文章编号:1673-9469(2025)02-0080-09 DOI:10.3969/j.issn.1673-9469.2025.02.011

唐山开滦某深部煤矿综采面顶板破断及控制研究

吕 岩,郭延华*,吴 超,石华旺
(河北工程大学 土木工程学院,河北 邯郸 056038)

摘要:针对开滦某深部煤矿综采面基本顶破断步距、基本顶结构形态及对支架合理工作阻力的确定等问题进行了深入研究。推导出基本顶破断步距计算公式,建立了综采面基本顶结构形态的判断方法,构建了基本顶不同结构形态下支架工作阻力的计算公式。结果表明:工作面顶板初次破断步距为26.7 m,周期破断步距为15.5 m。当采高小于4.52 m时,基本顶易形成"砌体梁"结构;当采高大于4.52 m时,基本顶将以"悬臂梁"结构形态进入垮落带中。分析了两种结构形态下基本顶破断步距和支架控顶步距对支架工作阻力的影响,并确定了46092工作面支架的合理工作阻力应不小于10 851 kN,现有支架额定工作阻力10 000 kN,在工作面部分区域略显偏小。

关键词:弹性薄板理论;基本顶;破断步距;基本顶结构形态;支架工作阻力
中图分类号:TD32 **文献标识码**:A

Research on Roof Breakage and Control of the Fully Mechanized Mining Face in a Deep Coal Mine in Kailuan, Tangshan

LYU Yan, GUO Yanhua*, WU Chao, SHI Huawang
(School of Civil Engineering, Hebei University of Engineering, Handan, Hebei 056038, China)

Abstract: An in-depth study was conducted on issues such as the determination of the basic roof fracture step distance, the structural form of the basic roof and the reasonable working resistance of the supports in the main face of a certain deep coal mine in Kailuan. The calculation formula for the basic roof fracture step distance was derived, a judgment method for the structural form of the basic roof in the main face was established, and the calculation formula for the working resistance of the supports under different structural forms of the basic roof was constructed. The results show that the initial fracture step distance of the roof of the working face is 26.7 m, and the periodic fracture step distance is 15.5 m. When the mining height is less than 4.52 m, the basic roof is prone to form a "masonry beam" structure, and when the mining height is greater than 4.52 m, the basic roof will enter the collapse zone in the form of a "cantilever beam". The influence of the fracture step distance of the basic roof and the support control distance on the working resistance of the supports under the two structural forms was analyzed, and it was determined that the reasonable working resistance of the supports in the 46092 working face should not be less than 10 851 kN. The rated working resistance of the existing supports is 10 000 kN, which is slightly insufficient in some areas of the working face.

Key words: theory of elastic thin plate; main roof; breaking span; main roof structural morphology; support working resistance

近几十年来我国煤矿开采力度不断加大,导致目前浅部可采煤炭资源显著下降,或将成为制约我国经济持续稳定发展的关键因素,因此,对深部煤炭资源的大力开发和利用是我国未来的必然选择,而矿压是深部煤炭资源开发的重要影响因素。近年来对矿压显现规律方面的研究已取得较

收稿日期:2023-05-27
基金项目:深部煤矿采动响应与灾害防控国家重点实验室开放基金资助项目(SKLMRDPC19KF04)
第一作者:吕岩(1997—),男,山东临沂人,硕士,从事岩土与地下工程等方面的研究。
*通信作者:郭延华(1972—),男,河北邯郸人,硕士,副教授,从事煤矿安全、地下工程等方面的研究。

多成果。钱鸣高院士等[1-3]提出了以“砌体梁”模型为基础的岩层控制的关键层理论,为矿山压力显现方面的研究提供了新的理论。贾喜荣等[4-5]提出了薄板理论,为顶板来压步距的计算提供了新的计算方法。侯忠杰[6]根据岩层特征,提出了覆岩全厚整体台阶切落的判别方法。Zhang 等[7]基于弹性板理论,建立了急倾斜工作面覆岩初次垮落薄板力学模型,得到了顶板岩层挠度和应力分布的解析解。覃敏等[8]基于小变形薄板理论研究了多层重叠采空区压力特征。黄长国等[9]基于弹性薄板理论分析了倾斜煤层顶板初次及周期来压步距。Guo 等[10]基于 BP 神经网络理论,建立了周期来压预测模型。Zhang[11]应用数值分析,研究了采高对组合关键层断裂的影响,并对浅埋煤层基本顶初次来压步距计算公式进行了修正。胡国伟等[12]通过现场矿压监测,对大采高综采工作面矿压显现特征进行分析,建立了大采高综采工作面力学模型,并对工作面支架选型的合理性作了初步研究。左迪[13]结合拱-砌体梁结构下的合理支架工作阻力计算方法,得到综放工作面合理支架初撑力和支护强度。

尽管基于薄板理论对工作面顶板的破断已有一些研究,但大多只是利用模型计算了顶板的破断长度,顶板内部应力随工作面推进的变化还需要进一步分析。同时以往对支架工作阻力的研究往往没有考虑覆岩结构形态的改变对其产生的影响,因此,在采高改变引起覆岩结构形态改变的情况下,对支架工作阻力的确定也需要进一步研究。本文以唐山开滦某深部煤矿 46092 工作面为例,采用薄板理论,推导出工作面顶板初次破断步距和周期破断步距的计算公式,分析工作面顶板内部应力变化特征。结合所求出的顶板破断步距判断了覆岩结构形态,根据综采面基本顶的两种结构形态,建立了各自的支架工作阻力的计算方法,并对两种结构形态下破断步距和控顶步距对支架工作阻力的影响进行分析。

1　工程概况

开滦矿区位于河北省唐山市,盛产优质的炼焦煤,深部煤矿的煤层多为中厚煤层,矿区的水文地质条件较为复杂,开采的难度和技术要求相对较高,地应力高会显著影响冲击地压,很可能造成回采工作面的严重破坏、设备损坏和人员伤亡等[14-17]。对该地区煤矿进行基本顶破断理论分析及其支护分析,有助于指导同类开采条件下的煤矿安全生产实践活动。

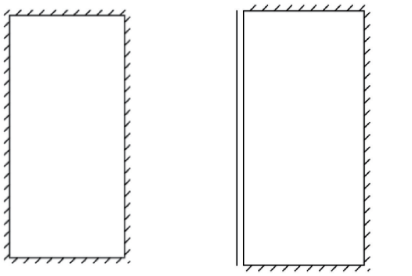
本文以开滦矿区 46092 工作面为研究对象。它采用走向长壁后退式综合机械化采煤法开采。该工作面位于矿井西翼区,地面标高为+38.2 m,工作面标高为 -1 147.5 ~ -1 139.3 m,埋深为 1 180 m,煤层厚度为 3.7~5.1 m,属于大采高综采工作面,工作面设计走向长度为 770 m,倾向长度为 74 m。煤层无夹矸,煤层破坏类型为Ⅱ类,坚固性系数为 0.24,瓦斯压力为 0.3 MPa。回采工作面直接顶为黑色泥岩,断口为贝壳状,褐色条痕,岩石质脆易碎,平均层厚约为 13.2 m;基本顶为灰色粗粒砂岩,灰白色条痕,岩石致密均匀,平均层厚为 3 m,抗拉强度为 4.35 MPa,其上覆岩传递的荷载约为 0.15 MPa。

2　顶板破断研究

2.1　薄板理论模型

在板壳理论中,根据板的厚度和宽度比把板分为薄膜、薄板、厚板。薄板理论模型的判别标准是(1/80~1/100)≤h/a≤(1/5~1/8),h 为板的厚度,a 为板的宽度,即顶板破断步距。46092 工作面现场实测顶板的周期垮落步距在 15~20 m 范围内,h/a=3/(15~20)≤1/5,因此可以用薄板模型计算其破断步距。

根据薄板理论,将顶板视为一弹性平板结构,上覆岩传递的载荷视为均布载荷。根据工作面开采边界条件,将顶板破断简化为以下两种情况:从切眼开始顶板初次断裂前的边界条件视为四边固支,如图 1(a)所示;随着开采面的不断推进,顶板的边界条件由四边固支变为三边固支一边简支,如图 1(b)所示。



(a) 四边固支　　(b) 三边固支一边简支

图 1　顶板破断模型

Fig. 1　Model of roof collapse

2.2　顶板初次破断分析

为了实现模型分析的精确性和简明性,将顶

板简化为矩形板,工作面初次断裂模型为受均布荷载的四边固支矩形板,计算模型如图2所示。其边界条件为

$$w\big|_{x=\pm\frac{a}{2}}=0 \qquad \frac{\partial w}{\partial x}\Big|_{x=\pm\frac{a}{2}}=0;$$

$$w\big|_{y=\pm\frac{b}{2}}=0 \qquad \frac{\partial w}{\partial y}\Big|_{y=\pm\frac{b}{2}}=0$$

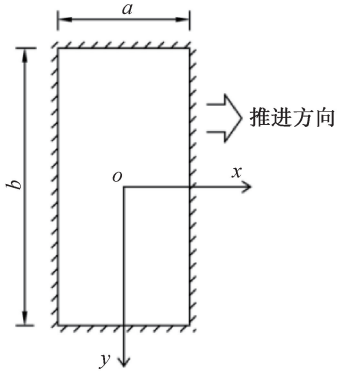


图2 顶板初次破断计算模型

Fig. 2 Calculation model of initial roof fracture

采用伽辽金理论,根据边界条件,假设挠曲面函数为

$$w=A\left(1+\cos\frac{2\pi x}{a}\right)\left(1+\cos\frac{2\pi y}{b}\right) \tag{1}$$

将挠曲面函数带入伽辽金方程中:

$$\iint D(\nabla^4 w)w\mathrm{d}x\mathrm{d}y=\iint qw\mathrm{d}x\mathrm{d}y \tag{2}$$

其中$\nabla^4 w=\dfrac{\partial^4 w}{\partial x^4}+2\dfrac{\partial^4 w}{\partial x^2\partial y^2}+\dfrac{\partial^4 w}{\partial y^4}$

$$D=\frac{Eh^3}{12(1-\mu^2)}$$

可得到

$$A=\frac{qa^4b^4}{4\pi^4(3a^4+2a^2b^2+3b^4)D} \tag{3}$$

根据弹性薄板内力及应力关系式,可以得到板内弯矩表达式:

$$M_x=-D\left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2}+\mu\frac{\partial^2 w}{\partial y^2}\right)=\frac{qa^4b^4}{\pi^2(3a^4+2a^2b^2+3b^4)}\times\left[\frac{1}{a^2}\cos\frac{2\pi x}{a}\left(1+\cos\frac{2\pi y}{b}\right)+\mu\frac{1}{b^2}\cos\frac{2\pi y}{b}\left(1+\cos\frac{2\pi x}{a}\right)\right] \tag{4}$$

$$M_y=-D\left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2}+\mu\frac{\partial^2 w}{\partial x^2}\right)=\frac{qa^4b^4}{\pi^2(3a^4+2a^2b^2+3b^4)}\times\left[\frac{1}{b^2}\cos\frac{2\pi y}{b}\left(1+\cos\frac{2\pi x}{a}\right)+\mu\frac{1}{a^2}\cos\frac{2\pi x}{a}\left(1+\cos\frac{2\pi y}{b}\right)\right] \tag{5}$$

板固支边的弯矩表达式:

$$M_x\big|_{x=\pm\frac{a}{2}}=-\frac{qa^2b^4}{\pi^2(3a^4+2a^2b^2+3b^4)}\left(1+\cos\frac{2\pi y}{b}\right) \tag{6}$$

$$M_y\big|_{y=\pm\frac{b}{2}}=-\frac{qa^4b^2}{\pi^2(3a^4+2a^2b^2+3b^4)}\left(1+\cos\frac{2\pi x}{a}\right) \tag{7}$$

在板的边界中点$(\pm a/2,0)$和$(0,\pm b/2)$,其弯矩分别达到最大值:$|M_x|_{\max}=8\pi^2DA/a^2$和$|M_y|_{\max}=8\pi^2DA/b^2$,且弯矩应力最大。根据强度理论,顶板是在边界中点处首先进入塑性状态而发生初始破坏的,其初始破坏的条件为

$$\sigma_{x,\max}=\frac{6|M_x|_{\max}}{h^2}=\frac{48\pi^2DA}{a^2h^2}\geqslant\sigma_t,$$

$$\sigma_{y,\max}=\frac{6|M_y|_{\max}}{h^2}=\frac{48\pi^2DA}{b^2h^2}\geqslant\sigma_t \tag{8}$$

将式(3)代入式(8)得到:

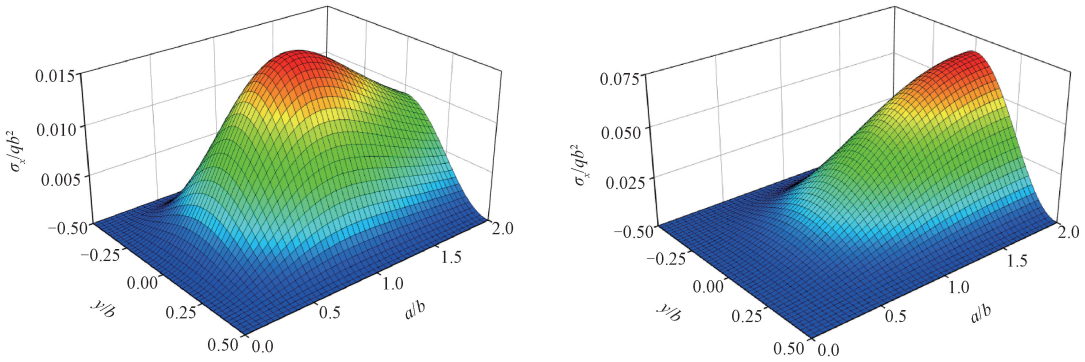
$$\sigma_{x,\max}=\frac{12qa^2b^4}{\pi^2h^2(3a^4+2a^2b^2+3b^4)} \tag{9}$$

$$\sigma_{y,\max}=\frac{12qa^4b^2}{\pi^2h^2(3a^4+2a^2b^2+3b^4)} \tag{10}$$

式中:D为薄板的抗弯刚度,kN·m^2;a为薄板的较小边长,即破断步距,m;b为薄板的较长边长,即开采工作面长度,m;q为薄板所受单位面积荷载,MPa;E为薄板的弹性模量,Pa;h为薄板的厚度,m;μ为泊松比;σ_t为岩层的抗拉强度,MPa。

为了更直观地看出固支边应力随工作面推进的变化情况,根据式(6)和式(7)及弯矩与应力的关系,可以得到该四边固支板在工作面不同推进距离下固支边的应力分布图,如图3所示。

从图3中可以看出,四边固支板的固支边的峰值应力都在各自边的中点处,并且长边的峰值应力要大于短边的峰值应力,这表明四边固支板容易在其长边中点处发生破断,即顶板在工作面中部最容易发生破断。从图3(a)中可以看出,当工作面推进距离接近工作面长度时,工作面峰值应力达到了最大值,这揭示了坚硬顶板在这时极易出现初次垮落的原因,这个规律也被许多矿井出现的"见方垮落"现象所证实。当工作面推进长度超过工作面倾向长度时,顶板倾向方向的应力反而随着工作面的推进而减少,但顶板走向方向的应力却始终随着工作面的推进而增大,这就说明



(a) 沿工作面倾向σ_x　　(b) 沿工作面走向σ_y

图 3　四边固支板在工作面不同推进距离下固支边应力分布图

Fig. 3　Stress distribution map of the fixed support edges of the four-sided fixed support plate under different advancing distances of the working face

如果顶板抗拉强度足够大,顶板的破断不会发生在工作面中部,而是出现在由两侧煤壁支撑的板边界上,这种情况下往往会导致两侧煤壁在走向中点附近出现严重的片帮现象,使得矿压显现更加强烈。

在 46092 工作面基本顶四边固支情况下,其抗拉强度 σ_t 为 4.35 MPa,$\sigma_{x,\max}$ 随工作面推进的变化曲线如图 4 所示:

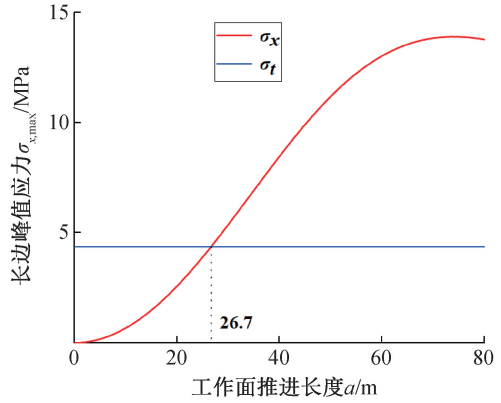


图 4　四边固支基本顶工作面推进长度与长边峰值应力的关系

Fig. 4　Relationship between the advancing length of the basic top working face with four sides fixedly supported and the peak stress along the long side

根据图 4 所得数据可知,$\sigma_{x,\max}$ 在 $a=26.7$ m 处达到基本顶的抗拉强度,顶板在工作面倾向长边的中点处发生初始破坏,因此 46092 工作面顶板初次破断步距为 26.7 m。

2.3　顶板周期破断分析

工作面周期断裂模型为受均布荷载的三边固支一边简支的矩形板,计算模型如图 5 所示。其边界条件为

$$w\big|_{x=a}=0,\frac{\partial w}{\partial x}\Big|_{x=a}=0;$$

$$w\big|_{x=0}=0,\frac{\partial^2 w}{\partial x^2}\Big|_{x=0}=0;$$

$$w\big|_{y=\pm\frac{b}{2}}=0,\frac{\partial w}{\partial y}\Big|_{y=\pm\frac{b}{2}}=0$$

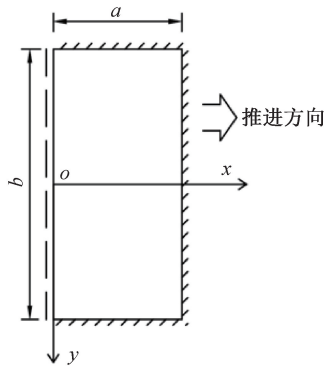


图 5　顶板周期破断计算模型

Fig. 5　Calculation model of periodic roof fracture

采用伽辽金理论,根据边界条件,可假设挠曲面函数为

$$w=Ax(x^2-a^2)^2(y^2-\frac{b^2}{4})^2 \tag{11}$$

求得

$$A=\frac{8\ 085q}{128a(336a^4+176a^2b^2+165b^4)D} \tag{12}$$

板固支边的弯矩表达式:

$$M_x\big|_{x=a}=-\frac{8\ 085qa^2}{16(336a^4+176a^2b^2+165b^4)}\times(y^2-\frac{b^2}{4})^2 \tag{13}$$

$$M_y\big|_{y=\pm\frac{b}{2}}=-\frac{8\ 085qb^2}{64(336a^4+176a^2b^2+165b^4)}\times x(x^2-a^2)^2 \tag{14}$$

在板的边界中点$(a,0)$和$(a/\sqrt{5},\pm b/2)$位置,弯矩分别达到最大值:$|M_x|_{\max}=a^3b^4DA/2$和$|M_y|_{\max}=32a^5b^2DA/25\sqrt{5}$,且弯矩应力最大。根据强度理论,其初始破坏的条件为

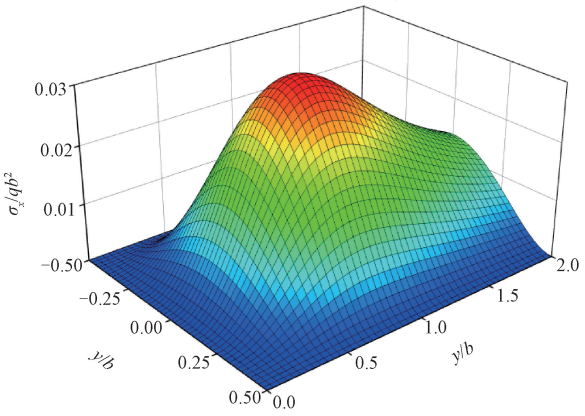
$$\sigma_{x,\max}=\frac{3a^3b^4DA}{h^2}\geqslant\sigma_t,\sigma_{y,\max}=\frac{192a^5b^2DA}{25\sqrt{5}h^2}\geqslant\sigma_t \tag{15}$$

将式(11)代入式(15)得到:

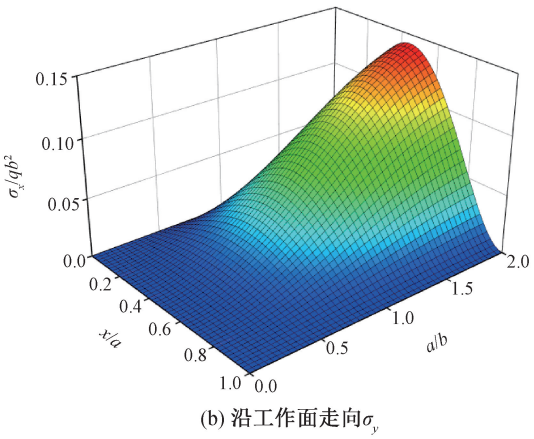
$$\sigma_{x,\max}=\frac{24\ 255qa^2b^4}{128h^2(336a^4+176a^2b^2+165b^4)} \tag{16}$$

$$\sigma_{y,\max}=\frac{4\ 851\sqrt{5}qa^4b^2}{50h^2(336a^4+176a^2b^2+165b^4)} \tag{17}$$

为了更直观地看出固支边应力随工作面推进的变化情况,根据式(13)和式(14)及弯矩与应力的关系,得到该三边固支一边简支板模型在工作面不同推进距离下固支边的应力分布图,如图6所示。



(a) 沿工作面倾向σ_x



(b) 沿工作面走向σ_y

图6 三边固支一边简支板在工作面不同推进距离下固支边应力分布图

Fig. 6 Stress distribution diagrams of the fixed side of a three-sided fixed and one-sided simply-supported plate under different advancing distances of the working face

从图6中可以看出,三边固支一边简支板与四边固支板的固支边应力分布图形状差异不大,其区别主要是随着工作面的推进,三边固支一边简支板的应力增加更快,即在工作面长度和推进距离相同时,四边固支板的峰值应力要小于三边固支一边简支板的峰值应力,这说明在上覆岩传递的荷载不变的情况下,三边固支一边简支板会更早出现破断,这揭示了在煤矿回采过程中周期来压步距往往会小于初次来压步距的内在原因。从图6(b)中可以看出,沿工作面走向方向的应力没有出现对称性,该方向的应力峰值出现在靠近采空区一侧,在这种情况下工作面两侧煤壁在靠近采空区一侧更容易破坏。

对于46092工作面基本顶三边固支一边简支的情况,其抗拉强度σ_t为4.35 MPa,$\sigma_{x,\max}$随工作面推进的变化曲线如图7所示:

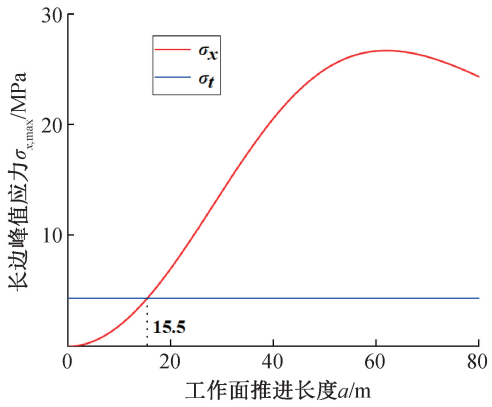


图7 三边固支一边简支基本顶工作面推进长度与长边峰值应力的关系

Fig. 7 Relationship between the advancing length of the basic working face and the peak stress along the long side for a three-sided fixed and one-sided simply supported foundation

根据图7所得数据,$\sigma_{x,\max}$在$a=15.5$ m处达到基本顶的抗拉强度σ_t,顶板在工作面倾向长边的中点处发生初始破坏,因此,46092工作面顶板周期破断步距为15.5 m。

3 综采面支架工作阻力研究

大量研究资料均表明,深部煤矿的地质构造更复杂,随着回采工作面的推进,上覆岩层活动程度更加强烈、来压更大,使得工作面压力波动范围更广,顶板断裂导致支架承担的荷载也会更大[18-20]。并且随着采高的增加,覆岩的结构形态也将发生变化,覆岩不同的结构形态将使基本顶

破断时对支架工作阻力产生显著差异[3]。因此,须根据工作面覆岩所处状态确定出合理的支架工作阻力,选择合适的支架,避免因顶板破断来压造成液压支架损坏而引发安全事故,以保证安全生产。

3.1　顶板破断后结构形态分析

一般在普通采高的情况下,顶板能形成平衡结构减小来压强度,但对于大采高工作面,由于采高增大顶板往往无法形成平衡结构。随着采高的增大,基本顶破断后将会因回转量过大而无法形成稳定的砌体梁结构,而是以悬臂梁的结构形态进入覆岩的垮落带。因此,针对煤层不同的开采高度,首先要确定基本顶是否将以悬臂梁结构进入垮落带,继而再研究支架的工作阻力。

判断垮落带高度的关键问题是确定基本顶破断块体的回转量,图 8 所示为顶板回转运动示意图。

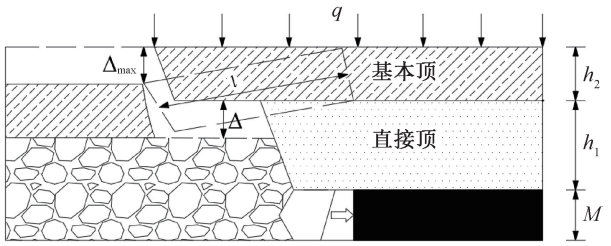


图 8　基本顶回转运动示意图

Fig. 8　Schematic diagram of main roof rotation space

本文将选取如下判别准则,设直接顶垮落后与上部基本顶之间的距离为 Δ:

$$\Delta = M + (1 - K_P)h_1 \tag{18}$$

式中:M 为煤层采高,m;K_P 为直接顶垮落岩块碎胀系数;h_1 为直接顶厚度,m。

设基本顶破断块体能铰接形成稳定的砌体梁结构,其所需的极限回转量为 Δ_{max}:

$$\Delta_{max} = h_2 - \sqrt{\frac{2ql^2}{\sigma_c}} \tag{19}$$

式中:h_2 为基本顶厚度,m;q 为基本顶及其上覆载荷,kN/m^2;l 为基本顶断裂步距,m;σ_c 为基本顶破断岩块抗压强度,MPa。当 $\Delta > \Delta_{max}$ 时,基本顶将处于垮落带中,呈现悬臂梁结构形态。

大采高综采面基本顶悬臂梁结构形成的条件如下:

$$M + (1 - K_P)h_1 > h_2 - \sqrt{\frac{2ql^2}{\sigma_c}} \tag{20}$$

结合煤矿 46092 工作面的实测岩体力学参数和上述基本断裂步距分析可知,当采高大于 4.52 m 时,基本顶将处于垮落带中,呈现悬臂梁结构形态;而当采高小于 4.52 m 时,基本顶破断后可以形成砌体梁结构形态。

3.2　基本顶“悬臂梁”结构形态对支架工作阻力的影响

当煤层采高较大时,基本顶呈现悬臂梁结构形态,本文建立了一个以静载计算为主的简化计算力学模型,当工作面推进到基本顶断裂线上方时,支架荷载计算力学模型如图 9 所示。

基本顶在自重 Q_1、悬顶部分承担的荷载 Q_2 作用下,将以断裂线为支点,产生向采空区转动的趋势,阻止基本顶发生转动的是其下部直接顶对它的阻力 P_0,基本顶转动时其最上层在 B 点处向推进方向产生离层,在断裂线附近受到上覆岩层和前方未破断基本顶的附加力 Q_3,将 P_0 简化为集中力,可得

$$P_0 = Q_1 + Q_2 + Q_3 \tag{21}$$

$$Q_1 = \gamma h_2 l B \tag{22}$$

$$Q_2 = 0.15 \times l_2 B \tag{23}$$

对 O 点取力矩可得

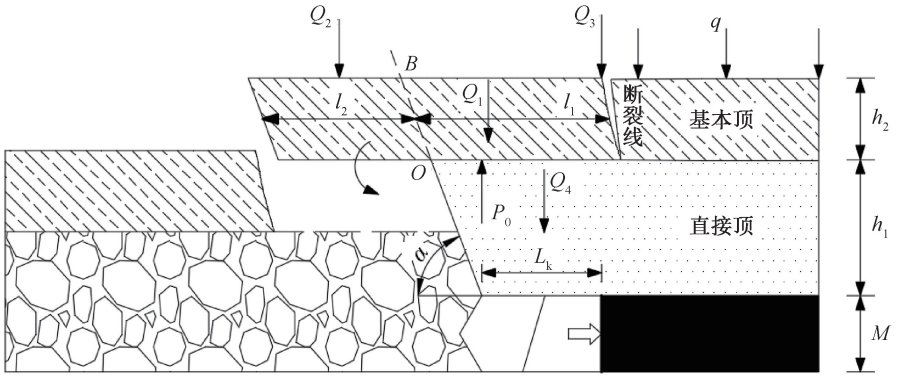


图 9　基本顶“悬臂梁”结构状态支架工作阻力计算模型

Fig. 9　Calculation model for the working resistance of the basic top "cantilever beam" structure state

$$P_0\left(l_1 - L_k - \frac{h}{2}\cot\alpha\right) + Q_2\left[\frac{(l_2 + h_2\cot\alpha)}{2} + h\cot\alpha\right] = Q_3\left(l_1 - \frac{h}{2}\cot\alpha\right) + Q_1\left(l_1 - \frac{l}{2} - \frac{h}{2}\cot\alpha\right) \tag{24}$$

由上式可得

$$Q_3 L_k = Q_1\left(\frac{l}{2} - L_k\right) + Q_2\left(l_1 + \frac{l_2}{2} + \frac{h_2}{2}\cot\alpha - L_k\right) \tag{25}$$

$$Q_3 = Q_1\left(\frac{l}{2L_k} - 1\right) + Q_2\left(\frac{l + l_1 + h_2\cot\alpha}{2L_k} - 1\right) \tag{26}$$

当直接顶没有自承能力时,P_0 将全部由支架承担,并且支架还需承担直接顶的重力 Q_4,因此有:

$$Q_4 = \gamma h_1 L_k B + \frac{1}{2}B\gamma h_1^2\cot\alpha \tag{27}$$

$$P = P_0 + Q_4 \tag{28}$$

将式(21)至(27)代入式(28)得到支架工作阻力:

$$P = Q_1 + Q_2 + Q_1\left(\frac{l}{2L_k} - 1\right) + Q_2\left(\frac{l + l_1 + h_2\cot\alpha}{2L_k} - 1\right) + \gamma h_1 L_k B + \frac{1}{2}B\gamma h_1^2\cot\alpha \tag{29}$$

式中:l 为基本顶破断步距,m;l_2 为悬顶长度,m;L_k 为控顶步距,m;B 为支架宽度,m;h_1 为直接顶厚度,m;h_2 为基本顶厚度,m;γ 为岩层容重,kN/m^3;α 为岩层平均破断角,(°)。

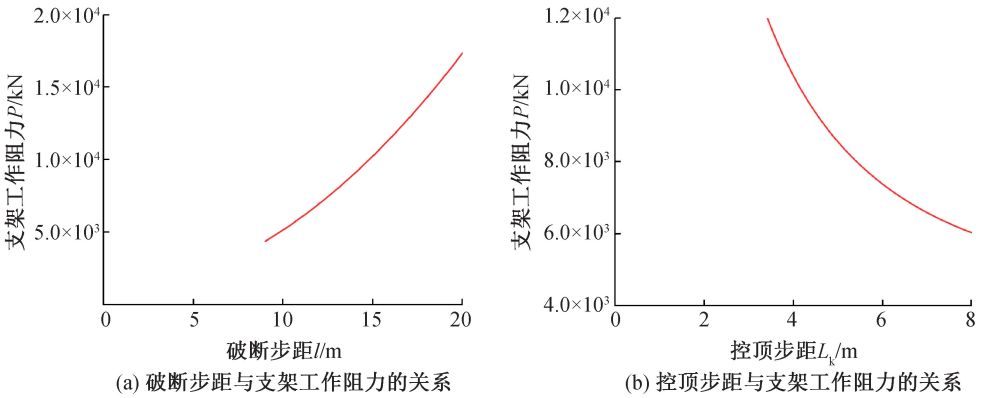
当基本顶破断后形成悬臂梁结构形态时,根据式(29)对支架工作阻力变化情况进行分析,结果如图 10 所示。

由图 10(a)可知,随着破断步距长度 l 的增大,支架工作阻力呈现快速增大的趋势,其主要原因是当岩块以断裂线为支点转动时,岩块长度的增加使得基本顶重心到支点的力矩增大,因此,当控顶步距确定时需要更大的支架阻力才能使力矩平衡。破断岩块长度的增大使岩块质量增加,同时岩块长度的增加使悬顶部分承受的载荷更大,从而导致传递给支架的荷载增大。由图 10(b)可知,随着控顶步距长度 L_k 的减小,支架工作阻力呈现增大趋势,这是由于控顶步距的减小使岩块的悬顶长度增加,悬顶部分承受的荷载也随之增加,同时控顶步距的减小,使得支架到顶板断裂线之间的力臂也随之减小,这意味着在相同的载荷下,支架需要提供更大的工作阻力才能使整个结构平衡。

3.3 基本顶“砌体梁”结构形态对支架工作阻力的影响

基本顶破断后形成砌体梁结构,此时基本顶的回转空间相对较小,工作面矿压显现与一般采高工作面类似,可按 4~8 倍采高岩重法来估算支架的工作阻力。但由于大采高综采面的采高较大,采高岩重法计算值的上、下限范围较大,不易确定其合理值。本文将按砌体梁结构的平衡关系进行计算[3],当工作面推进到基本顶断裂线上方时,其支架荷载计算力学模型如图 11 所示。此时支架荷载 P 包括两部分,一是直接顶荷载 Q_2,二是处于裂隙带中的铰接基本顶所需给予的平衡力 R。

$$Q_2 = \gamma h_1 L_k B + \frac{1}{2}B\gamma h_1^2\cot\alpha \tag{30}$$



(a) 破断步距与支架工作阻力的关系 (b) 控顶步距与支架工作阻力的关系

图 10 基本顶“悬臂梁”结构状态支架工作阻力与破断步距和控顶步距的关系曲线

Fig. 10 Relationship curve between the working resistance of the basic top "cantilever beam" structure state support and the breakage distance and the caving distance of the support

$$R = \left[2 - \frac{l\tan(\varphi - \theta)}{2(h_2 - \delta)}\right] Q_0 \tag{31}$$

$$Q_0 = (\gamma h_1 + q) lB \tag{32}$$

当基本顶破断后成为砌体梁结构形态时,支架工作阻力计算公式为

$$P = \gamma h_1 L_k B + \frac{1}{2} B\gamma h_1^2 \cot\alpha + \left[2 - \frac{l\tan(\varphi - \theta)}{2(h_2 - \delta)}\right][(\gamma h_1 + q) lB] \tag{33}$$

式中:φ 为破断岩块间摩擦角,(°);θ 为破断面与垂直面的夹角,(°);δ 为破断岩块的终端沉降值,m。

当基本顶破断后形成砌体梁结构形态时,根据式(33)对支架工作阻力变化情况进行分析,结果如图 12 所示。

由图 12(a)可知,随着破断步距长度 l 的增大,支架工作阻力呈现增大趋势,但其增长速率要明显小于悬臂梁结构,这是因为砌体梁结构下破断岩块自由空间较小,其回转对支架工作阻力的影响很小,并且砌体梁结构相较于悬臂梁结构,其后方有已破断块体的约束力,这在很大程度上平衡了基本顶的重力,这使得支架工作阻力随破断步距的增加明显放缓。支架工作阻力的增加主要是因为破断岩块重力的增加,传递给支架的荷载增加。由图 12(b)可知,砌体梁结构下支架工作阻力随控顶步距增加而均匀增大,其原因为控顶步距的增加使得直接顶的重力增加,进而使支架工作阻力增加,控顶步距的改变不会对基本顶对支架工作阻力产生影响。

综上可知,破断步距和支架控顶步距由于基本顶悬臂梁结构形态下的回转,使其对支架工作阻力的影响更加显著。由于工作面在不同区域的覆岩基本顶分别呈现出了上述两种结构形态,因此,应对每种结构形态下的支架阻力进行计算。结合该煤矿 46092 综放开采工作面的实测岩体力学参数和上述基本断裂步距的分析结果,求得基本顶悬臂梁结构形态下支架工作阻力为 10 851 kN,基本顶砌体梁结构形态下支架工作阻力为 8 747 kN。因此,按最危险的情况取值,工作面合理支架工作阻力为 10 851 kN,现有支架额定工作阻力为 10 000 kN,在采高大于 4.52 m 的区域略显偏小。

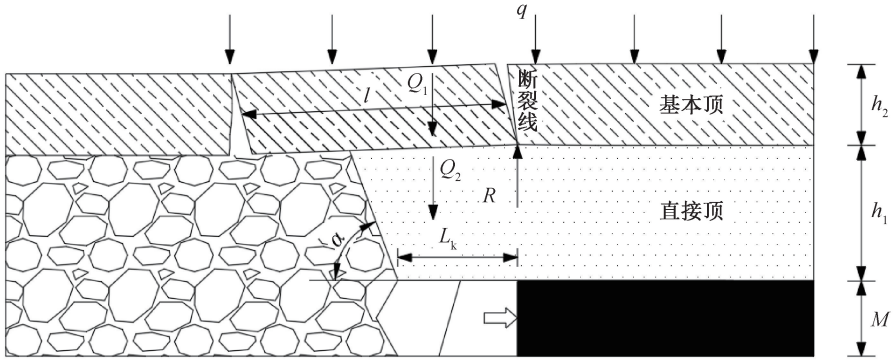
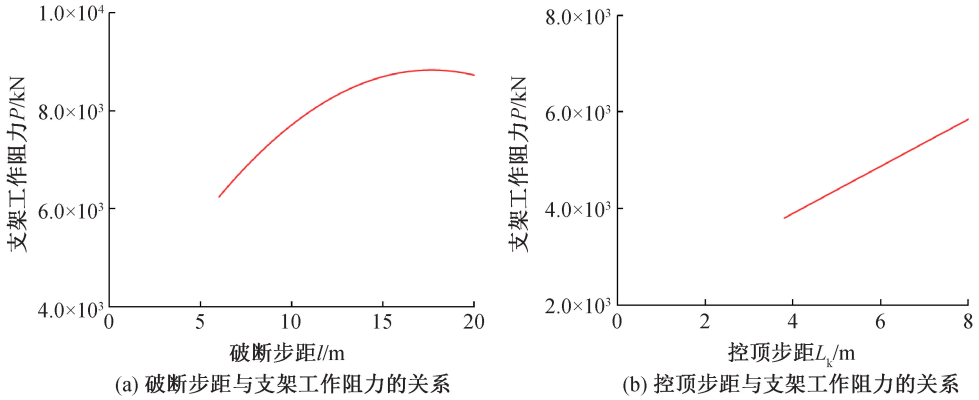


图 11　基本顶“砌体梁”结构状态支架工作阻力计算模型

Fig. 11　Calculation model for the working resistance of the "masonry beam" structure state support of the basic top



(a) 破断步距与支架工作阻力的关系　　(b) 控顶步距与支架工作阻力的关系

图 12　基本顶“悬臂梁”结构状态支架工作阻力与破断步距和控顶步距的关系曲线

Fig. 12　Relationship curve between the working resistance of the basic top "cantilever beam" structure state support and the breakage distance and the caving distance of the support

4 结论

1)基于薄板理论,构建了工作面来压的板壳理论模型。推导出工作面顶板初次破断步距和周期破断步距的计算公式,其中初次破断步距为26.7 m,周期破断步距为15.5 m。

2)根据理论推导公式建立出板的固支边应力分布图。分析了综采面顶板应力特征,揭示了坚硬顶板常出现"见方垮落"的内在原因和不同情况下两侧煤壁容易发生破坏的区域。

3)结合综采面基本顶的两种结构形态,建立了各自的支架工作阻力计算方法。据此确定了46092工作面支架的合理工作阻力为10 851 kN,现有支架额定工作阻力在工作面部分区域略显偏小。

4)根据计算式对支架工作阻力变化情况进行分析。基本顶悬臂梁结构形态下破断步距和支架控顶步距由于基本顶的回转,使其对支架工作阻力的影响更显著。

参考文献:

[1] 钱鸣高,缪协兴,何富连. 采场"砌体梁"结构的关键块分析[J]. 煤炭学报,1994(6):557-563.

[2] 梁运培,孙东玲. 岩层移动的组合岩梁理论及其应用研究[J]. 岩石力学与工程学报,2002(5):654-657.

[3] 钱鸣高,许家林,王家臣,等. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2020.

[4] 贾喜荣,翟英达. 采场薄板矿压理论与实践综述[J]. 矿山压力与顶板管理,1999(Z1):22-25+238.

[5] 贾喜荣,翟英达,杨双锁. 放顶煤工作面顶板岩层结构及顶板来压计算[J]. 煤炭学报,1998(4):32-36.

[6] 侯忠杰. 浅埋煤层关键层研究[J]. 煤炭学报,1999(4):25-29.

[7] ZHANG B, CAO S G. Study on first caving fracture mechanism of overlying roof rock in steep thick coal seam [J]. International Journal of Mining Science and Technology,2015,25(1):23-30.

[8] 覃 敏,黄英华,刘 畅. 基于小变形薄板理论的多层重叠采空区稳定性应用研究[J]. 采矿技术,2021,21(3):80-83.

[9] 黄长国,华心祝. 运用弹性薄板理论预测采煤工作面基本顶来压步距[J]. 煤矿安全,2013,44(5):206-209.

[10] GUO H,JI M,ZHANG M,et al. Application of BP neural network in the prediction of periodic weighting[J]. Journal of Mines, Metals and Fuels,2019,67(2):11-15.

[11] ZHANG J. The influence of mining height on combinational key stratum breaking length[J]. Procedia Engineering,2011,26:1240-1246.

[12] 胡国伟,靳钟铭. 大采高综采工作面矿压观测及其显现规律研究[J]. 太原理工大学学报,2006(2):127-130.

[13] 左 迪. 综放工作面液压支架合理支护阻力研究[J]. 现代矿业,2020,36(2):191-194.

[14] 冯西森,陆 浩,焦 斌,等. 基于关键层理论的8 m大采高工作面矿压规律研究[J]. 煤炭工程,2021,53(3):1-5.

[15] 张 农,李希勇,郑西贵,等. 深部煤炭资源开采现状与技术挑战[C]//中国煤炭工业协会. 全国煤矿千米深井开采技术. 2013:10-31.

[16] 曹振华. 煤矿深部开采方法分析[J]. 中国新技术新产品,2018(14):49-50.

[17] 杜计平,张先尘,贾维勇,等. 煤矿深井采场矿压显现及其控制特点[J]. 中国矿业大学学报,2000(1):82-84.

[18] 张守山. 深部开采矿山压力显现原因及其控制[J]. 煤矿现代化,2002(5):18-19.

[19] 王 拓,常聚才,张 兵,等. 综采面多层坚硬顶板破断特征及其安全控制研究[J]. 地下空间与工程学报,2017,13(S1):339-343.

[20] 高 超. 大采高工作面顶板破断特征和来压规律研究[J]. 能源技术与管理,2021,46(3):1-3.

(责任编辑 张爱丽)