基于黄泥顶板分类的回采巷道围岩支护研究*

郭朋飞[1],赵怡晴[2,3],刘洋[2,3],敖荣幸[2,3]

(1.晋能控股装备制造集团有限公司寺河煤矿, 山西 晋城市 048205;
2.北京科技大学 资源与安全工程学院, 北京 100083;
3.金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083)

摘要:为解决山西某煤矿黄泥顶板管理难度大、巷道支护效果差等问题,以山西某煤矿典型工作面为工程背景,采用现场调研、室内试验、理论分析、数值模拟等方法,对黄泥顶板回采巷道支护方案及支护效果进行深入研究。首先根据工程地质条件对黄泥顶板进行了分类,然后通过物理力学试验,获得了顶板各岩层的物理力学参数,为数值模拟中岩体参数提供了折减依据。制定了相应的巷道支护方案,并采用数值模拟技术对支护效果进行了评估。结果表明,基于黄泥层赋存特征,将黄泥顶板划分为五类;黄泥的主要成分为黏土矿物和石英,内摩擦角为30.78°,黏聚力为75.362 kPa;提出了差异化支护方案,即Ⅰ、Ⅲ、Ⅳ类顶板巷道采用锚网索支护,Ⅱ类顶板采用锚网支护,Ⅴ类顶板采用工字钢棚支护。数值模拟和现场实测结果表明,所设计的支护方案可有效控制巷道围岩的变形,保证黄泥顶板巷道的稳定性。研究结果可为类似地质条件下的巷道支护设计提供参考。

关键词:黄泥顶板分类;围岩变形;巷道支护;回采巷道;数值模拟

中图分类号:TD353 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)04-0094-10

Research on Surrounding Rock Support of Mining Roadway Based on Mudstone Composite Roof Classification

GUO Pengfei[1], *ZHAO Yiqing*[2,3], *LIU Yang*[2,3], *AO Rongxing*[2,3]

(1.Sihe Coal Mine of Jincheng Holding Equipment Manufacturing Group Co., Ltd., Jincheng, Shanxi 048205, China;
2.School of Resources and Safety Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;
3.Key Laboratory of Ministry of Education for Efficient Mining and Safety of Metal Mines, Beijing 100083, China)

Abstract: To solve the problems of difficult management of the mudstone composite roof and poor roadway support effect in a coal mine in Shanxi Province, taking a typical working face of the coal mine as the engineering background, an in-depth study was conducted on the support scheme and support effect of the mining roadway with mudstone composite roof by means of field investigation, laboratory test, theoretical analysis and numerical simulation. First, the mudstone composite roof was classified according to the engineering geological conditions. Then, through physical and mechanical tests, the physical and mechanical parameters of each rock layer of the roof were obtained, which provides a reduction basis for the rock mass parameters in the numerical simulation. The corresponding roadway support schemes were formulated, and the support effect was evaluated using numerical simulation technology. The results show that based on the occurrence characteristics of the mudstone layer, the mudstone composite roof can be divided into five types. The main components of mudstone are clay minerals and quartz, with an internal friction angle of 30.78° and a cohesion of 75.362 kPa. A differentiated support scheme is proposed, that is, bolt-mesh-cable support is adopted for type Ⅰ, Ⅲ and Ⅳ roof roadways, bolt-mesh support is adopted for type Ⅱ roof roadway, and I-beam shed support is adopted for type Ⅴ roof roadway. The numerical simulation and field measurement results show that the designed support scheme can effectively control the deformation of the surrounding rock of the roadway and ensure the stability of the roadway with mudstone composite roof. The research results can provide a reference for roadway support design under similar geological conditions.

Key words: Mudstone composite roof classification, Surrounding rock deformation, Roadway support, Mining roadway, Numerical simulation

* **收稿日期**:2025-04-25
基金项目:中国科协青年人才托举工程项目(2021QNRC001)
作者简介:郭朋飞(1984—),男,山西泽州人,硕士,工程师,主要从事煤矿安全生产管理工作。E-mail:305009732@qq.com
通信作者:赵怡晴(1980—),女,四川南充人,教授,博士生导师,主要从事岩石力学与工程、安全风险管理方面的研究。E-mail:zyq@ustb.edu.cn

0　引言

煤炭作为我国能源供给的“压舱石”和“稳定器”，长期占一次能源消费总量的50%以上，为国民经济和社会发展提供了可靠的能源安全保障[1-2]。统计数据显示，2023年全国原煤产量为47.1亿t，2024年原煤产量达到47.6亿t，同比增长1.06%，预计到2030年，煤炭在我国一次能源结构中的比重仍将超过45%[3-4]。现阶段煤炭资源在我国仍处于不可动摇的主体地位[5]。相应地煤炭开采将会面临更多复杂且难支护的巷道条件[4]。近年来，诸多煤矿开采过程中出现了一种特殊的煤层顶板巷道——黄泥顶板巷道[5-6]。该类型巷道顶板强度较低，实际生产中支护较为困难。由于巷道顶板赋存差异大，顶板岩层结构多变，目前矿山针对揭露的黄泥顶板巷道统一采用单一性的支护方案，难以有效控制巷道的稳定性。因此，针对不同类型黄泥顶板巷道设计相应的支护方案，对于巷道控制具有重要意义。

巷道稳定性依赖于有效的巷道支护技术。我国煤矿巷道支护经历了木支护、砌碹支护、混凝土支架、型钢支护到锚杆支护的发展过程[7-8]。康红普[9]总结了我国煤矿巷道支护加固方法，将其分为围岩表面支护型、围岩锚固型、围岩改性型及联合控制型四种。由于煤矿巷道的特殊性，单一支护方式效果不理想，现多采用联合控制型进行支护加固[9-11]。受限于黄泥顶板的独特成因，国内外关于该类顶板巷道的支护研究较少。然而煤矿软弱顶板巷道支护一直是采矿工程领域的热点和难点问题，积累了大量理论和攻关技术，研究结果可为黄泥顶板巷道支护提供借鉴。TIAN等[12]提出“预注浆＋锚网喷砼＋U型钢＋深浅孔注浆”的耦合支护方案，有效控制了受沉积影响的破碎软岩巷道持续变形，保证了巷道稳定。王金平等[13]针对复合软岩顶板提出了采用限位抗剪锚杆＋防腐短锚索＋长锚索的“梯度支护”方案，应用结果表明，该方案能较好地控制复合软岩巷道的围岩变形。CHEN等[14]针对岩溶地区高应力破碎巷道，提出了钢管混凝土与“锚＋网＋喷”的联合支护方案，该支护方案在使用60 d后围岩产生的微震事件很少，微裂缝没有明显的扩展或集中，有效地保持了围岩的稳定性。HAO等[15]针对节理裂隙发育的回采巷道，通过现场调研和理论分析，提出了“锚杆、W钢带”＋“锚索、锚索梁”＋“工字钢棚”的主被动耦合支护技术，并在某煤矿巷道进行了应用，顶板和两帮的位移变形监测结果表明，该支护方案可有效控制巷道围岩的变形。赵呈星等[16]基于“小承载体控制围岩破碎区的扩大、大承载体限制围岩塑性区发展”的软岩巷道控制理念，制定了“混凝土喷射＋注浆锚杆/锚索＋普通锚杆/锚索”联合支护方案，能够有效保持巷道的长期稳定。邓广哲等[17]针对裂隙发育巷道，通过研究裂隙发育岩体巷道及典型支护结构体的变形破坏机制，提出了浅部注浆封堵围岩裂隙、锚杆锚索配合的多层组合拱联合支护方式，新方案实施后，巷道表面位移较原方案平均降低72.8%，顶板下沉量显著减小。WU等[18]针对缓倾斜近距离回采巷道，提出了阶段性支护方案，原生顶板阶段采用锚索支护，过渡阶段采用“支架-临时支架-注浆”协同支护，再生顶板阶段采用“支架-改性注浆”协同支护，现场工程应用中巷道围岩变形小于150 mm，围岩控制效果好。因此，针对软弱顶板巷道稳定性控制问题，联合支护技术是一种有效的支护方案。

山西某煤矿对黄泥顶板巷道采用单一支护方案，但由于井下地质条件复杂多变，泥岩赋存情况各异，支护效果不理想，难以有效保证巷道的稳定性。因此，本研究基于已有研究成果和顶板岩层赋存特征，首先对黄泥顶板进行分类，然后针对不同类型黄泥顶板设计相应支护方案，并计算支护参数，最后利用FLAC3D建立各类黄泥顶板巷道的支护模型，通过模拟分析围岩的应力分布、位移变化和塑性区特征，研究巷道变形破坏的规律及特性，验证所提出的支护方案的有效性。研究结果可为类似地质条件下巷道支护设计提供参考。

1　工程概况及顶板分类

1.1　巷道顶底板岩性

本文以山西某煤矿的回采巷道为研究对象，煤层厚度为1.67～3.11 m，平均厚度为2.8 m，一般含0～2层泥岩夹矸，煤层结构较简单，属赋煤区稳定全区可采煤层。15#煤层在井田内厚度由北向东南逐渐变薄，顶板为石灰岩，底板为泥岩，其中灰岩顶板厚13 m，最上层粉砂质泥岩埋深120 m。该煤矿15#煤层上部岩体以裂隙含水为主，富水性受裂隙

发育程度及构造或补给条件等因素控制,总体富水性弱。钻孔柱状图如图 1 所示。

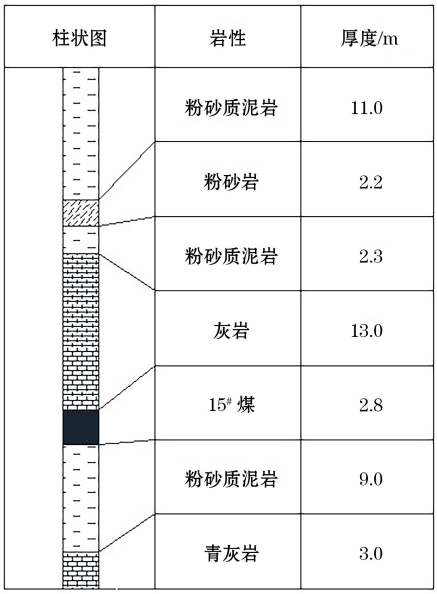
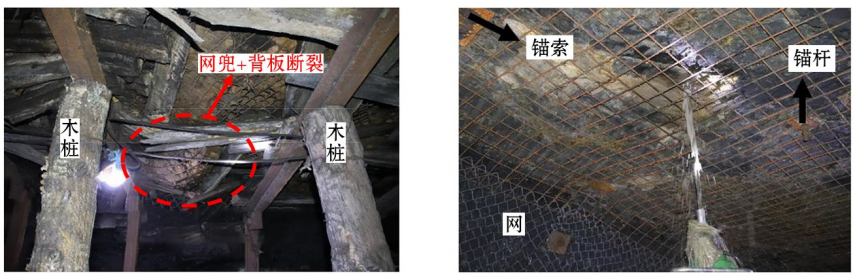


图 1 钻孔柱状图

Fig.1 Borehole histogram

1.2 回采巷道支护概况

针对揭露的黄泥顶板巷道和顶板破碎巷道,矿山目前主要采用 11 号工字钢棚进行支护。根据矿山现场调研情况,当前支护方案在某些地段的支护效果不佳,甚至出现支护失效而需进行二次补强支护的情况。回采巷道支护方案如图 2 所示。由图 2(a)可知,在 151301 进风顺槽顶板破碎区段,11 号工字钢棚支护的顶板破碎区段出现明显网兜和背板断裂现象,现场采用木桩支撑工字钢棚顶梁,以防止顶梁被压断。针对揭露的干燥完整泥岩顶板巷道,矿山局部地带采用锚网索支护,如图 2(b)所示,在 151308 进风顺槽进风里程 95 m 附近存在一处干燥完整的黄泥顶板,其位置前后均为灰岩顶板,使用锚网索支护,虽有部分围岩发生片状脱落,但总体仍保持稳定。黄泥顶板状况很大程度上影响巷道的稳定性,对于不同地质条件的顶板应设计相应的支护方案,采用统一的支护方案很难适应井下复杂多变的地质状况。因此,设计黄泥顶板支护方案时,应先对黄泥顶板状况进行细化分类,再进行支护方案设计。



(a) 11 号工字钢棚支护 (b) 锚网索支护

图 2 回采巷道支护方案

Fig.2 Support schemes of mining roadway

1.3 黄泥顶板分类

根据现场调研和地质资料,黄泥顶板赋存有两种形式,一种是作为巷道直接顶揭露于巷道表面;另一种则夹存于巷道直接顶之上。两种形式在现场均有存在,甚至当黄泥层厚度较小时,两种形式可能出现在同一顶板中。对黄泥顶板进行分类,可为后续巷道支护分类设计奠定基础。巷道开挖改变巷道周边围岩的应力分布,黄泥顶板支护的关键在于黄泥层厚度和赋存位置。在支护尺度上,对于多个黄泥薄夹层通常进行合并计算。因此,以现场调研得到的黄泥层赋存情况为基础,结合锚杆、锚索的锚固长度,将黄泥顶板分为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ五类,具体分类见表 1。

表 1 黄泥顶板分类

Table 1 Classification of mudstone composite roofs

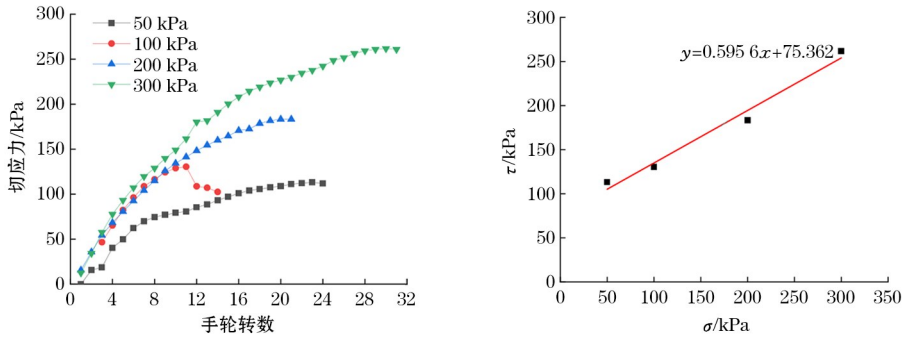
顶板类型	赋存性质
Ⅰ类	直接顶为黄泥,黄泥厚度在 500 mm 以内。
Ⅱ类	直接顶为灰岩,灰岩顶板厚度至少 2 m,上方为黄泥且超出锚杆锚固范围。
Ⅲ类	直接顶为灰岩,灰岩厚度不小于 300 mm,中部夹有黄泥,黄泥厚度小于 600 mm,黄泥上部为稳定岩层。
Ⅳ类	直接顶为灰岩,灰岩厚度不小于 300 mm,顶板上方为黄泥,黄泥厚度不超过 3 000 mm,黄泥上方为稳定岩层。
Ⅴ类	其他类型黄泥顶板在执行以上四类支护时,存在支护困难、安全不可靠等问题时,按第Ⅴ类黄泥顶板执行。

2 岩石力学参数测定

2.1 黄泥固结直剪试验

由现场调研可知,大部分顶板黄泥表面湿润,呈

松软状态，基本不具备抗压与抗拉强度，因此通过固结直剪试验测定黄泥的黏聚力和内摩擦角。本次试验采用 ZJ 型电动二速应变控制式直剪仪，将试样按规程要求推入剪切盒内后，依次对原状样施加垂直压力 100 kPa(5 min)、200 kPa(5 min)、300 kPa(10 min)、400 kPa(10 min)进行固结，在不同垂直压力作用下以 0.8 mm/min 的速率进行剪切试验，整理试验数据得到各级垂直压力下所测的抗剪强度，如图 3(a)所示，当垂直压力分别为 50 kPa、100 kPa、200 kPa、300 kPa 时，峰值切应力为 113.214 kPa、130.452 kPa、183.254 kPa、261.681 kPa。以垂直压力 σ 为横坐标，以抗剪强度 τ 为纵坐标，可绘制 τ-σ 关系曲线，具体如图 3(b)所示。对 4 个切应力峰值点进行线性拟合，可得出线性方程 $y=0.595\ 6x+75.362$，依据摩尔-库伦准则，可得出黄泥的内摩擦角 $\varphi=30.78°$，黄泥的黏聚力 $C=75.362$ kPa。



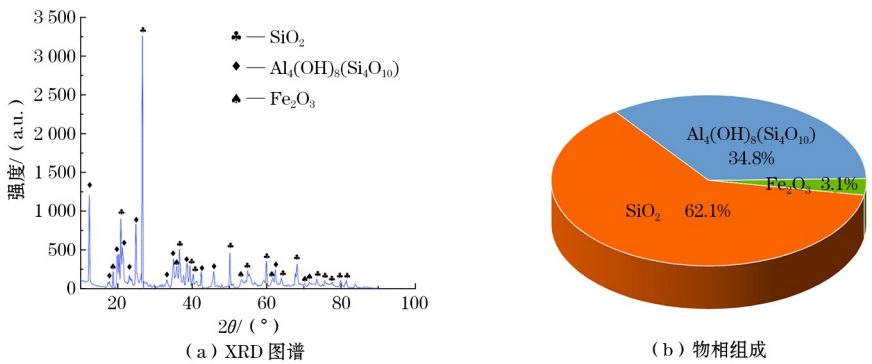
(a) 直剪试验切应力变化曲线　　(b) τ-σ 关系曲线

图 3　黄泥固结直剪试验结果

Fig.3　Results of consolidation direct shear test of mudstone

2.2　黄泥顶板矿物成分分析

采用 X 射线衍射(XRD)对黄泥进行矿物成分分析。试验选用 D8 ADVANCE X 射线衍射仪，测试条件为 40 kV、40 mA，采用 MDI Jade 6.0 软件对 XRD 数据进行物相分析，分析结果如图 4 所示。由图 4 可知，黄泥中含有 62.1% 的 SiO_2，34.8%的 $Al(OH)_8(Si_4O_{10})$ 和 3.1%的 Fe_2O_3，黄泥的主要成分是黏土矿物和石英，Fe_2O_3 的存在使得黄泥显黄色。通过查询相关文献[19-20]可知，石英和黏土矿物是泥岩的主要成分，碳酸盐含量较低，且石英在矿物中占主导地位。如同一时期太原组的灰黑色泥岩中 SiO_2 含量为 35.34%～61.70%，Al_2O_3 含量为 15.46%～22.98%，TFe_2O_3 含量为 1.42%～10.24%。对比发现，黄泥的物相组成与太原组灰黑色泥岩相近，表明该黄泥很可能是黄色泥岩。



(a) XRD 图谱　　(b) 物相组成

图 4　黄泥 XRD 图谱及物相组成

Fig.4　XRD pattern and phase composition of mudstone

2.3　围岩物理力学性质测定

巷道围岩的物理力学性质关系围岩的自承能力。15#煤层黄泥顶板巷道围岩包括灰岩、粉砂质泥岩、15#煤和黄泥层，因岩性不同，四种围岩物理力学性质存在较大差异。对灰岩、15#煤、泥岩进行单轴压缩、巴西劈裂和变角剪切室内试验，获得了煤和岩石的抗压、抗拉、抗剪性能参数，作为后续数值模拟中岩层参数的折减基础，试验结果见表 2。对每类岩石取

3 个试样进行单轴压缩试验,取 3 个试样测试结果的平均值作为最终结果。根据测试结果,灰岩试样破坏形式包括劈裂破坏或剪切破坏,15# 煤和泥岩试样破坏形式主要为剪切破坏,灰岩、15# 煤和泥岩单轴抗压强度分别为 143.88 MPa、31.79 MPa 和 32.69 MPa;对灰岩、15# 煤、泥岩进行巴西劈裂试验,每类岩石取 4 个试样进行测试,测试结果取平均值,灰岩、15# 煤、泥岩的抗拉强度分别为 5.59 MPa、1.35 MPa 和1.74 MPa。对灰岩、15# 煤、泥岩进行变角剪切试验,获取其抗剪力学性质参数,变角剪切试验设置的角度分别为 30°、35°、40°,计算试样破坏时所受的正应力和剪应力,绘制 τ-σ 散点图并进行线性拟合,计算可得灰岩的黏聚力为 11.72 MPa,内摩擦角为 37.8°;15# 煤的黏聚力为4.37 MPa,内摩擦角为 38.7°;泥岩的黏聚力为 3.99 MPa,内摩擦角为 35.9°。

表 2 岩层物理力学试验结果

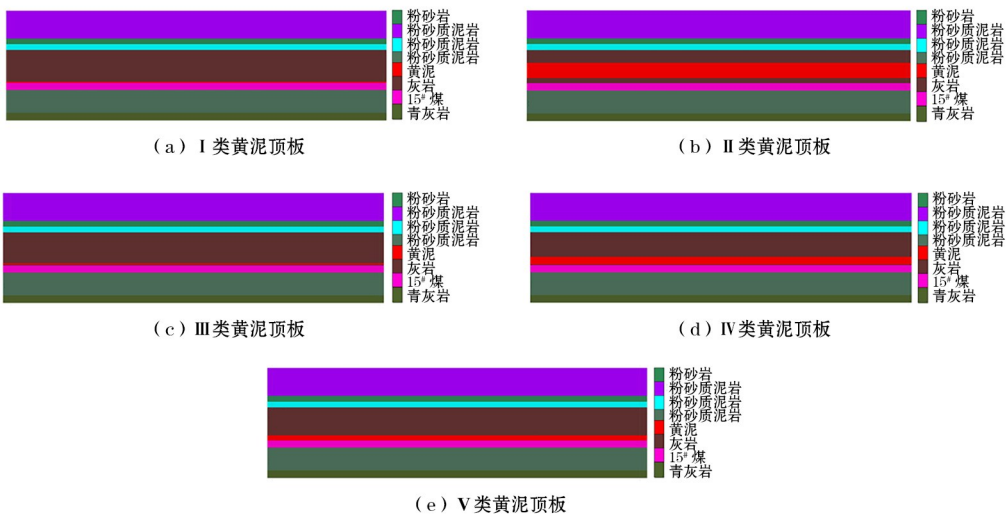
Table 2 Physical and mechanical test results of rock strata

岩层类型	单轴抗压强度/MPa	弹性模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)
灰岩	143.88	36.40	5.59	11.72	37.8
15# 煤	31.79	4.69	1.35	4.37	38.7
泥岩	32.69	11.72	1.74	3.99	35.9

3 黄泥顶板巷道支护研究

3.1 数值模型构建

根据五类黄泥顶板岩层赋存条件(见表 1)及各地层岩性(见图 1),建立相应的数值计算模型,各顶板岩层根据顶板分类中的顶板岩性进行设置,顶板岩层厚度依据黄泥顶板分类的厚度上限值或灰岩厚度下限值进行确定,五类黄泥顶板岩层布置情况如图 5 所示。



(a) Ⅰ类黄泥顶板 (b) Ⅱ类黄泥顶板

(c) Ⅲ类黄泥顶板 (d) Ⅳ类黄泥顶板

(e) Ⅴ类黄泥顶板

图 5 五类黄泥顶板岩层布置情况

Fig.5 Layout situation of five types of mudstone composite roof strata

数值模拟所需的物理力学参数参照矿山地质资料和室内力学试验结果进行折减取值,综合考虑地应力、矿井水和结构面等地质特征及岩体质量分级结果,折减后的各岩层物理力学参数见表 3。

表 3 岩层物理力学参数

Table 3 Physical and mechanical parameters of rock strata

岩层类型	密度/(kg/m³)	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)
青灰岩	2 660	11.60	0.20	3.00	2.50	35.0
粉砂质泥岩	2 670	3.50	0.23	1.50	0.80	32.5
15# 煤	1 580	1.40	0.32	1.00	0.65	34.5
泥岩	2 200	0.18	0.28	0.07	0.00	30.0
灰岩	2 660	11.60	0.20	3.00	2.50	35.0
粉砂岩	2 700	10.00	0.22	2.50	1.80	40.0

3.2 巷道支护参数设计

针对五类黄泥顶板巷道不同的赋存条件,依据支护公式计算出各类黄泥顶板巷道支护参数,支护参数计算公式如下。

(1) 锚杆直径。锚杆直径按杆体承载力与锚固力等强度原则确定,如式(1)所示:

$$d=1.13\sqrt{Q_{杆}/\sigma_t} \tag{1}$$

式中:d 为锚杆直径,mm;$Q_{杆}$ 为锚杆承载力,N;σ_t 为锚杆的抗拉强度,N。

(2) 锚杆长度。顶锚杆通过悬吊作用、帮锚杆通过加固作用来达到支护效果,因此锚杆长度应满足:

$$L \geqslant L_1 + L_2 + L_3 \tag{2}$$

式中：L 为锚杆长度，m；L_1 为锚杆外露长度，m；L_2 为锚杆有效长度（顶锚杆取免压拱高 $h=[B/2+H\tan(45°-\varphi_{帮}/2)]/f_{顶}$，帮锚杆取煤帮破碎深度 $c=H\tan(45°-\varphi_{帮}/2)$，$B$ 为巷道掘进宽度，m，H 为巷道高度，m，$f_{顶}$ 为顶板岩石普氏系数，$\varphi_{帮}$ 为两帮围岩内摩擦角，(°))，m；L_3 为锚杆入岩（煤）体内深度，m。

（3）锚杆间排距。锚杆间排距的计算公式如下：

$$a \leqslant \sqrt{\frac{G}{KL_2\gamma}} \tag{3}$$

式中：a 为锚杆间排距，m；G 为锚杆设计锚固力，N；K 为安全系数，一般取 2（松散系数）；γ 为悬吊岩层容重，kN/m^3。

（4）加强锚索排距。根据巷道已有资料，为防止顶板垮落，Ⅰ类和Ⅱ类黄泥顶板采用 Φ17.8 mm×6 300 mm 的钢绞线，Ⅲ类黄泥顶板采用 Φ21.6 mm×6 300 mm 的钢绞线。锚索排距计算公式如下：

$$S_h = nF_2/[B_{冒}\ H_{冒}\ \gamma-(2F_1\sin\theta)/a'] \tag{4}$$

式中：n 为锚索排数，取 1；F_2 为单根锚索的极限承载力，N；S_h 为锚索排距，m；$B_{冒}$ 为巷道有可能发生的最大冒落宽度，m；$H_{冒}$ 为巷道有可能发生的最大冒落高度，m；F_1 为锚杆锚固力，N；θ 为角锚杆垂直夹角，(°)；a' 为全锚索支护间排距，m。

（5）全锚索支护间排距 a'。

$$a' = 3Q_{索}/4B^2\gamma K \tag{5}$$

式中，$Q_{索}$ 为单根锚索极限承载力，N。

（6）工字钢棚支护棚距。根据自然平衡拱理论和钢棚顶梁压力可推导出最终棚距 b 的计算公式：

$$b = \frac{6\sigma_{max}W_z f}{\gamma a_d^2 l} \tag{6}$$

式中：σ_{max} 为最大正应力，MPa；l 为工字钢梁净跨长度，m；a_d 为巷道顶板半跨度，m；W_z 为顶梁抗弯截面模量，cm^3；f 为顶板岩石坚固性系数。

参照《煤矿巷道锚杆支护技术规范》（GB/T 35056—2018）设计相应的支护方案，通过上述公式计算五类黄泥顶板巷道的具体支护参数，见表 4。

表 4　五类黄泥顶板巷道的支护参数统计结果

Table 4　Statistical results of support parameters for five types of roadway with mudstone composite roof

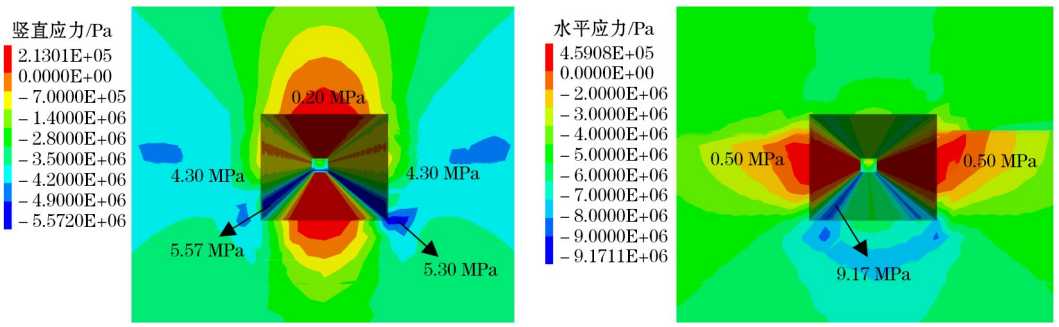
顶板类型	支护方式	顶锚杆参数		顶锚索参数		帮锚杆参数	
		型号/mm	间排距/mm	型号/mm	间排距/mm	型号/mm	间排距/mm
Ⅰ类	锚网索支护	Φ20 ×2 000	1 500×1 500	Φ17.8×6 300	1 800 ×4 500	Φ20 ×2 400	800 ×1 500
Ⅱ类	锚网支护	Φ20 ×2 000	1 500×1 500	—	—	Φ20 ×2 000	1 000 ×1 500
Ⅲ类	锚网索支护	Φ20 ×2 000	1 500×1 200	Φ17.8×6 300	1 800 ×3 600	Φ20 ×2 000	1 000 ×1 200
Ⅳ类	锚网索支护	—	—	Φ21.6×6 300	1 500 ×1 500	Φ20 ×2 000	1 000 ×1 500
Ⅴ类	工字钢棚支护	—	—	12 号工字钢，棚间距 0.8 m		—	—

3.3　支护参数数值模拟分析

为了评估巷道支护方案对巷道围岩变形的控制效果，开展了五类顶板巷道在支护状态下的稳定性数值模拟。巷道开挖前对位移和塑性区清零，巷道开挖后依据顶板类型采取相应的支护方案，最终通过数值模拟分析采煤工作面进回风巷整体的应力、位移变化及塑性区分布特征，评估五类黄泥顶板回采巷道支护方案的有效性。

3.3.1　Ⅰ类黄泥顶板巷道围岩应力分析

巷道围岩应力能够一定程度上反映巷道的稳定性，由于模型的对称性，进回风巷的稳定性具有较好的一致性，因此实际分析时选取进风巷进行分析。图 6 为Ⅰ类黄泥顶板进风巷竖直应力和水平应力分布云图。由图 6 可知，Ⅰ类黄泥顶板进风巷最大竖直应力出现在巷帮底角附近，为压应力，数值为 5.57 MPa，巷道顶板和底板出现拉应力，为 0.2 MPa，巷道两帮在深部出现竖直应力集中，为 4.30 MPa；Ⅰ类黄泥顶板进风巷最大水平应力出现在底板靠近巷帮处，为 9.17 MPa，两帮水平应力为拉应力，最大为 0.50 MPa。从应力分布与应力数值来看，支护后的顶板和两帮拉应力较小，且小于围岩抗拉强度（灰岩为 5.59 MPa，15$^{\#}$煤为 1.35 MPa），围岩未破坏，说明支护效果良好。



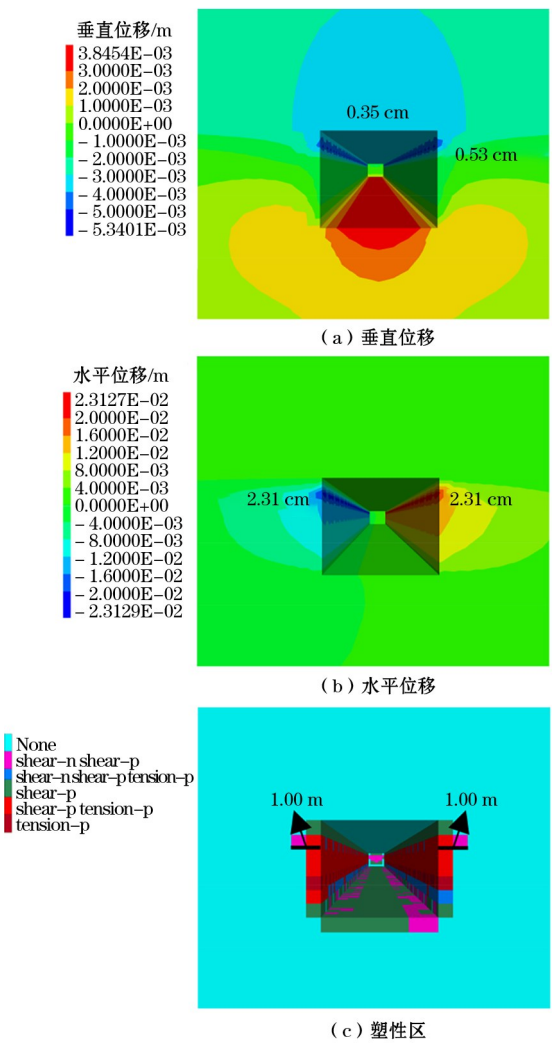
(a) 竖直应力 (b) 水平应力

图 6 Ⅰ类黄泥顶板进风巷竖直应力和水平应力分布云图

Fig.6 Vertical stress and horizontal stress cloud maps of air intake roadway with Ⅰ type mudstone composite roof

3.3.2 Ⅰ类黄泥顶板巷道位移及塑性区分析

图 7 为Ⅰ类黄泥顶板进风巷位移及塑性区分布云图。



(a) 垂直位移

(b) 水平位移

(c) 塑性区

图 7 Ⅰ类黄泥顶板进风巷位移及塑性区分布云图

Fig.7 Displacement and plastic zone distribution cloud maps of air intake roadway with Ⅰ type mudstone composite roof

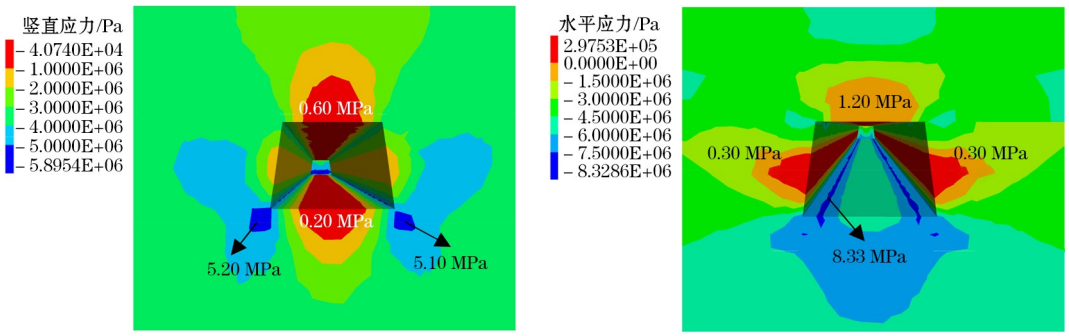
由图 7 可知,Ⅰ类黄泥顶板进风巷最大竖直位移量出现在巷帮煤层与泥岩交界处附近,位移量为 0.53 cm,顶板位移量为 0.35 cm;巷道两帮的水平位移量均为 2.31 cm,巷道顶板无塑性变形,两帮塑性区分布较浅,最深处位于 15# 煤与泥岩交界处,深度为 1 m。巷道总体位移量较小,塑性区未延伸至锚杆锚固段,表明Ⅰ类黄泥顶板进风巷在支护状态下保持稳定。采用锚网索支护方案能有效控制Ⅰ类黄泥顶板巷道的变形。

3.3.3 Ⅴ类黄泥顶板巷道围岩应力分析

图 8 为Ⅴ类黄泥顶板进风巷竖直应力和水平应力分布云图。由图 8 可知,Ⅴ类顶板进风巷最大竖直应力出现在巷帮底角附近,为压应力,最大值为 5.20 MPa,巷道顶底板为压应力,顶板为 0.60 MPa,底板 0.20 MPa;Ⅴ类顶板进风巷最大水平应力出现在底板靠巷帮附近,为 8.33 MPa,两帮水平拉应力最大值为 0.30 MPa。从应力分布与应力数值来看,支护后顶板和两帮整体拉应力较小,且小于围岩抗拉强度,整体上围岩未破坏,支护效果良好。

3.3.4 Ⅴ类黄泥顶板巷道位移及塑性区分析

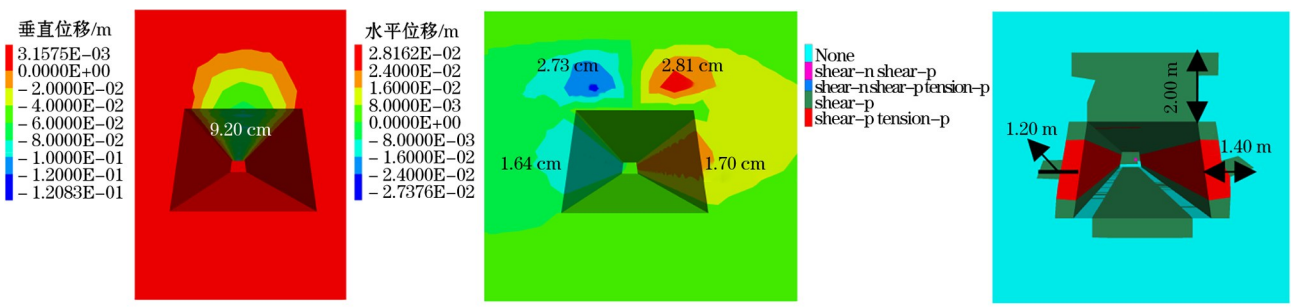
图 9 为Ⅴ类黄泥顶板进风巷位移及塑性区分布云图。由图 9 可知,Ⅴ类顶板进风巷顶板位移量为 9.2 cm;巷道左帮位移量为 1.64 cm,右帮位移量为 1.70 cm,左帮整体水平位移量控制效果优于右帮。此外,最大水平位移量位于巷道顶板,位移量分别为 2.73 cm 和 2.81 cm,说明顶板泥岩层受到较明显的剪切作用。巷道顶板塑性区为剪应力塑性区,塑性区深度为 2 m。两帮塑性区较浅,左帮最深 1.2 m,右帮最深 1.4 m。巷道总体位移量较小,表明Ⅴ类顶板进风巷在支护状态下保持稳定。采用工字钢棚支护方案能有效控制Ⅴ类黄泥顶板巷道的变形。



（a）竖直应力　　（b）水平应力

图 8　Ⅴ类黄泥顶板进风巷竖直应力和水平应力分布云图

Fig.8　Vertical stress and horizontal stress cloud maps of air intake roadway with Ⅴ type mudstone composite roof



（a）垂直位移　　（b）水平位移　　（c）塑性区

图 9　Ⅴ类黄泥顶板进风巷位移及塑性区分布云图

Fig.9　Displacement and plastic zone distribution cloud maps of air intake roadway with Ⅴ type mudstone composite roof

3.3.5　Ⅱ～Ⅳ类巷道支护模拟分析

采用验证Ⅰ、Ⅴ类黄泥顶板支护稳定性的方法，验证Ⅱ～Ⅳ类顶板回采巷道支护参数的合理性，判断其是否能有效控制回采巷道围岩的变形破坏，Ⅰ～Ⅴ类巷道支护模拟结果见表 5。根据模拟结果，Ⅱ～Ⅳ类黄泥顶板巷道在相应支护方案支护下，顶板和两帮应力小于围岩抗拉强度，巷道位移及塑性区较小，且塑性区深度小于锚杆长度，各支护方案能维持Ⅱ～Ⅳ类黄泥顶板巷道的稳定性。

表 5　五类黄泥顶板巷道支护稳定性数值模拟结果

Table 5　Numerical simulation results of roadway support stability for five types of mudstone composite roof

顶板类型	顶板模拟结果			两帮模拟结果			底板模拟结果
	拉应力/MPa	垂直位移/cm	塑性区深度/m	拉应力/MPa	水平位移/cm	塑性区深度/m	拉应力/MPa
Ⅰ类	0.2	0.35	0.0	0.50	2.31	1.0	0.20
Ⅱ类	0.2	0.80	0.0	0.46	0.78	0.5	0.27
Ⅲ类	0.2	2.51	0.8	0.36	0.97	0.5	0.36
Ⅳ类	0.1	9.76	2.8	0.80	1.50	0.5	0.42
Ⅴ类	0.0	9.20	2.0	0.30	1.70	1.4	0.00

3.4　工程应用效果分析

该煤矿在掘进生产过程中对黄泥顶板巷道采用了Ⅲ类和Ⅴ类巷道支护方案，现场支护效果如图 10 所示。Ⅲ类黄泥顶板巷道采用锚网索支护，该支护方案下支护结构（锚杆、锚索、金属网）整体保持完整，未出现大面积锚杆、锚索失效，巷道顶板及两帮整体保持稳定。Ⅴ类黄泥顶板巷道采用工字钢棚支护，顶梁和棚腿未见明显的变形，Ⅲ类和Ⅴ类支护方案现场应用效果良好。

现场掘进 151310 进风巷时遇Ⅴ类黄泥顶板，为验证所设计支护方案的应用效果，对支护状态下Ⅴ类黄泥顶板进风巷的围岩运移情况进行监测，巷道监测点布置如图 11 所示，在 151310 进风巷选取 250 m 距离进行监测，每隔 50 m 布置 1 个监测点，共布置 6 个监测点。



(a) Ⅲ类黄泥顶板巷道支护方案



(b) Ⅴ类黄泥顶板巷道支护方案

图 10 现场支护效果

Fig.10 Field support effect

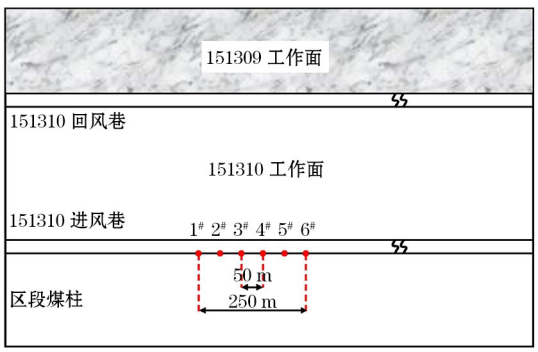
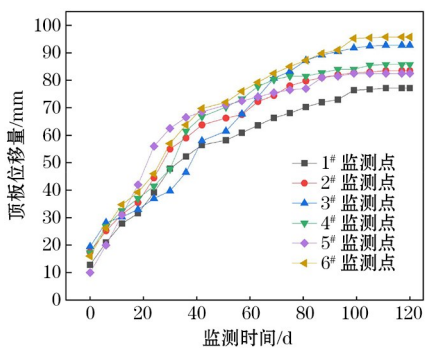


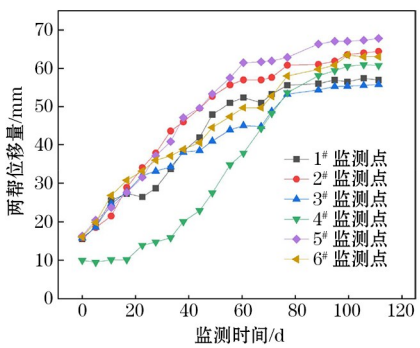
图 11 巷道监测点布置

Fig.11 Layout of roadway monitoring points

顶板和两帮位移量监测结果如图 12 所示。由图 12 可知,Ⅴ类黄泥顶板巷道采用工字钢棚支护后,顶板下沉量随监测时间增加而逐渐增大,最后逐渐趋于稳定,最大变形量最后稳定在 77～95 mm 范围内,平均变形量为 86 mm;巷道两帮变形量随时间的推移也逐渐增加,在经过一定时间后趋于稳定,两帮位移量最后稳定在 55～67 mm 范围内,平均位移量为 61 mm;顶板、两帮位移量的监测结果及现场情况表明,Ⅴ类顶板巷道支护方案能有效控制顶板及两帮大幅度位移的产生,满足回采巷道稳定控制的要求。



(a) 顶板位移量监测结果



(b) 两帮位移量监测结果

图 12 顶板及两帮位移量监测结果

Fig.12 Displacement monitoring results of roof and two sides

4 结论

(1) 山西某煤矿泥岩顶板赋存状态多变,矿山井下直接揭露的黄泥顶板存在两种状态,偏土体的泥岩破碎顶板和偏岩体的泥岩完整顶板。结合井下现场调研可知,采用单一支护方案很难适应井下复杂多变的地质状况。依据顶板泥岩赋存情况和可采用的支护手段,将黄泥顶板分为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ五类。

(2) XRD 分析结果表明,黄泥岩性为泥岩,主要成分为黏土矿物和石英。物理力学试验结果显示,顶板岩层中灰岩强度最高,泥岩、15# 煤强度次之,黄泥强度最低,黄泥的内摩擦角为 30.78°,黏聚力为 75.362 kPa,室内试验得出的岩层物理力学参数为后续数值模拟中岩层参数的折减提供了依据。

(3) 在顶板分类、试验研究的基础上进行了各类黄泥顶板支护方案的数值模拟分析,设计了差异化的支护方案,Ⅰ、Ⅲ、Ⅳ类顶板巷道采用锚网索支护,Ⅱ类顶板采用锚网支护,Ⅴ类顶板采用工字钢棚支护,并通过理论计算确定了各方案的支护参数。数值模拟结果显示,各支护方案下顶板及两帮的位移量相对较小,且塑性区未延伸至锚杆(锚索)的锚固段,由此确定设计的各支护方案能有效控制巷道

围岩的变形破坏。

(4) 现场实测结果表明，第Ⅴ类黄泥顶板采用工字钢棚支护后，顶板和两帮位移量分别稳定在77～95 mm和55～67 mm范围内，该支护方案能有效控制巷道围岩变形，取得了良好的支护效果，验证了支护方案的有效性。

参考文献(References)：

[1] 张吉雄，周楠，高峰，等.煤矿开采嗣后空间矸石注浆充填方法[J].煤炭学报，2023，48(1)：150-162.
ZHANG Jixiong，ZHOU Nan，GAO Feng，et al. Method of gangue grouting filling in subsequent space of coal mining [J]. Journal of China Coal Society，2023，48(1)：150-162.

[2] 国家统计局.2024年12月份能源生产情况[EB/OL].(2025-01-17)[2025-03-15]. https://www.stats.gov.cn/zwfwck/sjfb/202501/t20250117_1958326.html.

[3] 朱磊，古文哲，宋天奇，等.采空区煤矸石浆体充填技术研究进展与展望[J].煤炭科学技术，2023，51(2)：143-154.
ZHU Lei，GU Wenzhe，SONG Tianqi，et al. Research progress and prospect of coal gangue slurry backfilling technology in goaf[J]. Coal Science and Technology，2023，51(2)：143-154.

[4] 杨科，赵新元，何祥，等.多源煤基固废绿色充填基础理论与技术体系[J].煤炭学报，2022，47(12)：4201-4216.
YANG Ke，ZHAO Xinyuan，HE Xiang，et al. Basic theory and key technology of multi-source coal-based solid waste for green backfilling[J]. Journal of China Coal Society，2022，47(12)：4201-4216.

[5] 王双明，申艳军，宋世杰，等."双碳"目标下煤炭能源地位变化与绿色低碳开发[J].煤炭学报，2023，48(7)：2599-2612.
WANG Shuangming，SHEN Yanjun，SONG Shijie，et al. Change of coal energy status and green and low-carbon development under the "dual-carbon" goal[J]. Journal of China Coal Society，2023，48(7)：2599-2612.

[6] 郭军.大采高含黄泥层顶板巷道支护设计及应用[J].煤矿现代化，2021，30(5)：159-162+165.
GUO Jun. Design and application of roof roadway support in large mining with high yellow mud layer[J]. Coal Mine Modernization，2021，30(5)：159-162+165.

[7] ZHU Liu，YAO Qiangling，XIA Ze，et al. Prevention of water and mud inrush in longwall top coal cave mining under shallow buried thin bedrock[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment，2022，81(9)：1-17.

[8] MA Bailong，ZHANG Kai，XIAO Fangyuan，et al. Real-time estimating method on rock strength via MWD of roofbolter and its application to in-situ grouting quality evaluation[J]. Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources，2023，9：87.

[9] 康红普.煤矿巷道支护与加固材料的发展及展望[J].煤炭科学技术，2021，49(4)：1-11.
KANG Hongpu. Development and prospects of support and reinforcement materials for coal mine roadways[J]. Coal Science and Technology，2021，49(4)：1-11.

[10] SUN Xiaoming，ZHAO Wenchao，SHEN Fuxin，et al. Study on failure mechanism of deep soft rock roadway and high prestress compensation support countermeasure[J]. Engineering Failure Analysis，2023，143：106857.

[11] ZHU Qingwen，LI Tingchun，GAO Xiang，et al. A case study on the deformation and failure mechanism of a soft rock mining roadway in the Xin'Shang'Hai No.1 coal mine，China[J]. Engineering Failure Analysis，2023，146：107136.

[12] TIAN Maolin，GAO Xiangxiang，ZHANG Anfu，et al. Study on the deformation failure mechanism and coupling support technology of softrock roadways in strong wind oxidation zones [J]. Engineering Failure Analysis，2024，156，107840.

[13] 王金平，周宏，黎劲东，等.复合软岩淋水顶板及底鼓巷道锚注一体化支护技术研究[J].煤炭技术，2022，41(7)：47-50.
WANG Jinping，ZHOU Hong，LI Jindong，et al. Research on integrated bolt-grouting supporting technology for composite soft rock roof roadway with water drenching and heaving floor[J]. Coal Technology，2022，41(7)：47-50.

[14] CHEN Bin，ZUO Yujun，ZHENG Lulin，et al. Deformation failure mechanism and concrete-filled steel tubular support control technology of deep higHstress fractured roadway[J]. Tunnelling and Underground Space Technology，2022，129：104684.

[15] HAO Jian，LI Xuelong，SONG Yingchao，et al. Analysis of mining roadway with large deformation of broken soft coal and research on supporting technology：a case study in Xin'an coal mine，China[J]. Engineering Failure Analysis，2021，130：105761.

[16] 赵呈星，李英明，刘刚，等.深部软岩巷道围岩支护技术研究[J].煤炭科学技术，2022，50(4)：76-84.
ZHAO Chengxing，LI Yingming，LIU Gang，et al. Study on surrounding rock support technology of deep soft rock roadway [J].Coal Science and Technology，2022，50(4)：76-84.

[17] 邓广哲，刘华.深部软岩大变形巷道锚注一体化支护技术及应用[J].西安科技大学学报，2021，41(2)：262-273.
DENC Guangzhe，LIU Hua. An integrated bolt-grouting supporting technology for deep soft rock and large deformation roadway andits application[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology，2021，41(2)：262-273.

[18] WU Xiangye，WANG Shuai，GAO Erping，et al. Failure mechanism and stability control of surrounding rock in mining roadway with gentle slope and close distance[J]. Engineering Failure Analysis，2023，152：107489.

[19] TIAN Maolin，GAO Xiangxiang，ZHANG Anfu，et al. Study on the deformation failure mechanism and coupling support technology of soft rock roadways in strong wind oxidation zones[J]. Engineering Failure Analysis，2024，156：107840.

[20] 李桂臣，李菁华，孙元田，等，泥岩多尺度模型与水岩作用特性研究进展[J].煤炭学报，2022，47(3)：1138-1154.
LI Guichen，LI Jinghua，SUN Yuantian，et al. Advance of multi-scale study on both analytic models and water-rock interaction characteristics of mudstone[J]. Jounal of China Coal Society，2022，47(3)：1138-1154.