

文章编号:1671-251X(2021)03-0089-07

DOI:10.13272/j.issn.1671-251x.2020060048

综放仰采工作面覆岩移动规律及支架工作阻力确定

郭玉峰¹, 浦仕江², 付巍^{3,4}, 梁文勋^{3,4}

(1. 山西西山晋兴能源有限责任公司, 山西 吕梁 033602;

2. 贵州大学 矿业学院, 贵州 贵阳 550025;

3. 煤科集团沈阳研究院有限公司, 辽宁 抚顺 113122;

4. 煤矿安全技术国家重点实验室, 辽宁 抚顺 113122)



扫码移动阅读

摘要:综放仰采工作面覆岩运移规律与水平开采工作面有较大差别,顶板垮落频繁,为工作面支架的稳定带来了极大的考验。现有对综放仰采工作面安全开采的研究主要集中在仰采角度变化对覆岩运移规律的影响上,对顶底板受力特征缺乏系统的研究。针对以上问题,以瑞隆矿 8102 综放仰采工作面为背景,采用 UDEC 数值模拟软件分析了综放仰采工作面不同推进距离下覆岩运移规律及顶板破断特征:在仰斜开采中,受倾角和开采方式的影响,底煤应力最为集中,工作面具有明显的初次来压和周期来压特征,与近水平煤层综放工作面相比,周期来压步距明显减小,上覆岩层峰值强度相对较低,顶板不易形成结构,来压较频繁,矿压显现较剧烈;8102 工作面直接顶初次垮落步距为 25 m,基本顶初次来压步距为 40 m,周期来压步距为 10~15 m。利用顶板-支架力学关系确定支架工作阻力的计算方法较为繁琐,很多方法应用于工程现场不具有实用性,对比了目前几种常用支架工作阻力计算方法的优缺点及实用性,并根据 8102 工作面实际工况确定了动载荷计算法为最适合的支架工作阻力计算方法,具有计算结果精确且参数容易选取的特点,确定了该工作面的支架最大工作阻力为 6 359 kN/架,工作阻力大于 7 066 kN 的支架即可满足该工作面支撑要求。工程应用结果证明了利用动载荷计算法计算 8102 工作面支架工作阻力的正确性。

关键词:综放工作面;仰斜开采;覆岩运移;支架工作阻力;动载荷法

中图分类号:TD353

文献标志码:A

Movement law of overburden in upward fully mechanized working face and determination of support working resistance

GUO Yufeng¹, PU Shijiang², FU Wei^{3,4}, LIANG Wenxu^{3,4}

(1. Shanxi Xishan Jinxing Energy Company Limited, Lvliang 033602, China;

2. Mining College, Guizhou University, Guiyang 550025, China;

3. CCTEG Shenyang Research Institute, Fushun 113122, China;

4. State Key Laboratory of Coal Mine Safety Technology, Fushun 113122, China)

Abstract: The overburden movement law of the upward fully mechanized working face is different from that of the horizontal working face. The roof collapses frequently, which brings a great test to the stability of the working face support. The existing research on the safe mining of the upward fully mechanized working face mainly focuses on the influence of the change of the mining angle on the overburden movement law, and there is a lack of systematic research on the force characteristics of the roof and floor. In order to solve the above problems, taking the 8102 upward fully mechanized working face in Ruilong

收稿日期:2020-06-16;**修回日期:**2021-02-25;**责任编辑:**张强。

基金项目:中央高校基本科研业务费资助项目(3142020022)。

作者简介:郭玉峰(1983—),男,山西吕梁人,高级工程师,硕士,主要从事煤矿开采技术与管理工, E-mail: gyf641@126.com。通信作者:浦仕江(1995—),男,云南宣威人,硕士研究生,主要研究方向为矿山压力与岩层控制, E-mail: 812805075@qq.com。

引用格式:郭玉峰,浦仕江,付巍,等.综放仰采工作面覆岩移动规律及支架工作阻力确定[J].工矿自动化,2021,47(3):89-94.

GUO Yufeng, PU Shijiang, FU Wei, et al. Movement law of overburden in upward fully mechanized working face and determination of support working resistance[J]. Industry and Mine Automation, 2021, 47(3): 89-94.

Mine as the background, the UDEC numerical simulation software is used to analyze the overburden movement law and roof fracture characteristics at different advancing distances of the upward fully mechanized working face. In the upward working face, affected by the inclination angle and mining method, the bottom coal stress is most concentrated, and the working face has obvious characteristics of initial pressure and periodic pressure. Compared with the nearly horizontal fully mechanized working face, the periodic pressure step is obviously reduced, the peak strength of the overburden is relatively low, the roof is not easy to form a structure, the pressure is more frequent, and the mine pressure appears more intense. The step distance of the first collapse of the direct roof of 8102 working face is 25 m, the step distance of the initial pressure of the basic roof is 40 m, and the step distance of the periodic pressure is 10-15 m. The existing calculation methods of using the roof-support mechanical relationship to determine the working resistance of support are relatively cumbersome. Many methods are not practical when applied to the engineering site. By comparing the advantages, disadvantages and practicality of several commonly used support working resistance calculation methods, it is concluded that the dynamic load calculation method is the most suitable method for calculating the working resistance of the support according to the actual working conditions of 8102 working face. The method has the characteristics of accurate calculation results and easy selection of parameters. It is determined that the maximum working resistance of the support of this working face is 6 359 kN/frame, and the support of this working face with a working resistance greater than 7 066 kN can meet the support requirements. The results of engineering application have proved the correctness of using dynamic load calculation method to calculate the working resistance of the support of 8102 working face.

Key words: fully mechanized working face; upward mining; overburden movement; support working resistance; dynamic load method

0 引言

倾斜长壁采煤法逐渐得到了广泛应用,相比于走向长壁采煤法有简化生产、运输和通风系统等优点。但在仰斜开采时,由于采空区侧支撑压力较大,使得部分煤体在与其自身重力的共同作用下容易发生片帮、冒顶等事故,加之工作面推进时顶板不易形成结构,顶板破断后直接作用在支架上,也给工作面支架的稳定带来了极大的考验^[1-3]。因此,近年来众多学者对仰采工作面安全开采展开了相关研究。杨胜利等^[4]结合山西方山瑞隆矿 8101 综放工作面煤壁的主要破坏形式,建立了综放仰采工作面煤壁破坏的力学模型,并对影响煤壁稳定性的因素进行了敏感性分析,探讨了厚煤层煤壁破坏的机理。王圣志等^[5]采用 PFC2D 颗粒流软件模拟山东兖州煤业股份有限公司济宁二号煤矿 10301 工作面不同倾角下的覆岩运移规律,并结合现场实测方法确定合理的放煤参数,得到了采放比、放煤步距、仰采角度对顶煤放出率的影响规律。冯星^[6]结合安徽淮北矿业集团公司涡北矿 8105-1 仰采工作面开采条件,对“三软”煤层仰采工作面覆岩运动规律及其控制技术进行了系统研究,并分析了不同仰采角度对工作面应力分布及覆岩位移特征的影响。郭卫彬等^[7]分

析了仰斜工作面煤壁与覆岩的失稳特征,并根据覆岩移动的特点确定了控制煤壁稳定性的不同方法。王红伟等^[8]根据覆岩的移动特点总结了大倾角综放采场围岩变形与支架稳定的分区特征,并确定了伪仰斜工作面支架布置方式。罗生虎等^[9]采用理论分析方法分析了仰采工作面煤壁和直接顶的失稳特点,建立了保持煤壁和端面顶板稳定性的力学关系模型,探讨了支架初撑力、立柱前倾角和仰采角之间的相互影响关系。陈磊^[10]通过分析覆岩初次来压和周期来压时的顶板破断形式,得到了周期来压期间支架实时阻力的计算公式。

以上研究主要集中在仰采角度变化对覆岩运移规律的影响上,确定了工作面的来压步距,为煤壁片帮及支架阻力确定提供了大量的理论依据,但对综放仰采工作面顶底板受力特征缺乏系统的研究。此外,现有的利用顶板-支架力学关系确定支架工作阻力的计算方法较为繁琐,很多方法应用于工程现场不具有实用性。因此,本文以山西方山瑞隆矿 8102 综放仰采工作面为研究背景,通过数值模拟确定综放仰斜开采的覆岩移动规律,并将所得结果应用于目前几类常用的支架工作阻力计算公式中,对比各个计算公式所得结果,确定 8102 工作面仰斜开采的合理支架工作阻力,以期类似条件下的工程

应用提供理论和数据参考。

1 工程概况

瑞隆矿 8102 综放仰采工作面开采 7+8 号煤层,工作面开采深度为 250~312 m,7+8 号煤层的平均厚度为 9.1 m,工作面煤体的坚固性系数 $f<1.2$ 。工作面的倾向长度为 160 m,走向长度为 510 m,工作面所在区段地质和开采条件比较复杂,工作面平均倾角为 14°,最大倾角为 23°,工作面在推进方向上仰采角度为 16°。直接顶板为灰岩,发育有节理、裂隙,厚度变化较小,为 14 m 左右。8102 综放仰采工作面采用走向长壁后退式进行开采,采用一刀一放的放煤方式,采放比为 1:2。区段内煤层节理、裂隙发育。当工作面仰斜推进时,煤壁破坏严重。因此,为保证采场围岩稳定性,需要对综放仰采工作面覆岩移动规律及支架工作阻力确定进行研究。

2 综放仰斜开采覆岩运移规律数值模拟

2.1 模型建立

以 8102 工作面地质和开采技术条件为背景,考虑边界效应,采用平面应变模型,模型长度为 160 m,高度为 100 m,上部加均匀载荷,采高为 9 m。模型共有块体 3 354 个,采用四边形单元划分,划分后共有 5 304 个单元,11 833 个接触面。模型包含 4 个边界,上边界为应力边界,施加 5.0 MPa 的正压力(上边界距地表 200 m),取重力加速度 g 为 9.8 m/s^2 。模型的左右边界及下部边界为位移边界,左右边界限制水平位移,下部边界限制垂直位移,采用 Mohr-Coulomb 本构模型进行计算。建立的数值模型如图 1 所示,煤岩体的力学参数指标见表 1。

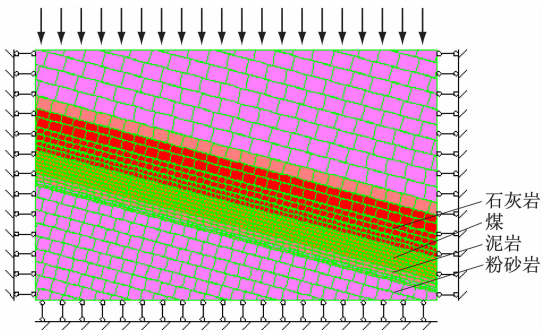


图 1 数值模型
Fig.1 Numerical model

2.2 模拟结果分析

2.2.1 支承压力分布

不同层位支承压力峰值及峰值点位置随工作面推进变化曲线如图 2 所示。由图 2 可看出,随工作面推进,底煤在工作面推进前 20 m 过程中压力峰

表 1 煤岩体物理力学参数
Table 1 Physical and mechanical parameters of coal and rock mass

岩层	密度/ ($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	黏聚 力/ MPa	抗拉 强度/ MPa	摩擦 角/ (°)
粉砂岩	2 712	8.1	4.1	1.45	3.15	40
泥岩	2 240	5.2	2.40	2.53	1.78	35
煤	1 440	2.3	1.38	0.78	0.64	25
石灰岩	2 630	8.3	4.12	3.43	2.14	37

值变化最大,顶煤变化幅度次之,直接顶压力峰值变化均匀,说明顶煤为垮落带,受采动影响较大,直接顶大部分为断裂带,应力峰值随着工作面推进距离的增加而逐渐增大。基本顶支承压力峰值受工作面推进影响不大,且基本顶远离采空区,说明基本顶已过渡为弯曲下沉带,底煤是综放仰采工作面应力最为集中的区域。

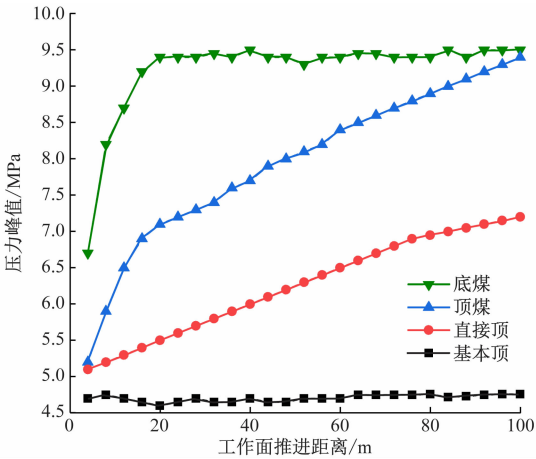


图 2 支承压力峰值与煤壁距离变化曲线
Fig.2 Curve of the change of the peak value of support pressure and the distance between the coal wall

不同层位支承压力峰值及位置变化曲线如图 3 所示。由图 3 可看出,煤层内支承压力峰值点距煤壁最近,且底煤内支承压力峰值点随工作面推进逐渐远离煤壁,顶煤内支承压力峰值点在工作面推进 16 m 过程中距煤壁距离由 6 m 下降为 3 m,在继续推进至 40 m 过程中稳定于煤壁前 3 m,随工作面继续推进,峰值点稳定于煤壁前方 4 m;直接顶、基本顶内支承压力峰值随工作面推进先增后减,直接顶内支承压力峰值点距煤壁 5~13 m,基本顶内支承压力峰值点距煤壁 9~18 m。直接顶、基本顶内支承压力峰值点随工作面推进逐渐靠近煤壁,基本顶所受影响最大,这可能是因为煤岩体向采空区的垂直位移大于水平位移,基本顶刚度大,极限跨距大,直接顶、煤层相对较软,向采空区运移时基本顶受扰动更深入,支承压力峰值点距煤壁较远。

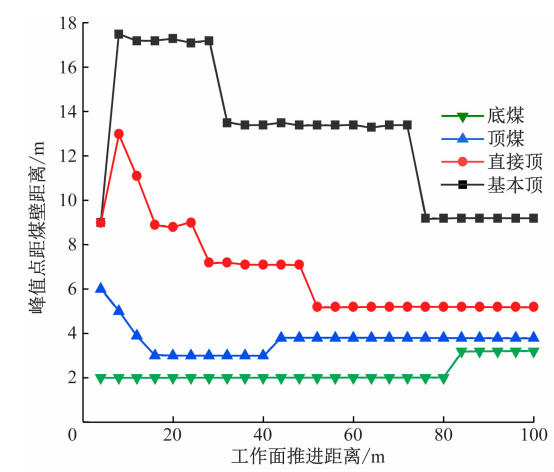


图 3 不同层位支承压力峰值及位置变化曲线
Fig. 3 Peak values and position change curves of support pressure in different layers

2.2.2 覆岩移动规律

结合放顶煤实际开采情况，前部采煤机割煤和后部放顶同时进行，且间距为 5 m。不同推进距离下工作面上覆岩层破坏特征分析如图 4 所示。

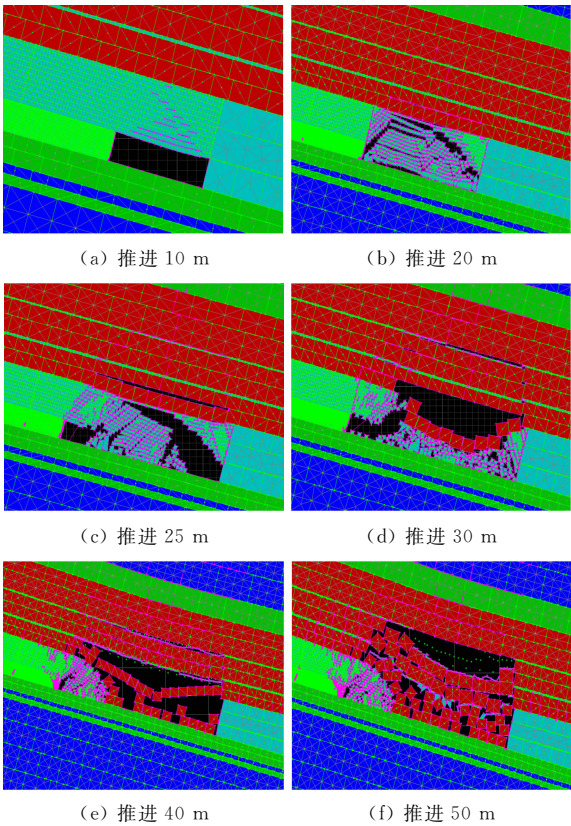


图 4 不同推进距离下覆岩移动规律
Fig. 4 Movement laws of overburden under different advancing distances

从图 4 可看出：当工作面推进 10 m 时，顶煤裂隙发育但未出现垮落，工作面推进 20 m 时，顶煤发生垮落，直接顶产生离层并向上发展。随着工作面的推进，垮落带逐渐升高，垮落范围也是随之增大，垮落角度为 75° 左右。当工作面推进至 25 m 时，直

接顶岩层发生垮落，基本顶石灰岩与煤层交界面发生离层。工作面推进至 30 m 时，直接顶岩层整体离层发生垮落，垮落高度为 4.5 m，工作面继续推进，上覆岩层垮落高度增加，垮落范围增大。当工作面推进至 40 m 时，直接顶岩层已全部垮落触底，基本顶石灰岩断裂，形成初次来压。当工作面推进至 50 m 时，基本顶出现第 1 次周期性的断裂，即为工作面第 1 次周期来压，以后工作面每推进 10 ~ 15 m，基本顶就会发生周期性断裂，即基本顶的周期来压步距为 10 ~ 15 m。

综上所述，在仰斜开采中，受倾角和开采方式的影响，底煤应力最为集中，工作面具有明显的初次来压和周期来压特征，与近水平煤层综放工作面相比，周期来压步距明显减小，上覆岩层峰值强度相对较低，顶板不易形成结构，来压较频繁，矿压显现较剧烈。

3 支架工作阻力确定

大量实测结果表明，综放工作面支架工作阻力的大小取决于采动影响后直接顶和顶煤传递至支架的变形压力^[11-13]。上文根据数值模拟研究了覆岩运移规律，并确定了采动影响下的周期来压步距，为计算支架工作阻力提供了参数。仰斜开采工作面如图 5 所示，结合目前几类支架工作阻力计算方法^[14]，考虑其优缺点及实用性，确定合适的支架工作阻力。

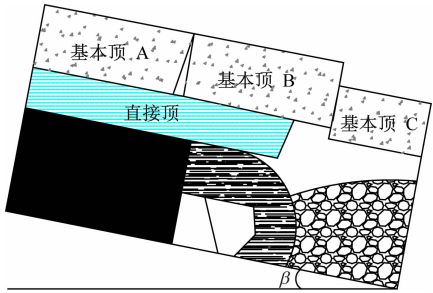


图 5 仰斜开采工作面
Fig. 5 Upward mining face

3.1 经验估算法

经验估算法简单易行，在仰采阶段，用经验估算法计算支架工作阻力时，以采高为基本参数，工作面支架支护强度 Q 和工作阻力 P 为

$$Q = 2 \frac{H}{K - 1} \rho g \cos \beta \tag{1}$$

$$P = QLl/\eta \tag{2}$$

式中： H 为采高，取 3.1 m； K 为垮落岩层的碎胀系数，通常取 1.3 ~ 1.4； ρ 为直接顶岩层密度，取 2 500 kg/m³； β 为沿走向的煤层倾角，取 16°； L 为控顶距，取 5.4 m； l 为支架中心距宽度，取 1.75 m；

η 为支架支承效率,取 90%。

将以上数据代入式(1)、式(2),当 K 取 1.3 时, $P=5\,215\text{ kN}$;当 K 取 1.35 时, $P=4\,470\text{ kN}$;当 K 取 1.4 时, $P=3\,911\text{ kN}$ 。由计算结果可看出,计算结果与碎胀系数 K 的取值关系很大, K 值很小的变化将对支架工作阻力计算的结果产生很大影响,而 K 值往往又不容易精确取值,因此,利用经验估算法计算支架工作阻力,其计算精确度还有待验证。

3.2 顶板分类算法

按基本顶 I—III 级级别来压显现,利用顶板分类计算支架工作阻力法计算额定支护强度下限 Q 和支架工作阻力 P :

$$Q=(72.3H+4.5L_M+78.9L-10.2N-62.1)\cos\beta \tag{3}$$

$$P=\frac{QL}{\eta} \tag{4}$$

式中: L_M 为基本顶周期来压步距,取 12.5 m; N 为直接顶厚度与采高之比,取 4.7。

根据 8102 工作面实际情况及以上对覆岩运移规律的研究,将 L_M 和 N 的数值代入式(3)、式(4),求得支架工作阻力 $P=6\,015\text{ kN}$ 。

3.3 “砌体梁”理论算法

“砌体梁”理论计算方法认为基本顶岩层能形成结构,由支架承受直接顶载荷,而载荷大小为基本顶结构失稳时的载荷大小。因此,在支架控顶范围内的直接顶重力 Q_1 与基本顶之上的随动岩层作用力 Q_2 和基本顶回转失稳时作用在支架上的力 F 之和即为支架工作阻力 P 。

作用在支架上的直接顶重力 Q_1 为

$$Q_1=l\sum hL\rho g\cos\beta \tag{5}$$

随动岩层作用力 Q_2 为

$$Q_2=l\rho gh_1(L_M+L)\cos\beta \tag{6}$$

基本顶回转失稳作用在支架上的力 F 为

$$F=l\left[h_3\rho g(L+L_M)-\frac{(h_3+h_2)\rho gL_M^2}{2(h_3-\delta)}\tan(\varphi-\theta)\right]\cos\beta \tag{7}$$

式中: $\sum h$ 为直接顶厚度,取 14 m; h_1 为第 1 层直接顶的厚度,取 2.5 m; h_3 为基本顶岩层厚度,取 8.2 m; h_2 为随动岩层厚度,取 18.5 m; δ 为 B 岩块下沉量,仰采阶段取 0.80 m; φ 为岩块内摩擦角,取 37° ; θ 为岩块的破断角,取 17° 。

综合式(5)~式(7)可得

$$P=l\rho g\left[\sum hL+h_1L_M+h_3(L+L_M)-\frac{(h_3+h_2)L_M^2}{2(h_3-\delta)}\tan(\varphi-\theta)\right]\cos\beta \tag{8}$$

将上述数据代入式(8),可得 $P=6\,225\text{ kN}$ 。

3.4 动载荷算法

采动影响后,顶煤煤体在顶板压力及支架的反复支撑作用下于架后垮落,失去同前方煤体的力学联系,成为散体,而基本顶岩块及上覆载荷将随直接顶垮落并传递作用在支架上,是一种动载冲击,由此可判断支架工作阻力 P 即为直接顶、基本顶及其覆岩冲击载荷之和,计算公式为

$$P=Q_1+(Q_B+qL_M-f_B)K_d \tag{9}$$

式中: Q_B 为 B 岩块重力, $Q_B=h_3lL_M\rho g\cos\beta$; q 为 B 岩块上覆岩层的载荷集度; f_B 为 B 岩块滑落时所受的摩擦力, $f_B=f_z\tan(\varphi-\theta)\cos\beta$, f_z 为岩块间的挤压力; K_d 为动载系数,取 1.3。

综合式(5)和 Q_B 、 f_B 的计算公式可得

$$P=l\rho g\left[\sum hL(HL_M+h_1L_M-\frac{L_M^2(h_3+h_2)}{2(h_3-\delta)}\tan(\varphi-\theta)K_d\right]\cos\beta \tag{10}$$

将上述数据代入式(11)可得 $P=6\,359\text{ kN}$ 。

3.5 综合分析

综上所述,各方法应用在仰采工作面中均有一定差距,其中顶板分类算法、“砌体梁”理论算法、动载荷算法之间计算结果差距稍小,由于考虑了直接顶的缓冲作用和基本顶的冲击因素,动载荷算法计算结果最大。动载荷算法是基于“砌体梁”理论针对大采高工作面提出的支架工作阻力确定方法,该方法在确定来压步距和动载荷系数后就可很快求出,将 8102 工作面数据代入各种计算方法中比较得到,动载荷算法计算结果最大,为保险起见,选取动载荷算法得到的支架工作阻力为 $6\,359\text{ kN/架}$,依照支架额定工作阻力的 90% 计算,工作阻力大于 $7\,066\text{ kN}$ 的支架型号即可满足 8102 工作面支撑要求。

4 工程应用分析

根据以上数值模拟和理论分析结果,在 8102 工作面中部采用 ZF7200-18/33 型支架、过渡架使用 ZFG8000-18/33 型支架进行支护,由于周期来压频繁,在工程应用中采取了以下措施:

- (1) 减少液压支架管路压力的损失,尽可能提高支架初撑阻力,增强支架支护效果。
 - (2) 采用马丽散超前煤体加固措施,防止煤壁片帮、端面冒顶事故。
 - (3) 每次割煤后及时将液压支架伸缩板和护帮板推出,保证及时支护。
- 观测结果显示,顶板初次来压期间,只有小范围

出现煤壁片帮失稳,工作面围岩得到了有效控制,仰采阶段支架平均工作阻力为 4 854 kN/架,来压时最大工作阻力为 6 154 kN/架,相当于支架工作阻力的 85%,ZF7200-18/33 型支架符合 8102 工作面的支护要求,确保了工作面的安全高效开采,表明动载荷计算法更适合 8102 工作面支架工作阻力的计算。

5 结论

(1) 采用 UDEC2D 模拟了不同推进距离下仰斜综放开采覆岩运移规律和顶板垮落特征,仰斜综放开采相比于走向近水平综放开采,顶板不易形成结构,来压较频繁,矿压显现较剧烈。

(2) 通过对比目前几种计算支架工作阻力的方法,得到了各类方法的计算结果,结果各有差距,将 8102 工作面数据代入各种计算方法中,动载荷计算法计算结果最大,通过对比并为保险起见,确定支架最大工作阻力为 6 359 kN/架。

(3) 选用 ZF7200-18/33 型支架对 8102 工作面进行支护,支架平均工作阻力为 4 854 kN/架,来压时最大工作阻力为 6 154 kN/架,相当于支架工作阻力的 90%,符合工作面的支护要求。应用结果表明,相比其他支架工作阻力计算方法,动载荷计算法更适合 8102 工作面支架工作阻力计算。

参考文献(References):

[1] 孔德中. 厚煤层工作面煤壁破坏机理及其柔性加固技术[D]. 北京:中国矿业大学(北京),2016.
KONG Dezhong. Failure mechanism and flexible reinforcement technology of coal face in thick-coal seam [D]. Beijing: China University of Mining and Technology (Beijing),2016.

[2] 范苑,孔德中,王兆会. 仰采大采高工作面煤壁片帮影响因素分析及控制措施研究[J]. 煤炭工程,2013,45(7):51-53.
FAN Yuan, KONG Dezhong, WANG Zhaohui. Analysis on factors affected to coal wall spalling in fully mechanized high cutting upward mining face and study on control measures [J]. Coal Engineering, 2013,45(7):51-53.

[3] 张锦旺,王家臣,魏炜杰. 工作面倾角对综放开采散体顶煤放出规律的影响[J]. 中国矿业大学学报,2018,47(4):805-814.
ZHANG Jinwang, WANG Jiachen, WEI Weijie. Effect of face dip angle on the drawing mechanism in longwall top-coal caving mining[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2018, 47(4): 805-814.

[4] 杨胜利,孔德中,杨敬虎,等. 综放仰斜开采煤壁稳定性及注浆加固技术[J]. 采矿与安全工程学报,2015,32(5):827-833.
YANG Shengli, KONG Dezhong, YANG Jinghu, et al. Coal wall stability and grouting reinforcement technique in fully mechanized caving face during topple mining [J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2015,32(5):827-833.

[5] 王圣志,袁永,朱成,等. 仰斜综放开采顶煤运移规律及合理放煤参数研究[J/OL]. 煤炭科学技术:1-10 [2020-06-14]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20200207.1605.029.html>.
WANG Shengzhi, YUAN Yong, ZHU Cheng, et al. Research on top coal migration law and reasonable coal caving parameters in fully mechanized caving face [J/OL]. Coal Science and Technology:1-10 [2020-06-14] <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20200207.1605.029.html>.

[6] 冯星.“三软”煤层仰采工作面覆岩运动规律及控制技术研究[D]. 徐州:中国矿业大学,2018.
FENG Xing. Study on the overlying rock movement law and control technology of "three soft" coal seam up-dip working face [D]. Xuzhou:China University of Mining and Technology,2018.

[7] 郭卫彬,鲁岩,黄福昌,等. 仰采综放工作面端面煤岩稳定性及控制研究[J]. 采矿与安全工程学报,2014,31(3):406-412.
GUO Weibin, LU Yan, HUANG Fuchang, et al. Stability of surrounding rock in head face of upward fully-mechanized caving face and its control technology [J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2014,31(3):406-412.

[8] 王红伟,伍永平,解盘石,等. 大倾角变角度综放工作面顶板运移与支架稳定性分析[J]. 中国矿业大学学报,2017,46(3):507-513.
WANG Hongwei, WU Yongping, XIE Panshi, et al. Research on strata movement and support stability of fully mechanized sublevel caving workface with variable angle in steeply dipping seam [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2017, 46(3):507-513.

[9] 罗生虎,伍永平,解盘石,等. 大倾角大采高综采工作面支架受载与失稳特征分析[J]. 煤炭学报,2018,43(12):3320-3328.
LUO Shenghu, WU Yongping, XIE Panshi, et al. Load and instability characteristics of support in large mining height fully-mechanized face in steeply dipping seam[J]. Journal of China Coal Society,2018,43(12): 3320-3328.

[10] 陈磊. 中厚煤层综采工作面支架实时工作阻力确定

[J]. 工矿自动化,2016,42(12):36-41.

CHEN Lei. Determination of real-time working resistance of support in fully mechanized mining face in medium thick coal seam [J]. Industry and Mine Automation,2016,42(12):36-41.

[11] ZHU Cheng, YUAN Yong, YUAN Chaofeng, et al. Study on the structural forms of the key strata in the overburden of a stope during periodic weighting and the reasonable working resistance of the support [J]. Energy Science & Engineering, 2020, 8 (7): 2599-2620.

[12] PANG Yihui, WANG Guofa, YAO Qiangling. Double-factor control method for calculating hydraulic support working resistance for longwall mining with large mining height [J]. Arabian Journal of Geosciences,2020,13(6):199-204.

[13] 孔德中,任志成,耿华乐. 大采高工作面支架工作阻力的合理确定[J]. 煤矿安全,2014,45(7):163-165.

KONG Dezhong, REN Zhicheng, GENG Huale. Determination on work resistance of support for fully mechanized mining face with large height[J]. Safety in Coal Mines,2014,45(7):163-165.

[14] 王家臣,王蕾,郭尧. 基于顶板与煤壁控制的支架阻力的确定[J]. 煤炭学报,2014,39(8):1619-1624.

WANG Jiachen, WANG Lei, GUO Yao. Determining the support capacity based on roof and coal wall control [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(8):1619-1624.