

综放开采沿空掘巷小煤柱宽度留设及支护技术研究

张鹏鹏^{1,2},郝兵元¹,王 凯³,黄小朋¹,闫树鹏²,魏 娟²

(1.太原理工大学 矿业工程学院,山西 太原 030024;2.汾西矿业集团有限责任公司 中兴煤业公司,山西 交城 030500;

3.山西工程技术学院 矿业工程系,山西 阳泉 045000)

摘要:为合理确定区段小煤柱宽度及沿空巷道支护方式,以阳泉五矿8407综放工作面为例,基于采空侧基本顶断裂力学模型及围岩极限平衡理论,理论计算了合理煤柱宽度的上下限值,采用钻孔应力监测方法,对回采过程中煤柱内部应力分布进行了实测,进而确定沿空巷道支护参数。研究结果表明:沿空掘巷小煤柱宽度合理范围为9.03~11.80 m,取10 m为宜,煤柱侧0~3 m范围煤体发生塑形破坏、3~6 m范围为弹性核区、6~10 m范围靠近8409采空区承载能力弱,因而在8407回风巷掘巷期间采用锚杆+长短锚索一次支护,回采期间对煤柱帮进行3 m钻孔注浆加固二次支护,现场实测数据显示,8407回风巷沿空掘进期间围岩变形量较小,回采期间顶板、注浆加固煤柱帮、实体煤帮最大变形量分别为0.20、0.05、1.00 m,围岩变形处于可控范围,实现了综放工作面安全高效回采。

关键词:综放沿空掘巷;小煤柱宽度;煤柱应力监测;注浆加固

中图分类号:TD353 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2018)05-0040-07

Study on width design of small coal pillar and support technology of gob-side entry driving by fully-mechanized top coal caving

ZHANG Pengpeng^{1,2}, HAO Bingyuan¹, WANG Kai³, HUANG Xiaopeng¹, YAN Shupeng², WEI Juan²

(1. College of Mining Engineering, Taiyuan University of Technology, Taiyuan 030024, China; 2. Zhongxing Coal Industry, Fenxi Mining Industry Co., Ltd., Jiaocheng 030500, China; 3. Department of Mining Engineering, Shanxi Institute of Technology, Yangquan 045000, China)

Abstract: In order to determine reasonable width of small coal pillar and support method of gob-side entry driving, taking No.8407 working face of Yangquan No.5 Mine as the example, based on main roof fracture model and the ultimate balanced theory, calculated the upper and lower limit values of coal pillar, the stress distribution of coal pillar was studied during the mining period by adopting the method of bore-hole stress measurement. The support parameters of gob-side entry driving was also calculated. Results showed that the width of small coal pillar should be chosen between 9.03 m and 10.81 m, the optimal width of coal pillar was 10 m, the coal pillar range from 0 to 3 m was damaged, range from 3 to 6 m was elastic core area, range from 6 to 10 m close to No.8409 goaf and the carrying capacity was weak. Thus, the anchor and long and short anchor cable were used to support the roadway during the time of excavation, and then the coal pillar was reinforced by grouting of 3 m drilling during period of mining. Monitoring results confirmed that deformation of roadway changed slightly during the time of excavation, the maximum deformation of roof and grouted small coal pillar side and coal side were 0.20 m, 0.05 m and 1.00 m, the deformation of surrounding rock was controllable, realized safety and efficient mining in fully-mechanized top coal caving.

Key words: roadway driving along goaf; width of small coal pillar; borehole stress measurement; grouting reinforcement

0 引言

综放开采技术已经广泛应用于厚煤层开采,由

于其技术特点会产生较大的资源浪费,因而对区段煤柱尺寸留设有更高的要求。煤柱尺寸过大引起资源的浪费,而尺寸过小则可能无法控制巷道围岩

收稿日期:2017-11-11;责任编辑:曾康生 DOI:10.13199/j.cnki.est.2018.05.007

基金项目:山西省科技重大专项资助项目(20121101009-03);山西省自然科学基金重点资助项目(2014011044)

作者简介:张鹏鹏(1990—),男,山西太原人,助理工程师,硕士研究生。E-mail:tyutzpp@qq.com

引用格式:张鹏鹏,郝兵元,王 凯,等.综放开采沿空掘巷小煤柱宽度留设及支护技术研究[J].煤炭科学技术,2018,46(5):40-46.

ZHANG Pengpeng, HAO Bingyuan, WANG Kai, et al. Study on width design of small coal pillar and support technology of gob-side entry driving by fully-mechanized top coal caving [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(5): 40-46.

变形,严重时可能引起采空区漏风,因此合理的区段煤柱尺寸要兼具保持下区段工作面巷道围岩稳定和隔绝上区段工作面采空区的作用^[1-3]。

近年来,广大煤炭科技工作者对沿空掘巷围岩控制做了大量的研究工作:李学华等^[4]统计了中国东西部6个煤矿典型案例,总结分析了影响窄煤柱变形破坏的关键因素;柏建彪等^[5]通过数值计算分析,研究了综放沿空掘巷围岩变形及窄煤柱的稳定性与煤柱宽度、煤层力学性质及锚杆支护强度之间的关系;郑西贵等^[6]基于理论分析、FLAC^{3D}数值模拟及现场工程实践的方法,研究了不同宽护巷煤柱沿空掘巷掘采全过程的应力场分布规律,分析了煤柱宽度对沿空掘巷煤柱和实体帮应力演化的影响;张科学等^[7-8]通过上区段采空区侧向支承应力分布规律和应力场分布、位移场分布、巷道围岩变形与煤柱宽度的关系及窄煤柱宽度的极限平衡理论计算5个方面综合确定窄煤柱的宽度;王猛等^[9]研究了深部倾斜煤层沿空掘巷上覆关键块体稳定性与煤层埋深、倾角间的关系;冯吉成等^[10]研究了深井大采高工作面开采条件下不同煤柱宽度时煤柱两侧塑性区分布和采掘扰动对巷道变形的影响,基于此得到窄煤柱的合理尺寸;朱若军等^[11]通过数值计算方法,研究了沿空掘巷不同煤柱宽度和巷道支护强度时煤柱的应力场和位移场,建议沿空掘巷煤柱的合理宽度留设标准:软煤5~7 m,硬煤3~5 m;王德超等^[12]通过现场侧向支承压力监测和数值模拟相结合的方法确定赵楼煤矿11302工作面沿空掘巷煤柱留设尺寸为5 m;赵启峰等^[13]针对谢桥煤矿13218综采工作面沿空掘巷工程地质条件,采用FLAC^{3D}模拟软件,对沿空巷道不同阶段覆岩应力分布、围岩变形特征、支护体受力进行模拟研究,并对其支护参数进行优化;于洋等^[14]采用极限平衡理论和数值模拟方法分析了不同宽度的窄煤柱与巷道围岩变形量的关系,确定了合理的窄煤柱宽度,并应用于工程实践;赵国贞等^[15]研究表明对沿空小煤柱两侧分阶段注浆加固,可形成由小煤柱、顶煤、顶板构成的超静定悬臂梁结构,可以促使顶板断裂线的位置从实体煤侧向邻近工作的采空区侧移动,减小煤柱载荷,从而达到减小巷道变形、增强巷道围岩稳定性目的;文献[16-17]将10 m宽区段小煤柱留设成功用于生产实践;马金宝等^[18]对高家堡煤矿101工作面推过前后的侧向煤体应力分布特征进行了实测,至煤

壁9 m之内属于应力降低区,同时结合数值模拟综合确定了沿空掘巷合理小煤柱宽度为7 m。

阳泉五矿综放工作面原护巷煤柱宽度为20 m,为进一步对煤柱尺寸进行优化以增加煤炭资源产量,以8407工作面回风巷沿空掘进为工程背景,理论分析确定沿空掘巷位置及小煤柱宽度,通过回采过程中对煤柱内部应力实测,提出合理支护方案,最后对沿空掘进的8407回风巷掘进全过程围岩变形进行监测,验证煤柱宽度留设及支护方式的合理性。该研究不但优化了阳泉五矿综放工作面区段煤柱宽度,同时对矿区同类煤柱留设及支护提供一定的参考借鉴。

1 矿井概况

阳泉五矿8407综放工作面设计走向长1 177.1 m,倾斜长189.4 m,主要开采太原组15号煤层,15号煤层平均厚度为7.0 m,平均倾角为6°,平均容重为1.45 kN/m³,含0.1~0.2 m的3层夹矸,煤层结构复杂,15号煤层的平均埋深为360 m,直接顶为泥岩,灰黑色,性脆易碎,平均厚度为10 m,基本顶为细砂岩,泥质胶结,平均厚度为3.5 m,底板为细砂岩、砂质泥岩;经实验室测得15号煤试件的平均抗压强度为6.03 MPa,直接顶泥岩平均抗压强度为16.7 MPa,基本顶细砂岩平均抗压强度为50.8 MPa。采用综采放顶煤开采工艺,工作面平均采高2.4 m,放煤高度4.6 m,采放比为1:1.92,工作面采用MG-300/700型双滚筒采煤机双向割煤,采用全部垮落法管理顶板。沿空掘进试验巷道为该矿8407工作面回风巷,沿着8409工作面采空区边缘15号煤顶板掘进,8407回风巷断面为矩形,巷道宽5 m,高4 m,8407工作面巷道布置如图1所示。

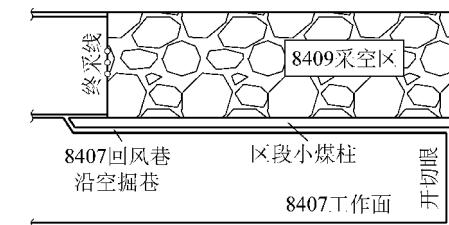


图1 8407工作面巷道布置

Fig.1 Roadway layout of No.8407 mining face

2 沿空掘巷煤柱合理宽度计算

2.1 煤柱宽度上限计算

上区段工作面回采完成后,基本顶发生断裂会

在采空区边缘和下区段煤体内形成弧形三角块,即关键块体B,关键块体B一端发生回转变形在采空区触研,另一端在采空区边缘的实体煤内断裂,并与相邻岩块形成铰接结构。关键块体B在基本顶内的断裂位置对沿空掘巷围岩稳定性具有重要的影响,上覆岩层在基本顶断裂后传递到煤体内的支承压力F会在断裂线左右分为应力降低区(S_1)和应力升高区(S_2),应力降低区(S_1)内部支承压力由断裂线左侧基本顶自重及其运动状况决定^[19~20],其力学模型如图2所示。

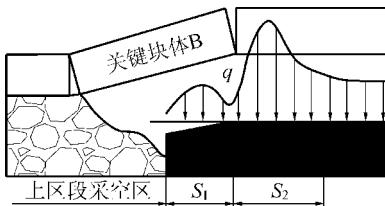


图2 沿空掘巷基本顶断裂力学模型

Fig.2 Mechanical model of main roof of roadway driving along next goaf

沿空掘巷的基本原则是将巷道布置在应力降低区宽度(S_1),这样有利于维护巷道围岩的稳定,因此需要先确定 S_1 区域的范围。分布在 S_1 区域中的支承压力F与工作面初次来压时基本顶的自重相等,即:

$$F = \int_0^{S_1} \sigma_y dx = \frac{G_0 y_0 S_1}{6} = \gamma a M L \quad (1)$$

式中: σ_y 为侧向支承压力,Pa; G_0 为顶板断裂线周围发生塑性变形的煤体刚度,Pa; y_0 为煤壁煤体压缩量值,m; γ 为基本顶平均容重,N/m³; a 为工作面长度,m; M 为基本顶厚度,m; L 为基本顶的初次来压步距,m。

基本顶的初次来压步距为

$$L = M \sqrt{\frac{2\sigma_t}{q}} \quad (2)$$

式中: σ_t 为基本顶抗拉强度,Pa; q 为基本顶所承受上覆岩层的载荷,Pa。

将式(1)和式(2)联立求解,可得

$$S_1 = \frac{6\gamma a M^2 \sqrt{2\sigma_t/q}}{G_0 y_0} \quad (3)$$

结合8407综放工作面相关数据,得到 S_1 区域宽度为16.8 m。沿空掘巷位置应处于应力降低区域,则沿空巷道宽度 L_1 和小煤柱宽度 L_2 之和应不大于应力降低区 S_1 宽度,即: $S_1 \geq L_1 + L_2$,沿空巷道宽度

$L_1 = 5$ m,可得 L_2 的最大值为11.8 m。

2.2 煤柱宽度下限计算

阳泉五矿8407工作面沿空掘巷煤柱两侧分别为8409工作面采空区和8407工作面回风巷,根据围岩极限平衡理论可得煤柱最小宽度计算公式由式(4)得出,计算示意如图3所示。

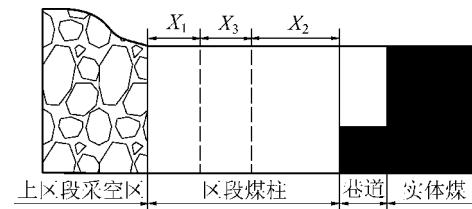


图3 小煤柱宽度计算

Fig.3 Calculation of small coal pillar width

$$L_2 = X_1 + X_2 + X_3 \quad (4)$$

式中: X_1 为上区段工作面回采后形成的塑性区宽度,其值按式(5)计算; X_2 为锚索长度,取4.2 m; X_3 为煤柱的安全系数,按0.15~0.35(X_1+X_2)计算。即 X_1 计算式为

$$X_1 = \frac{m\lambda}{2\tan\varphi_0} \ln \frac{K\gamma_1 H + \frac{C_0}{\tan\varphi_0}}{\frac{C_0}{\tan\varphi_0} + \frac{P_x}{\lambda}} \quad (5)$$

式中: m 为煤层采高,取7 m; λ 为侧压系数,取0.32; φ_0 为煤层内摩擦角,取35°; C_0 为煤柱与顶底板交界处的黏聚力,取0.8 MPa; K 为集中应力系数,取1.8; γ_1 为上覆岩层平均容重,取25 kN/m³; H 为巷道埋深,取360 m; P_x 为煤柱采空区一侧的支护阻力,取0.2 MPa。

将上述参数代入式(5)计算可得: $X_1 = 3.65$ m, $X_3 = 1.18 \sim 2.75$ m, L_2 最小宽度为9.03~10.60 m。综合考虑,8407工作面沿空掘巷煤柱宽度取10 m。

3 回采过程中煤柱内应力分布

3.1 煤柱内部应力现场监测

阳泉五矿8407回风巷沿空掘进期间围岩变形量相对较小,为了掌握沿空小煤柱在工作面回采过程中应力变化情况,超前工作面100 m,在8407工作面回风巷煤柱侧安装一组12个矿用本安型围岩应力传感器GYW20W,编号为1~12号,各测点钻孔深度分别为1.0、1.5、2.0、2.5、3.0、3.5、4.0、4.5、5.0、5.5、6.0、6.5 m,钻孔直径42 mm,钻孔水平间隔0.8 m,距底板高1.5 m,如图4所示。

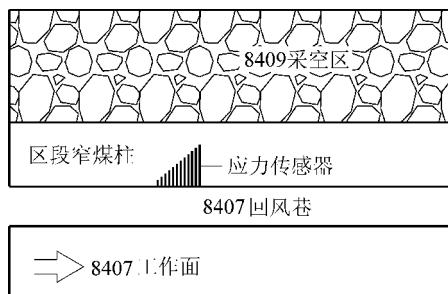


图4 应力传感器布置

Fig.4 Layout of stress sensor

3.2 煤柱内部应力分布特征

留设 10 m 小煤柱内部不同位置围岩应力变化曲线如图 5 所示,由图 5 分析可知,超前工作面不同距离煤柱内部应力变化趋势基本一致,沿回风巷帮向煤柱深部方向都呈现先增大再减小的过程,由于受到工作面超前峰值支承压力的影响,超前工作面 35 m 处各测点应力均大于其他位置。煤柱内部深度 1~3 m 范围内,围岩应力为 3.8~9.8 MPa,应力集中系数为 0.41~1.03;内部深度 3.0~3.5 m 范围内,围岩应力由 8.21~9.8 MPa 急剧增大到 14~17 MPa,应力集中系数由 0.87~1.03 增加到 1.47~1.80,在煤柱内部深度为 3.5 m 处达到峰值支承压力 17 MPa,应力集中系数达到 1.80;内部深度 3.5~6.0 m 范围内,围岩应力由 14~17 MPa 减小到 8.5~9.4 MPa,应力集中系数由 1.47~1.80 减小到 0.84~0.98;内部深度 6.0~6.5 m 处围岩应力继续减小到 4.9~6.1 MPa,应力集中系数为 0.52~0.64。

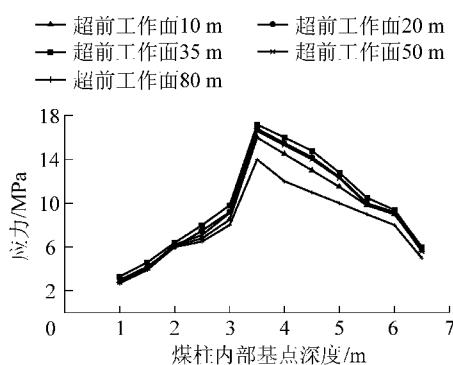


图5 煤柱内部应力分布规律

Fig.5 Distribution law of inner stress in coal pillar

通过现场实测,8407 工作面回采过程中侧向支承压力降低区为煤柱侧 0~3 m 范围,该范围内煤体发生塑形变形破坏;应力增高区域为煤柱侧 3~6 m 范围,即煤柱的弹性核区;而煤柱侧 6~10 m 范围靠近 8409 采空区围岩强度较低,发生变形破坏,承载

能力弱。

4 锚杆锚索配合注浆加固支护方案

通过对回采过程中煤柱内部应力的观测可知,煤柱边缘 0~3 m 范围已经处于破碎状态,围岩承载能力低,在回采过程中两帮移近量很大,最大处可达到 2 m 左右,已经严重影响了运输、通风及工作面正常回采的要求,因此在掘进期间锚杆+长短锚索一次支护的基础上进行回采过程中煤柱边缘注浆加固二次支护,即采用二次支护方式。

4.1 锚杆+长短锚索支护方案

4.1.1 顶板支护

巷道顶板采用 5 根 $\phi 21.8 \text{ mm} \times 5 200 \text{ mm}$ 的钢绞线锚索配合 5 眼 W 钢带支护,中间 3 根锚索垂直于顶板布置,靠近两帮处 2 根顶锚索与水平面呈 70° 斜向上布置,锚索间排距为 $1 150 \text{ mm} \times 850 \text{ mm}$,每根锚索需用 1 支 K23100 和 2 支 Z2360 树脂锚固剂;作为加强支护每 2 排锚索间隔排布置 2 根 $\phi 21.8 \text{ mm} \times 8 300 \text{ mm}$ 和 2 根 $\phi 28.6 \text{ mm} \times 10 300 \text{ mm}$ 的钢绞线锚索,其间排距为 $1 400 \text{ mm} \times 1 600 \text{ mm}$,加强锚索锚固段长度为 1 000 mm,上述锚索配备 $200 \text{ mm} \times 120 \text{ mm} \times 8 \text{ mm}$ 的托盘。

4.1.2 实体煤帮支护

实体煤帮采用 5 根 $\phi 20 \text{ mm} \times 2 400 \text{ mm}$ 的左旋螺纹钢锚杆支护,靠近顶板帮锚杆与水平面呈 15° 斜向上布置,其余 4 根锚杆垂直于巷帮布置,锚杆间排距为 $850 \text{ mm} \times 850 \text{ mm}$,每根锚杆需用 1 支 K2360 和 1 支 Z2360 树脂锚固剂,锚杆锚固力大于 70 kN,扭力矩大于 $150 \text{ N} \cdot \text{m}$ 。

4.1.3 煤柱帮支护

煤柱帮采用 5 根 $\phi 20 \text{ mm} \times 2 400 \text{ mm}$ 的左旋螺纹钢锚杆支护,布置方式与实体煤帮相同,煤柱帮受采动应力影响较大,作为加强支护在帮中间布置两根 $\phi 15.2 \text{ mm} \times 4 200 \text{ mm}$ 的钢绞线锚索,间排距为 $900 \text{ mm} \times 1 600 \text{ mm}$ 。整个支护方案如图 6 所示。

4.2 注浆加固支护方案

注浆加固的实质就是将渗透性强的浆液注入破碎的煤柱裂隙内,利用浆液的骨架和密实作用将破碎围岩整合成为一个整体,改善围岩的力学性能,提高其承载能力。本次注浆加固所选用材料为水、添加了 TWK-1 复合剂的 425 号普通硅酸盐水泥和 TWK-2 固化剂,其比例为 $0.5 : (0.85 + 0.15) : 1.5$ 。根据实测的煤柱内部支承压力分布及围岩松动圈理

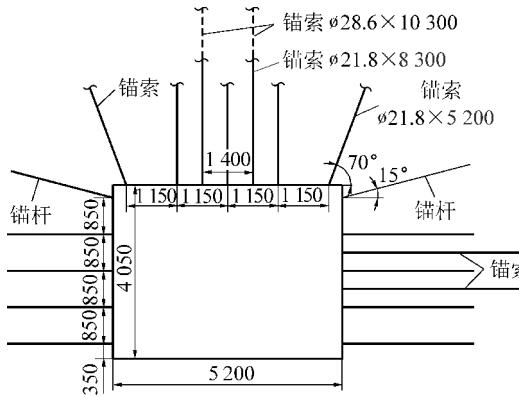


图6 回风巷支护断面

Fig.6 Cross-section diagram of return airway

论综合确定注浆孔深度为3.0 m;根据既能使浆液渗透又不损坏喷层的原则注浆泵的注浆压力取1~2 MPa;在煤柱帮侧布置五花孔,上部和下部双排孔分别距离顶底板1.0 m,中部单孔位于巷道中央位置,其中上部孔斜向上15°布置,中部和下部孔垂直于煤柱帮布置,相邻孔间距为2.0 m。注浆加固完成后,采用堵漏剂对煤柱表面进行密闭,以防瓦斯等有害气体从注浆孔溢入回风巷道。注浆加固方案如图7所示。

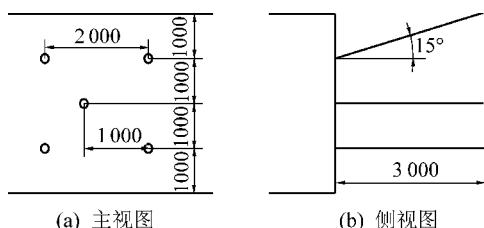


图7 注浆加固方案示意

Fig.7 Scheme diagram of grouting reinforcement

5 矿压监测分析

5.1 顶板下沉量监测结果分析

对掘进及回采过程中回风巷顶板下沉量进行持续观测,绘制顶板下沉曲线如图8所示,由图8分析,8407回风巷在沿空掘进期间巷道顶板下沉量总体比较小,在1~10 d内顶板离层速度较大,平均变形速度达到1.5 mm/d,此后变形速度逐渐减缓,在第30 d以后巷道顶板变形基本趋于稳定,掘进期间巷道顶板下沉量共计22 mm,巷道维护良好。在8407工作面回采过程中前10 d内,顶板离层仪安装点距离回采工作面距离较远,读数变化较为缓慢,仅为2 mm/d,15 d后,随着工作面的向前推进,上覆岩层受到工作面回采动压影响,顶板下沉速度急剧增

大到5 mm/d,至30 d顶板下沉量已达到125 mm,此后顶板下沉速度又逐渐变缓,从顶板离层仪安装开始到第60 d工作面回采到该位置为止,顶板下沉量共计200 mm。

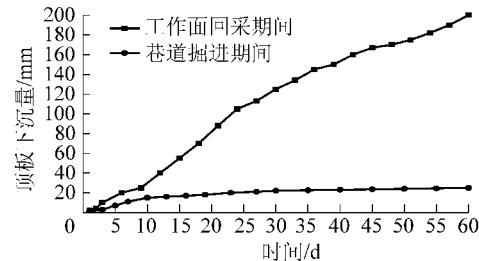


图8 回风巷顶板下沉量曲线

Fig.8 Roof subsidence curve of return airway

5.2 两帮移近量监测结果分析

对掘进及回采过程中回风巷两帮移近量进行持续观测,绘制两帮移近量曲线如图9所示。

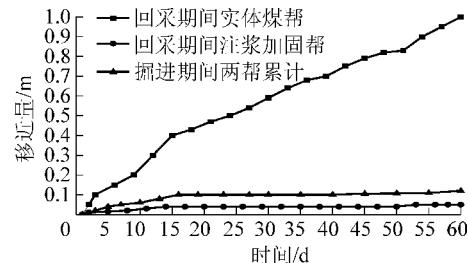


图9 回风巷两帮移近量曲线

Fig.9 Displacement curve of two sides of return airway

由图9分析可知,8407回风巷沿空掘进期间两帮变形量小,在15 d后两帮累计移近量为0.12 m,此后巷道两帮围岩变形趋于稳定。工作面回采期间,对煤柱帮进行了注浆加固,由于浆液的骨架和密实作用,注浆加固帮移近量很小,仅为0.05 m;反观实体煤帮,从工作面回采开始便出现变形,随着工作面的推进,围岩变形逐渐加剧,到第60 d回采结束,实体煤帮累计变形量为1.0 m。采用锚杆+长短锚索联合支护+煤柱帮注浆加固很好的控制了巷道围岩的位移,变形量在可控范围内,该支护方式对巷道围岩变形起到很好的控制作用。

5.3 底鼓量监测结果分析

回风巷掘进期间底鼓量很小,对回采期间底鼓变形量进行观测曲线如图10所示。

由图10分析可知,由于巷道留底煤沿顶掘进,巷道底鼓量相对较大,未注浆加固段底鼓量最大为1.2 m,注浆加固段底鼓量最大为2.0 m,为保证回采期间回风巷断面要求,安排一台铲运机进行起底,平均起底高度为1.3 m,可有效增加资源回收量。

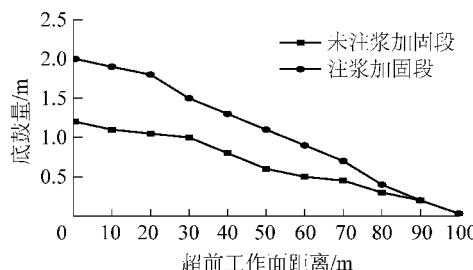


图 10 回风巷底鼓量

Fig.10 Floor heave amount of return airway

5.4 巷道瓦斯含量监测分析

8407回风巷沿空掘进期间巷道内瓦斯含量保持在0.05%~1.00%，回采期间巷道内瓦斯含量有所增大，通过对回采期间60d巷道内瓦斯含量进行监测，其浓度值基本稳定在0.5%~0.6%，未出现大范围内的浓度波动，表明注浆加固可以有效密闭围岩内部裂隙，对采空区起到很好的隔离作用，防止了采空区瓦斯溢入回采空间。

6 结 论

1) 基于基本顶断裂力学模型及极限平衡理论，综合8407工作面工程地质条件，计算得小煤柱合理留设宽度范围为9.03~11.80 m，综合考虑取10 m为宜，掘进期间采用锚杆+长短锚索进行一次支护。

2) 通过对回采过程中煤柱侧向支承压力的现场实测，得出煤柱侧0~3 m范围煤体发生塑形破坏、3~6 m范围为弹性核区、6~10 m范围靠近8409采空区承载能力弱，因而回采期间对煤柱帮进行3 m钻孔注浆加固二次支护。

3) 通过对巷道掘进和回采期间顶板下沉量、两帮位移量、底鼓量及瓦斯含量进行监测，监测结果表明8407回风巷在掘进及回采期间顶板及两帮变形、瓦斯含量都处在工程允许范围内，底鼓现象相对严重，应采取适当措施进行治理。

4) 留设10 m煤柱，并采用二次支护方式可以有效保持沿空巷道围岩的稳定，实现综放工作面的安全高效回采。

参考文献(References)：

- [1] 王成,韩亚峰,杜泽生,等.沿空掘巷围岩控制技术的发展与展望[J].煤矿开采,2014,19(4):1-4.
WANG Cheng,HAN Yafeng,DU Zesheng,*et al.* Development and prospect of surrounding rock control technology by driving roadway along gob[J].Coal Mining Technology,2014,19(4):1-4.
- [2] 柏建彪.沿空掘巷围岩控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,

2006.1-17.

- [3] 谭云亮,吴士良,尹增德,等.矿山压力与岩层控制[M].北京:煤炭工业出版社,2008.
- [4] 李学华,鞠明和,贾尚昆,等.沿空掘巷窄煤柱稳定性影响因素及工程应用研究[J].采矿与安全工程学报,2016,33(5):761-769.
LI Xuehua,JU Minghe,JIA Shangkun,*et al.* Study of influential factors on the stability of narrow coal pillar in gob-side entry driving and its engineering application[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2016,33(5):761-769.
- [5] 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.
BAI Jianbiao,HOU Chaojiong,HUANG Hanfu.Numerical simulation study on stability of narrow coal pillar of roadway driving along goaf[J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2004,23(20):3475-3479.
- [6] 郑西贵,姚志刚,张农.掘采全过程沿空掘巷小煤柱应力分布研究[J].采矿与安全工程学报,2012,29(4):459-465.
ZHENG Xigui,YAO Zhigang,ZHANG Nong.Stress distribution of coal pillar with gob-side entry driving in the process of excavation & mining[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2012,29(4):459-465.
- [7] 张科学,张永杰,马振乾,等.沿空掘巷窄煤柱宽度确定[J].采矿与安全工程学报,2015,32(3):446-452.
ZHANG Kexue,ZHANG Yongjie,MA Zhenqian,*et al.*Determination of narrow pillar width of gob-side entry driving[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2015,32(3):446-452.
- [8] 张科学.深部煤层群沿空掘巷煤柱合理宽度的确定[J].煤炭学报,2011,36(S1):28-35.
ZHANG Kexue.Determining the reasonable width of chain pillar of deep coal seams roadway driving along next goaf[J].Journal of China Coal Society,2011,36(S1):28-35.
- [9] 王猛,柏建彪,王襄禹,等.深部倾斜煤层沿空掘巷上覆结构稳定与控制研究[J].采矿与安全工程学报,2015,32(3):426-432.
WANG Meng,BAI Jianbiao,WANG Xiangyu,*et al.* Stability and control technology of overlying structure in gob-side entry driving roadways of deep inclined coal seam[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2015,32(3):426-432.
- [10] 冯吉成,马念杰,赵志强,等.深井大采高工作面沿空掘巷窄煤柱宽度研究[J].采矿与安全工程学报,2014,31(4):580-586.
FENG Jicheng,MA Nianjie,ZHAO Zhiqiang,*et al.* Width of narrow coal pillar of roadway driving along goaf at large height mining face in deep mine[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2014,31(4):580-586.
- [11] 朱若军,郑希红,徐乃忠.深井沿空掘巷小煤柱合理宽度留设数值模拟研究[J].地下空间与工程学报,2011,7(2):300-310.
ZHU Ruojun,ZHENG Xihong,XU Naizhong.Study on the reasonable pillar width of roadway driving along goaf in deep mine[J].

- Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2011, 7(2):300-305, 310.
- [12] 王德超,李术才,王琦,等.深部厚煤层综放沿空掘巷煤柱合理宽度试验研究[J].岩石力学与工程学报,2014,33(3):539-548.
WANG Dechao, LI Shucai, WANG Qi, et al. Experimental study of reasonable coal pillar width in fully mechanized top coal caving face of deep thick coal seam [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(3): 539-548.
- [13] 赵启峰,杜锋,李强,等.综采工作面沿空掘巷围岩控制技术[J].煤炭科学技术,2015,43(10):23-28.
ZHAO Qifeng, DU Feng, LI Qiang, et al. Surrounding rock control technology of gateway driven along goaf in fully mechanized coal mining face [J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(10): 23-28.
- [14] 于洋,柏建彪,陈科,等.综采工作面沿空掘巷窄煤柱合理宽度设计及其应用[J].煤炭工程,2010,42(7):6-9.
YU Yang, BAI Jianbiao, CHEN Ke, et al. Design and application of rational narrow coal pillar width to gate way driving along goaf of fully mechanized coal mining face [J]. Coal Engineering, 2010, 42(7): 6-9.
- [15] 赵国贞,马占国,孙凯,等.小煤柱沿空掘巷围岩变形控制机理研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(4):517-521.
ZHAO Guozhen, MA Zhanqiu, SUN Kai, et al. Research on deformation controlling mechanism of the narrow pillar of roadway driving along next goaf [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(4): 517-521.
- [16] 徐光亮.成庄矿沿空掘巷窄煤柱宽度确定研究[J].煤炭工程,
2016,48(1):14-16.
XU Guangliang. Size determination of narrow coal pillar in gob-side roadway driving in Chengzhuang Coal Mine [J]. Coal Engineering, 2016, 48(1): 14-16.
- [17] 余学义,王琦,赵兵朝,等.大采高工作面区段窄煤柱合理尺寸研究[J].煤炭工程,2015,47(1):15-17,21.
YU Xueyi, WANG Qi, ZHAO Bingchao, et al. Study on reasonable size of district sublevel small coal pillar in high cutting working face [J]. Coal Engineering, 2015, 47(1): 15-17, 21.
- [18] 马金宝,王胜,宋宗武.基于煤岩应力监测的深井沿空掘巷煤柱宽留设研究[J].煤炭科学技术,2017,45(8):121-127.
MA Jinbao, WANG Sheng, SONG Zongwu. Research on width of coal pillar of roadway driving along goaf based on coal-rock stress monitoring [J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(8): 121-127.
- [19] 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.
- [20] 侯朝炯,李学华.综放沿空掘巷大、小结构的稳定性原理[J].煤炭学报,2001,26(1):1-7.
HOU Chaojiong, LI Xuehua. Stability principle of big and small structures of rock surrounding roadway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face [J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(1): 1-7.

(上接第39页)

- tion and panel layout optimization for fully mechanized faces in shallow seams [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2011, 28(4): 505-510.
- [16] 王方田.浅埋房式采空区下近距离煤层长壁开采覆岩运动规律及控制[D].徐州:中国矿业大学,2012.
- [17] 黄庆享,周金龙.浅埋煤层大采高工作面矿压规律及顶板结构研究[J].煤炭学报,2016,41(S2):279-286.
HUANG Qingxiang, ZHOU Jinlong. Roof weighting behavior and

- roof structure of large mining height longwall face in shallow coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(S2): 279-286.
- [18] 白庆升,屠世浩,袁永,等.基于采空区压实理论的采动响应反演[J].中国矿业大学学报,2013,42(3):355-361.
BAI Qingsheng, TU shihao, YUAN Yong, et al. Back analysis of mining induced response on the basis of goaf compaction theory [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2013, 42(3): 355-361.