

程占博, 孔德中, 杨敬虎. 综放工作面厚硬顶板破断特征与支架工作阻力确定[J]. 矿业科学学报, 2016, 1(2): 172-180.

Cheng Zhanbo, Kong Dezhong, Yang Jinghu. The breaking characteristics of thick-hard roof and determination of support capacity in fully mechanized caving face[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2016, 1(2): 172-180.

综放工作面厚硬顶板破断特征与 支架工作阻力确定

程占博^{1,2}, 孔德中³, 杨敬虎^{1,2}

1. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083;

2. 放顶煤开采煤炭行业工程研究中心, 北京 100083;

3. 贵州大学矿业学院, 贵州贵阳 550003

摘要:针对综放工作面厚硬顶板初次来压步距难以确定的问题,以东周窑煤矿8301工作面为工程背景,建立厚硬基本顶的固支梁模型,运用能量法求得分布于基本顶中的水平应力,进而得到基本顶初次来压步距解析式,采用数值模拟对顶板破断特征和工作面支架工作阻力进行分析,并对不同推进距离下工作面不同位置支架工作阻力进行了现场监测。研究表明:相比一般综放工作面,坚硬顶板条件下工作面初次来压步距和支架工作阻力明显增加,顶板破断后对工作面形成冲击较大,矿压显现剧烈;8301工作面初次来压步距为58 m,周期来压步距为15~20 m,动载系数为1.5~1.8;基于能量法求得支架额定工作阻力为13 000 kN,而来压期间支架工作阻力为11 000 kN,是额定工作面阻力的84.6%,能够满足厚硬顶板条件下煤矿安全高效开采的要求。

关键词:综放开采;厚硬顶板;能量法;来压步距;支架工作阻力

中图分类号:TD 325

文献标志码:A

文章编号:2096-2193(2016)10-172-07

The breaking characteristics of thick-hard roof and determination of support capacity in fully mechanized caving face

Cheng Zhanbo^{1,2}, Kong Dezhong³, Yang Jinghu^{1,2}

1. College of Resources and Safety Engineering, China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China;

2. Coal Industry Engineering Research Center of Top-coal Caving Mining, Beijing 100083, China;

3. Mining School, Guizhou University, Guiyang, Guizhou 550003, China

Abstract: It is difficult to determine the first roof weighting interval of hard roof on fully mechanized caving face. Based on the working face 8301 of Dongzhouyao coal mine, a model of two edges fixed in thick and hard roof was established by using energy method. According to the model, the horizontal stress distribution in the main roof and the analytic formula for the first roof weighting interval of the main roof were obtained. The characteristics of roof breaking and working resistance of the support were analyzed by using numerical simulation. And the working resistance of support in different positions of the working face under different advance distance was attained based on field observation. The results showed that mine pressure behaviors were more intense under the condition of thick and hard roof, with larger the first roof weighting interval and higher working resistance of support as compared to general conditions. To be

收稿日期:2016-05-26

基金项目:国家重点基础研究发展计划(973计划)(2013CB227903);国家自然科学基金(U1361209, 51574244)

作者简介:程占博(1993—),男,山东菏泽人,硕士研究生,主要从事放顶煤开采和矿山压力控制研究工作。Tel:18811789368,
E-mail:chengzhanbo0825@163.com

specific, the first roof weighting interval was about 58 m in working face 8301, while the periodic roof weighting length ranged from 15 to 20 m. The rated working resistance of support was 13 000 kN, but the observed maximum working resistance was 11 000 kN, only 78.7% of the rated value. It is believed that safety and efficiency of coal mining under the condition of thick and hard roof can be achieved.

Key words: fully mechanized caving; thick and hard roof; energy method; weighting interval; working resistance of support

厚硬顶板大多指厚度较大、强度高、裂隙不发育、整体性好的煤层顶板岩层,是我国生产矿井中较为常见的开采地质条件,如山西大同、河南永城、新疆艾维尔沟、阿艾等矿区。工作面上覆坚硬顶板(多指基本顶)通常大范围、长时间暴露,较难自然垮落,而一旦出现垮落,容易导致突发性事故^[1-4],因此较为准确地确定初次来压步距尤为重要。

我国学者对坚硬顶板条件下采场上覆岩层破断规律、基本顶初次来压步距和工作面支架工作阻力确定进行了大量的研究,且已取得很多有效性成果。潘越等^[5]将煤壁前方煤层和直接顶视为弹性地基,建立了采空区与工作面前方坚硬顶板的超静定挠度微分方程组,导出了初次断裂前、后煤壁前方的顶板挠度、弯矩和弯曲应变能密度分布关系式;于斌等^[6]通过理论分析与现场实测相结合,研究了厚层坚硬顶板的临界失稳条件、失稳方式、影响失稳的因素以及失稳的机理;杨敬轩等^[7]对不同支撑边界条件下厚硬顶板破断及来压特征进行了分析,得出顶板破断位置及尺寸的确定方法及步骤;蒋金泉等^[8]采用弹性地基梁研究了基本顶的破断参数,采用薄板理论分析了基本顶的破断形式。

大多数学者集中在建立不同的力学模型分析顶板破断的各个参数,而顶板破断是由于工作面开采过程中顶板释放的能量大于围岩消耗的能量而引起的。顶板破断后作用于支架上,对支架产生动载效应,尤其厚硬顶板破断释放的能量更大。因此,通过比较准确地确定具体开采条件下厚硬顶板断裂步距,进而确定合理支架工作阻力,对实现厚硬顶板的有效控制至关重要^[9-15]。

由于厚硬顶板的破断是一个能量不断积聚的过程,可以认为当能量积聚到一定程度发生瞬间破坏,基本顶在未完全破断之前是处于悬臂梁结构。所以本文以大同煤业东周窑煤矿 8301 综放工作面为工程背景,以梁结构及能量法为理论支撑,借助数值模拟与现场测试,研究综放工作面上覆的破断规律以及支架工作阻力的确定,实现对厚硬煌斑岩岩层运动的有效控制,可为类似地质条件下综放开采的安全高效开采提供借鉴。

1 工作面概况

东周窑煤矿 8301 综放工作面主采煤层为 5 号煤层,平均埋深 520 m,煤层厚度 2.85~9.07 m,平均厚度 6.39 m,煤层的倾角平均 3°。煤层结构简单,夹矸层数 3~10 层,一般 5~6 层,夹矸厚度 0.10~0.42 m。与下部 8 号煤层间距 11.45~52.57 m,平均 26.80 m,采用单一走向长壁后退式放顶煤综合机械化采煤法,采放高 6.3 m,采煤高度 3 m,循环进度 0.8 m,采用自然垮落法管理采空区顶板。可采走向长 1 040 m,倾斜长 208 m。煌斑岩侵入于井田大部,仅有个别孔观察,煤层及其上下未见煌斑岩侵入体,其余各孔均遭到不同程度的侵入破坏,个别孔 5 号煤层被煌斑岩侵入破坏殆尽。煤层直接顶为厚 3.6 m 的泥岩,裂隙和节理发育,易破碎;基本顶为厚 24.4 m 坚硬的煌斑岩;直接底为厚 2.6 m 的高岭石。如图 1 所示。

岩石名称	厚度/m	柱状 1:200	岩性描述
泥岩	3		裂隙发育、结构松散易垮落
粗砂岩	40		坚硬、裂隙发育,不易垮落
含砾粗砂岩	32		灰黑色构造,坚硬、层理发育,不易垮落
煌斑岩	24.4		细粒致密、坚硬,不易垮落
泥岩	3.5		裂隙发育、结构松散易垮落
5号煤层	6		黑色粉末,煤质良好,含植物化石
高岭石	2.6		层理发育,结构松散
泥岩	18		层理发育,遇水膨胀易底鼓

图1 8301工作面综合柱状图

Fig. 1 Synthesis column map of working face 8301

8301 工作面为该矿首个综放工作面,开采过程中来压规律不清。因此,掌握坚硬顶板条件下基本顶初次来压步距和工作面支架阻力大小,可为后续工作面的开采提供借鉴。

2 顶板岩石力学性质实验

劈裂法(巴西试验)是目前国内外岩土工程界

测定岩石抗拉强度最基本的和应用最广泛的试验方法。劈裂试验是在圆柱体(亦称圆盘)试样的直径方向上施加径向线性载荷,使试样沿直径破坏的试验^[16-17]。

试验时,先将煌斑岩加工成直径 50 mm、厚度 25 mm 的圆盘,采用弧形模具的加载方式,直至试件发生破坏,如图 2 所示。试件的载荷位移曲线如图 3 所示。

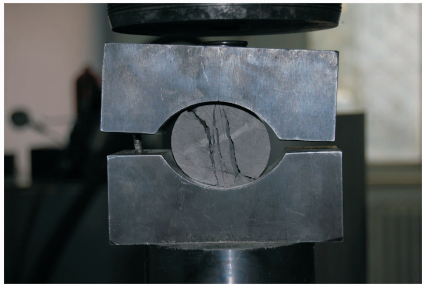


图 2 破坏试件照片
Fig. 2 The pictures of destroyed samples

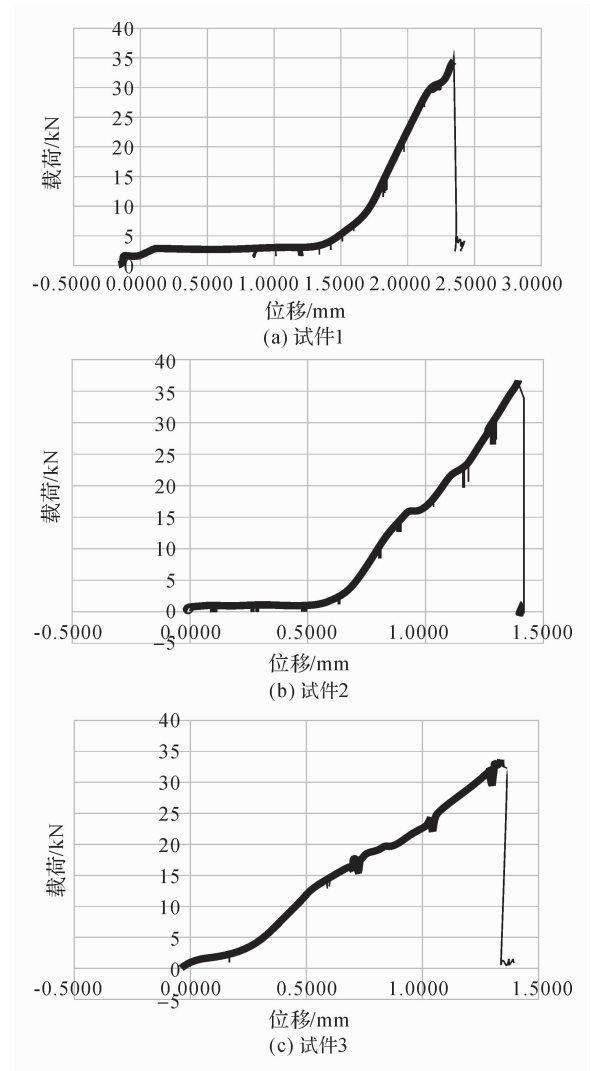


图 3 试件载荷位移曲线
Fig. 3 Load-deflection curves

测得的试验结果见表 1。测得试件的破坏载荷后由式(1)计算岩石抗拉强度 σ_t 。

$$\sigma_t = \frac{2Q}{\pi r_0 t} \tag{1}$$

式中, σ_t 为岩石试件的单轴抗拉强度, MPa; Q 为最大载荷, N; r_0 、 t 分别为试件的直径和厚度, mm。

表 1 巴西劈裂法测得的试验结果
Tab. 1 Brazilian test results

试件编号	岩性	试件直径/mm	最大载荷/kN	抗拉强度/MPa	加载方式
1	煌斑岩	50.69	35.61	17.89	弧形模具
2		50.93	37.12	18.56	
3		49.89	33.99	17.35	

3 个煌斑岩试件在巴西劈裂法试验中,加载点破坏区呈扇形分布,破坏面积比较大,有时试件中心会出现一定的破碎带,破坏时平均最大载荷为 35.57 kN,平均抗拉强度为 17.93 MPa。

3 厚硬煌斑岩岩层顶板结构分析

工作面上方顶板由 24.4 m 的煌斑岩、32 m 的含砾粗砂岩、40 m 的粗砂岩三层厚硬岩层组成,三层岩层是离层运动还是形成复合顶板同步运动,对于后续顶板运动力学模型建立、顶板运动控制方式及参数的选择起着重要的作用。本文利用基本顶岩层梁所承受载荷法^[18]分析厚硬岩层运动特征。

3.1 顶板多层厚硬岩层的运动特征

煌斑岩厚硬岩层独立运动所承受的载荷

$$(q_1)_1 = \gamma_1 h_1 = 0.66 \text{ MN/m}^2 \tag{2}$$

式中, γ_1 为煌斑岩岩层的容重, 0.027 MN/m^2 ; h_1 为煌斑岩岩层的厚度, 24.4 m。

考虑含砾粗砂岩对煌斑岩的作用,则

$$\begin{aligned} (q_2)_1 &= \frac{E_1 h_1^3 (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2)}{E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3} \\ &= 0.50 \text{ MN/m}^2 < (q_1)_1 \end{aligned}$$

式中, γ_2 为含砾粗砂岩岩层容重, 0.026 MN/m^2 ; h_2 为含砾粗砂岩岩层的厚度, 32 m; E_1 、 E_2 分别为煌斑岩岩层和含砾粗砂岩岩层的弹性模量,其值分别为 55.71 GPa 和 19.33 GPa。

由此可知,含砾粗砂岩由于本身强度大、岩层厚,对煌斑岩岩层载荷不起作用,在考虑作用于煌斑岩岩层的载荷时只需考虑自身载荷的影响。因此煌斑岩岩层所受载荷大小为 0.66 MN/m^2 。而含砾粗砂岩及以上岩层只随着含砾粗砂岩的破断而随动破断,做同步运动。

3.2 厚硬顶板力学模型解析

由于顶板为厚硬岩层,在初次破断之前会发生能量积聚,直至发生瞬间破断状态,因此将工作面上覆厚硬岩层看作悬臂梁结构,其破断跨度运用能量法求解。在基本顶未破断之前,建立如图4所示的力学模型,顶板岩层两端固支,上部均匀受载荷 q 的作用。

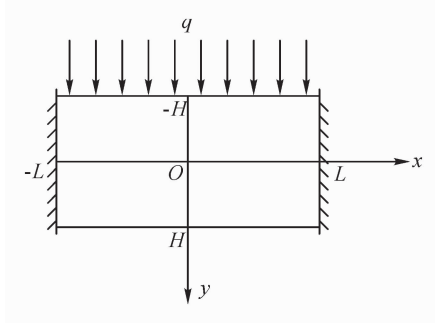


图4 基本顶力学分析模型

Fig.4 Mechanics analysis model of main roof

在梁的两端固支边界处满足的位移边界条件为

$$(u_x)_{x=0} = 0, (u_x)_{x=\pm L} = 0, (u_y)_{x=\pm L} = 0 \quad (3)$$

将煌斑岩岩层的重力等效加载至上边界载荷中,则原问题可视为不计体积力,根据位移边界条件设位移分量

$$u_x = x(x^2 - L^2)(a + bx^2 + cy + dy^2) \quad (4)$$

$$u_y = (x^2 - L^2)(e + fx^2 + gy + hy^2) \quad (5)$$

将坚硬顶板稳定性问题视为平面应变问题,则顶板变形后贮存于其中的弹性应变能

$$U = \iint \frac{1}{2}(\sigma_x \varepsilon_x + \sigma_y \varepsilon_y + \tau_{xy} \gamma_{xy}) dx dy \quad (6)$$

将顶板视为弹性体,其本构模型符合线弹性特征,则将本构方程、几何方程代入式(6),可得由位移表示的弹性应变能

$$U = \int_{-L}^L \int_{-H}^H \frac{E}{2(1+\nu)} \left[\frac{\nu}{1-2\nu} (\varepsilon_x + \varepsilon_y)^2 + \varepsilon_x^2 + \varepsilon_y^2 + \frac{1}{2} \gamma_{xy}^2 \right] dx dy \quad (7)$$

将位移方程代入式(7)得

$$U = \frac{E}{2(1+\nu)} \left[\frac{1-\nu}{1-2\nu} \left(\frac{16}{5} a^2 L^5 H + \frac{32}{15} a d L^5 H^3 + \frac{96}{35} a b L^7 H + \frac{96}{105} b d L^7 H^3 + \frac{368}{315} b^2 L^9 H + \frac{16}{15} c^2 L^5 H^3 + \frac{16}{25} d^2 L^5 H^5 + \frac{32}{15} g^2 L^5 H + \frac{128}{45} h^2 L^5 H^3 \right) + \frac{2\nu}{1-2\nu} \left(\frac{16}{15} a g L^5 H + \frac{16}{35} b g L^7 H + \frac{32}{45} c h L^5 H^3 + \frac{16}{45} d g L^5 H^3 \right) + \frac{1}{2} \left(\frac{32}{105} c^2 L^7 H + \frac{224}{315} d^2 L^7 H^3 + \frac{16}{3} e^2 L^3 H + \frac{176}{105} f^2 L^7 H + \frac{16}{9} g^2 L^3 H^3 + \frac{16}{15} h^2 L^3 H^5 - \frac{32}{15} c e L^5 H + \frac{32}{105} c f L^7 H - \frac{32}{45} c h L^5 H^3 - \frac{64}{45} d g L^5 H^3 + \frac{32}{15} e f L^5 H + \frac{32}{9} e h L^3 H^3 + \frac{32}{45} h f L^5 H^3 \right) \right]$$

由外力边界条件可知,载荷 q 仅在竖直方向上做功,故外力势能为

$$V = - \int_{-L}^L \int_{-H}^H q u_y dx dy \quad (8)$$

将位移分量代入式(8)得

$$V = - \int_{-L}^L \int_{-H}^H q (x^2 - L^2) (e + f x^2 + g y + h y^2) dx dy \\ = q \left(\frac{8}{3} e L^3 H + \frac{8}{15} f L^5 H + \frac{8}{9} h L^3 H^3 \right) \quad (9)$$

则顶板总势能为

$$\Pi = U + V \quad (10)$$

由最小势能原理知,顶板在外载作用下达到平衡状态的条件为其总势能的一次变分等于0,即

$$\begin{aligned} \frac{\partial \Pi}{\partial a} &= 0 & \frac{\partial \Pi}{\partial b} &= 0 & \frac{\partial \Pi}{\partial c} &= 0 & \frac{\partial \Pi}{\partial d} &= 0 \\ \frac{\partial \Pi}{\partial e} &= 0 & \frac{\partial \Pi}{\partial f} &= 0 & \frac{\partial \Pi}{\partial g} &= 0 & \frac{\partial \Pi}{\partial h} &= 0 \end{aligned} \quad (11)$$

将总势能表达式(10)代入式(11)可得

$$\begin{aligned} a &= 0; b = 0; d = 0; g = 0 \\ c &= \frac{(2\nu - 1)(2qH^2\nu^2 + qH^2\nu - qH^2 + 12qL^2\nu^2 - 12qL^2)}{2H^2E[H^2(2\nu^2 - 3\nu + 1) + L^2(10\nu^2 - 24\nu + 12)]} \\ e &= \frac{q(\nu + 1)[H^4(16\nu^2 - 24\nu - 8) + H^2L^2(76\nu^2 - 192\nu + 97)]}{8H^2E[H^2(2\nu^2 - 3\nu + 1) + L^2(10\nu^2 - 24\nu + 12)]} \\ f &= - \frac{q(\nu + 1)[H^2(4\nu^2 - 4\nu + 1) + L^2(24\nu^2 - 36\nu + 12)]}{8H^2E[H^2(2\nu^2 - 3\nu + 1) + L^2(10\nu^2 - 24\nu + 12)]} \end{aligned}$$

$$h = \frac{3L^2 q \nu (\nu + 1) (2\nu - 1)}{2H^2 E [H^2 (2\nu^2 - 3\nu + 1) + L^2 (10\nu^2 - 24\nu + 12)]}$$

因此,顶板在不考虑破断之前变形的情况下,由以上各值即可得顶板破断时在上覆岩层作用下

的位移分量。结合本构方程、几何方程,可得分布于基本顶中的水平应力为

$$\sigma_x = \frac{(2\nu - 1)(2qH^2\nu^2 + qH^2\nu - qH^2 + 12qL^2\nu^2 - 12qL^2)}{2H^2 E [H^2 (2\nu^2 - 3\nu + 1) + L^2 (10\nu^2 - 24\nu + 12)]} (2G + \lambda) (3x^2y - L^2y) \quad (12)$$

式中, ν 为泊松比; q 为顶板载荷; H 为基本顶厚度的 $\frac{1}{2}$; L 为基本顶初次来压步距的 $\frac{1}{2}$; E 为基本顶岩层的弹性模量; G 为基本顶岩层的剪切模量; λ 为侧压系数。

由式(12)可知,水平应力为拉应力,当 $\sigma_x \geq [\sigma_x]$ 时基本顶断裂。将8301工作面相关参数 $K=20$ GPa, $G=15.5$ GPa, $H=12.2$ m, $q=0.66$ MN/m²,代入式(12)可得 $L=22.24$ m。由于运用能量法计算基本顶初次来压步距时,考虑基本顶为一次性突然破断,而实际坚硬顶板会在断裂过程中有一定的变形,因此应考虑一定的安全系数,即工作面初次来压步距

$$l = k \times 2L = 1.3 \times 2 \times 22.24 = 57.82 \text{ m}$$

式中, k 为安全系数,取1.3。

3.3 支架工作阻力确定

通过以上分析,可以得到基本顶的初次来压步距为57.82 m。放顶煤工作面支架受力如图5所示。

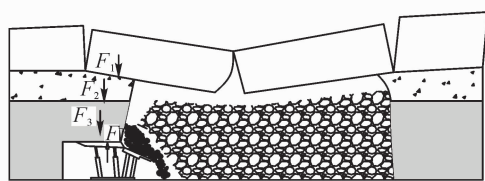


图5 综放工作面支架受力示意图

Fig.5 Supporting stress diagram of fully mechanized working face

由图5可知,综放工作面支架工作阻力由顶煤重量、直接顶重量和基本顶对支架的重量三部分组成^[15]:

$$F = F_1 + F_2 + F_3 \quad (13)$$

$$F_1 = m_D \gamma_D L_E L \quad (14)$$

$$F_2 = m_Z \gamma_Z L_E L \quad (15)$$

式中, F_1 为顶煤重量,kN; F_2 为直接顶重量,kN; F_3 基本顶对支架的重量,kN; m_D 为顶煤厚度,m; γ_D 为顶煤的体积力,kN/m³; L_E 为控顶距,m; L 为支架宽度,m; m_Z 为直接顶厚度,m; γ_Z 为直接顶的体积力,kN/m³。

由于顶煤对顶板破断具有缓冲作用,并且考虑到基本顶能量积聚到最大值时引起突然破断,因此从基本顶破断岩块结构的变形失稳估算顶板压力,可得基本顶对支架的作用重量

$$F_3 = K_0 \frac{\Delta h_0}{\Delta h_i} \quad (16)$$

式中, Δh_0 为实测所得采煤工作面顶板下沉量,m; Δh_i 为要求控制的采煤工作面顶板下沉量,m; K_0 为顶板下沉量为 Δh_0 时,基本顶岩梁在控顶距范围内的作用力,kN。

$$K_0 = \frac{m_E \gamma_E L_E^2}{K_T} \quad (17)$$

式中, m_E 为基本顶厚度,m; γ_E 为基本顶岩层的体积力,kN/m³; L_E 为控顶距,m; K_T 为支架承担岩梁重量的系数。

将上述公式代入式(13)中得

$$F = m_D \gamma_D L_E L + m_Z \gamma_Z L_E L + \frac{m_E \gamma_E L_E^2}{K_T} \cdot \frac{\Delta h_0}{\Delta h_i} \quad (18)$$

将8301工作面各参数:顶煤厚3 m,直接顶泥岩厚3.5 m,控顶距6 m,支架宽度1.75 m,基本顶厚24.4 m,代入式(18),求得8301工作面工作阻力理论值为10 724 kN。备用系数取1.2,则支架所需工作阻力 $F' = 1.2 \times 10 724 = 12 868.8$ kN。

因此,选用支架额定工作阻力为13 000 kN,即可满足工作面需求。

4 数值模拟

4.1 计算模型的构建

为了更真实地反映坚硬顶板破断特征以及支架工作阻力情况,采用 UDEC 对不同推进距离下顶板运移规律进行了数值模拟,建立平面应变力学模型,计算模型长度300 m,高度150 m,模拟工作面采深520 m,模型煤层厚度6 m,割煤高度3 m。模型计算边界条件:两边为固定边界条件,速率为0;底板同样为固定边界,速率为0,施加地应力17.5 MPa。模拟的8301工作面煤岩层基本力学参数见表2。

表 2 8301 工作面煤岩层基本力学参数

Tab.2 Basic mechanical parameters of coal and rock mass in working face 8301

层位	岩层	厚度/m	密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	体积模 量/GPa	剪切模 量/GPa	摩擦角/($^{\circ}$)	黏聚 力/MPa	抗拉强 度/MPa
11	粗砂岩	14.5	2 568	17	12.8	39	6.2	7.5
10	泥岩	3	2 500	16	11.5	26	3	2.5
9	粗砂岩	40	2 568	16.7	12.5	38	6	7.5
8	含砾粗砂岩	32	2 600	18.5	13.5	40	7.6	10
7	煌斑岩	24.4	2 700	20	15.5	42	10.5	18
6	泥岩	3.5	2 500	16.5	11.8	28	2.72	2.9
5	5 号煤层	6	1 500	4.9	2.5	20	2	2.1
4	高岭石	2.6	2 300	11.2	5.5	18	3.2	3.5
3	泥岩	18	2 500	16.4	12	27	3.1	2.8
2	8 号煤层	4	1 500	5.2	2.8	23	4	3.1
1	泥岩	2	2 500	17	12.2	25	2.8	3

4.2 顶板破断特征分析

随着工作面的不断推进,顶板破断特征如图 6 所示。

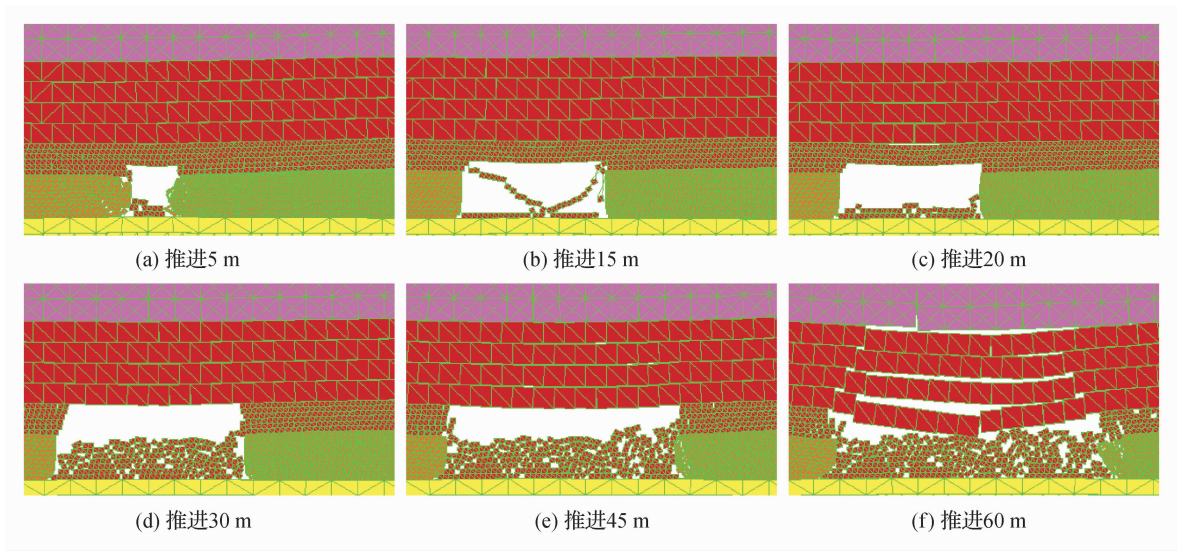


图 6 8301 工作面不同推进距离下顶板破断特征

Fig.6 The roof breaking characteristics under different advanced distance in working face 8301

由图 6 可知,在工作面推进 5 m 时,上覆岩层无明显变化。当推进 15 m 时直接顶开始垮落,但此时基本顶仍无明显变化。工作面推进 30 m 时,直接顶垮落充分,基本顶发生离层;推进 45 m 时,基本顶离层更明显;在上覆岩层的作用下,工作面推进 60 m,基本顶发生初次破断。因此,由数值模拟分析可得 8301 工作面的初次来压步距为 60 m。

4.3 支架工作阻力分析

在数值模拟计算中,对 8301 工作面不同推进距离下支架工作阻力进行监测,结果如图 7 所示。

随着工作面不断推进,支架工作阻力整体呈现上升趋势,直到推进 58 m 时,支架最大工作阻力为

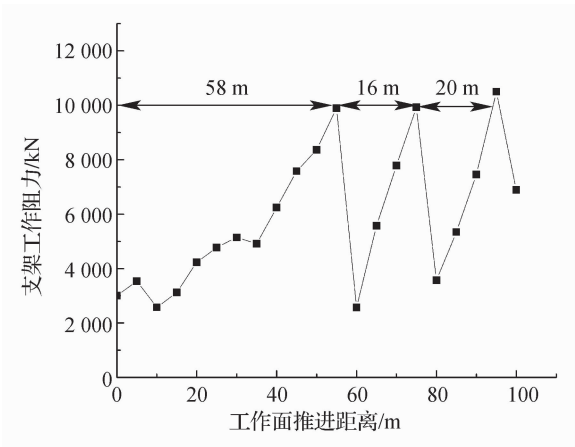


图 7 8301 工作面不同推进距离下支架工作阻力

Fig.7 Working resistance of support under different advanced distance in working face 8301

10 000 kN,之后随着工作面的继续推进,支架工作阻力呈现周期性反复现象,周期范围为15~20 m,支架工作阻力最大值为10 500 kN。因此,通过数值模拟对工作面推进100 m时不同推进距离下支架工作阻力的监测可知,基本顶初次来压步距为58 m,来压时的工作阻力为10 000 kN;基本顶周期来压步距为15~20 m,来压时的最大工作阻力为10 500 kN。

5 工程实践

为充分了解现场实际生产过程中厚硬顶板条件下初次来压步距和工作面支架工作阻力情况,采用尤洛卡公司矿压在线检测设备,对不同推进距离下工作面不同位置支架工作阻力进行了矿压监测。

5.1 测点布置

利用KJ232煤矿顶板安全监测系统的支架阻力监测子模块SY-40监测单体液压支柱压力。矿压监测分站三个接口分别接支架的前柱、后柱、前探梁油缸下腔。具体的在5号、13号、21号、29号、37号工作面下部,45号、53号、61号、69号、77号工作面中部,85号、93号、101号、109号、117号工作面上部布置压力分站,并依次标号1—15。

5.2 监测结果分析

根据工作面观测期间的支架工作阻力和矿压宏观显现情况,确定8301工作面基本顶初次来压步距与来压强度。测站监测的工作面支架工作阻力变化情况如图8所示。

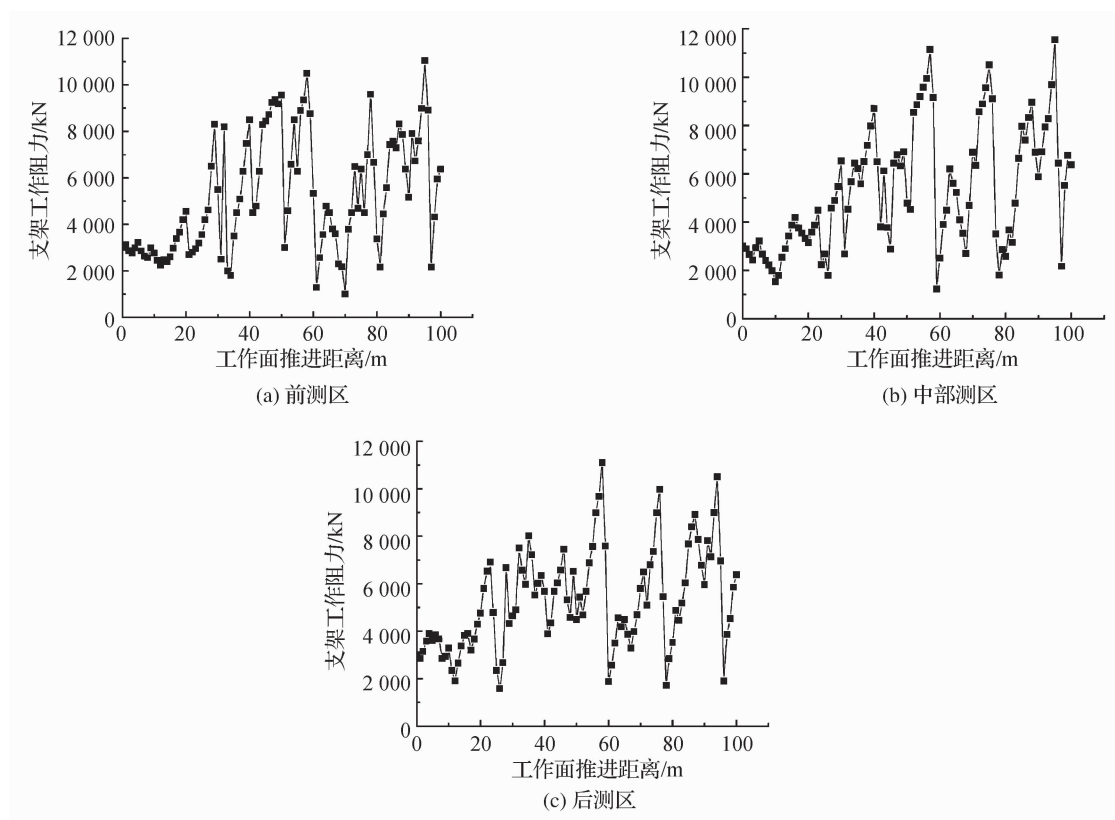


图8 8301工作面支架工作阻力监测结果

Fig. 8 The monitoring results of working resistance of support in working face 8301

从图8中可以看出,支架的初撑力为3 000 kN,工作面推进至20 m时,直接顶初次垮落。工作面推进至58 m时,支架工作阻力增加较明显,此时为工作面的初次来压,来压时支架工作阻力为11 000 kN,来压影响范围1.1~3.2 m。工作面推进至76 m时,工作面发生第1次周期来压,来压时支架工作阻力为10 000 kN,周期来压步距为18 m。随着工作面继续推进,工作面呈现出周期性来压显现,来压步距为15~20 m。非来压期间平均工作阻力

6 226 kN,是额定工作阻力的47.9%。来压期间支护阻力10 236 kN,是额定工作阻力的78.7%。

6 结论

(1) 建立综放工作面坚硬顶板两端固支模型,基于能量原理,推导出坚硬顶板受压强度解析式,得到坚硬顶板初次来压步距的计算式。分析可知,基本顶初次来压步距与顶板载荷、岩层抗拉强度、岩层剪切模量和体积模量有关。

(2) 与普通地质条件相比,坚硬顶板条件下顶板初次来压步距和工作面支架工作阻力明显增加,来压时动载系数为1.5~1.8,矿压显现剧烈。

(3) 通过理论分析、数值模拟和现场监测得出,东周窑煤矿8301工作面基本顶初次来压步距为58 m,工作面支架额定工作阻力为13 000 kN。此结果可为后续顶板控制提供依据,对类似地质条件综放开采具有重要参考意义。

参考文献

- [1] 王开,康天合,李海涛,等. 坚硬顶板控制放顶方式及合理悬顶长度的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(11): 2320-2327.
Wang Kai, Kang Tianhe, Li Haitao, et al. Study of control caving methods and reasonable hanging roof length on hard roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(11): 2320-2327.
- [2] 朱德仁,钱鸣高,徐林生. 坚硬顶板来压控制的探讨[J]. 煤炭学报, 1991, 16(2): 11-20.
Zhu Deren, Qian Minggao, Xu Linsheng. Discussion on control of hard roof weighting[J]. Journal of China Coal Society, 1991, 16(2): 11-20.
- [3] 蒋金泉,代进,王普,等. 上覆硬厚岩层破断运动及断顶控制[J]. 岩土力学, 2014, 35(增1): 264-270.
Jiang Jinquan, Dai Jin, Wang Pu, et al. Overlying hard and thick strata breaking movement and broken-roof control[J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35(S1): 264-270.
- [4] 靳钟铭,徐林生. 煤矿坚硬顶板控制[M]. 北京:煤炭工业出版社, 1994.
- [5] 潘越,王志强,李爱武. 初次断裂期间超前工作面坚硬顶板挠度、弯矩和能量变化的解析解[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(1): 32-41.
Pan Yue, Wang Zhiqiang, Li Aiwei. Analytic solutions of deflection, bending moment and energy change of tight roof of advanced working surface during initial fracturing[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(1): 32-41.
- [6] 于斌,刘长友,杨敬轩,等. 坚硬厚层顶板的破断失稳及其控制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 42(3): 342-348.
Yu Bin, Liu Changyou, Yang Jingxuan, et al. Research on the fracture instability and its control technique of hard and thick roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 42(3): 342-348.
- [7] 杨敬轩,鲁岩,刘长友,等. 坚硬厚顶板条件下岩层破断及工作面矿压显现特征分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 30(2): 211-217.
Yang Jingxuan, Lu Yan, Liu Changyou, et al. Analysis on the rock failure and strata behavior characteristics under the condition of hard and thick roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 30(2): 211-217.
- [8] 蒋金泉. 采场围岩应力与运动[M]. 北京:煤炭工业出版社, 1993.
- [9] 王平,姜福兴,冯增强,等. 高位厚硬顶板断裂与矿震预测的关系探讨[J]. 岩土工程学报, 2011, 33(4): 618-623.
Wang Ping, Jiang Fuxing, Feng Zengqiang, et al. Relationship between fracture of high-position thick and hard roof and mine quake forecast[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2011, 33(4): 618-623.
- [10] 李新元,马念杰,钟亚平,等. 坚硬顶板断裂过程中弹性能量积聚与释放的分布规律[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(增1): 2786-2793.
Li Xinyuan, Ma Nianjie, Zhong Yaping, et al. Storage and release regularity of elastic energy distribution in tight roof fracturing[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(S1): 2786-2793.
- [11] 秦广鹏,蒋金泉,张培鹏,等. 硬厚岩层破断机理薄板分析及控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(5): 726-732.
Qing Guangpeng, Jiang Jinquan, Zhang Peipeng, et al. Thin plate analysis of hard thick strata failure mechanism and its control technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(5): 726-732.
- [12] 高木福. 坚硬顶板处理步距的数值模拟[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2006, 25(5): 649-650.
Gao Mufu. Numerical simulation of hard roof processing step[J]. Journal of Liaoning Technical University, 2006, 25(5): 649-650.
- [13] 宋永津. 大同煤矿采场坚硬顶板控制方法与工程效果[J]. 煤炭科学技术, 1991, 19(12): 18-22.
Song Yongjin. Controlling methods and engineering effects of strong roof in Datong mining area[J]. Coal Science and Technology, 1991, 19(12): 18-22.
- [14] 王晓亮,窦林名,李凤荣,等. 采空区上方巨厚硬岩破断的力学分析[J]. 煤炭科技, 2009, 34(2): 13-15.
Wang Xiaoliang, Dou Linming, Li Fengrong, et al. Mechanical analysis of huge thick hard strata fracture over goaf[J]. Coal Science & Technology Magazine, 2009, 34(2): 13-15.
- [15] 魏锦平,靳钟铭,杨彦风,等. 坚硬顶板控制的数值模拟[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(增2):

- 2488 – 2491.
- Wei Jinping, Jin Zhongming, Yang Yanfeng, et al. Numerical simulation of hard roof control[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21 (S2): 2488 – 2491.
- [16] 何满潮, 胡江春, 熊 伟, 等. 岩石抗拉强度特性的劈裂试验分析[J]. 矿业研究与开发, 2005, 25(2): 12 – 16.
- He Manchao, Hu Jiangchun, Xiong Wei, et al. Splitting test and analysis of rock tensile strength [J]. Mining Research and Development, 2005, 25(2): 12 – 16.
- [17] 杨圣奇, 黄彦华, 刘相如. 断续双裂隙岩石抗拉强度与裂纹扩展颗粒流分析[J]. 中国矿业大学学报, 2014, 43(2): 220 – 226.
- Yang Shengqi, Huang Yanhua, Liu Xiangru. Particle flow analysis on tensile strength and crack coalescence behavior of brittle rock containing two pre-existing fissures[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2014, 43(2): 220 – 226.
- [18] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.

(责任编辑: 王晓玲)