碎矸石,上部基本顶形成断裂结构,其中端部断裂将在煤体内产生。根据顶板运动与应力分布之间关系,顶板在断裂前产生应力集中,一旦断裂,在该区域应力下降,形成低应力区,应力高峰向深部转移(图2),且应力高峰位置以内的区域为煤体塑性破坏区。由此可以判断煤粉量降低区所处的位置为基本顶超前断裂位置,钻粉量最多的区域为应力高峰位置。

5) 获得顶板超前断裂距离 $L_1$ (图2),锚索加固长度至少应超过断裂线1.5 m,则锚索的锚固长度为 $L_2=L_1+1.5$  m,考虑锚索外露段长度0.3 m,从而可以获得整个锚索长度为 $L_1+1.8$  m。

### 3 基于顶板断裂的实体煤帮支护技术

深部综放沿空巷道一般沿底板掘进,巷道上方的顶板依次是顶煤、直接顶和基本顶等,而且在深部综放开采时,受到产量、设备、通风与安全以及巷道维护等方面的限制,多选择大断面沿空巷道,其宽度可达5 m,高度可达3.8 m,掘进断面面积可达19 m<sup>2</sup>。由于巷道尺寸大、围岩软(除底板外为煤层)、埋深大,而且受到较强的采动影响,使得综放大断面沿空巷道具有显著大变形的特征,且变形具有不可抗性。现有的锚杆、金属网钢带及顶板锚索支护方式,虽对巷道围岩变形起到了一定的减缓和控制作用,但仍未达到较为理性的效果。因此,为了更好地实现对于深巷大断面沿空掘巷掘进期间巷道的有效支护,提出了深部综放大断面沿空掘巷围岩变形控制技术。

根据现场观测发现,深部综放大断面沿空巷道的变形具有以下特征:①巷道变形量大,两帮移近量可达3.5 m,顶底板移近量可达1.5 m。②巷道两帮的位移明显大于顶底板的位移,两帮鼓出严重,特别是实体煤帮明显挤入巷道中,而巷道底鼓较小。③受到综放开采的影响,巷道变形时间长,具有明显的流变特征。

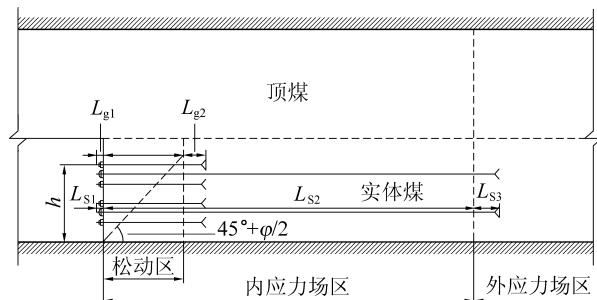
综上可知,沿空大断面巷道围岩变形控制的关键部位是两帮,特别是实体煤帮。沿空巷道实体煤帮破坏范围大,依靠控制范围较小的锚杆和短锚索支护,加固效果差,因此,提出高强度、大直径、长锚索结合锚网的联合加固实体煤帮的技术。

#### 3.1 围岩控制原理

帮部长锚索加固的目的是有效控制综放大断面沿空巷道实体煤帮的大变形,而不是完全阻止帮部变形(帮部的变形包括巷道表面附近的松动变形和

较远处的膨胀压力变形)。

帮部锚网支护的作用原理是:通过锚杆的挤压加固,约束松动区煤体变形,防治松动区煤壁失稳、片帮;同时,由锚杆、锚网以及松动区煤体形成一个挤压加固墙,改变了松动区煤体的力学性质,提高了煤体的强度,从而抵抗远处的水平压力,并且支撑巷道的顶板。帮部长锚索的作用原理是:将长锚索的一段固定在外应力场中的较完整煤体中,通过预紧力或托盘,约束塑性区内煤体的水平变形,减轻塑性区煤体水平压力对巷帮附近锚杆加固体的作用,使得巷道附近的实体煤与远处的煤体挤压在一起,形成一个整体。帮部长锚索结合锚网带联合支护的作用原理是:浅部通过锚杆群和菱形网形成点面结合的支护体系形成挤压加固墙,深部利用高强度大直径长锚索形成外部承载墙,二者联合形成深、浅结合的具有高强度的大厚度柔性承载结构(图3)。



φ—煤层内摩擦角;h—护帮高度; $L_{g1}$ —锚杆外露长度; $L_{g2}$ —锚杆通过松动区以外的最小锚固长度,取 $L_{g2}=0.35$  m; $L_{s1}$ —锚索外露长度,一般取0.3 m; $L_{s2}$ —内应力场的宽度; $L_{s3}$ —锚索通过内应力场以外的最小锚固长度,至少大于1.5 m

图3 沿空掘巷实体煤帮锚杆、锚索加固示意

Fig.3 Schematic diagram of bolt and anchor cable reinforcement for solid coal of tailentry

#### 3.2 围岩控制设计

1) 帮锚杆。大断面沿空巷道实体煤帮的松动范围较大,因此,应该选择直径较大、预紧力和锚固力较高、强度也较高的锚杆。在施工时应及时安装并施加预紧力,以防止煤体的松动,提高支护效果。

由实体煤帮的控制原理可知,帮锚杆的作用是抑制松动区的变形,减轻两帮煤体松动与挤出,同时,加固松动区煤体。因此,帮锚杆的长度 $L_g$ 应大于松动区的宽度,计算公式如下:

$$L_g \geq L_{g1} + h \tan\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right) + L_{g2} \quad (1)$$

2) 帮部长锚索。帮部长锚索是深部综放大断面沿空巷道控制的关键器材之一,通过它可以控制实体煤帮的水平位移,防止实体煤帮失稳。因此,选择直径大、锚固力较高、强度也较高的长锚索。根据

帮锚索的加固原理,其长度应该大于内应力场的宽度。由此,帮锚索长度  $L_s$  计算公式如下:

$$L_s \geq L_{s1} + L_{s2} + L_{s3} \quad (2)$$

3) 金属网。在实体煤帮,锚杆与锚杆之间的煤体易发生局部脱落,从而降低锚杆、锚索的支护能力。因此,在大断面回采巷道的实体煤帮采用挂网加强支护。通过金属网协调锚杆间、锚索间的受力,增加煤帮的整体性,加强对煤体控制,防止煤帮局部失稳和大范围失稳。

### 3.3 实体煤帮控制对策

由于深部综放大断面沿空巷道实体煤帮塑性区范围大,变形量大,在实体煤帮控制方面可采取以下措施进行加固:①帮部长锚索要有足够的长度,保证锚固端深入到外应力场中,同时要求锚固强度高、破断强度高,而且具有较强的让压性能。②帮部锚杆的长度应该大于实体煤帮松动区的宽度,而且要增大锚杆的预紧力,锚杆选用较高强度全螺纹钢锚杆。③采用顶角、底角锚杆加强顶角、底角支护,顶底角锚杆和水平方向的夹角在  $15^\circ \sim 25^\circ$ 。④采用长锚索、锚杆、金属网联合支护,长短结合、点面结合控制实体煤帮变形,施工严格按照设计的支护参数进行。⑤加强巷道矿压观测,当实体煤帮趋于不稳定时,补打锚索(杆);个别地段松动区范围较大时,进行注浆加固;巷道不能满足生产要求时,进行刷帮处理。⑥过断层、破碎带及陷落柱时,应缩小锚杆、锚索间距;破碎严重时,可以采取注浆处理。

## 4 1306 轨道巷支护现场应用分析

### 4.1 现场支护方案

在 1306 轨道巷的实体煤帮钻孔测钻进煤粉量。试验采用德国哈泽玛格公司生产的 FIV 型手持式气动钻机、插销式联接麻花钻杆及  $\phi 42$  mm 的钻头进行钻孔,钻杆每节长 1 m,钻孔的深度为 10 m。

钻孔距底板 1.2 m 左右,要求避开夹矸,钻孔方向与煤层倾角平行,要求匀速钻进,由技术熟练的工人操作,每钻进 1 m 测一次钻进煤粉量。用胶织袋或塑料布收集钻出的煤粉,用高精度弹簧秤称煤粉的质量,每钻进 1 m 称量 1 次。记录打眼地点、时间、钻屑排出量,以及打眼过程中出现的钻杆跳动、卡钻、劈裂声等现象。现场测试共布置 6 个试验钻孔,钻孔间距一般在 10 m 以上,如图 4 所示。

### 4.2 钻孔煤粉测量结果及分析

在东滩矿 1306 轨道巷进行了巷道实体煤侧钻孔煤粉量测试。将各个测试钻孔的煤粉量和钻孔深度的关系绘制成曲线,如图 5 所示。

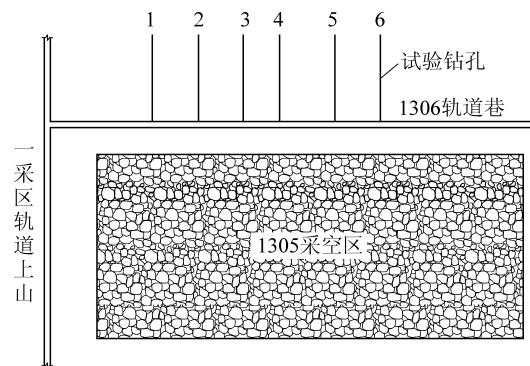


图 4 钻进煤粉量测试钻孔布置示意

Fig.4 Schematic diagram of arrangement of coal powder amount of testing borehole

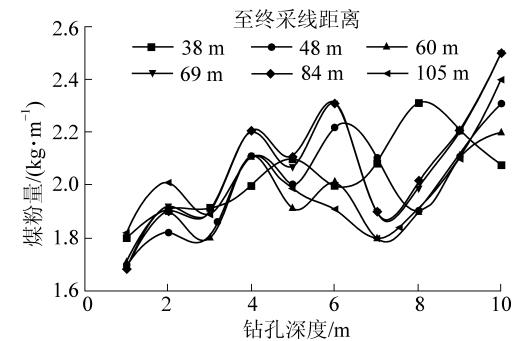


图 5 煤粉量与钻孔深度关系

Fig.5 Relationship between amount of pulverized coal and drilling depth

分析图 5,可以得到:

1) 随着钻孔深度的增加,钻进煤粉量发生了波动变化,钻进煤粉量在  $1.7 \sim 2.5 \text{ kg/m}^3$  变化;深入煤壁  $1 \sim 2 \text{ m}$  钻进煤粉量小,为  $1.7 \sim 2.0 \text{ kg/m}^3$ ;深入煤壁  $5 \sim 8 \text{ m}$  钻进煤粉量也较小,为  $1.8 \sim 2.2 \text{ kg/m}^3$ ;在钻孔中部位置(深入煤壁  $3 \sim 6 \text{ m}$ )的钻进煤粉量较大,为  $1.9 \sim 2.4 \text{ kg/m}^3$ ;一些钻孔在孔底处(深入煤壁  $10 \text{ m}$ )钻进煤粉量也较大,为  $1.9 \sim 2.5 \text{ kg/m}^3$ 。

2) 钻进煤粉量的变化与巷道实体煤侧的应力分布密切相关,两处钻进煤粉量较小的区域为内应力场的采空侧区域和内外应力场分界处;两处钻进煤粉量较大的区域为内应力场中部和外应力场的应力升高区。

3) 依据钻进煤粉量和围岩应力及顶板断裂的关系分析,发现在距离巷道实体煤帮  $5 \sim 8 \text{ m}$ ,具有一个明显的钻进煤粉量降低值,该区域为内外应力场分界处。可以判断,基本顶断裂线就在该区域的正上方,即距离巷道实体煤帮的水平距离平均为  $6.5 \text{ m}$ 。

### 4.3 实体煤帮加固设计及实施效果

#### 4.3.1 控制设计

1) 帮锚杆。根据式(1),锚杆外露端长度为

0.10 m, 锚固端长度为 0.30 m, 护巷高度为 3.2 m, 煤层内摩擦角为  $35^\circ$ , 帮锚杆的长度为 2.0 m。

根据东滩矿 1306 轨道巷的基本条件, 在实体煤帮布置 5 根  $\phi 20 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$  的全螺纹钢锚杆, 锚杆类型为 KMG400, 每根锚杆用 2 支 CK2550 树脂锚固剂, 使用 1 块规格为  $150 \text{ mm} \times 150 \text{ mm} \times 10 \text{ mm}$  的弧形铁托盘。钢带向下不大于 200 mm 布置第 1 根锚杆, 两帮第 1 根锚杆与水平成  $15^\circ \sim 25^\circ$  仰角打注, 第 2 根至第 4 根锚杆垂直煤壁打注, 锚杆上下间距 800 mm, 第 5 根锚杆斜向下与水平成  $15^\circ \sim 20^\circ$  俯角打注, 距底板不超过 500 mm, 保证锚杆托盘压紧金属网。

2) 帮部长锚索。根据帮锚索的加固原理, 其长度应该大于内应力场的宽度, 深入到外应力场之中。锚索外露长度  $L_{s1}$  取 0.3 m; 内应力场的宽度  $L_{s2}$  取 6.5 m; 锚索超过内应力场的最小锚固长度  $L_{s3}$  取 1.5 m。由此根据帮锚索计算公式, 求得帮锚索长度等于 8.3 m, 取为 8.5 m。

在实体煤帮一侧布置 2 根  $\phi 22 \text{ mm} \times 8.5 \text{ m}$  的长锚索。实体煤帮上部锚索位于顶部锚杆下方 50 cm, 按照仰角  $15^\circ \sim 25^\circ$  施工; 中部锚索位于实体煤帮第 3 根锚杆下方 0.35 m 处, 垂直煤壁方向施工。每隔 2 排锚杆布置 1 根锚索, 即排距为 1.6 m。长锚索由钢绞线制成, 每孔采用 2 支 CK2570、1 支 CK2550 树脂药卷加长锚固, 预紧力不得低于 80 kN, 锚固力不低于 200 kN, 以保证锚固效果。

为了尽量保证每根锚索受力均匀, 适应实体煤帮大变形的特点, 同时防止锚索和锚杆不能协调承载而造成锚索承受过度载荷而破断, 锚索必须有控制变形让压和均压性能。锚索的让压点设计为 26~30 t。通过使用让压环, 可以有效解决锚杆锚索的变形协调问题, 消除锚索破断现象, 减少安全隐患。

3) 金属网。巷道实体煤帮挂设菱形金属网, 帮部两肩窝至夹矸下平面以下 300 mm 范围敷设双层金属网。金属网为 8 号镀锌铁丝制作, 网格长×宽 =  $50 \text{ mm} \times 50 \text{ mm}$ , 相邻两片网之间要用 12 号双股铁丝联接。搭接间隙 50~100 mm, 联网扣布置在菱形网的锁边向里的第 1 个十字绞点上, 每隔 1 个十字绞点联一扣, 拧扣不少于 3 圈。最终设计的实体煤帮支护断面如图 6 所示。

#### 4.3.2 现场实施及加固效果

在实体煤帮采用长锚索加固之前, 综放开采沿空掘巷两帮变形非常剧烈, 特别是实体煤帮内挤严重, 实体煤帮位移可达 3 m, 小煤柱帮喷层破坏严重。巷道严重变形, 使得巷道断面急剧缩小, 已无法

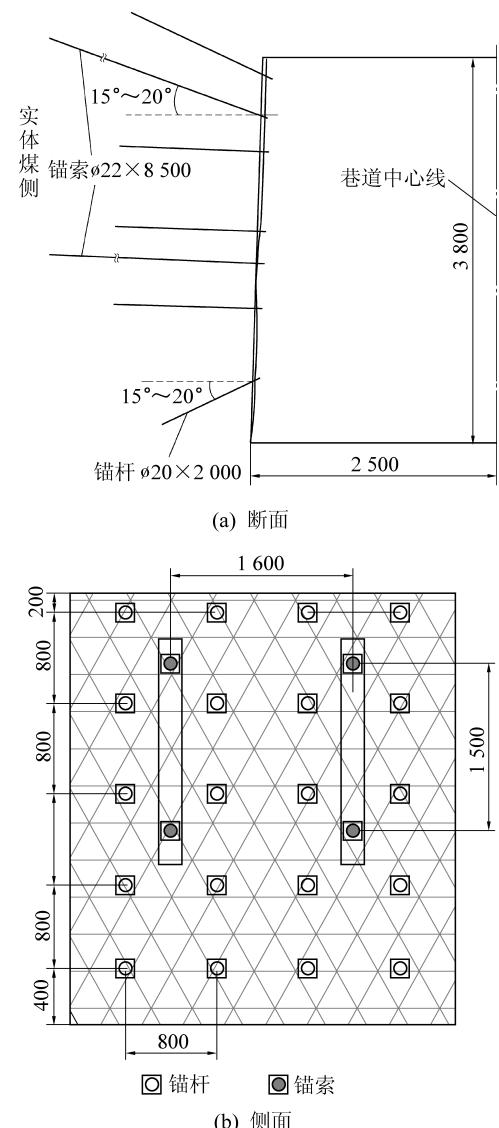


图 6 实体煤帮支护

Fig.6 Diagram of solid coal side support

满足正常生产的要求。按照设计的支护参数, 在 1306 轨道巷进行了实体煤帮的加固试验, 经过实体煤帮长锚索加固后的巷道围岩变形得到了有效控制。

同时为了进一步分析巷帮支护效果, 在加固后的巷道两帮附近设置了位移测点, 根据巷道两帮位移的观测, 得到了两帮水平位移和至工作面距离之间的关系, 如图 7 所示。

由图 7 可得, 轨道巷采取加固措施后, 在采动影响下周围煤岩体变形可分为 3 个区域。第 1 区域为距离工作面 0~14 m, 该区域内受采动影响最为剧烈, 但加固后显然巷道变形得到了有效控制, 经过加固后实体煤帮水平位移控制在 0.9 m 以内, 巷道断面两帮移近量控制在 1.3 m 以内; 第 2 区域为距离工作面 14~70 m, 此区域内实体煤及巷道断面两帮受采动影响逐渐减弱, 实体煤及两帮移进量逐渐减

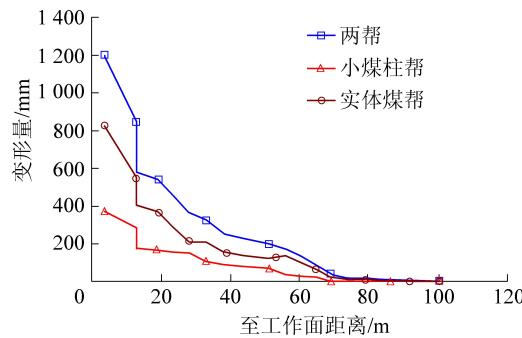


图 7 1306 轨道巷回采期间的变形量

Fig.7 Horizontal convergences of No.1306 tailentry during mining  
小;第3区域为距离工作面70 m以上,此区域内实体煤及巷道两帮位移基本不受影响。

由上述分析可知,经过加固后实体煤帮水平位移控制在0.9 m以内,巷道断面两帮移近量控制在1.3 m以内,相较于未加固前实体煤位移减少了近70%,说明该巷道加固措施有效保证了巷道在使用期间的稳定性,满足了综放开采的要求。

## 5 结 论

1)深部综放大断面沿空巷道具有水平变形大,两帮鼓出大,特别是实体煤帮鼓出严重的特点。帮部长锚索结合锚网联合支护的作用原理是在浅部通过锚杆群和金属网形成点面结合的支护体系形成挤压加固墙,抵抗塑性区煤体对其的侧向压力;在深部通过高强度大直径长锚索拉住浅部挤压加固墙,防止其水平位移过大,同时减小塑性区煤体的变形,提高塑性区煤体的强度,形成一个外部承载结构。因此帮部长锚索结合锚杆和金属网的联合支护方式能够较好地控制实体煤帮的变形。

2)建立了钻进煤粉量、围岩压力和顶板断裂的关系。在基本顶断裂线下方的实体煤中存在一个应力由降低到升高的转折点,相应的,钻进煤粉量在此处也会从降低到升高。由此,可以根据钻进煤粉量的变化来判断基本顶断裂线的位置。而帮部长锚索的长度宜比基本顶断裂线和巷道实体煤帮的水平距离大1.5 m以上。并提出了深部综放大断面沿空巷道实体煤帮的控制对策,其中,高强度大直径强拉压长锚索、高强度大直径高预紧力锚杆和金属网联合支护是控制的关键。

3)以东滩矿1306轨道巷为例进行了综放大断面沿空巷道实体煤帮的钻孔煤粉测试,以此为基础进行了实体煤帮加固设计,其中锚索长度8.5 m,间排距1.5 m×1.6 m;锚杆长度2.0 m,间排距0.8 m×0.8 m,同时采用铁丝网和钢带(锚索用)进行表面支护,然后进行了施工和监测。监测结果表明,加固

后实体煤帮的水平变形明显减小,加固后实体煤帮水平位移控制在0.9 m以内,巷道断面两帮移近量控制在1.3 m以内,相较于未加固前实体煤帮位移减少了近70%,巷道围岩变形得到了有效控制,证实了该加固方法的有效性。

## 参考文献(References):

- [1] 郑和刚,张农,李剑,等.煤矿“短充长采”科学开采模式研究[J].煤炭科学技术,2019,47(5):1-11.  
QI Hegang, ZHANG Nong, LI Jian, et al. Research on scientific mining model of “short-wall filling & long-wall mining” in coal mines [J]. Coal Science and Technology, 2019,47(5):1-11.
- [2] WANG Gang, WANG Yue, GUO Yangyang, et al. Experimental study on damage and gas migration characteristics of gas-bearing coal with different pore structures under sorption - sudden unloading of methane[J]. Geofluids, 2019, 2019:1-11.
- [3] Poulos H G, Davis E H. Elastic solutions for soil and rock mechanics [M]. Newyork: Wiley, 1974.
- [4] KASTNER H. Statik des tunnel und Stollenbaus, auf der grundlage geomechanischer Erkenntnisse [M]. Berlin: Springer Verlag, 1971.
- [5] FULLER R G. Flexibolt flexible roof bolts: a new concept for strata control [C]//In: the 12th Conference on Ground Control in Mining, 1993:24-34.
- [6] FRANCISS F O. Weak rock tunneling [M]. Rotterdamm: A Balkema Press, 1997.
- [7] SOUZA D E. A dynamic support system for yielding ground [J]. CIM Bulletin, 1999, 92(1032):50-55.
- [8] HALISON N J. Design of the roof bolting system [J]. Colliery guardian, 1987(9):366-372.
- [9] KUSHWAHA A, SINGH S K, TEWARI S, et al. Empirical approach for designing of support system in mechanized coal pillar mining [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining sciences, 2010,47(7):1063-1078.
- [10] 张农,李学华,高明仕.迎采动工作面沿空掘巷预拉力支护及工程应用[J].岩石力学与工程学报,2004,23(12):2100-2105.  
ZHANG Nong, LI Xuehua, GAO Mingshi. Pretensioned support of road way driven along next gob and heading adajacent advancing coal face and its application [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004,23(12):2100-2105.
- [11] 耿继业,王方田,张洋,等.高应力煤巷围岩控制关键技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(9):189-196.  
GENG Jiye, WANG Fangtian, ZHANG Yang, et al. Research on key control technology of surrounding rock in high stress roadway [J]. Coal Science and Technology, 2019,47(9):189-196.
- [12] 赵科,张剑.厚煤层大断面巷道支护技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(3):101-105.  
ZHAO Ke, ZHANG Jian. Study on support technology of large cross section gateway in thick seam [J]. Coal Science and Technology, 2019,47(3):101-105.
- [13] 李伟,冯增强.南屯煤矿深部沿空巷道耦合支护技术[J].辽宁工程技术大学学报:自然科学版,2008,27(5):683-685.

- LI Wei, FENG Zengqiang. Coupling support technology for gob-side entry at depth in Nantun Coal Mine [J]. Journal of Liaoning Technical University: Natural Science, 2008, 27(5): 683-685.
- [14] 常聚才, 谢广祥. 锚杆预紧力对煤矿巷道支护效果的响应特征研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(5): 657-661.
- CHANG Jucai, XIE Guangxiang. Research on response characteristics of bolt pretension on supporting effect of rock roadway in coal mine [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(5): 657-661.
- [15] HE Fulian. Study on the coupling system of high prestress cable truss and surrounding rock on a coal roadway [C]//Proceedings of the 5th International Symposium on In-Situ Rock Stress, 2010, 643-646.
- [16] ZHAO Jian. Advances in Rock Dynamics and Applications [M]. Boca Ration: CRC Press, 2011.
- [17] WANG Gang, WU Xuezhen, JIANG Yujing. New yielding bolt for rock support in high stress rock masses [J]. Journal of Applied Mechanics and Materials, 2012, 205: 366-369.
- [18] 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, BO 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.
- [19] 张开智, 夏均民, 蒋金泉. 钻孔煤粉量变化规律在区段参数确定中的应用 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(8): 1307-1310.
- ZHANG Kaizhi, XIA Junmin, JIANG Jinquan. Variation law of quantity of coal dust in drill hole and its application to determination of reasonable width of coal pillars [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(8): 1307-1310.