

深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度研究

刘金海¹, 姜福兴¹, 王乃国², 李志深², 张冶高²

(1. 北京科技大学 土木与环境工程学院, 北京 100083; 2. 山东新巨龙能源有限责任公司, 山东 菏泽 274918)

摘要: 留设合理宽度的区段煤柱是确保深井特厚煤层综放工作面顺利接续和安全回采的关键。以新巨龙矿井一采区区段煤柱宽度的确定为工程背景, 首先采用微地震监测、应力动态监测和理论计算等方法确定深井特厚煤层综放工作面侧向支承压力分布特征, 得出低应力区宽度约为 20 m; 其次, 采用工程类比、数值模拟等方法确定深井特厚煤层综放工作面侧向煤体不完整区宽度约为 3 m; 最后, 综合考虑资源回收、冲击地压防治、次生灾害控制和巷道支护等因素, 确定深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度为 5.0~7.2 m。应用沿空巷道表面位移观测结果验证区段煤柱宽度的合理性。该研究结果对类似开采条件下的区段煤柱宽度确定具有参考意义。

关键词: 采矿工程; 区段煤柱; 特厚煤层; 综放工作面; 深井; 应力监测; 微地震监测

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2012)05 - 0921 - 07

RESEARCH ON REASONABLE WIDTH OF SEGMENT PILLAR OF FULLY MECHANIZED CAVING FACE IN EXTRA-THICK COAL SEAM OF DEEP SHAFT

LIU Jinhai¹, JIANG Fuxing¹, WANG Naiguo², LI Zhishen², ZHANG Zhigao²

(1. School of Civil and Environmental Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;

2. Shandong Xinjulong Energy Limited Company, Heze, Shandong 274918, China)

Abstract: Setting reasonable segment pillar is key for ensuring successful replacement and safety production of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft. Taking the determination of segment pillar width in the first mining area of Xinjulong mine as the engineering background, firstly, the side abutment pressure distribution of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft was studied by using microseismic monitoring, stress monitoring and theoretical calculation, and 20 m in width of low stress zone was realized. Secondly, the width of fractured zone in side coal mass of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft was determined by using engineering analogy and numerical modelling, and about 3 m in width of fractured zone was found. Finally, various elements such as resources recovery, rockburst prevention and control, secondary disaster control and roadway support were considered comprehensively, and the reasonable width of segment pillar of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft was determined as 5.0 - 7.2 m. Furthermore, the reasonableness of the segment pillar width was verified by using observation results of surface displacement of the gob-side entry. The results can provide a reference for segment pillar setting in other mines having similar mining conditions.

Key words: mining engineering; segment pillar; extra-thick coal seam; fully mechanized caving face; deep shaft; stress monitoring; microseismic monitoring

收稿日期: 2011 - 09 - 21; **修回日期:** 2012 - 02 - 14

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226803); 国家自然科学基金资助项目(51174016, 50774012)

作者简介: 刘金海(1982 -), 男, 2004 年毕业于湖南科技大学采矿工程专业, 现为博士研究生, 主要从事矿山压力方面的研究工作。E-mail: jh_liu1982@163.com

1 引言

区段煤柱是指走向长壁工作面之间留设的保护煤柱，其主要作用是隔离采空区^[1-7]。区段煤柱宽度决定着下一工作面沿空巷道的位置，煤柱宽度不同，沿空巷道所受的矿压影响不同。因此，一般将避开采动支承压峰值作用范围作为确定沿空巷道位置或区段煤柱宽度的主要依据^[8-10]。如图 1^[11]所示，沿倾斜方向，采空区外侧可分为应力降低区(A 区)、应力升高区(B 区)和原岩应力区(C 区)。对于浅埋或薄及中厚煤层开采，采空区侧支承压影响范围一般为 15~30 m，支承压峰值到煤壁的距离一般为 10~20 m，下一工作面沿空巷道可布置在 A 或 C 区，对应的区段煤柱留设方案分别为窄煤柱(3~5 m)方案和宽煤柱(20~40 m)方案。对于深井厚煤层开采，采空区侧支承压峰值到煤壁的距离为 30~60 m，支承压影响范围为 50~130 m，考虑到减少资源损失，下一工作面沿空巷道只能布置在 A 区，对应的巷道布置方法称为窄煤柱沿空掘巷(见图 2^[11])。与浅部煤层开采不同，深井厚煤层开采还面临着冲击地压防治问题。采空区隔离和冲击地压防治是确定深井厚煤层区段煤柱宽度时必须考虑的问题，而这 2 个问题都与采空区侧支承压分布特征有关。因此，采空区侧支承压分布特征是深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度研究的主要内容。

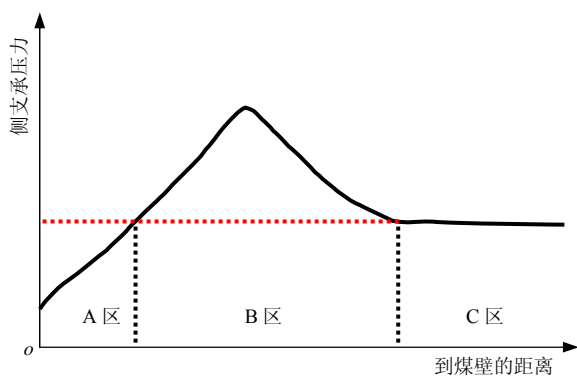


图 1 侧支承压曲线^[11]

Fig.1 Curve of side abutment pressure^[11]

新巨龙矿井于 2009 年投产，具有采深大、煤层厚、基岩薄、表土层厚等特点，目前尚无关于综放工作面区段煤柱留设的经验，而又面临着一采区沿空工作面巷道布置设计问题。为此，开展了“特厚煤层区段窄煤柱沿空掘巷围岩控制技术”研究课题，

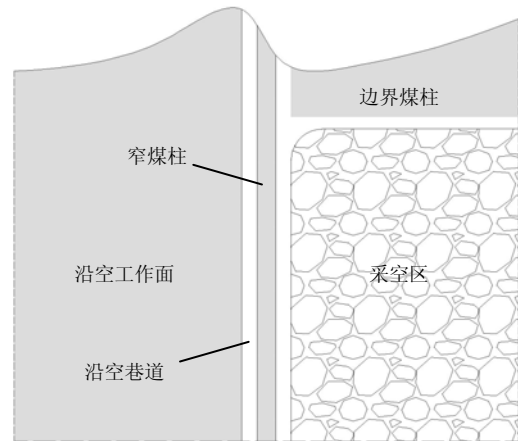


图 2 窄煤柱沿空掘巷^[11]

Fig.2 Gob-side entry driving with thin pillar^[11]

区段煤柱合理宽度的确定是其主要内容之一。笔者所在课题组于 2010 年 10 月在 1301 工作面安装了高精度微地震监测系统和冲击地压实时监测预警系统，开始对采空区侧支承压分布特征和岩层运动规律进行监测和研究。本文以新巨龙矿井一采区区段煤柱合理宽度的确定为工程背景，在分析监测数据的基础上，采用理论计算、数值模拟、工程类比等方法对深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度进行研究，以期类似工程的参数确定提供理论依据和参考。

2 工程概况及研究思路

2.1 工程概况

新巨龙矿井一采区平均开采深度 800 m，回采煤层厚 8.50~10.03 m，平均 9.03 m，普氏系数 $f = 1.59$ ，密度 1.36 g/cm^3 ，倾角 $2^\circ \sim 13^\circ$ ，平均倾角 5° ，具有弱冲击倾向性。煤层赋存稳定，结构复杂，中间夹 0.10~0.35 m 厚的泥岩或炭质泥岩。根据 150# 钻孔揭露的情况，煤层直接顶为粉砂岩，厚 19.87 m，裂隙发育，具水平层理，单轴抗压强度 32.13 MPa；基本顶为细砂岩，厚 4.2~4.5 m，单轴抗压强度 144.85 MPa，整体性强；伪底为泥岩，厚 1.45 m；直接底为粉砂岩，裂隙发育，充填黄铁矿，具水平层理，单轴抗压强度 70.91~117.49 MPa；基本底为细砂岩，厚 3.35 m，主要成分为石英长石及暗色矿物，硅质胶结；覆岩的最上层为数百米的表土层。1301 工作面是一采区首采面，也是该矿井第一个综放工作面，长 2 800 m，宽 220 m，割煤高度 3.4 m，放煤高度 5.63 m；基本支架型号为 ZF11000/20/38；

上端头 3 个支架不放顶煤；上平巷为胶带机运输巷，下平巷为轨道巷，断面形状为矩形，尺寸为 4.5 m × 3.4 m。上平巷外侧为拟布置的 1302 综放工作面，其间以区段煤柱隔开。

2.2 研究思路

确定深井厚煤层区段煤柱宽度时应考虑 4 个“有利于”原则：即有利于资源回收、有利于巷道稳定、有利于冲击地压防治以及有利于次生灾害(残煤自燃、瓦斯溢出等)控制。其中，沿空巷道的稳定性及工作面回采过程中实体侧的冲击危险性与其所处的应力环境有关，资源回收率及次生灾害的可控性与煤柱宽度及其完整性有关。鉴于此，本文首先分析深井特厚煤层综放工作面侧支承压分布特征，确定低应力区范围；然后，对采空区外侧煤体的完整性进行划分，找出低应力区内煤体较完整区；最后，根据上述 4 个“有利于”原则确定深井特厚煤层综放工作面区段煤柱的合理宽度。

3 侧支承压分布特征的理论计算

3.1 计算模型

针对深井近水平煤层开采，单个工作面开采造成的岩层运动处于非充分采动阶段，岩层破裂高度约为采空区宽度的一半。采空区上覆岩层运动是以岩层组为单位的，每一岩层组中的厚硬岩层作为关键层，控制着该岩层组的运动和变形。煤层回采后，上方岩层组的关键层和下方岩层组的软弱岩层之间产生离层，采空区一侧离层端的连线称为岩层移动边界线，该线与水平线的夹角 α 称为综合边界角。据此，认为采空区一侧煤体的侧支承压 σ 由自重应力 σ_q 和应力增量 $\Delta\sigma$ 等 2 个部分组成，即

$$\sigma = \Delta\sigma + \sigma_q \quad (1a)$$

其中，

$$\Delta\sigma = \sum\sigma_i \quad (1b)$$

式中： $\sigma_i(i=1\sim n)$ 为第 i 层关键层暴露部分传递到一侧煤体上的压力， n 为采空区上方关键层的个数。

每个关键层暴露部分传递到采空区一侧煤体的重力为其重力的一半，传递到采空区一侧煤体的应力增量呈等腰梯形分布(见图 3)，则第 i 个关键层传递到采空区一侧煤体的应力增量为

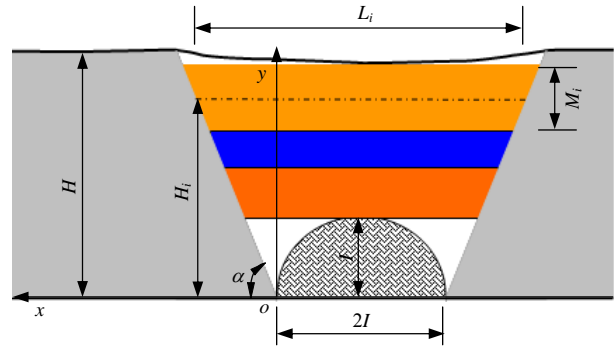


图 3 理论计算模型

Fig.3 Theoretical calculation model

$$\Delta\sigma_i = \begin{cases} \frac{\sigma_{i\max} x \tan \alpha}{H_i} & \left(0 \leq x \leq \frac{H_i}{\tan \alpha}\right) \\ 2\sigma_{i\max} \left(1 - \frac{x \tan \alpha}{2H_i}\right) & \left(\frac{H_i}{\tan \alpha} \leq x \leq \frac{2H_i}{\tan \alpha}\right) \\ 0 & \left(x \geq \frac{2H_i}{\tan \alpha}\right) \end{cases} \quad (2)$$

式中： $\sigma_{i\max}$ 为第 i 个关键层在采空区一侧煤体上产生的最大支承压， $\sigma_{i\max} = Q_i / (H_i \cot \alpha)$ ， Q_i 为第 i 个关键层在采空区暴露部分重力的一半， $Q_i = L_i M_i \gamma / 2$ ， L_i 为第 i 个关键层厚度中心位置在采空区的暴露长度， $L_i = 2I + 2H_i \cot \alpha$ ， γ 为岩层容重， M_i 为第 i 个关键层厚度； H_i 为第 i 个关键层厚度中心到煤层底板的距离， $H_i = I + M_i / 2 + \sum M_j (j=1 \sim i-1)$ ， I 为采空区宽度的一半。

将 n 个关键层暴露部分产生的应力增量叠加，可得到 $\Delta\sigma$ 。 σ_q 可表示为

$$\sigma_q = \begin{cases} \gamma I & \left(0 \leq x \leq \frac{I}{\tan \alpha}\right) \\ \gamma x \tan \alpha & \left(\frac{I}{\tan \alpha} \leq x \leq \frac{H}{\tan \alpha}\right) \\ \gamma H & \left(x \geq \frac{H}{\tan \alpha}\right) \end{cases} \quad (3)$$

式中： H 为采深。

由此可见，工作面侧向支承压力的计算公式为一组分段函数。

3.2 计算结果

考虑到表土层较厚，基岩相对较薄，以及基岩受风化影响，这里取 $\alpha = 82^\circ$ 。为简化计算过程，将岩层破裂范围以上的岩层作为一岩层组，则其厚度 $M_1 = 690$ m。将工作面参数代入式(1)~(3)，同时取岩层容重 $\gamma = 25$ kN/m³，由此可得到 1301 工作面采

空区侧支承压力曲线(见图 4)。

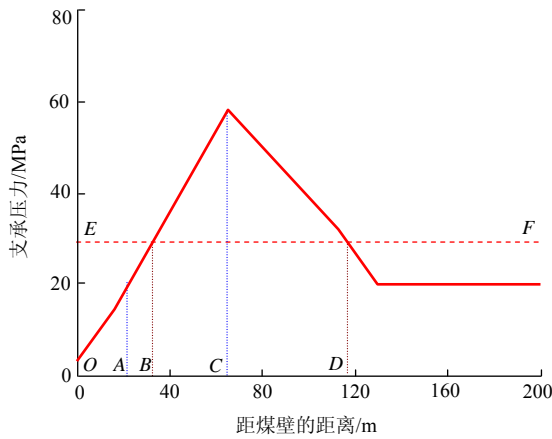


图 4 1301 工作面侧支承压力曲线

Fig.4 Curve of side abutment pressure of working face 1301

图 4 中：直线 EF 为冲击地压危险判断线，确定的依据是煤体中的垂直应力为煤体单轴抗压强度的 1.5 倍。从图 4 中可以看出，采空区侧支承压力峰值距采空区约 65 m；BD 段(距煤壁的距离 33~116 m)为冲击地压危险区，在此范围内不宜布置采掘工程；从冲击地压防治的角度考虑，下一工作面沿空巷道需布置在 OB 段，即布置在距采空区 33 m 范围内；OA 段为低应力区，其宽度约 22 m，从避开动压影响考虑，下一工作面沿空巷道须布置在 OA 段；采空区侧支承压力影响范围约 130 m。

4 侧支承压力分布特征的现场实测

4.1 应力动态监测揭示的侧支承压力分布特征

为掌握采空区侧支承压力分布特征，采用冲击地压实时监测预警系统^[12]对 1301 工作面外侧煤体中应力变化进行监测。共布置 2 个测站，间距为 155 m。其中测站 I 安装 4 个应力传感器，安装深度分别为 6, 10, 13, 16 m(编号依次为 I-1, I-2, I-3, I-4)；测站 II 安装 5 个应力传感器，安装深度分别为 6, 10, 13, 16, 20 m(编号依次为 II-1, II-2, II-3, II-4)。连续监测 45 d 后，测站 I 进入采空区 192 m，测站 II 进入采空区 38 m。图 5 所示为测站 I 各应力传感器的相对垂直应力变化曲线。

从图 5 中可以看出，工作面推进到测站前方约 17 m 处时，煤体中 10 m 深处的应力达到峰值，此后应力急剧下降，表明此处的煤体开始进入屈服状态，应力开始向深部转移；工作面推进到测站前方

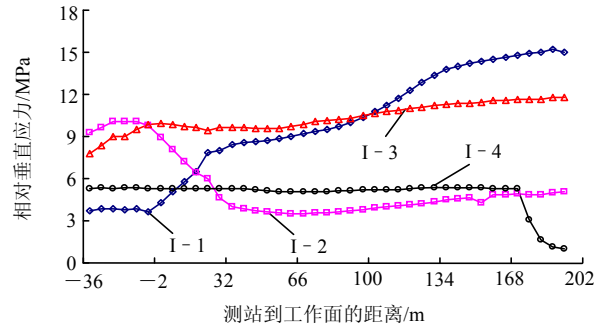


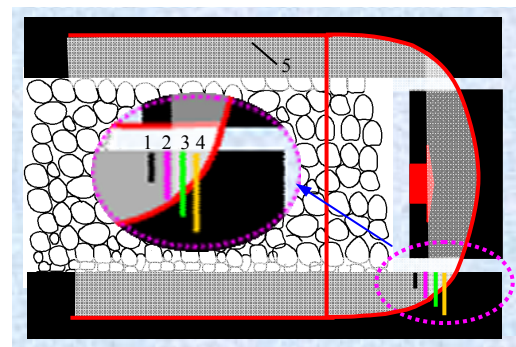
图 5 煤体中相对垂直应力变化曲线

Fig.5 Variation curves of relative vertical stress in coal mass

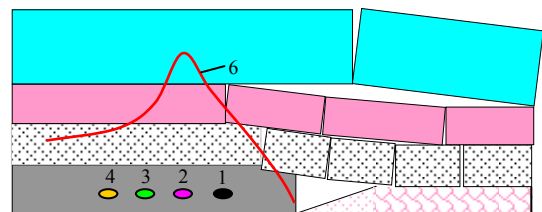
2 m 左右时，煤体中 13 m 深处的应力达到峰值，此后出现小幅下降，表明此处的煤体开始进入屈服状态；随着工作面的推进，煤体中 16 m 深处的应力一直保持平稳，直到工作面推进到测站后方约 175 m 时，此处应力出现急剧下降，表明此处的煤体开始进入屈服状态，煤体应力进一步向深部转移。因此，最终采空区侧支承压力峰值位置到巷帮的距离一定大于 16 m，距采空区外侧 0~16 m 范围为卸压区，即低应力区。

另外，应力监测结果能够反映覆岩空间结构形成与运动的过程(见图 6)。图 6 中编号 1~4 分别为埋深 6, 10, 13, 16 m 处的应力传感器，5 为顶板岩层断裂线，6 为侧支承压力示意曲线。

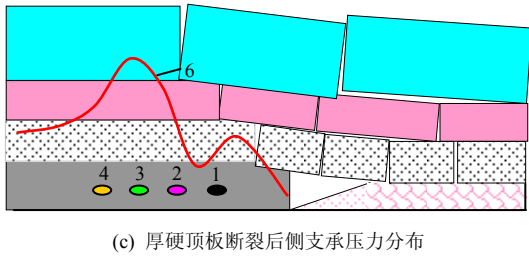
结合图 5 和 6 可以看出，当工作面推进到测站前方 7 m 时，煤体中 6 m 深处的应力开始急剧升高，



(a) 覆岩空间结构平面投影



(b) 厚硬顶板断裂前侧支承压力分布



(c) 厚硬顶板断裂后侧支承压力分布

图 6 应力动态监测揭示的覆岩结构形成及运动过程

Fig.6 Forming and moving of overburden structure revealed by stress monitoring

而 10 m 深处的应力开始急剧下降，表明此时高位顶板正好在煤体中 10 m 处对应的位置断裂(见图 6(a))，断裂后的岩块迅速向采空区方向回转，直接作用在 6 m 深处的应力传感器上(此时距采空区 6 m 内煤体结构已被破坏)，从而造成煤体中 10 m 深处卸压和 6 m 深处的应力传感器的读数增大(见图 6(a)~(c))。此后，随着工作面的推进，测站位置的高位厚硬顶板逐级在深部断裂、回转，造成安装深度 6，10 和 13 m 的应力传感器读数周期性升高。高位厚硬顶板的断裂线在平面上投影近似英文字母“D” (见图 6(a))，因此称这种覆岩空间结构类型为“D”型，它是由经典的“O”型演化而来。

4.2 微地震监测揭示的侧支承压力分布特征

岩层运动、微震事件、支承压力演化三者之间具有一定的内在联系，如岩层运动是微震事件发生和支承压力演化的根本原因；微震事件是岩层运动的外在表现，能够表征支承压力演化特征；支承压力演化是岩层运动的力学行为，是微震事件发生的“力源”。为研究深井特厚煤层综放工作面侧向岩层运动规律和支承压力分布特征，选取 1301 工作面监测结果(2010 年 10~11 月)作为此次分析的基础数据。

图 7 为微震监测揭示的采空区侧支承压力分布，图中圆点代表微震事件的震源。从图 7 中可以看出，高位岩层在采空区外侧的破裂点距煤层约 75 m，距采空区约 69 m；按采厚 9 m 计算，老顶岩层到煤层的距离(6~8 倍采高)为 54~72 m；两者比较吻合。因此，判断此高位岩层即为控制覆岩运动的主关键层，其最终决定侧支承压力分布特征。从而推断采空区侧支承压力峰值位置到采空区的距离为 69 m，与上述理论计算结果一致。

另外，从图 7 中还可以看出，煤体中微震事件集中分布在距采空区 18 m 范围内，说明此范围属于低应力区。

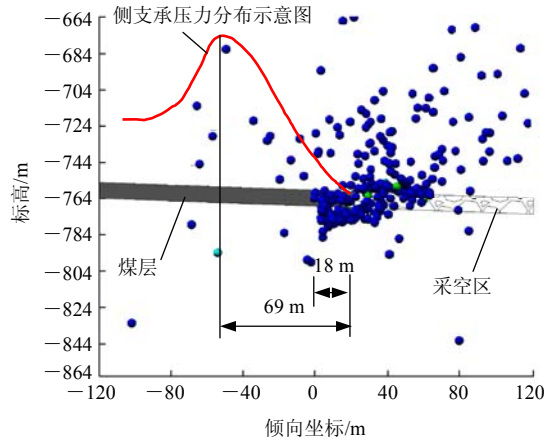


图 7 微震监测揭示的采空区侧支承压力分布

Fig.7 Distributions of side abutment pressure revealed by microseismic monitoring

5 侧向煤体较完整区的确定

根据煤层结构破坏程度、裂隙分布情况及承载能力，可将采空区外侧煤体沿倾向依次划分为不完整区(A₁区)、较完整区(B₁区)和完整区(C₁区)(见图 8)。其中 A₁区煤体结构严重破坏，裂隙发育，没有承载能力；B₁区煤体结构较破坏，裂隙不发育，具有一定承载能力；C₁区煤体结构未破坏，裂隙不发育，具有承载能力。为防止采空区内残煤自燃、瓦斯溢出等次生灾害的发生，沿空巷道应布置在 B₁区或 C₁区内。可见，A₁区宽度是确定沿空巷道位置的重要依据。

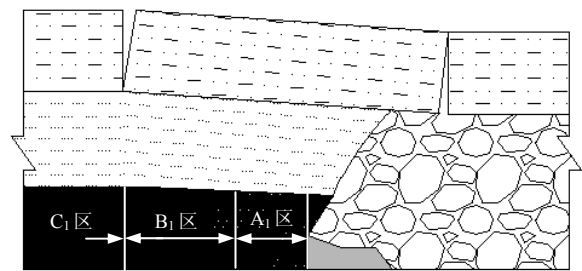


图 8 综放工作面侧向岩层结构示意图

Fig.8 Profiles of side rock strata structures of fully mechanized caving face

下面通过工程类比、数值模拟等确定 1301 工作面采空区外侧 A₁区宽度。河南某矿一综放工作面采放厚度为 21 m，采用注水测漏法对区段煤柱破裂区进行测定，获得 A₁区宽度约为 5 m。1301 工作面采放厚度为 9 m，且工作面上端约 10 m 内不放顶煤，冒落的煤体和顶板有利于限制煤柱变形，因此，推

断 1301 工作面采空区外侧 A₁ 区宽度约为 3 m。图 9 为数值模拟揭示的煤柱裂隙分布，不完整区宽度约为 3 m。综合上述结果，推断采空区外侧 0~3 m 为煤体不完整区，3~18 m 为煤体较完整区，18 m 以外为煤体完整区。

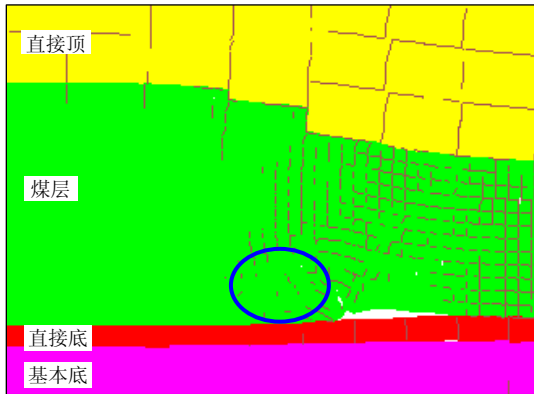


图 9 数值模拟揭示的煤柱裂隙分布

Fig.9 Crack distributions in coal pillar revealed by numerical modeling

6 煤柱合理宽度的确定

6.1 区段煤柱宽度的确定

根据理论计算和现场实测结果，确定 1301 工作面采空区侧支撑压力的低应力区宽度约为 20 m。考虑到沿空巷道的稳定性，沿空巷道应布置在距采空区 20 m 内。从次生灾害控制的角度考虑，区段煤柱宽度必须大于 3 m；从锚固支护(锚杆长度 2.2~2.5 m)的有效性考虑，煤柱宽度不宜小于 5.0 m；从工作面回采期间冲击地压防治的角度考虑，沿空巷道实体帮的卸压区宽度应不小于 8 m，加上沿空巷道宽 4.8 m，则区段煤柱宽度应不大于 7.2 m。综合分析认为，合理的区段煤柱宽度为 5.0~7.2 m。

6.2 工程验证

1302 工作面下平巷断面为矩形，宽 4.5 m，高 3.42 m，沿煤层底板掘进。具体支护参数：顶板采用 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\,500 \text{ mm}$ 左旋螺纹钢高强锚杆 6 根，间排距 850 mm \times 800 mm，选用尺寸为 4 550 mm \times 280 mm \times 3 mm 的 W 型钢带，锚索采用 $\phi 18.9 \text{ mm} \times (6\,300 \sim 10\,300) \text{ mm}$ 左旋钢绞线，间排距 2 400 mm \times 800 mm，以“二一二”形式布置，沿空侧安装材料为 12#工字钢的锚索桁梁，长 4.2 m，间距 3.0 m，一梁三索，铺设尺寸 700 mm \times 1 000 mm 的钢筋网；帮部安设锚杆 5 根，间排距 750 mm \times 800 mm，底脚使用 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\,500 \text{ mm}$ 左旋螺纹钢高强锚杆，其余使用

$\phi 22 \text{ mm} \times 2\,500 \text{ mm}$ 小螺距高预应力锚杆，选用尺寸 1 800/1 050 mm \times 280 mm \times 3.75 mm 的 W 型钢带，铺设尺寸 1 500/2 000 mm \times 1 000 mm 的钢筋网；补强支护时，实体帮安装与顶板相同的锚索桁梁，沿空帮打设 $\phi 18.9 \text{ mm} \times 4\,300 \text{ mm}$ 高预应力锚索，间距 2.4 m。为验证区段煤柱宽度的合理性，对掘进期间下平巷围岩变形量进行分析，巷道表面位移量与煤柱宽度的关系曲线如图 10 所示。

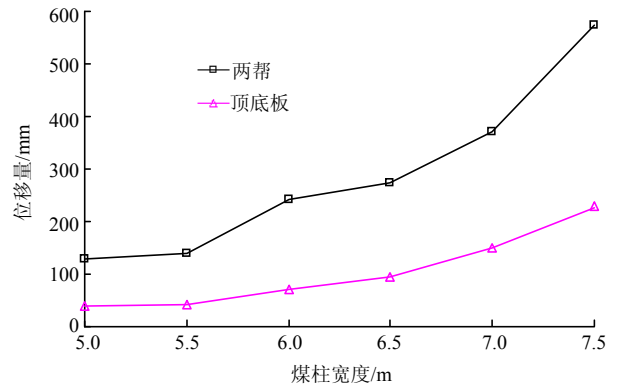


图 10 巷道表面位移量与煤柱宽度的关系曲线

Fig.10 Relationship curves between surface displacement and coal pillar width

从图 10 中可以看出，随着煤柱宽度的增大，沿空巷道表面位移量逐渐增大；当煤柱宽度达到 7.5 m 时，顶底板和两帮巷道表面位移量急剧增大，分别达到 227 和 574 mm。此外，煤柱宽度超过 7.5 m 时，实体帮锚杆破断现象较为严重(见图 11)。鉴于沿空巷道围岩预留变形大小及锚杆破断控制要求，煤柱宽度以小于 7.5 m 为宜。从而验证了本文确定的区段煤柱宽度的合理性。



图 11 破断锚杆实物图

Fig.11 Photo of broken bolts

7 结 论

以新巨龙矿井一采区区段煤柱合理宽度的确定为工程背景，采用理论分析、微地震监测、应力动态监测、工程类比、数值模拟等方法，对深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度进行研究，得到

以下结论:

(1) 深井特厚煤层综放开采具有采深大、采高大、采动影响范围大等特点, 沿空开采满足了冲击地压发生的力学条件, 鉴于冲击地压防治要求, 区段煤柱以采用窄煤柱方案为宜。

(2) 侧支承压力分布特征及煤体完整性分区是深井特厚煤层区段煤柱合理宽度研究的两个核心内容。通过现场实测、理论分析和工程类比, 确定新巨龙矿井一采区区段煤柱合理宽度为 5.0~7.2 m。

(3) 实践表明, 确定的区段煤柱尺寸较为合理; 煤柱尺寸偏大不仅导致沿空巷道围岩产生大变形, 还易造成锚杆破断, 现场施工时应严格控制煤柱尺寸。

参考文献(References):

- [1] 柏建彪. 沿空掘巷围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 2 - 39.(BAI Jianbiao. Surrounding rock control of entry driven along goaf[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2006: 2 - 39.(in Chinese))
- [2] 刘增辉, 康天合. 综放煤巷合理煤柱尺寸的物理模拟研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2005, 22(1): 24 - 26.(LIU Zenghui, KANG Tianhe. Numerical simulation of pillar proper dimension in the entry of mechanized top coal caving face[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2005, 22(1): 24 - 26.(in Chinese))
- [3] 张开智, 韩承强, 李大勇, 等. 大小护巷煤柱巷道采动变形与小煤柱破坏演化规律[J]. 山东科技大学学报: 自然科学版, 2006, 25(4): 6 - 9.(ZHANG Kaizhi, HAN Chengqiang, LI Dayong, et al. Mining deformation of roadways and failure evolution of small coal pillar under different widths of chain pillars[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology: Natural Science, 2006, 25(4): 6 - 9.(in Chinese))
- [4] 马立强, 张东升, 王红胜, 等. 厚煤层巷内预置充填带无煤柱开采技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(4): 674 - 680.(MA Liqiang, ZHANG Dongsheng, WANG Hongsheng, et al. Mining technique with preset packing body in roadway for thick coal seam without coal pillars[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(4): 674 - 680.(in Chinese))
- [5] 董文敏. 高瓦斯矿大采高工作面区段煤柱尺寸合理确定[J]. 煤炭科学技术, 2007, 35(12): 67 - 70.(DONG Wenmin. Rational determination of sectional coal size for fully mechanized coal mining face with high cutting height in high gassy mine[J]. Coal Science and Technology, 2007, 35(12): 67 - 70.(in Chinese))
- [6] 秦永洋, 许少东, 杨张杰. 深井沿空掘巷煤柱合理宽度确定及支护参数优化[J]. 煤炭科学技术, 2010, 38(2): 15 - 18.(QIN Yongyang, XU Shaodong, YANG Zhangjie. Rational coal pillar width determination and support parameter optimization for gateway driving along goaf in deep mine[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(2): 15 - 18.(in Chinese))
- [7] 申志平. 沿空掘巷煤柱宽度与支护参数的研究与应用[J]. 煤炭科学技术, 2010, 38(7): 31 - 34.(SHEN Zhiping. Research and application of coal pillar width and support parameters for mine gateway driving along goaf[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(7): 31 - 34.(in Chinese))
- [8] 张开智, 夏均民, 蒋金泉. 钻孔煤粉量变化规律在区段煤柱合理参数确定中的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(8): 1 307 - 1 310.(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): 1 307 - 1 310.(in Chinese))
- [9] 谢广祥, 杨科, 刘全明. 综放面倾向煤柱支承压力分布规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(3): 545 - 549.(XIE Guangxiang, YANG Ke, LIU Quanming. Study on distribution laws of stress in inclined coal pillar for fully-mechanized top-coal caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(3): 545 - 549.(in Chinese))
- [10] 孟金锁. 综放开采“原位”沿空掘巷探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 1999, 18(2): 205 - 208.(MENG Jinsuo. Study on driving gate road on “original site” in fully mechanized top coal caving mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1999, 18(2): 205 - 208.(in Chinese))
- [11] 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): 3 475 - 3 479.(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): 3 475 - 3 479.(in Chinese))
- [12] 曲效成, 姜福兴, 于正兴, 等. 基于当量钻屑法的冲击地压监测预警技术研究及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(11): 2 346 - 2 351.(QU Xiaocheng, JIANG Fuxing, YU Zhengxing, et al. Rockburst monitoring and precaution technology based on equivalent drilling research and its applications[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(11): 2 346 - 2 351.(in Chinese))