



移动扫码阅读

李 昂,周永根,杨宇轩,等.大埋深高承压水双层结构底板破坏机理及应用研究[J].煤炭科学技术,2023,51(10):207-219.

LI Ang, ZHOU Yonggen, YANG Yuxuan, *et al.* Study on failure mechanism and application of double-layer structure floor with large buried depth and high confined water[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(10): 207-219.

大埋深高承压水双层结构底板破坏机理及应用研究

李 昂^{1,3},周永根¹,杨宇轩⁴,于振子³,牟 谦²,王 满³,张 波³

(1. 西安科技大学 建筑与土木工程学院, 陕西 西安 710054; 2. 中煤科工集团重庆研究院有限公司, 重庆 400039; 3. 中国平煤神马集团 炼焦煤资源开发及综合利用国家重点实验室, 河南 平顶山 4670993; 4. 陕西建工第三建设集团有限公司, 陕西 西安 710054)

摘 要:平煤矿区首次开采近全岩下保护层工作面用于解放其上部受瓦斯突出威胁的己组煤炭资源,近千米埋深开采近全岩层势必加大底板破坏深度,一旦扰动隔水层内 L_5 弱富水性含水层形成寒灰水间接补给通道,影响工作面底板安全稳定。为此首先建立双层结构底板塑性滑移线场理论模型,推导出三种工况下双层底板最大破坏深度解析解;然后通过自主设计的孔隙水压力(弹簧)和地层有效应力(千斤顶)协同工作的相似模拟试验平台,基于数字图像相关技术模拟分析了采场顶底板变形形态和破坏特征;最后使用钻孔应变测量方法在平煤十二矿己₁₅-31040近全岩工作面开展底板破裂发育形态现场监测。结果表明:采用双层结构底板塑性滑移线场理论计算出己₁₅-31040近全岩工作面底板最大破坏深度为16.59 m;相似模拟试验揭示了底板破坏集中于开切眼及工作面两端,具有明显滞后破坏特征,最大破坏深度为17.8 m,工作面推进159.9 m进入充分开采后,底板应力逐渐恢复;现场实测结果显示底板岩体在工作面前方7.9 m出现压剪滑移破坏,工作面推过钻孔前后底板分别表现出压剪和拉剪破坏,底板最大破坏深度介于16.5~18 m。现场实测与理论计算和相似模拟试验结果较为吻合,研究成果有利于推动大埋深、高承压煤岩层开采底板水害防治技术的进步。

关键词:近全岩下保护层工作面;近千米埋深;寒武系灰岩;底板水害;相似模拟;钻孔应变技术

中图分类号:TD32 **文献标志码:**A **文章编号:**0253-2336(2023)10-0207-13

Study on failure mechanism and application of double-layer structure floor with large buried depth and high confined water

LI Ang^{1,3}, ZHOU Yonggen¹, YANG Yuxuan⁴, YU Zhenzi³, MU Qian², WANG Man³, ZHANG Bo³

(1. School of Architecture and Civil Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 2. Chongqing Research Institute of China Coal Technology and Engineering Group, Chongqing 400039, China; 3. Coking Coal Resources Development and Utilization State Key Laboratory, China Pingmei Shenma Group, Pingdingshan 467000, China; 4. SCEGC No.3 Construction Engineering Group Company Ltd, Xi'an 710054, China)

Abstract: The first mining of nearly whole rock lower protective layer working face in Pingdingshan coal mining area is used to liberate the Ji group coal resources of its upper threatened by the gas outburst. The mining of the rock layer at a depth of nearly 1 000 meters is bound to increase the depth of the floor damage. Once the L_5 weak water-rich aquifer in the aquifuge is disturbed, the indirect recharge channel of the cold ash water is formed, which affects the safety and stability of the rock floor. Firstly, the theoretical model of plastic slip line of double-layer structure floor is established, and the analytical solution of maximum failure depth of double-layer floor under three working conditions is derived. Then through the self-designed similar simulation experimental platform of pore water pressure (spring) and stratum effective stress (jack), the deformation form and failure characteristics of stope roof and floor are simulated and analyzed based on digital image correlation technology. Finally, the borehole strain measurement method was used to carry out on-site monitoring of floor fracture development morphology in Ji₁₅-31040 nearly whole rock working face of Pingdingshan No.12 Coal Mine. The results show that the maximum failure depth of Ji₁₅-31040 nearly whole rock working face floor is 16.59 m by using the plastic slip line theory of double-layer structure floor. The similar simulation experiment reveals that the floor failure is concentrated at both ends of the open-off cut and the

收稿日期:2022-08-15 责任编辑:周子博 DOI:10.13199/j.cnki.cst.2022-1485

基金项目:国家自然科学基金面上资助项目(51874229);陕西省自然科学基金基础研究计划重点资助项目(2020JZ-52)

作者简介:李 昂(1981—),男,辽宁鞍山人,副教授,博士。E-mail:651238823@qq.com

working face, with obvious lagging failure characteristics. The maximum failure depth is 17.8 m. After the working face advances 159.9 m into full mining, the floor stress gradually recovers. The field measurement results show that the floor rock mass has a compression-shear slip failure at 7.9 m in front of the working face. The floor before and after the working face is pushed through the borehole shows compression-shear and tension-shear failure, respectively. The maximum failure depth of the floor is between 16.5 m and 18 m. The results of field measurement are in good agreement with theoretical calculation and similar simulation test.

Key words: nearly whole rock lower protective layer working face; depth of nearly 1000 meters; cambrian limestone; floor water hazard; similar simulation; drilling strain technology

0 引言

进入机械化采煤时代后,煤炭开采强度日益增大,浅部煤层开采殆尽,采煤工作正加快向深部转移,全球开采深度超千米的矿井多达上百个^[1-2]。我国目前已有数十个矿井开采深度在千米以上,大都集中在中东部矿区,如济北矿区、新汶矿区、平煤矿区等,这些矿区属华北石炭二叠系含煤区,在采煤过程中不仅面临着高地应力、高温、高瓦斯影响,还将面临着强开采扰动下基底下伏的承压灰岩水的威胁^[3-7]。

平煤十二矿是平煤矿区四大采深超千米的矿井之一,目前主采的己组煤属瓦斯突出煤层。以往采用上保护层开采方式释放下部己组煤瓦斯效果较差^[8-9],故此首次采用下保护层开采方式解放其上部受瓦斯突出威胁的己组煤炭资源^[10-12]。该己₁₅-31040近全岩下保护层工作面(下文简称为“040近全岩面”)距离底部寒武系灰岩含水层较近,且底板内存在弱富水含水层,在工作面回采过程中,若底板扰动破坏范围较大,则很有可能直接影响寒武系灰岩水间接补给,增大工作面防治水压力。临近矿井曾在采掘期间发生寒武系灰岩水间接补给弱富水性含水层导致寒灰水突水(60℃)事故,导致停掘停采,现场受高温水影响抢险难度极大,经济损失严重。由于040近全岩面是整个平顶山矿区首个下保护层开采试点工作面,底板破坏规律尚无经验和规律可寻,要实现安全带压开采^[13-16],需对底板破坏规律开展相关的理论及试验研究。

以往许多学者基于弹塑性力学和断裂力学等理论,对底板岩体破坏规律进行研究^[17-20]。例如,李昂等^[21]在经验公式的基础上得出的非线性拟合回归公式,更加精确的计算了底板岩层的最大破坏深度;刘伟韬等^[22]以弹性力学中的半无限体理论为基础,建立倾斜煤层底板的破坏深度模型,计算了倾斜煤层底板采动最大破坏深度;虎维岳等^[23]利用塑性滑线场理论进一步分析了煤层底板的最大破坏深度。这些相关研究都是将底板视为单一岩层,但实际工程中底板岩体由多种岩性的岩体组成,岩层之间内摩

擦角并不相同,采用单一岩层底板计算的最大破坏深度势必存在一定误差。

学者们还采用相似模拟试验手段研究底板扰动破坏规律^[24-26],大多采用千斤顶、压力水袋或弹簧作为反力装置模拟底板承压水作用。例如,冯梅梅等^[27]自主设计了煤层底板承压水水压加载系统,实现采用压力水袋对底板隔水层的承压水作用的物理模拟;赵毅鑫等^[28]采用双向加载相似模拟试验平台和基于独立弹簧组构成的承压水载荷模拟装置,对承压水上工作面底板破断诱发突水的机理进行了分析;李春元^[29]采用液压手动泵,实现对底板承压水压力和扰动应力的模拟。对比以往相似模拟研究发现,千斤顶模拟反力受力不均,不易控制,压力水袋作为底板承压水反力装置不易控制水囊内的压力平衡,操作不当易导致底板大面积隆起,弹簧虽然能较好给底板提供垂直载荷模拟承压水压力,但弹簧压缩量越大、反力也越大,与实际不符。如何设计一套精准模拟底板承压水的反力装置,是相似模拟试验成败的关键。

因此,笔者结合平煤矿区十二矿下保护层040近全岩面底板实际岩性,将其划分为双层结构,给出双层结构底板破坏深度理论值,并自行设计了一套模拟底板承压水反力系统,开展物理相似实验对顶底板破坏特征进行模拟研究,使用钻孔应变技术对底板岩体受开采扰动下应变变化情况进行现场监测,对大埋深、高承压水上开采近全岩层底板扰动破坏规律进行综合研究,为相似地质条件煤岩层开采底板水害防治起到一定的指导意义。

1 双层结构底板塑性滑移线场理论

如图1所示,塑性滑移线场理论推导得出的底板破坏深度计算式(1)是上部载荷对其下部岩体施加一定的作用力,从而导致下部岩体极限破坏,形成了主动区、过渡区和被动区。该理论适用于理想的弹塑性体,底板岩体可视为理想的弹塑性材料,当底板岩体强度处于极限状态时,其底板发生滑移破坏,即图1中的主动区,图中 r_0 为OB之间的距离; θ 为

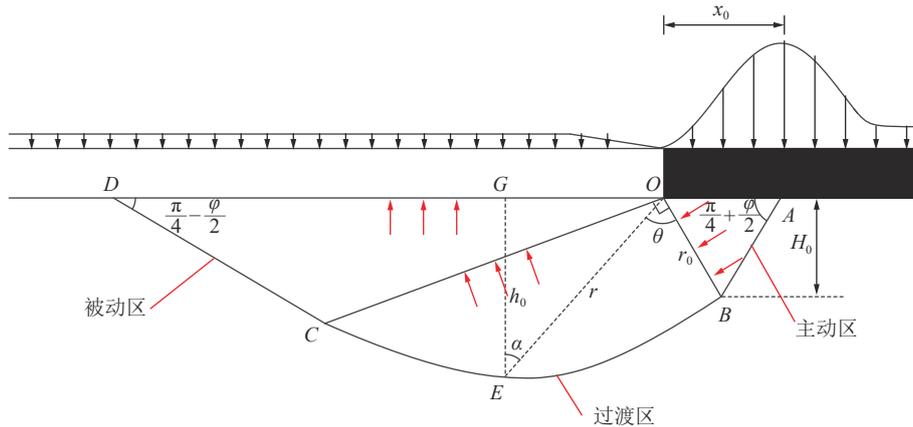


图 1 单层结构底板破坏深度计算简图

Fig.1 Calculation diagram of failure depth of single-layer structure floor

OB 与 OE 之间的夹角, ($^\circ$); A 为三角形 ABC 主动区的点号。

以往使用的底板最大破坏深度计算公式(式(1))是将底板简化为单一岩层^[30], 与实际情况并不相符, 采用单一岩层底板计算最大破坏深度存在较大误差, 所以本文在传统塑性滑移线场理论基础上加以改进, 将岩层底板破坏影响区域划分为双层结构。

$$h_0 = \frac{x_0}{2\cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}\right)} e^{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}\right)\tan\varphi} \cos\varphi \quad (1)$$

式中: h_0 为底板最大破坏深度, m ; x_0 为工作面前端塑性破坏区长度, m ; φ 为工作面底部岩体的平均内摩擦角。

擦角。

对于由两种不同岩性组成的底板塑性变形区, 采用双层塑性滑移线理论计算最大破坏深度时可分为三种工况讨论, 分别是主动极限区深度 H_0 小于、等于和大于上层底板岩层厚度 H' 。

1.1 $H_0 < H'$ 工况下双层结构底板破坏深度

如图 2 所示, 当滑移面主动极限区深度 H_0 小于上层底板岩层厚度 H' 时, 对数螺旋线将穿过上层底板岩层, 此时 O 点将作为两段对数螺旋线的旋转中心点, r_1 同时作为第一段对数螺旋线的终线和第二段对数螺旋线的起点线。

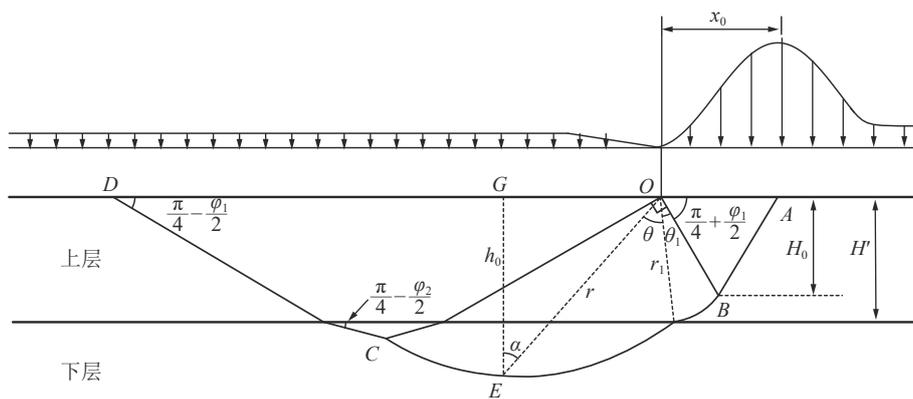


图 2 $H_0 < H'$ 工况下的双层结构底板破坏深度计算简图

Fig.2 Calculation diagram of floor failure depth of double-layer structure under $H_0 < H'$

r_1 可由以下方程组联立求解:

$$\begin{cases} r_1 = \frac{H'}{\sin\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right)} \\ r_1 = r_0 e^{\theta_1 \tan \varphi_1} \end{cases} \quad (2)$$

式中: r_1 为第二段对数螺旋线起始半径, m ; r_0 为 OB 长度, m ; θ_1 为两段对数螺旋线半径 r_1 与 r_0 之间的夹

角, ($^\circ$); φ_1 为底板岩层的平均内摩擦角, ($^\circ$).

化简为:

$$H' = r_0 e^{\theta_1 \tan \varphi_1} \sin\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right) \quad (3)$$

对于式(3)中的含有未知数 θ_1 的项, 通过泰勒展开可得:

$$e^{\theta_1 \tan \varphi_1} \approx 1 + \theta_1 \tan \varphi_1 \quad (4)$$

$$\sin\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right) \approx \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right) - \frac{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right)^3}{6} \quad (5)$$

将式(4)、(5)代入式(3)可得:

$$H' = r_0(1 + \theta_1 \tan \varphi_1) \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right) - \frac{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right)^3}{6} \quad (6)$$

对式(6)进行展开可得:

$$\begin{aligned} & \left(-\frac{1}{6} \tan \varphi_1\right) \theta_1^4 + \left[-\frac{1}{6} - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) \tan \varphi_1\right] \theta_1^3 + \\ & \left[\tan \varphi_1 - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^2 \tan \varphi_1\right] \theta_1^2 + \\ & \left[1 - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^2 + \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) \tan \varphi_1 - \frac{1}{6} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^3 \tan \varphi_1\right] \theta_1 + \\ & \left[\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} - \frac{H'}{r_0} - \frac{1}{6} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^3\right] = 0 \quad (7) \end{aligned}$$

在式(7)中,令

$$\begin{cases} a = -\frac{1}{6} \tan \varphi_1 \\ b = -\frac{1}{6} - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) \tan \varphi_1 \\ c = \tan \varphi_1 - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^2 \tan \varphi_1 \\ d = 1 - \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^2 + \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) \tan \varphi_1 - \frac{1}{6} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^3 \tan \varphi_1 \\ e = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} - \frac{H'}{r_0} - \frac{1}{6} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)^3 \end{cases}$$

则式(7)可表示为

$$a\theta_1^4 + b\theta_1^3 + c\theta_1^2 + d\theta_1 + e = 0 \quad (8)$$

由一元四次方程的费拉里解法可知,式(8)存在4个解,但经验算,实际存在的解仅一个,即

$$\begin{aligned} \theta_1 = & \frac{-b}{4a} + \frac{1}{2} \sqrt{\frac{b^2}{4a^2} - \frac{2c}{3a} + \Delta} - \\ & \frac{1}{2} \sqrt{\frac{b^2}{2a^2} - \frac{4c}{3a} - \Delta + \frac{-\frac{b^3}{a^3} + \frac{4bc}{a^2} - \frac{8d}{a}}{4\sqrt{\frac{b^2}{4a^2} - \frac{2c}{3a} + \Delta}}} \quad (9) \end{aligned}$$

式中

$$\Delta = \frac{\sqrt{2}A_1}{3a\sqrt{A_2 + \sqrt{-4A_1^3 + A_2^2}}} + \frac{\sqrt[3]{A_2 + \sqrt{-4A_1^3 + A_2^2}}}{3\sqrt[3]{2a}}$$

其中,

$$\begin{aligned} A_1 &= c^2 - 3bd + 12ae; \\ A_2 &= 2c^3 - 9bcd + 27ad^2 + 27b^2e - 72ace \end{aligned}$$

在 $\triangle OEG$ 中,

$$\overline{OE} = r = r_1 e^{\theta \tan \varphi_2} \quad (10)$$

式中: θ 为两段对数螺旋线半径 r_1 与 r 之间的夹角, $(^\circ)$; φ_2 为工作面底板下层岩体的内摩擦角, $(^\circ)$ 。

$$\overline{GE} = h = r \cos \alpha = r_1 e^{\theta \tan \varphi_2} \cos\left(\theta + \theta_1 + \frac{\varphi_1}{2} - \frac{\pi}{4}\right) \quad (11)$$

式中: α 为 h 与 r 之间的夹角, $(^\circ)$ 。

当 $\frac{dh}{d\theta} = 0$ 时, h 到达最大破坏深度 h_0 ,解得

$$\theta = \varphi_2 + \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2} - \theta_1 \quad (12)$$

将式(2)、式(12)代入式(11),可得到 $H_0 < H'$ 工况下双层结构底板最大破坏深度 h_0 :

$$h_0 = \frac{H'}{\sin\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} + \theta_1\right)} e^{\left(\varphi_2 + \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2} - \theta_1\right) \tan \varphi_2} \cos \varphi_2 \quad (13)$$

1.2 $H_0 = H'$ 工况下双层结构底板破坏深度

如图3所示,当主动极限区深度 H_0 等于上层岩体厚度 H' 时,位于下层岩体的过渡区对数螺旋线方程为:

$$r = r_0 e^{\theta \tan \varphi_2} \quad (14)$$

在 $\triangle OEG$ 中

$$\overline{GE} = h = r \cos \alpha = r_0 e^{\theta \tan \varphi_2} \cos\left(\theta + \frac{\varphi_1}{2} - \frac{\pi}{4}\right) \quad (15)$$

当 $\frac{dh}{d\theta} = 0$ 时, h 到达最大破坏深度 h_0 ,解得

$$\theta = \varphi_2 + \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2} \quad (16)$$

将式(2)、(16)代入式(15),可得到 $H_0 = H'$ 工况下双层结构底板最大破坏深度 h_0 :

$$h_0 = \frac{x_0}{2 \cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right)} e^{\left(\varphi_2 + \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \tan \varphi_2} \cos \varphi_2 \quad (17)$$

1.3 $H_0 > H'$ 工况下的双层结构底板破坏深度

如图4所示,当主动极限区深度 H_0 大于上层岩体厚度 H' 时,主动极限区和被动极限区都将穿过上层岩体,在两岩层交界处与水平面的夹角发生改变,由 $\frac{\pi}{4} \pm \frac{\varphi_1}{2}$ 变为 $\frac{\pi}{4} \pm \frac{\varphi_2}{2}$,此时底板最大破坏深度将按图4中三角关系求得。

在 $\triangle OMN$ 中

$$\overline{MN} = H' \left[\tan\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) + \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \right] \quad (18)$$

在 $\triangle O'MN$ 中

$$\begin{aligned} \overline{O'N} &= \overline{MN} \cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right) = \\ H' \cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right) & \left[\tan\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) + \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \right] \quad (19) \end{aligned}$$

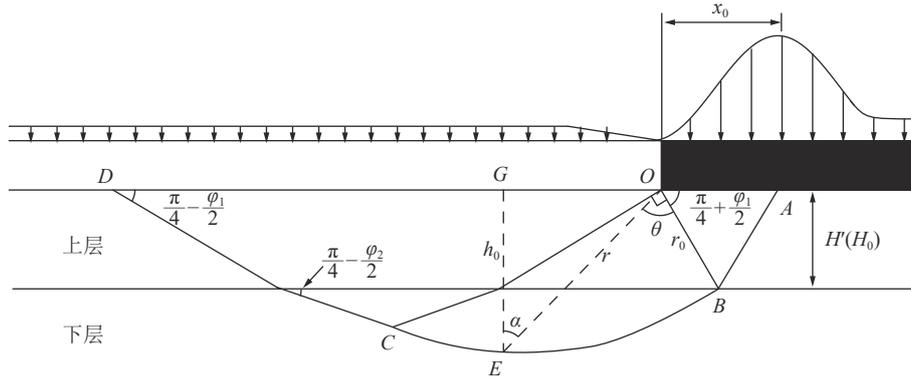


图 3 $H_0 = H'$ 工况下的双层结构底板破坏深度计算简图

Fig.3 Calculation diagram of floor failure depth of double-layer structure under $H_0 = H'$

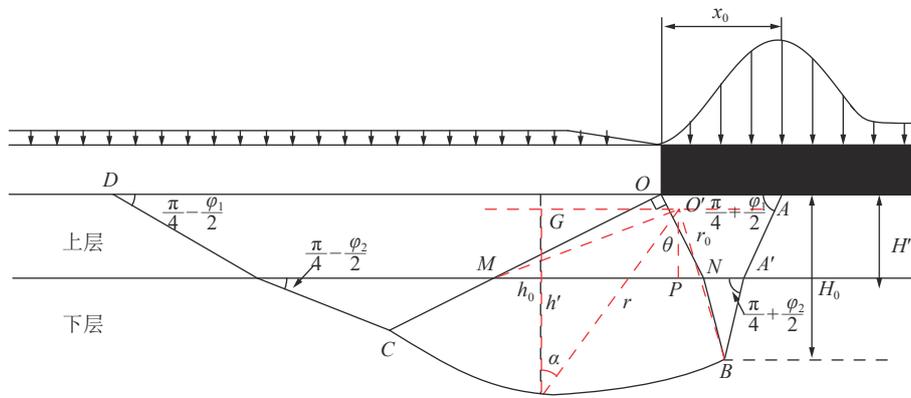


图 4 $H_0 > H'$ 工况下的双层结构底板破坏深度计算简图

Fig.4 Calculation diagram of floor failure depth of double-layer structure under $H_0 > H'$

$$\overline{O'P} = \overline{O'N} \sin\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right) = \frac{H'}{2} \sin\left(\frac{\pi}{2} + \varphi_2\right) \left[\tan\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) + \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \right] \quad (20)$$

在 $\triangle NA'B$ 中

$$\overline{NA'} = x_0 - 2H' \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \quad (21)$$

$$\overline{NB} = \frac{\overline{NA'}}{2\cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right)} = \frac{x_0 - 2H' \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right)}{2\cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right)} \quad (22)$$

此时,在过渡区 $O'BC$ 中,对数螺旋线起始半径 r_0 等于 $\overline{O'B}$, 即

$$h'_0 = e^{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right) \tan \varphi_2} \cos \varphi_2 \left\{ H' \cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right) \left[\tan\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) + \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \right] + \frac{x_0 - 2H' \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right)}{2\cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right)} \right\} \quad (26)$$

通过图 4 中的几何变换,可以得到 $H_0 > H'$ 工况下

的双层结构底板最大破坏深度 h_0 :

$$h_0 = h'_0 + H' - \overline{O'P} = H' + e^{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right) \tan \varphi_2} \cos \varphi_2 \left\{ H' \cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right) \left[\tan\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) + \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \right] + \frac{x_0 - 2H' \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right)}{2\cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_2}{2}\right)} \right\} - \frac{H'}{2} \sin\left(\frac{\pi}{2} + \varphi_2\right) \left[\tan\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}\right) + \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}\right) \right] \quad (27)$$

2 底板最大破坏深度理论分析

2.1 工程背景

平煤十二矿位于河南省平顶山市市区东南部, 西侧为十矿及吴寨矿, 东侧为八矿和首山矿, 其 040 近全岩面开采庚组煤一, 煤层及其底板砂质泥岩, 采高 2.2 m, 底板寒武系灰岩含水层为承压含水层, 岩溶裂隙发育, 含水性强, 承压水水位为-556 m, 平均水压 1.79 MPa, 最大达 2.2 MPa, 该工作面的开采属突水威胁带压工作面。

2.2 040 近全岩面底板最大破坏深度

根据平煤矿区十二矿以往的煤层工作面底板破坏情况, 对 040 近全岩面底板 25 m 内的岩体进行最大破坏深度理论计算。综合柱状资料(图 5), 将底板岩体划分为上下两层, 即 L₈ 灰岩顶部到 L₇ 灰岩顶部为上层岩体, 厚 5.5 m; L₇ 灰岩顶部到 L₆ 灰岩顶部为下层岩体, 厚 19.5 m。工作面超前塑性破坏长度由现场实测可知为 7.9 m, 理论计算参数见表 1。根据底板破坏深度计算简图(图 1), 可计算出主动极限区深度 H₀=8.28 m, 属于双层结构底板塑性滑移线场理论中 H₀>H' 工况, 通过计算得到 040 近全岩面底板的最大破坏深度 h₀=16.59 m。

3 深部开采相似模拟试验

3.1 相似比确定

模拟 040 近全岩面采深 980 m, 采高 2.2 m, 底板隔水层厚度 64 m, 模型架选用自主研发的二维物理模拟试验台, 长宽高分别为 250 cm×20 cm×180 cm, 依据相似理论原理^[31], 确定几何相似比为 1/128; 容重相似比为 1/1.3; 时间相似比为 1/11.31; 弹性模量、强度及水压力相似比为 1/166.4。

3.2 相似材料选取

1) 底板相似材料选取。参考底板原岩物理力学参数, 以河砂、石膏、大白粉、水及各种添加剂配制出合适的相似模拟材料。基于室内试验选取材料配比, 结合钻孔实际底板地层情况, 对底板中岩性相近的岩层和厚度不足 1 m 的煤线进行合并, 算出各模型中各岩层的材料用量(表 2)。

2) 顶板相似材料选取。试验模型的顶板相似材料采用自行研制的块体材料作为骨架, 块体材料可以重复使用, 避免了常规材料存在的不可重复性和材料浪费等问题, 块体材料以 JS 高分子聚合物、胶乳、水泥和河砂为原材料, 根据现场地质情况及试验相似比, 通过不同配比下块体材料的物理力学试验(图 6a、图 6b), 选取合适的配比。根据模型架的尺

地层年代	层厚/m	柱状	岩性描述
二叠系	1.5~12		砂质泥岩
	1.2~2.4		二 ₁ (己 _{16,17})煤层
	0.5		砂质泥岩
	1.8~2		细砂岩
	5~11.8		砂质泥岩
石炭系	1.8~2.5		L ₉ 灰岩
	0.25		一 ₉ 煤层
	2.0		砂质泥岩
	3.5		L ₈ 灰岩
	0.2		一 ₈ 煤层
	0~1.8		深灰色砂质泥岩, 顶薄层泥岩
	7.17		灰黑色及深灰色石灰岩, 顶含泥质, 含大量蜓科(L ₇ 灰岩)
	0.92		灰黑色砂质泥岩
	0.35		一 ₇ (庚 ₁₈)煤层
	2.68		泥岩, 灰色, 含煤线
	2.63		泥岩, 深灰色, 顶部含煤线
	5.75		泥岩, 黑灰色, 夹灰色砂质泥岩
	2.29		石灰岩, 深灰色, 含方解石脉, 底有煤线(L ₆ 灰岩)
	0.37		一 ₆ (庚 ₁₀)煤层
	2.85		砂质泥岩, 深灰色, 上部薄层泥岩, 顶含 0.37 m 煤线
	4~7		深灰色石灰岩(L ₅ 灰岩)
	0.8		一 ₅ (庚 ₂₀)煤层
	3		深灰色砂质泥岩, 顶部含有 0.8 m 煤线
	3.2~4.5		深灰色石灰岩(L ₄ 灰岩)
	0.5		一 ₄ (庚 ₂₁)煤层
0~4.3		深灰色砂质泥岩、泥岩, 顶部含有 0.5 m 煤线	
4.7~9.8		深灰色石灰岩, L _{1,3} 灰岩常连层	
本溪组	8.0		灰色铝质泥岩, 细腻, 具豆状、鲕状结核, 含黄铁矿及结核
寒武系	68		灰色-浅灰色白云质灰岩, 厚层状, 细晶质结构, 裂隙及小溶洞发育, 夹薄层泥岩及砂质泥岩

图 5 底板岩体综合柱状图

Fig.5 Synthesis column map

表 1 底板最大破坏深度理论计算参数

Table 1 Theoretical calculation parameters of maximum floor failure depth

工作面超前塑性破坏长度/m	底板岩体内摩擦角/(°)		上层岩体厚度/m
	上层	下层	
x ₀	φ ₁	φ ₂	H'
7.9	39	36	5.5

表 2 底板相似材料配比及用量

Table 2 Proportion and dosage of similar materials for floor

序号	底板岩性	厚度/m	模拟层厚/cm	配比	砂子质量/kg	石膏质量/kg	大白粉质量/kg
1	L ₆ 灰岩	3.5	2.7	6:7:3	18.5	2.2	0.9
2	煤	0.2	0.2	8:8:2	1.1	0.1	0.03
3	砂质泥岩	1.8	1.4	8:8:2	10.3	1.0	0.3
4	L ₇ 灰岩	7.2	5.6	6:7:3	38.4	4.5	1.9
5	砂质泥岩	1.0	0.8	8:8:2	5.6	0.6	0.1
6	煤	0.35	0.3	8:8:2	2.2	0.2	0.06
7	砂质泥岩	11	8.5	8:8:2	55.5	5.5	1.4
8	L ₆ 灰岩	2.3	1.8	6:7:3	12.3	1.4	0.6
9	砂质泥岩	3.2	2.5	8:8:2	17.8	1.8	0.4
10	L ₅ 灰岩	5.2	4.1	6:7:3	28.1	3.3	1.4
11	煤	0.8	0.6	8:8:2	4.3	0.4	0.1
12	砂质泥岩	3.0	2.3	8:8:2	16.3	1.7	0.4
13	L ₄ 灰岩	4.0	3.1	6:7:3	21.3	2.5	1.1
14	煤	0.5	0.4	8:8:2	2.8	0.3	0.08
15	砂质泥岩	3.5	2.7	8:8:2	19.3	1.9	0.5
16	L ₃ -L ₁ 灰岩	9.5	7.4	6:7:3	50.7	5.9	2.5
17	铝土泥岩	8.0	6.3	8:2:8	44.8	1.1	4.5

注：配比为砂子质量：石膏质量：大白粉质量。

寸,设计了一套制作块体材料的模具(图 6c),模具由多块铝板拼接而成,具有耐磨、易拆解、易清洗等特点。制作而成的块体材料呈两端大中间细的形状(图 6d),且一面平整一面向内凹陷,使用时,在块体四周缝隙填充由砂子、石膏、大白粉等构成的相似胶结材料,以增加块体材料间的粘聚力。顶板材料最终配比见表 3。

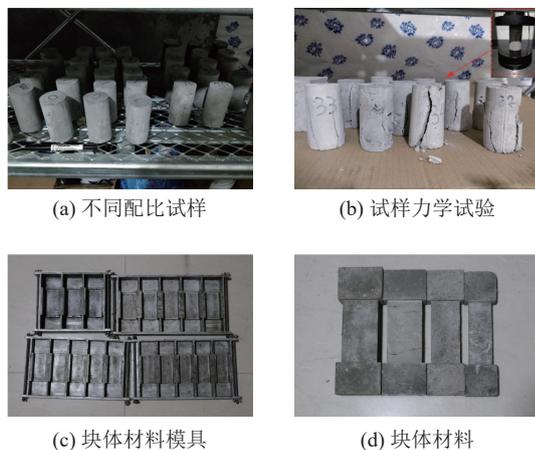


图 6 顶板相似材料

Fig.6 Roof similar material of block

表 3 顶板相似材料配比

Table 3 Proportion and dosage of similar materials for floor

序号	顶板岩性	层厚/m	模拟厚度/cm	单个块体厚度/cm	块体材料配比	胶结材料配比(砂子:石膏:大白粉)
1	己 ₁₄ 煤	0.4	3	3	水泥:胶乳:砂-1:0.2:3	4:2:1.5
2	细粒砂岩	1.2	3	3	水泥:胶乳:砂-1:0.2:3	4:2:1.5
3	砂质泥岩	5	4	4	水泥:JS-1.2:1	3:2:1
4	细粒砂岩	4	3	3	水泥:胶乳:砂-1:0.2:3	4:2:1.5
5	砂质泥岩	7	8	4	水泥:JS-1.2:1	3:2:1
6	泥岩	1.7	6	3	水泥:JS-1:1	3:1:1.5
7	己 ₁₅ 煤	5	6	3	水泥:JS-1:1	3:1:1.5
8	泥岩	0.3	6	3	水泥:JS-1:1	3:1:1.5
9	砂质泥岩	10	8	4	水泥:JS-1.2:1	3:2:1
10	己 ₁₆₋₁₇ 煤	1.8	3	3	水泥:JS-1:1	3:1:1
11	砂质泥岩	0.5	3	3	水泥:JS-1:1	3:1:1
12	细粒砂岩	2	3	3	水泥:JS-1:1	3:1:1
13	砂质泥岩	11.8	8	4	水泥:JS-1.2:1	3:2:1
15	L ₉ 灰岩	2.4	3	3	水泥:胶乳:砂-1:0.1:1	3:3:1

3.3 相似模拟试验系统设计

1)高承压水模拟系统设计。自行设计的高承压水模拟系统如图 7 所示,该系统由弹簧、千斤顶、手压泵、槽钢和加载板组成。寒灰顶部对工作面底板作用的水压力主要是由孔隙水压力和有效应力 2 个部分组成,相似模拟试验中寒灰顶部是由弹簧和千斤顶共同承载,弹簧模拟孔隙水压力、千斤顶用于模拟寒灰岩层的有效应力,二者共同作用,若弹簧作用力减小(即孔隙水压力降低),则由千斤顶模拟的有效应力相应的增大,反之亦然。系统可以有效防止模型搭建过程后,相似材料的自重和顶部加载使弹簧压缩量过大,对底板的荷载力超过模拟的水压力,造成工作面开采后底部压力释放,底板隆起变形严重甚至直接对底板形成贯通型破坏。

试验中模拟底板承压水水头压力为 1.79 MPa,故底部需向上提供 10.76 kPa 的反力,设计底部采用 20 个弹簧组,则每个弹簧需要提供 269 N 的荷载力。对 5 种不同规格的压缩弹簧进行加载,绘制试验力-位移曲线,如图 8 所示。通过比较,发现弹簧 3、4、5 的弹性系数较大,在试验所需的荷载力下,弹簧仅发生微小变形,无法体现出承压水对底板岩体的顶托

作用,且不利于控制千斤顶升起高度。弹簧 1 和弹簧 2 在所需荷载力下分别被压缩 12.03 mm 和 13.4 mm,均能够实现工作面采后局部水压力降低的效果,但由于弹簧 2 属于非标弹簧,最终选用弹簧 1 来模拟承压水对底板的反力作用。

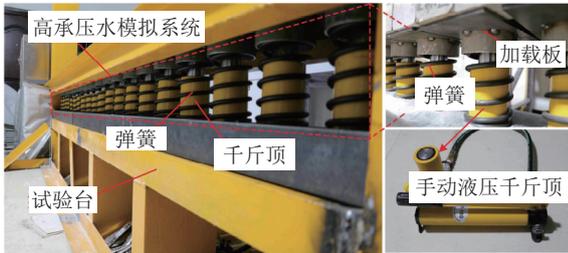


图 7 底板承压水模拟系统

Fig.7 Floor pressurized water simulation system

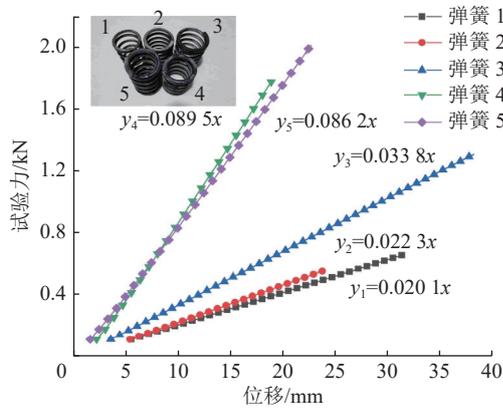


图 8 不同规格弹簧的弹性系数

Fig.8 Elastic coefficient of spring with different specifications

2)顶板压力加载系统设计。压力加载系统由液压千斤顶、手压泵、加载板和液压分流阀等组成(图 9),顶板岩体平均容重 γ_y 为 24.5 kN/m^3 ,计算得到模型顶部需施加外荷载为 64.8 kN 。

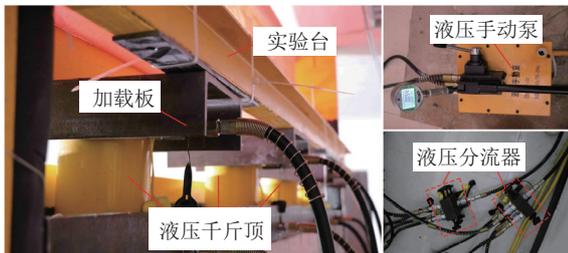


图 9 顶板压力加载系统

Fig.9 Roof pressure loading system

3)监测系统设计。试验监测系统主要对顶底板岩层应变和位移情况进行监测,由 CCD 工业相机、采集卡、电脑和补光灯组成(图 10)。引入的数字图像相关技术可有效避免采用全站仪等传统测量手段所带来的工作量大且分析不够全面、准确的问题^[32-33]。

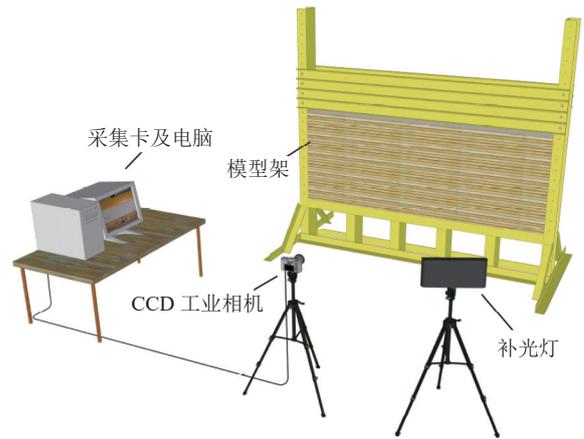


图 10 监测系统示意

Fig.10 Monitoring system schematic

3.4 模型搭建及开挖

按照设计组装试验系统、铺设相似材料等,具体步骤如下:

步骤一:将底板承压水模拟系统组装完成,并在加载板上方铺设一层橡胶垫,确保各加载板之间不存在缝隙。

步骤二:在模型架两侧安装挡板,参照表 2 配置底板相似材料,将每层相似材料从下而上依次分层均匀铺设在模型架上并夯实,并在各层间撒上云母粉模拟层间节理,底板岩层相似模型中从上至下 $0 \sim 4.3 \text{ cm}$ 为双层结构底板塑性滑移线场理论分析中所划分的上层岩体,而从下至上 $4.3 \sim 19.5 \text{ cm}$ 为理论计算中的下层岩体。

步骤三:将预先制作好的顶板相似块体材料参照表 3 进行铺设,每铺设一层后在每个块体之间填充不同配比的胶结材料并夯实。

步骤四:在模型铺设完成后静置两天拆除挡板,并对模型表面喷涂随机散斑,以提高应变、位移测量精度。

步骤五:待模型完全晾干后,在模型前后的观测面安装高强度透明有机玻璃,实现最大程度上的可视化及封闭作用,安装顶板压力加载系统,并施加预定压力。

步骤六:安装开采监测系统,随后开始试验。模型搭建完成后最终效果如图 11 所示。为减少边界条件的影响,开挖起始点为模型左边界 39 cm 处,结束点为距右边界 39 cm 处,第一次开挖距离为 5 cm ,此后每次开挖 2 cm 。

3.5 试验结果及分析

基于数字图像相关技术对开挖全过程的顶底板变形破坏特征进行分析,得到开采过程中基本顶周

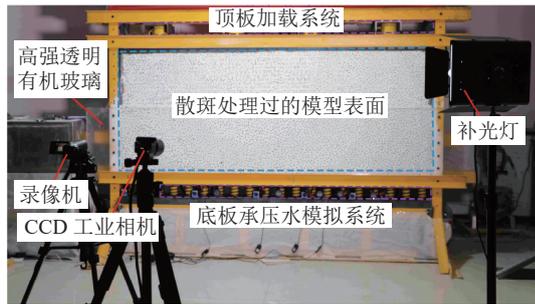


图 11 相似试验概况

Fig.11 Overview of similar simulation experiments

期来压步距(表 4), 采用 Von Mises 屈服准则划分出顶底板岩体弹塑性范围(图 12)。

1) 顶板变形破坏特征分析。工作面推进至距开切眼 24.7 m 时, 直接顶才发生初次垮落, 这是由于开采层采高较小, 且直接顶为强度较高的灰岩; 开切眼后方和工作面前方 6 m 范围内的岩体受顶板拱结构影响出现明显的应力集中。当工作面推进至距开切眼 48.4 m 时, 顶板垂直位移量明显增加, 这是由于此时基本顶岩梁断裂, 工作面发生初次来压造成的。

随着工作面推进, 顶板冒落范围继续向上扩张, 当工作面推进至距开切眼 64 m 时, 顶板岩梁再次断裂, 工作面出现第一次周期来压, 来压步距为 15.6 m, 顶板最大位移量达 1.2 m。此后, 随采面推进, 顶板岩梁出现周期性断裂, 来压步距为 7.6~16.6 m, 平均 12.2 m。

距工作面较远的采空区垮落岩体在第 9 次周期来压后应变基本稳定, 未随工作面推进继续发生变化, 说明工作面在第 9 次周期来压后进入充分采动状态, 临界开采尺寸为 155.9 m。

2) 底板变形破坏特征分析。结合顶板岩体变形可以看出, 工作面推进至距开切眼 48.4 m 之前, 即初次来压前, 开切眼后方和工作面前方一定范围内顶底板岩体受集中应力影响发生塑性屈服, 采空区底板岩体受开采影响由受压状态转为膨胀卸压, 但由于整体卸压程度较轻, 采空区底板并未发生破坏, 相反, 工作面端部底板受集中应力影响发生压剪破坏,

破坏深度约为 5.3 m, 该深度所在层层位即为理论分析中的上层岩层内发育, 下层岩体并未受到开采扰动破坏; 随着工作面继续向前推进, 即初次来压之后, 顶底板破坏范围继续增大, 底板最大破坏深度延伸至 9.1 m, 此时裂隙已穿过双层结构底板塑性滑移线场理论所划分的上层岩体, 发育至下层岩体内。

工作面端部底板岩体应力集中程度随工作面推进逐渐增大, 使得垂直位移出现加大变化, 但采空区中部底板卸压程度也逐渐增大, 岩层的垂直位移和应力都开始由正逐渐转变为负; 破坏深度也随工作面推进加深, 而底板岩体破坏深度最大处一般位于工作面后方采空区下部岩体内, 出现明显的滞后破坏。

工作面推进至距开切眼 132.9 m 时, 基本顶已发生多次周期来压, 此时底板破坏最大点位于工作面后方 15 m 处, 深度为 17.8 m, 此后底板最大破坏深度基本保持稳定, 不再随工作面推进而加深, 破坏区域仅随工作面推进向前移动。工作面推过 155.9 m 后, 即第 9 次周期来压之后顶板岩体的下沉值达到了最大, 不再随工作面的推进而增加, 采空区顶底板塑性破坏区域不在随采面推进而改变, 采空区底板被冒落矸石完全压实, 采场由非充分采动状态转为充分采动状态, 底板岩层受到被重新压实的采空区传递来的荷载作用, 应力逐渐恢复, 后方采空区底板破坏范围明显减小, 仅为 17.0 m。

4 底板破坏规律现场实测

4.1 监测方案

采用钻孔应变技术对 040 近全岩面底板岩体应变变化情况进行监测, 分析底板岩体扰动破坏范围。钻孔布置在进风巷, 为垂直钻孔, 按照孔内对应深度依次下放 16 个振弦式应变计, 最后使用水泥浆液进行封孔, 并布设监测线路及数据采集站(图 13), 对工作面采过钻孔前 27.4 m 及采过钻孔后 44.5 m 的范围内底板岩体应变进行连续监测。

4.2 监测结果分析

对比不同开采距离(工作面推过钻孔后的距离

表 4 来压步距统计

Table 4 Pressure step statistics

来压次数	基本顶初次来压	第1次来压	第2次来压	第3次来压	第4次来压	第5次来压	第6次来压	第7次来压
开挖距离/m	48.4	64.0	77.4	87.3	101.5	109.1	120.1	132.9
来压步距/m	48.4	15.6	13.4	9.9	14.2	7.6	11.0	12.8
来压次数	第8次来压	第9次来压	第10次来压	第11次来压	第12次来压	第13次来压	第14次来压	平均周期来压
开挖距离/m	141.2	155.9	163.8	173.7	186.9	202.2	218.9	
来压步距/m	8.3	14.7	7.9	9.9	13.2	15.4	16.6	12.2

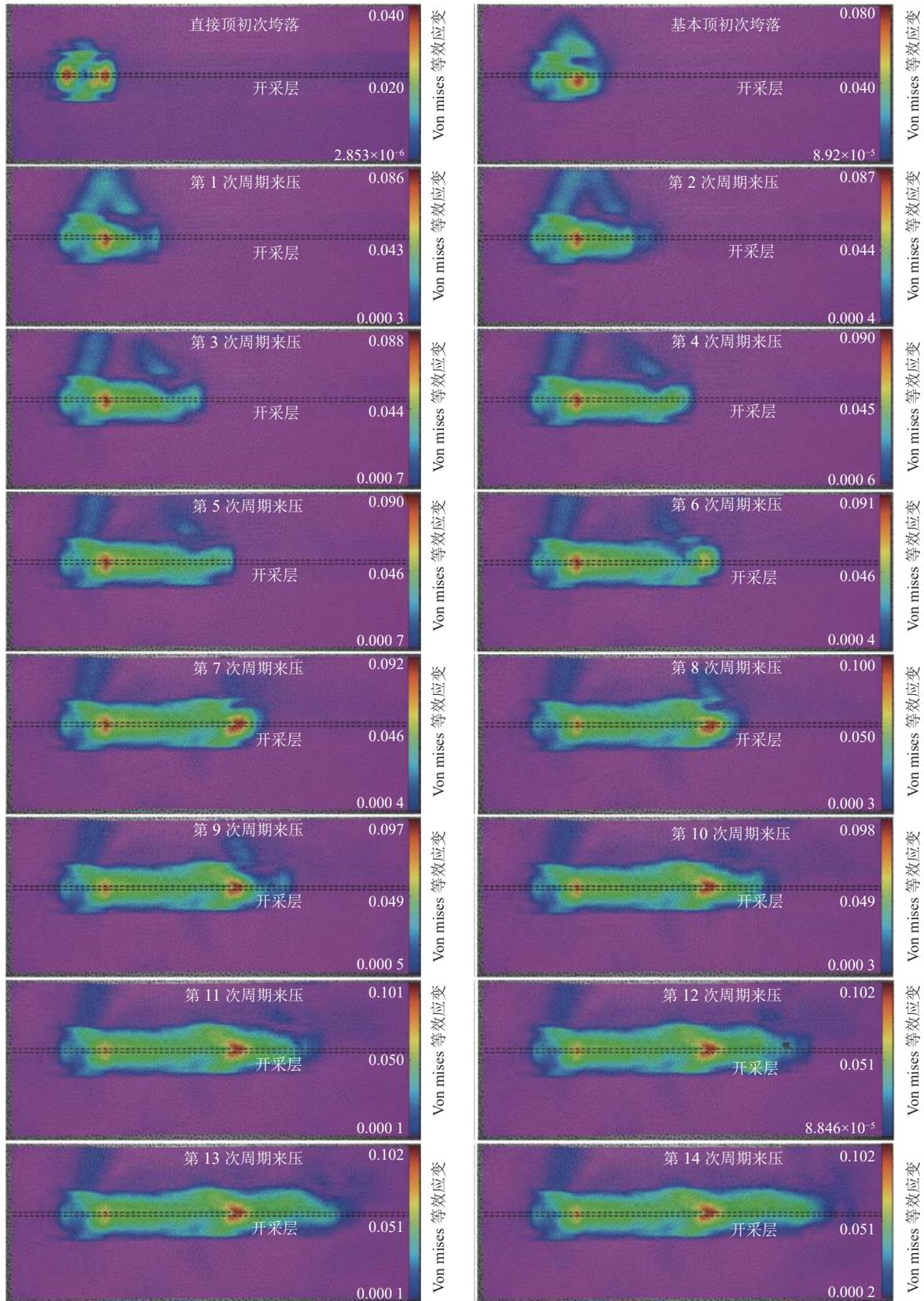


图 12 顶底板塑性破坏范围演化规律

Fig.12 Evolution law of plastic failure range of roof and floor

为正)下应变计的微应变变量,绘制各应变计的应变变量实测曲线(图 14),并采用 Surfer 软件对现场实测数

据进行处理,得到应变变化速率随推进度变化的等值线图和彩色影像图(图 15)。

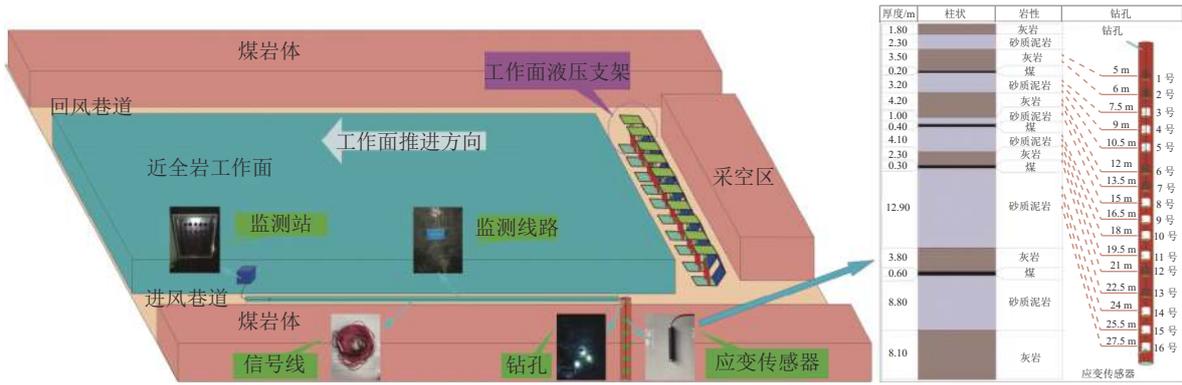


图 13 监测方案示意

Fig.13 Monitoring programme schematics

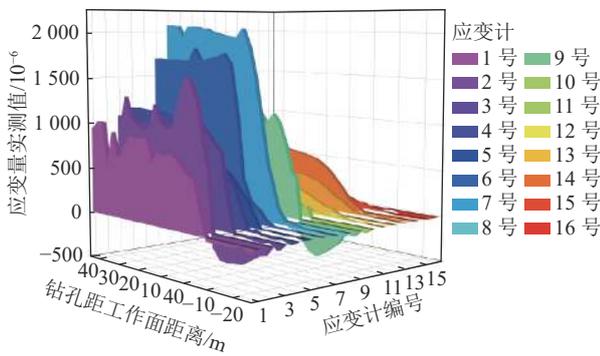


图 14 应变计实测曲线

Fig.14 Measured curve of strain

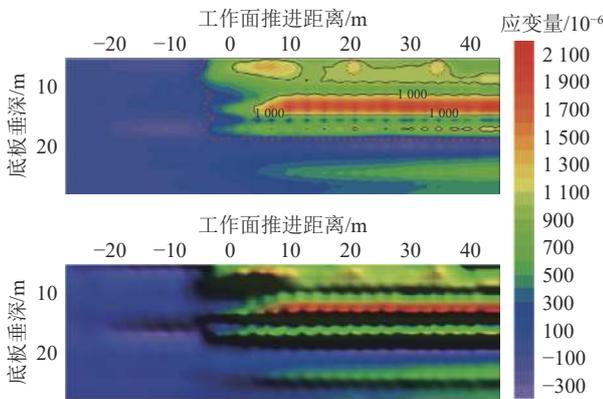


图 15 不同推进度下应变变化速率等值线及彩色影像图

Fig.15 Isoline and color image of strain change rate under different propulsion

应变计变化曲线显示,工作面距钻孔-27.4~-7.9 m 范围内底板岩体应变值为负值,随后上升至正值,表明底板岩体由弹性压缩状态转为剪切变形阶段,底板破坏初始位置为工作面前方 7.9 m;工作面距钻孔 0~9.6 m 范围内测点 1~9 号应变值持续增大,底板岩体进入拉剪变形阶段,从数据看,在整条测线上 9 号测点(底板垂深 16.5 m)为一个明显的分界点,测点 1~9 号应变计普遍偏大,基本达到 $1\ 000\times 10^{-6}$ 以

上,而深部测点应变计基本处于 500×10^{-6} 以内,表明底板岩层破坏已发育至 9 号测点处;工作面距钻孔 9.6~44.5 m 阶段,由于基本顶垮落,各测点应变计增长幅度开始减小,深部测点在此阶段受矿压和水压的综合影响应变计仍有增加,但增长速率明显降低并最终趋于稳定,最大应变计均未超过 $1\ 000\times 10^{-6}$ 。结合应变等值线及彩色影像图可知,工作面推进至距钻孔-7 m 到 12 m 时,底板垂深 0~18 m 内的岩体应变上升较快,而工作面推过钻孔 12 m 后底板岩体应变上升速率逐渐稳定,钻孔对应位置周期来压步距实测值为 9.8 m(实测平均步距 12.3 m),此时底板岩体破坏深度已达到最大,而后随着采面继续推进底板岩体裂隙不再向深部发育。由此可得底板最大破坏深度介于 16.5~18 m。

5 结 论

1)建立的双层结构底板塑性滑移线场理论模型,更符合工作面底板岩体的实际结构,通过对主动极限区深度小于、等于和大于底板上层岩体厚度三种工况的讨论,提高了底板最大破坏深度计算结果的准确性。采用双层结构底板塑性滑移线场理论计算出 040 近全岩面底板最大破坏深度为 16.59 m。

2)设计的承压水反力实验系统,首次实现了承压水压力与地层压力共同承载作用,该系统可根据现场实际水压值,模拟含水层对上部岩层作用的有效应力和孔隙水压力,亦可对模型中不同水压大小进行精准模拟设计,还可在给定采宽下施加有效应力荷载值,用于模拟底板有效隔水层从微裂隙产生、裂隙扩展、完全破坏的全过程。

3)基于数字图像相关技术模拟分析 040 近全岩面顶底板变形破坏特征,发现开采初期,切眼及工作面底板下方岩体底板破坏深度最大,随着工作面推

进,出现明显的滞后破坏特征;在工作面推进距切眼132.9 m时,底板最大破坏深度达到17.8 m,底板突水防治重点在于工作面开切眼和两巷下方底板,尤其是采面推过开切眼100~200 m。

4)采用钻孔应变技术现场实测,得到底板最大破坏深度介于16.5~18 m,实测结果验证了双层结构底板塑性滑移线场理论(主动极限区深度 H_0 大于上层底板岩层厚度 H 工况)的科学性及开展的相似模拟实验的可靠性,为今后平顶山矿区及其他类似矿区实现安全带压开采及防治水工作的开展提供了一定的指导意义。

参考文献(References):

- [1] RANJITH P G, ZHAO J, JU M H, *et al.* Opportunities and challenges in deep mining: a brief review[J]. *Engineering*, 2017, 3(4): 546-551.
- [2] 谢和平. “深部岩体力学与开采理论”研究构想与预期成果展望[J]. *工程科学与技术*, 2017, 49(2): 1-16.
XIE Heping. Research framework and anticipated results of deep rock mechanics and mining theory[J]. *Advanced Engineering Sciences*, 2017, 49(2): 1-16.
- [3] 吴涛,方向清,宁树正,等. 华北型煤田“三下一上”煤炭资源现状及开发利用研究[J]. *煤炭科学技术*, 2021, 49(9): 129-135.
WU Tao, FANG Xiangqing, NING Shuzheng, *et al.* Study on status quo and development as well as utilization of coal resources “under buildings, water bodies, railways and above confined water” in North China Coalfields[J]. *Coal Science and Technology*, 2021, 49(9): 129-135.
- [4] BAI L Y, LIANG Y B, SONG Y B, *et al.* Study on failure law and failure depth of floor in deep mining[J]. *Geotechnical and Geological Engineering*, 2019, 37(6): 4933-4946.
- [5] 李春元,崔春阳,雷国荣,等. 深部开采岩体围压卸荷-渗流致拉破裂机制[J]. *煤炭学报*, 2022, 47(8): 3069-3082.
LI Chunyuan, CUI Chunyang, LEI Guorong, *et al.* Tensile fracture mechanism of rock mass induced by the unloading-seeping of confining pressure in deep coal mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(8): 3069-3082.
- [6] LI A, YANG Y X, ZHU M C, *et al.* Design theory and physical simulation test using a textile bag to control water inrush in a coal mine roadway[J]. *Mine Water and the Environment*, 2022: 1-12.
- [7] 黄炳香,张农,靖洪文,等. 深井采动巷道围岩流变和结构失稳大变形理论[J]. *煤炭学报*, 2020, 45(3): 911-926.
HUANG Bingxiang, ZHANG Nong, JING Hongwen, *et al.* Large deformation theory of rheology and structural instability of the surrounding rock in deep mining roadway[J]. *Journal of China Coal Society*, 2020, 45(3): 911-926.
- [8] FANG F, SHU C, WANG H T. Physical simulation of upper protective coal layer mining with different coal seam inclinations[J]. *Energy Science & Engineering*, 2020, 8(9): 3103-3116.
- [9] 王中华,曹建军. 深部远距离煤层群卸压主控因素及首采层优选方法研究[J]. *煤炭科学技术*, 2021, 49(8): 154-161.
WANG Zhonghua, CAO Jianjun. Study on main control factors of pressure relief of deep and long-distance coal seams group and optimization method of initial mining[J]. *Coal Science and Technology*, 2021, 49(8): 154-161.
- [10] 杨科,刘帅,唐春安,等. 多关键层跨煤组远程被保护层煤壁片帮机理及防治[J]. *煤炭学报*, 2019, 44(9): 2611-2621.
YANG Ke, LIU Shuai, TANG Chunan, *et al.* Mechanism and prevention of coal seam rib spalling in remote protected layer across coal group[J]. *Journal of China Coal Society*, 2019, 44(9): 2611-2621.
- [11] 杨科,刘帅. 深部远距离下保护层开采多关键层运移-裂隙演化-瓦斯涌出动态规律研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2020, 37(5): 991-1000.
YANG Ke, LIU Shuai. Rule of multi-key strata movement-fracture evolution-dynamics of gas emission in deep long distance lower protective layer mining[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2020, 37(5): 991-1000.
- [12] JIN K, CHENG Y P, WANG W, *et al.* Evaluation of the remote lower protective seam mining for coal mine gas control: a typical case study from the Zhuxianzhuang coal mine, Huaibei coalfield, China[J]. *Journal of Natural Gas Science and Engineering*, 2016, 33: 44-55.
- [13] MA D, DUAN H Y, ZHANG J X, *et al.* A state-of-the-art review on rock seepage mechanism of water inrush disaster in coal mines[J]. *International Journal of Coal Science & Technology*, 2022, 9(1): 1-28.
- [14] LI A, DING X S, YU Z Z, *et al.* Prediction model of fracture depth and water inrush risk zoning in deep mining coal seam floor[J]. *Environmental Earth Sciences*, 2022, 81(11): 1-21.
- [15] 王朋朋,赵毅鑫,姜耀东,等. 邢东矿深部带压开采底板突水特征及控制技术[J]. *煤炭学报*, 2020, 45(7): 2444-2454.
WANG Pengpeng, ZHAO Yixin, JIANG Yaodong, *et al.* Characteristics and control technology of water inrush from deep coal seam floor above confined aquifer in Xingdong coal mine[J]. *Journal of China Coal Society*, 2020, 45(7): 2444-2454.
- [16] LI A, MA Q, LIAN Y Q, *et al.* Numerical simulation and experimental study on floor failure mechanism of typical working face in thick coal seam in Chenghe Mining Area of Weibei, China[J]. *Environmental Earth Sciences*, 2020, 79(5): 1-22.
- [17] 李昂,李睿妮,王盼,等. 澄合矿区5#煤综采面不同倾长下底板破坏深度规律研究[J]. *煤炭技术*, 2017, 36(4): 9-12.
LI Ang, LI Ruini, WANG Pan, *et al.* Study on regularity of failure depth of floor No. 5 coal seam in fully mechanized coal mining face in different length in Chenghe Mining Area[J]. *Coal Technology*, 2017, 36(4): 9-12.
- [18] 李见波,尹尚先. 近奥灰薄隔水层底板岩体变形破坏机制研究[J]. *煤炭科学技术*, 2021, 49(12): 173-179.
LI Jianbo, YIN Shangxian. Study on deformation and rock failure mechanism of floor rock mass with thin aquifuge near Ordovician limestone[J]. *Coal Science and Technology*, 2021, 49(12): 173-179.
- [19] 李昂,牟谦,刘朝阳,等. 渭北煤田多因素影响下底板扰动

- 破坏深度研究[J]. 煤炭工程, 2020, 52(5): 138–143.
- LI Ang, MU Qian, LIU Chaoyang, *et al.* Fitting analysis and verification of floor disturbance failure depth under the influence of multiple factors in Weibei coalfield[J]. Coal Engineering, 2020, 52(5): 138–143.
- [20] LI A, MU Q, MA L, *et al.* Numerical analysis of the water-blocking performance of a floor with a composite structure under fluid-solid coupling[J]. Mine Water and the Environment, 2021, 40(3): 479–496.
- [21] 李 昂, 谷拴成, 陈方方. 带压开采煤层底板破坏深度理论分析及数值模拟: 以陕西澄合矿区董家河煤矿5号煤层为例[J]. 煤田地质与勘探, 2013, 41(4): 56–60.
- LI Ang, GU Shuancheng, CHEN Fangfang. Theoretical analysis and numerical simulation of destroyed depth of coal seam floor during bearing mining: with seam No. 5 in Dongjiahe mine, Chenghe mining area, Shaanxi as example[J]. Coal Geology & Exploration, 2013, 41(4): 56–60.
- [22] 刘伟韬, 穆殿瑞, 杨 利, 等. 倾斜煤层底板破坏深度计算方法及主控因素敏感性分析[J]. 煤炭学报, 2017, 42(4): 849–859.
- LIU Weitao, MU Dianrui, YANG Li, *et al.* Calculation method and main factor sensitivity analysis of inclined coal floor damage depth[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(4): 849–859.
- [23] 虎维岳, 朱开鹏, 黄选明. 非均匀高压水对采煤工作面底板隔水岩层破坏特征及其突水条件研究[J]. 煤炭学报, 2010, 35(7): 1109–1114.
- HU Weiyue, ZHU Kaipeng, HUANG Xuanming. Study on floor rock mass failure and water inrush caused by non-uniform distributed water pressure in mining face[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(7): 1109–1114.
- [24] ZHAO J H, CHEN J T, ZHANG X G, *et al.* Distribution characteristics of floor pore water pressure based on similarity simulation experiments[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2020, 79(9): 4805–4816.
- [25] 李杨杨, 张士川, 孙熙震, 等. 煤层采动底板突水演变过程可视化试验平台研制与试验研究[J]. 煤炭学报, 2020, 45(3): 911–926.
- LI Yangyang, ZHANG Shichuan, SUN Xizhen, *et al.* Development and experimental study on visualization test platform for water inrush evolution process of coal seam mining floor[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 911–926.
- [26] LIU S L, LIU W T, SHEN J J. Stress evolution law and failure characteristics of mining floor rock mass above confined water[J]. KSCE Journal of Civil Engineering, 2017, 21(7): 2665–2672.
- [27] 冯梅梅, 茅献彪, 白海波, 等. 承压水上开采煤层底板隔水层裂隙演化规律的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(2): 336–341.
- FENG Meimei, MAO Xianbiao, BAI Haibo, *et al.* Experimental research on fracture evolution law of water-resisting strata in coal seam floor above aquifer[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(2): 336–341.
- [28] 赵毅鑫, 姜耀东, 吕玉凯, 等. 承压工作面底板破坏规律双向加载相似模拟试验[J]. 煤炭学报, 2013, 38(3): 384–390.
- ZHAO Yixin, JIANG Yaodong, LYU Yukai, *et al.* Similar simulation experiment of bi-directional loading for floor destruction rules in coal mining above aquifer[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(3): 384–390.
- [29] 李春元. 深部强扰动底板裂隙岩体破裂机制及模型研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2018: 1–120.
- LI Chunyuan. Fracture mechanism and its model of floor rock mass under strong disturbance in deep coal mining[D]. Beijing: China University of Mining & Technology, Beijing, 2018: 1–120.
- [30] 张金才, 刘天泉. 论煤层底板采动裂隙带的深度及分布特征[J]. 煤炭学报, 1990, 15(2): 46–55.
- ZHANG Jincai, LIU Tianquan. On depth of fissured zone in seam floor resulted from coal extraction and its distribution characteristics[J]. Journal of China Coal Society, 1990, 15(2): 46–55.
- [31] LI A, JI B N, MA Q, *et al.* Physical simulation study on grouting water plugging of flexible isolation layer in coal seam mining[J]. Scientific Reports, 2022, 12(1): 1–16.
- [32] 彭守建, 张倩文, 许 江, 等. 基于三维数字图像相关技术的砂岩渗流-应力耦合变形局部化特性试验研究[J]. 岩土力学, 2022, 43(5): 1197–1206.
- PENG Shoujian, ZHANG Qianwen, XU Jiang, *et al.* Experimental study of deformation localization characteristics of sandstone under seepage-stress coupling based on 3D digital image correlation technology[J]. Rock and Soil Mechanics, 2022, 43(5): 1197–1206.
- [33] 曹志国, 张建民, 王 皓, 等. 西部矿区煤水协调开采物理与情景模拟实验研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(2): 638–651.
- CAO Zhiguo, ZHANG Jianmin, WANG Hao, *et al.* Physical modelling and scenario simulation of coal water co-mining in coal mining areas in western China[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(2): 638–651.