

DOI: 10.13606/j.cnki.37-1205/td.2025.03.004.

孤岛工作面大跨度切眼施工及围岩控制技术研究

陈品华

(山西天地王坡煤业有限公司, 山西 晋城 048000)

摘要:为解决厚煤层大跨度切眼施工速度慢、支护难度大、易发生冒顶事故的问题,以王坡煤业3206工作面切眼为研究对象,采用理论分析和现场实测的研究方法,对厚煤层大跨度切眼围岩变形及控制技术进行研究。基于普氏冒落拱理论和极限平衡理论计算出工作面切眼冒落拱高度为2.77 m,两帮塑性破坏区宽度为2.11 m,指出大跨度切眼中部拉应力集中和顶板锚杆长度小于冒落拱高度是导致顶板下沉量大甚至发生冒顶事故的主要原因。采用二次成巷施工技术和顶板“长短锚索+钢筋梯子梁+钢筋网”支护,并采用“单体液压支柱+ π 型梁+木垛”进行补强支护的围岩控制技术,确保了工作面切眼快速施工并有效控制了其围岩变形。

关键词:厚煤层;大跨度切眼;二次成巷;围岩控制

中图分类号:TD353 **文献标志码:**A **文章编号:**1009-0797(2025)03-0017-05

Research on construction and surrounding rock control technology for long-span roadway in island working face

CHEN Pinhua

(Shanxi Tiandi Wangpo Coal Co., Ltd., Jincheng 048000, China)

Abstract: In order to solve the problems of slow construction speed, high support difficulty, and easy occurrence of roof caving accidents in large-span cutting of thick coal seams, the 3206 working face cutting of a certain mine is taken as the research object. Theoretical analysis and on-site measurement research methods are used to study the deformation and control technology of the surrounding rock of large-span cutting of thick coal seams. Based on the Pugh's collapse arch theory and limit equilibrium theory, the height of the collapse arch at the cut hole of the working face is calculated to be 2.77 m, and the width of the plastic failure zone on both sides is 2.11 m. It is pointed out that the concentration of tensile stress in the large-span cut hole and the length of the roof anchor rod being less than the height of the collapse arch are the main reasons for the large amount of roof subsidence and even roof collapse accidents. The use of secondary tunneling construction technology and roof "long and short anchor cables+steel ladder beams+steel mesh" support, as well as the use of "single hydraulic pillar+ π -shaped beam+wooden crib" reinforcement support for surrounding rock control technology, ensured the rapid construction of the working face cut and effectively controlled its surrounding rock deformation, laying the foundation for the installation of mining equipment and rapid production in the working face.

Key words: thick coal seams; long-span roadway; secondary roadway formation; surrounding rock control

0 引言

近年来,随着高产高效矿井建设的快速推进,煤矿回采设备机械化、智能化和大型化水平日益提高,为我国煤炭稳产保供和经济发展提供了保障,但这也致使采煤工作面切眼跨度日益增大以满足回采设备的安装和调试要求^[1-3]。采煤工作面切眼的施工打破了煤岩体初始应力平衡状态,围岩应力由三向应力转变为二向应力,切眼一定范围内的围岩发生塑性破坏,且切眼跨度越大其中部越易因拉破坏而造成顶板下沉量大,甚至发生冒顶事故^[4]。顶板

暴露面积随切眼跨度的增大而增大,较大的上覆岩层重力在应力传递作用下极易引发切眼片帮事故。此外,综掘设备一次掘进宽度的限制使得大跨度切眼难以一次成型,切眼施工工艺复杂,严重制约了工作面投产速度^[5,6]。如何实现大跨度切眼快速掘进和围岩有效控制,一直是众多专家学者关注的焦点,对此也进行了大量研究。

高奎英采用二次成巷技术和“组合锚杆索+W钢带+钢筋网”联合支护方案实现了大柳塔煤矿52607工作面7.8 m大跨度切眼的快速掘进和围岩变形的有效控制^[7]。汪超通过对大跨度切眼位移情况的分

收稿日期:2024-04-29

作者简介:陈品华(1992-),男,助理工程师,从事掘进管理和矿压显现与控制研究。E-mail: 1005015462@qq.com

析,提出了“锚网索+单体液压支柱”的联合支护方案^[8]。孙晓通过对大跨度切眼顶板及两帮破坏深度的分析,采用“锚索桁架+单体锚索+锚杆+W钢带+金属网”联合支护技术有效控制了围岩变形^[9]。王凯等采用压力拱理论分析了大跨度切眼围岩变形规律,提出了“吊环吊梁+顶锚索+帮锚杆+金属网”组合支护方案,确保了复合顶板大跨度切眼围岩稳定^[10]。蒋志刚等通过对厚顶煤大跨度切眼矿压显现观测数据的分析,指出原支护下锚杆锚索护缺少深部着力基础是大跨度切眼变形较大的主要原因,提出了“顶板采用高预应力长短锚索组合支护+巷帮锚杆支护”的优化支护方案^[11]。张向东基于对二次掘进大跨度切眼围岩应力及变形特征的分析,提出了锚网索联合支护方案,指出二次掘进是确保大跨度切眼快速施工和确保围岩稳定的有效措施^[12]。

上述研究对大跨度切眼围岩控制和施工方案的制定提供了极大的借鉴和参考价值。但由于煤层赋存条件复杂多变,有必要结合具体工程地质条件对大跨度切眼施工和围岩控制技术进行针对性研究。本文以王坡煤业3206综采工作面大跨度切眼为研究对象,提出了先施工4.5 m宽切眼导硐,然后二次掘进3.0 m宽的切眼二次成巷施工技术,并采用“锚网索+钢筋梯子梁+单体柱+工字钢+木垛”联合支护方案,有效控制了切眼围岩变形。

1 工程概况

王坡煤业现开采3号煤层,3206综放工作面煤层厚度4.26~6.15 m,平均厚度5.80 m;煤层倾角为2°~10°,平均6°;煤层中含2~3层稳定夹矸,多为炭质泥岩及砂质泥岩。工作面地面标高+991~+1129.6 m,井下标高+456~+504 m,平均埋深600 m。工作面南侧为井田边界,北侧为集中回风巷、集中主运巷和集中辅运巷,西侧为3208工作面采空区,东侧为3204工作面采空区。工作面切眼沿3号煤层底板布置,设计长度为143 m,采用矩形断面,断面尺寸为7.5 m×3.1 m(宽×高)。3206综放工作面煤层顶底板及巷道布置分别如图1和图2所示。

2 大跨度厚顶煤切眼围岩控制难点分析

3206综放工作面切眼跨度达到7.5 m,切眼宽度的增大导致围岩控制难度成倍增大,大跨度切眼中部极易因拉应力集中而造成顶板离层量大甚至冒顶情况的发生^[7],严重威胁了切眼的使用安全、回

| 柱状 | 厚度/m | 岩性描述 |
|------|-----------|---|
| 老顶 | 2.50~9.75 | 老顶:中粒砂岩、粗粒砂岩,不易垮落,通常只发生缓慢沉降。 |
| | 6.13 | |
| 直接顶 | 0.50~5.50 | 直接顶:主要为泥岩和砂质泥岩,容易垮落,含少量煤。 |
| | 3.0 | |
| 伪顶 | 0.10~0.20 | 伪顶:主要为碳质泥岩、泥岩和煤线,节理裂隙发育,赋存极不稳定。 |
| | 0.15 | |
| 3号煤层 | 4.26~6.15 | 3号煤层:黑色,油脂光泽或沥青光泽,均一结构,参差状,块状构造,韧性和硬度较大,以暗煤为主,亮煤次之。煤层结构复杂,一般含2~4层夹矸,成份主要以碳质泥岩、砂质泥岩为主。 |
| | 5.80 | |
| 直接底 | 0.40~1.50 | 直接底:主要为高岭质泥岩、泥岩、砂质泥岩为主。 |
| | 0.95 | |
| 老底 | 2.5~11.65 | 老底:主要为北岔沟K3砂岩,岩性为中粒砂岩和粗粒砂岩,分布稳定。 |
| | 7.08 | |

图1 煤层顶底板综合柱状图

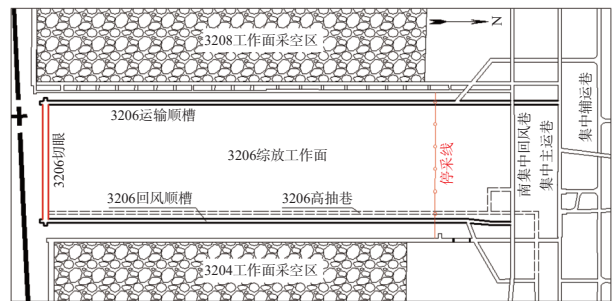


图2 3206综放工作面巷道布置图

采设备安装及工作面高效生产。此外,切眼高度为3.1 m,工作面煤层平均厚度为5.8 m,切眼沿3号煤层底板布置时,顶板上方为厚2.7 m的顶煤。在邻近工作面采动影响和切眼掘进扰动作用下,切眼上方顶煤裂隙发育程度较高,完整性差。顶板锚杆长度通常为2400 mm,小于顶煤厚度,导致顶板锚杆锚固端位于破碎顶煤中,难以发挥锚杆支护结构的悬吊作用,导致锚杆支护失效和顶板下沉量大甚至冒顶事故发生。

综上所述,大跨度厚顶煤切眼对围岩支护要求更高,有必要结合3206综放工作面切眼实际工程地质条件进行支护参数优化设计,以确保切眼围岩变形控制效果和工作面安全高效生产。

3 大跨度厚顶煤切眼围岩破坏特征分析

普氏冒落拱理论和极限平衡理论认为巷道开挖活动打破了煤岩体初始应力平衡状态,围岩应力重新分布,顶板岩层发生破坏并形成抛物线形的平衡

拱结构,即冒落拱。位于冒落拱上方的岩体处于稳定状态,其下方的岩体处于非稳定状态,在巷道无支护状态下具有发生冒落的风险^[9]。此外,巷道开挖扰动致使其两帮一定范围内的围岩发生塑性破坏,在无支护条件下具有片帮趋势。巷道开挖后围岩结构如图3所示。

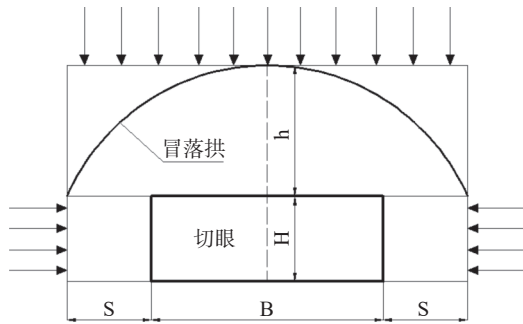


图3 大跨度切眼围岩结构模型

图3中 B 为切眼跨度, m ; H 为切眼高度, m ; h 为顶板冒落拱高度, m ; S 为切眼两帮岩体破坏深度, m 。

大跨度切眼顶板冒落拱高度 h 和两帮塑性破坏区宽度 S 可分别采用式(1)^[6]和(2)^[10]计算:

$$h = \frac{1}{f} \left[\frac{B}{2} + H \tan \left(45^\circ - \frac{\phi_0}{2} \right) \right] \quad (1)$$

$$S = \frac{HA}{2 \tan \phi_1} \ln \left(\frac{k \gamma M + \frac{C_c}{\tan \phi_1}}{\frac{C_0}{\tan \phi_1}} \right) \quad (2)$$

式中: f 为顶板岩层坚固性系数, ϕ_0 为顶板岩体内摩擦角; ϕ_1 为煤体内摩擦角; k 为应力集中系数; M 为巷道埋深, m ; γ 为顶板岩层容重, kN/m^3 ; C_c 为顶板岩层粘聚力, MPa ; C_0 为煤体粘聚力, MPa ; A 为侧压系数。

根据3206工作面切眼实际工程地质条件,切眼跨度 $B=7.5\text{ m}$,切眼高度 $H=3.1\text{ m}$,顶板岩层坚固性系数 $f=1.6$,顶板岩体内摩擦角 $\phi_0=38^\circ$,3号煤内摩擦角 $\phi_1=25^\circ$,应力集中系数 $k=1.5$,切眼埋深 $M=600\text{ m}$,顶板岩层容重 $\gamma=26\text{ kN/m}^3$,顶板岩层粘聚力 C_c 为 3.58 MPa ,4号煤粘聚力 $C_0=1.24\text{ MPa}$;侧压系数 $A=0.6$ 。将上述数据分别代入式(1)和(2)计算可得,顶板冒落拱高度 $h=2.77\text{ m}$,两帮塑性破坏区宽度 $S=2.11\text{ m}$ 。

4 大跨度厚顶煤切眼支护方案

通过理论分析指出大跨度厚顶煤切眼顶板冒落

拱高度大于顶板锚杆长度使得顶板锚杆难以发挥有效支护作用,且大跨度切眼中部因拉应力集中而易发生冒顶事故的根本原因,提出采用切眼顶板采用“短锚索+钢筋梯子梁+钢筋网”进行基础支护,并采用“长锚索+单体液压支柱+ π 型梁+木垛”补强支护的顶板综合控制技术。由于工作面切眼跨度达 7.5 m ,而综掘设备合理掘进宽度,为保障切眼施工效率和围岩控制效果,提出首先施工 4.5 m 宽的切眼导洞,在切眼导洞施工完毕后对其回采侧帮进行二次扩刷(扩刷宽度为 3.0 m)的大跨度切眼二次成巷快速施工技术。大跨度厚顶煤切眼支护方案如图4所示,具体支护参数如下:

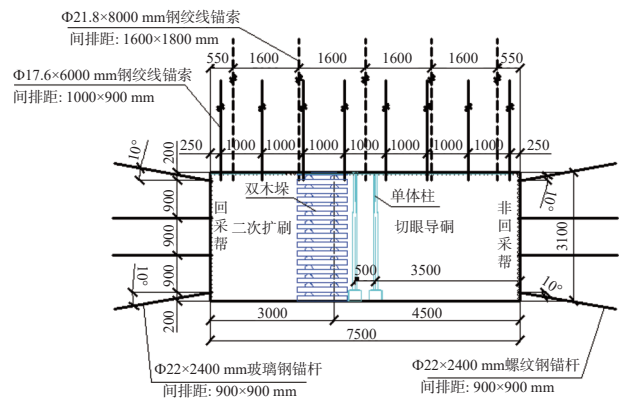


图4 3206工作面切眼支护断面图

4.1 切眼导洞支护方案

1) 顶板支护:顶板短锚索采用 $\phi 17.6\text{ mm} \times 6000\text{ mm}$ 的19股钢绞线,间排距 $1000\text{ mm} \times 900\text{ mm}$,每排垂直顶板布置5根,非回采帮端短锚索距巷帮 250 mm ,每根短锚索使用1支K2360和2支Z2360树脂锚固剂锚固,短锚索预紧力不低于 290 kN 。钢筋梯子梁采用 $\phi 16\text{ mm}$ 圆钢加工,宽度 80 mm ,孔距 1000 mm ,长度 4300 mm ,5孔,与顶板短锚索配套使用。短锚索托盘采用 $300\text{ mm} \times 300\text{ mm} \times 20\text{ mm}$ 的穹形托盘。顶板长锚索采用 $\phi 21.8\text{ mm} \times 8000\text{ mm}$ 的19股钢绞线,间排距 $1600\text{ mm} \times 1800\text{ mm}$,每排垂直顶板布置3根,非回采帮端长锚索距巷帮 550 mm ,每根长锚索采用1支K2860和2支Z2860树脂锚固剂锚固,预紧力不低于 370 kN 。钢筋网采用 $\phi 6.0\text{ mm}$ 钢筋焊接,网孔为 $100\text{ mm} \times 100\text{ mm}$ 的矩形网,网片规格 $5000\text{ mm} \times 1000\text{ mm}$ (长 \times 宽)。

2) 非回采帮支护:锚杆采用 $\phi 22\text{ mm} \times 2400\text{ mm}$ 左旋螺纹钢锚杆,间排距 $900\text{ mm} \times 900\text{ mm}$,每排布置4根,其中最上端锚杆与水平方向呈 10° 仰

角布置,最下端锚杆与水平方向呈 10° 俯角布置,其余2根锚杆垂直巷帮布置。每根锚杆使用1支K2360和1支Z2360树脂锚固剂锚固,预紧力不低于75 kN,预紧扭矩不低于330 N·m。钢筋网采用 $\phi 6.0$ mm钢筋焊接,网孔为100 mm×100 mm的矩形网,网片规格为3000 mm×1000 mm(长×宽)。锚杆托盘采用150 mm×150 mm×10 mm钢托盘,配套相应调心球垫与减摩垫圈。

3) 扩刷帮支护:锚杆采用 $\phi 22$ mm×2400 mm玻璃钢锚杆,间排距900 mm×900 mm,每排布置4根,其中最上端锚杆与水平方向呈 10° 仰角布置,最下端锚杆与水平方向呈 10° 俯角布置,其余2根锚杆垂直巷帮布置。每根锚杆使用1支K2360树脂锚固剂锚固,预紧力不低于70 kN,预紧扭矩不低于60 N·m。锚杆托盘采用 $\phi 100$ 高强度塑料托盘。网片采用煤矿双向拉伸塑料网,网孔尺寸40 mm×40 mm。

4.2 切眼导硐扩刷支护方案

顶板长、短锚索型号及间排距与切眼导硐相同,回采帮端短锚索距巷帮550 mm,长锚索距巷帮550 mm,与短锚索搭配使用的钢筋梯子梁长度为2400 mm。回采帮支护参数与切眼导硐扩刷帮支护一致。

4.3 切眼加强支护方案

切眼扩刷前,在距刷扩后回采帮4.5 m处顺巷道掘进方向提前采用“对梁”形式(单体液压支柱+ π 型梁,间距0.2 m)对导硐及巷道交叉点进行提前加强支护,要求 π 型梁采用“迈步交错”式布置,一梁三柱,支柱支设间距1.5 m,迎山有力,并采取连锁式防倒柱措施;同时,每天必须有专人对加强支护的单体柱进行“补液”维护,对漏液、折损的单体柱及时进行更换。

在切眼扩刷过程中,每间隔10 m及时搭设一组加强木垛,每组由2个木垛组成,木垛材料采用厚120 mm、长1500 mm的半圆木,并用钹钉进行固定;每个木垛必须保证接实顶板,并采用单体柱对木垛四角进行加固。

5 工业性试验

3206综放工作面切眼采用先施工4.5 m宽切眼导硐,再扩刷3.0 m的二次成巷施工技术,并对顶板进行“长短锚索+钢筋梯子梁+钢筋网”联合支护,并采用“单体液压支柱+ π 型梁+木垛”补强支护,非回采帮采用“螺纹钢锚杆+金属网”支护,回采帮采用“玻璃钢锚杆+塑料网”支护后,切眼内每间隔50 m

布置1个巷道表面变形观测站,以测站1和测站2观测数据为例,对切眼围岩控制效果进行分析。测站1和测站2所观测到的巷道围岩变形量随观测时间的变化曲线如图5所示。

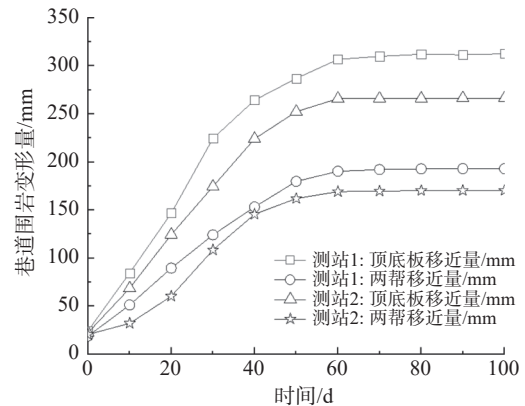


图5 巷道表面变形量变化曲线

分析图5可知,测站1和测站2所观测到的巷道围岩变形量随时间的变化规律基本一致,总体表现为在前40 d内切眼围岩变形量增大速度较快,在40 d以后切眼围岩变形量增大速度逐渐降低,最终趋于稳定的变化特征;此外,测站1和测站2处切眼的顶底板相对位移量均大于两帮相对位移量,顶底板相对位移量最大值分别为317、268 mm,两帮相对位移量最大值分别为193、172 mm。这是因为工作面切眼跨度为7.5 m,在其中部集中拉应力作用下导致顶底板相对位移量大于两帮相对位移量。切眼围岩变形观测结果表明,对顶板采用上述联合支护、补强支护,非回采帮采用“螺纹钢锚杆+金属网”支护,回采帮采用“玻璃钢锚杆+塑料网”支护后,切眼围岩变形控制效果较好。

6 结论

针对大跨度厚顶煤切眼施工速度慢,支护难度大,极易发生冒顶事故问题,以王坡煤业3206工作面大跨度切眼为研究对象,对大跨度厚顶煤切眼围岩控制难点和支护技术进行研究,得到以下结论:

1) 通过分析指出,大跨度厚顶煤切眼中部拉应力集中和顶板上方存在一定厚度的破碎顶煤是其导致易发生锚杆支护失效和冒顶事故的主要原因。

2) 基于普氏冒落拱理论和极限平衡理论,通过计算指出工作面大跨度切眼冒落拱高度为2.77 m,两帮塑性破坏区宽度2.11 m。

3) 基于大跨度厚顶煤切眼围岩变形原因、顶板

冒落拱高度和两帮塑性破坏区宽度的分析结果,提出顶板采用文中所述的联合支护、补强支护,非回采帮采用“螺纹钢锚杆+金属网”支护,回采帮采用“玻璃钢锚杆+塑料网”支护方案。

4) 针对工作面切眼跨度为 7.5 m,远大于综掘设备合理掘进宽度,提出采用先施工 4.5 m 宽的切眼导洞,再扩刷 3.0 m 的二次成巷的大跨度切眼二次成巷施工技术。

5) 现场应用结果表明,工作面切眼围岩变形控制效果显著,为回采设备安装和工作面快速生产奠定了基础。

参考文献:

- [1] 吴靖, 田卫涛. 园子沟煤矿 1012102 工作面二次切眼掘进及支护技术研究 [J]. *煤矿现代化*, 2023, 32(5): 6-10, 17.
- [2] 田学春. 复杂条件大跨度切眼优化设计与工程实践 [J]. *煤炭技术*, 2021, 40(6): 49-51.
- [3] 刘治成, 朱磊, 刘永强. 大跨度复合顶板开切眼变形特征及控制技术 [J]. *煤矿安全*, 2020, 51(11): 83-88, 93.
- [4] 宋鸿波. 大断面 15106 切眼巷道锚网联合支护技术实践 [J]. *山东煤炭科技*, 2022, 40(2): 34-35, 38, 41.
- [5] 郭亮, 蔡逢华. 金鸡滩煤矿 11m 宽超大断面切眼支护技术 [J]. *煤矿现代化*, 2021, 30(4): 32-35.
- [6] 要华伟. 综放工作面大跨度切眼支护参数优化 [J]. *山西焦煤科技*, 2020, 44(11): 41-45.
- [7] 高奎英. 大跨度厚煤层开切眼二次成巷快速掘进技术 [J]. *煤炭科学技术*, 2021, 49(S2): 50-54.
- [8] 汪超. 大跨度开切眼巷道支护参数设计研究 [J]. *能源与环保*, 2020, 42(1): 156-158, 164.
- [9] 孙晓. 大跨度开切眼锚索桁架支护技术研究与应用 [J]. *山东煤炭科技*, 2021, 39(5): 6-8, 11.
- [10] 王凯, 王劲翔, 李廷春, 等. 复合顶板大跨度开切眼联合支护技术研究 [J]. *矿业研究与开发*, 2020, 40(06): 52-56.
- [11] 蒋志刚, 阚磊, 刘栋, 等. 厚顶煤大跨度开切眼锚杆锚索支护技术 [J]. *煤矿安全*, 2012, 43(2): 102-105.
- [12] 张向东, 胡跃龙, 王振. 二次掘进大跨度开切眼支护数值模拟及应用 [J]. *矿业安全与环保*, 2019, 46(1): 57-61, 68.
- (上接第 16 页)
- [2] 连鸿全, 亢鑫超. 兴安矿区深部地应力测试及支护方案研究 [J]. *山西焦煤科技*, 2020, 44(1): 9-14.
- [3] 刘鹏程. 深部特软煤层煤巷支护技术研究 [J]. *山西焦煤科技*, 2017, 41(7): 36-39.
- [4] 高瑞, 吴志国, 宁掌玄, 等. 深部埋深巷道变形特征数值模拟研究 [J]. *山西焦煤科技*, 2023, 47(1): 16-19.
- [5] 张茹, 张安林, 谢和平, 等. 不同赋存深度岩石力学行为差异及本构模型研究 [J]. *中国科学基金*, 2022, 36(6): 1008-1015.
- [6] 李金波. 深部储层弹塑性力学表征及水力裂缝扩展机理研究 [D]. 东北石油大学, 2023.
- [7] 邵棒棒. 深部破裂围岩流变力学特性与黏弹塑性损伤本构模型研究 [D]. 中国矿业大学, 2023.
- [8] 夏开文, 王峥, 吴帮标, 等. 流固耦合作用下深部岩石动态力学响应研究进展 [J]. *煤炭学报*, 2024, 49(1): 454-478.
- [9] Khalil R, Al Horani M, Yousef A, et al. A new definition of fractional derivative [J]. *Journal of Computational and Applied Mathematics*, 2014, 264: 65-70.
- [10] Liu K, Chen S L, Gu X Q. Analytical and Numerical Analyses of Tunnel Excavation Problem Using an Extended Drucker-Prager Model [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2020, 53(4): 1777-1790.
- [11] De Borst R, Heeres O M. A unified approach to the implicit integration of standard, non-standard and viscous plasticity models [J]. *International journal for numerical and analytical methods in geomechanics*, 2002, 26(11): 1059-1070.
- [12] Nagel T, Minkley W, Böttcher N, et al. Implicit numerical integration and consistent linearization of inelastic constitutive models of rock salt [J]. *Computers & Structures*, 2017, 182: 87-103.
- [13] 王路军, 周宏伟, 荣腾龙, 等. 深部煤体非线性蠕变本构模型及实验研究 [J]. *煤炭学报*, 2018, 43(8): 2196-2202.