

煤矿巷道 PDC 锚杆钻头切削破岩与强度感知机理

张 农^{1,2,3}, 郭 丰^{1,2}, 谢正正^{1,2}, 魏 群⁴, 王 朋^{1,2}, 王佳乐^{1,2}, 陈瑞基^{1,2}

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 煤炭精细勘探与智能开发全国重点实验室, 江苏 徐州 221116; 3. 徐州工程学院 土木工程学院, 江苏 徐州 221018;
4. 江苏理工学院 机械工程学院, 江苏 常州 213001)

摘要: 围岩结构透明化是智能掘进发展的重要前提, 当前煤巷围岩起伏变化感知精度低, 主要原因在于随钻岩性识别技术原理不清晰、现场应用存在较多局限、钻进参数与岩石适应性差等。采用理论分析、实验室试验等方法, 建立了 PDC 锚杆钻头平面切削力学模型, 阐明了不同钻进模式参数演化规律与钻进失效特征。结果表明: 首先, 基于钻进过程切削片与岩石接触面类型优化, 成功建立了 3 种钻进参数与岩石单轴抗压强度理论感知关系式, 侧面说明部分钻进参数恒定是实现岩体强度随钻感知的最佳路径。其次, 研发了新型岩体性质随钻实时探测试验系统, 该系统在钻进姿态、围压施加、钻机功率等多方面实现与煤巷液压锚杆钻机工况的高度仿真, 具备 2 种自动钻进控制模式及高频数据采集等功能。随后, 开展了不同钻进模式钻进试验, $V-n$ 模式钻进时, 推力和扭矩对钻进参数和岩石强度变化响应敏感, 均可作为识别岩石强度的主要参数, 钻进失效通常发生在钻进速度较高、转速较低的案例中, 岩石强度越大的试样发生钻进失效概率越高; F_1-n 模式钻进时, 仅有钻进速度对岩石强度响应敏感, 钻进失效通常发生在推力和转速均较大且岩石强度较低的案例中。最后, 将常规钻进数据代入岩石强度随钻感知理论关系, 其岩石单轴抗压强度平均预测误差率为 10.51%, 破岩耗能与摩擦耗能之和超过切削输入能量是钻进失效产生的直接原因。上述研究结果为煤矿巷道围岩变化智能感知工程应用提供理论与技术参考。

关键词: 围岩感知; 煤矿巷道; 随钻探测; 岩石切削; 岩石强度

中图分类号: TD 313 **文献标志码:** A **文章编号:** 1000-1964(2025)02-0258-14

Mechanisms of rock cutting, breaking, and strength perception of PDC bolt bits in coal mine roadways

ZHANG Nong^{1,2,3}, GUO Feng^{1,2}, XIE Zhengzheng^{1,2}, WEI Qun⁴,
WANG Peng^{1,2}, WANG Jiale^{1,2}, CHEN Ruiji^{1,2}

(1. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 2. State Key Laboratory of Coal Exploration and Intelligent Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 3. School of Civil Engineering, Xuzhou University of Technology, Xuzhou, Jiangsu 221018, China; 4. School of Mechanical Engineering, Jiangsu University of Technology, Changzhou, Jiangsu, 213001, China)

收稿日期: 2024-12-02 修回日期: 2025-02-07 DOI: 10.13247/j.cnki.jcumt.20240564

基金项目: 国家自然科学基金重点项目(52034007); 国家重点研发计划项目(2023YFC2907600); 青年人才托举工程项目(2023QNRC001)

通信作者: 张 农(1968—), 男, 安徽省金寨县人, 教授, 博士生导师, 工学博士, 从事煤巷智能掘进与岩层控制方面的研究。

E-mail: zhangnong@cumt.edu.cn Tel: 13605210567

引用格式: 张 农, 郭 丰, 谢正正, 等. 煤矿巷道 PDC 锚杆钻头切削破岩与强度感知机理[J]. 中国矿业大学学报, 2025, 54(2): 258-271.

ZHANG Nong, GUO Feng, XIE Zhengzheng, et al. Mechanisms of rock cutting, breaking, and strength perception of PDC bolt bits in coal mine roadways[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2025, 54(2): 258-271.

Abstract: Transparent visualization of surrounding rock structures is a crucial prerequisite for intelligent tunneling. However, the current perception accuracy of undulating changes in coal roadway surrounding rocks remains low, primarily due to unclear principles of rock identification during drilling, significant limitations in field applications and the poor adaptability of drilling parameters to rock properties. Through theoretical analysis and laboratory experiments, a planar cutting force model for PDC bolt bits was developed, clarifying the evolution of drilling parameters and the failure characteristics under various drilling modes. The results show that, firstly, based on the optimization of the contact surface types between the cutting teeth and the rock during the drilling process, three theoretical relationships between drilling parameters and rock uniaxial compressive strength were successfully established. This indirectly indicates that maintaining certain drilling parameters constant is the optimal path to achieving real-time rock strength perception during drilling. Secondly, a new real-time detection system for rock properties during drilling was developed. This system achieves a high level of simulation of the coal roadway hydraulic anchor drill machine's working conditions in terms of drilling posture, confining pressure application, drill rig power, and other aspects. It is equipped with two automatic drilling control modes and high-frequency data acquisition functions. Subsequently, drilling experiments were conducted under different drilling modes. In the $V-n$ mode, thrust and torque were found to be highly sensitive to changes in drilling parameters and rock strength, and both can serve as primary parameters for identifying rock strength. Drilling failure typically occurred in cases with high drilling speed and low rotational speed, and the probability of failure increased with the rock strength. In the F_1-n mode, only drilling speed showed a sensitivity to rock strength, with drilling failure typically occurring in cases with high thrust and rotational speed, and low rock strength. Finally, the conventional drilling data was substituted into the theoretical relationship for real-time rock strength perception, yielding an average prediction error rate of 10.51% for rock uniaxial compressive strength. The total energy consumed in rock breaking and friction exceeded the cutting input energy, which was identified as the direct cause of drilling failure. The above findings provide theoretical and technical references for intelligent perception applications in coal mine roadway surrounding rock changes.

Key words: surrounding rock perception; mine roadway; while-drilling detection; rock cutting; rock strength

随着煤炭开采深度不断下延与智能化矿山建设迅速发展^[1-2],如何在开采环境与地质条件日趋复杂背景下实现围岩条件起伏变化实时精准感知是煤巷智能化快速掘进系统构建的重要前提^[3-5].随钻探测作为地质勘探与石油工程领域成熟技术被认为是解决这项问题的重要路径^[6-7],旨在通过锚杆钻机钻进过程动力参数波动变化实现岩石性质实时反馈.因此,揭示钻头切削破岩机理与随钻岩石强度感知机制对提升智能支护设计决策依据准确性具有重要意义.

双翼 PDC 钻头是煤巷锚杆索施工最常用的钻具之一^[7-9].为了建立钻进参数与岩石性质理论关系,许多学者针对钻头与岩体切削作用机理开展

理论分析,依据不同工况条件建立多种平面切削力学模型.主要分为 2 种观点:前者认为刀具切削岩石过程中存在单一破坏模式,被切削岩石通常受压应力或拉应力作用,导致岩石破坏并产生碎屑^[10-13].基于这项观点,学者们建立了钻进参数与岩石性质的理论模型^[14-16].后者(文献[17-18])认为刀具切削岩石过程中存在受压和受拉 2 种应力作用,并且两者持续同时存在,分别在刀具前刀面形成压应力破坏区域和拉应力破坏区域,共同作用导致岩石不断起裂破坏,进而达到切削目的.此外,学者们发现切削深度(H)存在临界值,并且直接影响钻进效率^[19].对煤巷掘进而言,围岩强度是支护方案设计的重要参考因素之一^[20-22].然而,当

前岩石强度感知理论方面研究主要以观点 1 建立模型,例如文献[11]和文献[23]分别基于钻进参数提出岩石单位切削能(η_c)和碎屑区压力(σ_0)指标,通过大量实验室试验数据拟合并建立两者与岩石单轴抗压强度关系,进而实现岩石单轴抗压强度与钻进参数关系建立;此外,借助人工智能手段对海量数据自主标定构建训练学习模型,进而建立理论与实际岩石强度映射关系是近年来新型研究路径^[24-25]. 简言之,当前围绕钻进切削机理相关研究主要存在 2 个特点:1)大多假设切削过程刀具前刀面岩石为单一破坏模式,而非多种破坏模式复合作用;2)钻进参数与岩石单轴抗压强度基础理论关系有待进一步明确.

搭建试验平台并开展室内钻进测试是研究随钻岩性识别主要路径之一. 以锚杆钻机为对象,钻进动力参数按照空间维度不同可以分为水平和垂直 2 种,水平方向动力参数为转速和扭矩,垂直方向为钻速和推力. 通过控制 1~2 项钻进参数钻进期间保持恒定,能够增强其余钻进参数对不同性质岩体的敏感性,进而实现岩石强度随钻识别^[26-27]. 针对钻进姿态、数据采集类型、样品应力夹持、控制模式等不同亮点,学者们研发了相应随钻探测试验设备^[28-30]. 开展了不同岩石性质、强度、界面及围压大小的钻进试验,揭示了钻进参数与岩石性质试验关系^[31]. 进一步的,基于试验结果开展工程应用^[32],例如文献[33-34]将自主研发随钻试验平台用于煤巷巷道围岩注浆效果评价,取得一定效果. 然而,已有试验平台与煤巷顶板支护孔施工环境相似度较低,且多关注不同强度试样钻进规律,针对钻进失效以及钻进参数与理论关系适应性鲜有研究.

因此,围绕煤巷锚杆钻头切削破岩机理与岩体感知机制开展研究是必要的. 笔者从理论出发,分析了聚晶金刚石钻头钻进过程典型接触面类型,建立了平面切削力学模型,揭示了钻进参数与岩石单轴抗压强度理论关系及钻进过程能量演化规律,研发了新型岩体性质随钻实时探测系统,开展了不同钻进模式钻进试验,阐明了岩石强度随钻感知与失效机制,可为煤巷围岩随钻岩性识别工程应用提供理论参考与指导.

1 PDC 锚杆钻头切削破岩机理

1.1 刀具-岩石接触面类型

垂直进刀与水平旋转切削是 PDC 锚杆钻头钻孔过程主要工序,假设完成 1 次进刀和旋转切削

360° 为 1 个循环,则完成一个锚杆支护钻孔需要 x 个循环. 在此期间刀具与岩石接触面类型分为 2 类(图 1).

1)圆扇型. 通常指钻头钻进切削原始岩体的首个循环过程,此时刀具完成进刀工序,即将开始切削,前刀面与被切削岩石接触面呈现圆扇形状. 以切削方向法向为基准面建立平面切削模型如图 1a 所示,是当前钻进切削理论分析的主流路径.

2)月牙型. 第 1 循环结束后,PDC 钻头在推力作用下切入岩石开始第 2 循环,此时岩石被切削面由平面转变为圆弧面. 在切削片切入岩石后与岩石接触面呈现月牙状,此时以切削方向法向为基准面建立平面切削模型如图 1b 所示. 依据切削重复性原则,从钻进第 2 循环开始直至第 x 循环钻孔结束,刀具与岩石接触面均为月牙型. 此外,煤巷掘进面支护顶板所采用的 PDC 钻头损伤特征也佐证了这项观点(图 1c).

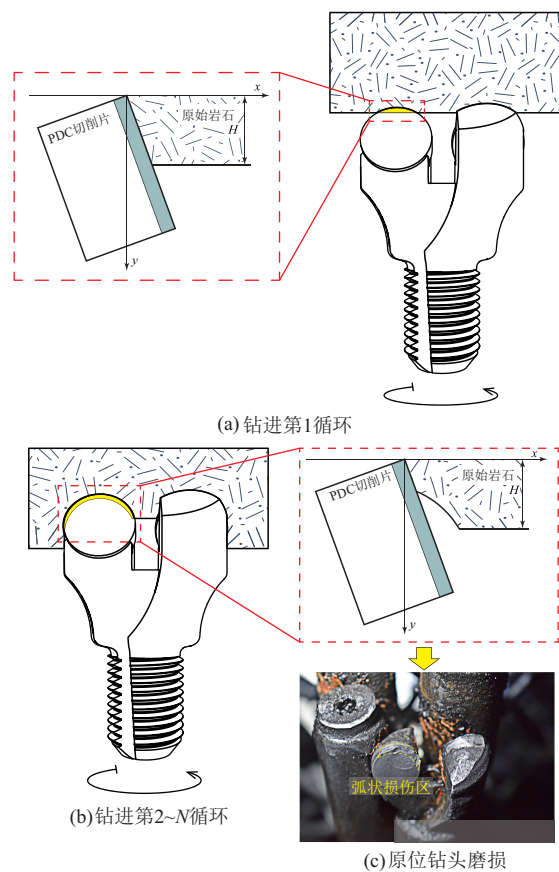


图 1 钻孔过程刀具-岩石接触面类型

Fig. 1 Types of tool-rock contact surfaces during the drilling process

1.2 假设条件

1)模型满足二维正交切削条件,切削过程存在破碎和崩刃破坏 2 种破坏模式.

2)切削刃前方尖端破碎区(TCZ)边界应力大

小恰好等于岩石单轴抗压强度 σ_c 。且在切削过程中, TCZ 沿着切削方向进一步移动, 并在前刀面下方不断形成稳定的破碎区域。

3) TCZ 边界均布应力不断向前推进引发岩石产生 I 型裂纹, 并且在圆弧任意点发生裂纹沿着圆弧路径向自由空间任意扩展, 最终形成碎屑区 (DZ)。从起裂位置到裂纹末端, 拉伸应力逐渐减小, 末端拉应力恰好等于岩石单轴抗拉强度 σ_t 。

4) TCZ 和裂纹扩展路径施加到 DZ 的合力及其力矩平衡。

5) 切削过程所有作用力均来自刀具前刀面, 不考虑刀具侧面及后面摩擦力。

6) 岩石切削过程属脆性破坏行为, 通常认为切削速度对力响应的影响很小。

7) 煤巷锚固区内岩体垂直应力与自重可忽略不计。

8) 钻进过程摩擦生热、振动及岩石弹性能等能量忽略不计。

1.3 切削模型建立

以钻头切削方向法向为基准面建立平面切削模型如图 2 所示 (图中, M 为 G 点在 $O'C$ 上的垂点; J 为 C 点在 OW 上垂点; D 为 σ_t 在 $O'y'$ 方向投影; W 为 OO' 延长线与岩石外平面交点; T 为 P_0 在 $O'y'$ 方向投影; F_c 为水平切削力; F_t 为垂直方向钻进推力; F_{Total} 为 F_c 与 F_t 的合力; φ 为钻头与岩石面夹角; β 为 $\angle AOW$ 大小)。

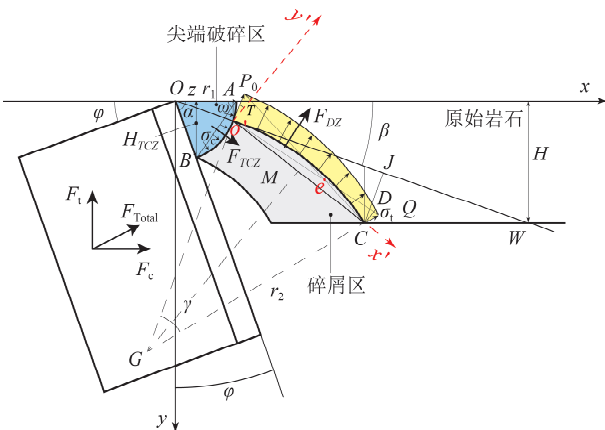


图 2 钻进切削力学模型

Fig. 2 Drilling cutting mechanics model

依据假设条件, 前刀面存在两侧受压的扇形区域为 TCZ, 这部分岩石受到刀具压力作用发生破坏^[35]。因此假设条件 2 中认为 TCZ 圆弧边界上存在均布应力大小恰好等于岩石单轴抗压强度 σ_c , 依据文献[18]的研究, 假设刀具宽度为 b , 则尖端破碎区合力 F_{TCZ} 为

$$F_{TCZ} = b \int_0^\alpha \vec{N} \sigma_c r_1 dx = b(1 - \cos \alpha + \sin \alpha) r_1 \sigma_c, \quad (1)$$

式中: \vec{N} 为圆弧 AB 的法向量; α 为尖端破碎区的角度; r_1 为 TCZ 的直径。

从 B 点向原始岩石 Z 点做垂线, 令 H_{TCZ} 为 BZ 长度, ω 为 $\angle OAB$ 大小, 则有:

$$\sin \omega = \frac{H_{TCZ}}{2r_1 \sin(\alpha/2)}, \quad (2)$$

$$\sin \alpha = \frac{H_{TCZ}}{r_1}. \quad (3)$$

依据假设条件 3, 假设初始拉应力 P_0 沿着裂纹扩展路径线性衰减, 并且在裂纹末端应力大小恰好等于 σ_t 。则有圆弧 $O'C$ 上任意点应力 P 为

$$P = -k \frac{r_2 \pi \theta}{180} - \sigma_t, \quad (4)$$

式中: k 为拉应力线性衰减系数, 依据强度衰减准则, 其取值范围为 $0.2 \sim 2.0$; r_2 为圆弧 $O'C$ 半径; θ 为 C 点至圆弧任意点所旋转的角度 (本模型依据数学几何和无量纲分析表达假设值, 下同)。

基于以上推论, 碎屑区合力 F_{DZ} 应为圆弧 $O'C$ 上线性分布应力的积分, 可表示为

$$F_{DZ} = -b \int_0^\gamma (\vec{j} \sin \theta + \vec{i} \cos \theta) r_2 P d\theta, \quad (5)$$

式中: γ 为 $\angle CGO'$ 大小; \vec{j} 为圆弧 $O'C$ 上法向量在水平方向上的分量; \vec{i} 为圆弧 $O'C$ 的法向量在竖直方向上的分量。

基于图 2 中 $\triangle PO'T$ 和 $\triangle GO'M$ 相似, 以及 $\triangle CDQ$ 和 $\triangle CGM$ 相似可列出式 (6)。

$$\begin{cases} \frac{\sigma_t}{r_2} = \frac{\sigma_c \sin(\gamma/2)}{l_1}, \\ \frac{-k \pi r_2 \gamma}{180} - \sigma_t = \frac{(-k \pi r_2 \gamma}{180} - \sigma_t) \sin(\gamma/2)}{l_1}, \end{cases} \quad (6)$$

式中 l_1 为 $O'M$ 长度。

令 $O'W$ 长度为 l_2 , 基于 $\triangle OHW$ 和 $\triangle OAO'$ 相似, 联立式 (6) 则有 r_1 和 r_2 表达式如下:

$$r_1 = \frac{720 \sigma_t \sin \beta \cos(\gamma/2)}{k \pi \gamma \sin(\gamma/2) (H - \sin \beta)}, \quad (7)$$

$$r_2 = \frac{180 \sigma_t}{k \pi \gamma}. \quad (8)$$

在钻头切削角度确定的情况下, 假设切削过程岩石底部切削面始终为平面, 存在 $\gamma = \beta$, 将式 (7), (8) 和 (4) 分别代入式 (5) 和 (1) 求得钻头切削片圆弧上任意截面 F_{TCZ} 和 F_{DZ} 表达式如下:

$$F_{TCZ} = \frac{720b \sin \beta \cdot \sqrt{\frac{1+\cos \beta}{1-\cos \beta}} (1-\cos \alpha + \sin \alpha) \sigma_t \sigma_c}{k \pi \beta (H - \sin \beta)}, \quad (9)$$

$$F_{DZ} = b \frac{180 \sigma_t^2}{k} \left[\frac{(\beta + 1) (\sin \beta + \cos \beta) - 1}{\beta^2} + \frac{\sin \beta - \cos \beta + 1}{\pi \beta} \right]. \quad (10)$$

假设切削片圆周长度为 L , 则 PDC 锚杆钻头整个切削界面 TCZ 区域和 DZ 区域合力分别为 F_{TCZ} 和 F_{DZ} 在圆弧作用界面的积分. 此外根据假设条件 4, 作用在前刀面岩石上的力在 C 点处力矩平衡, 因此则有式(11)、(12)如下:

$$\begin{cases} F'_{TCZ} = \int_0^L 2k_1 F_{TCZ} dx, \\ F'_{DZ} = \int_0^L 2k_1 F_{DZ} dx, \end{cases} \quad (11)$$

$$F'_{TCZ} \times l_3 = F'_{DZ} \times l_4, \quad (12)$$

式中: k_1 为岩石切削系数, 一般取 $0.1 \sim 0.5$; l_3 为尖端破碎区圆弧 $O'B$ 中点与 O' 点直线长度在 $O'y'$ 上的投影长度; l_4 为 F_{DZ} 作用点与 C 点直线长度在 $O'x'$ 上的投影长度.

鉴于 σ_c 在圆弧 AB 上均匀分布, 因此合力 F_{TCZ} 作用于圆弧 AB 中点, 其中作用点 O' 与 C 点垂直距离可表示为

$$\begin{cases} \frac{l_3}{r_1} = \sin\left(\frac{\alpha}{2} - \omega\right), \omega < \frac{\alpha}{2}, \\ \frac{l_3}{r_1} = \sin(\alpha - \omega), \omega > \frac{\alpha}{2}. \end{cases} \quad (13)$$

基于假设条件 3, 考虑到碎屑区造成裂纹产生的拉应力 P 在圆弧 $O'C$ 呈现线性递减非均匀分布, 其应力分布特征呈现镰刀型. 此外, 依据几何原理, 确定合力 F_{DZ} 作用点与圆心 G 点的连线通过 e 点在 GM 轴的对称点, 而 e 点在 $x'O'y'$ 坐标系 x 轴上的投影长度为 l_4 . 因此, 对 P_0C 和 $O'Q$ 两条线的交点进行求解, l_4 可表示为

$$l_4 = \frac{k \pi \beta \sec(\beta/2)}{90 \sigma_t}. \quad (14)$$

1.4 钻进参数与岩石单轴抗压强度理论关系

依据假设条件 2, 尖端破碎区合力 F'_{TCZ} 等于切削力 F_c , 同时依据切削力学理论及切削齿受力分析^[36], 推力 F_t 及切削深度 H 与钻进参数关系如下:

$$F_t = F_c \tan(\varphi + \epsilon), \quad (15)$$

$$H = \frac{60V}{n}, \quad (16)$$

式中: ϵ 为岩石与刀具前刀面之间平均摩擦角; V 为钻进速度; n 为转速.

根据 ϵ 和 β 的校准测试结果^[17], 得出两者表

达式分别为

$$\epsilon = -0.5742\varphi + 25.782, \quad (17)$$

$$\beta = -6.2696\left(\frac{60V}{n}\right) + 58.634. \quad (18)$$

依据式(17)计算得出 $\varnothing 30$ mm PDC 前刀面与岩石平均摩擦角 $\epsilon = 14.3^\circ$. 此外, 岩石单轴抗压强度与抗拉强度之间存在关系如下:

$$\mu \sigma_c = \sigma_t, \quad (19)$$

式中: μ 为经验系数, 在已有研究中表明^[37], μ 通常取值为 $1/10 \sim 1/14$, 本项研究中取值为 0.1 .

基于以上推导, 联合式(10)~(19)求解出岩石单轴抗压强度与钻进推力、转速、钻速的关系式:

$$\sigma_c = \sqrt{\frac{F_t k \sin \beta}{bk_1 L \mu^2 Z \sin(\beta/2) \left(\frac{60V}{n} - \sin \beta\right)}},$$

其中:

$$Z = \frac{(\beta + 1) (\sin \beta + \cos \beta) - 1}{\beta^2} + \frac{\sin \beta - \cos \beta + 1}{\pi \beta}. \quad (20)$$

1.5 钻进过程能量转换分析

依据假设条件 8 与能量守恒定律, 钻进过程中能量表达如下:

$$E_c = E_b + E_f, \quad (21)$$

式中: E_c 为钻头输入的切削能量; E_b 为破碎岩石消耗的能量; E_f 为破岩产生的摩擦能量.

将式(21)结合钻进模型以及能量计算方法, 单位时间能量守恒表达式如下:

$$F_c V = (\sigma_c + \sigma_t) V_c + \lambda F_t \frac{n}{60} C, \quad (22)$$

式中: V_c 为单位时间切削岩石体积; λ 为摩擦系数; C 为钻孔周长.

如图 1 所示, 鉴于锚杆钻孔为圆柱状, 单个切削片单位钻进时间切削岩石体积 V_c 表达式为

$$V_c = \frac{\pi r_3^2}{2} H. \quad (23)$$

式中 r_3 为钻孔半径.

考虑分析直观性, 令 $\sqrt{\frac{1+\cos \beta}{1-\cos \beta}}$ 为常数 g , $\sin \beta$ 忽略不计. 依据假设条件 2, 将式(9), (16), (19), (23)代入式(22)求解钻进期间各环节能量

消耗表达式如下:

$$\begin{cases} E_c = \frac{12bg(1 - \cos\alpha + \sin\alpha)\rho\sigma_c^2 n}{k\pi\beta}, \\ E_b = (1 + \mu)\sigma_c \left(\frac{30\pi V r_3^2}{n} \right), \\ E_f = \lambda F_t \frac{n}{60} C. \end{cases} \quad (24)$$

通过上述分析,分别阐明了钻进推力、转速、钻速与岩石单轴抗压强度和钻进能量的理论关系,表明在当前假设条件基础上难以建立 4 项钻进动力参数与岩石强度及钻进能量消耗理论关系,因此,采用控制变量钻进是快速实现岩石强度感知的最佳路径^[23,38]。

2 钻进参数演化规律与失效特征

2.1 设备研制

钻进动力参数主要分为纵向和水平两类,考虑到扭矩作为钻头与岩石相互作用阻力的反应变量,难以实现钻进期间恒定控制,笔者选取恒定推力-转速(F_t-n)和恒定钻速-转速($V-n$)2 种钻进模式,依托液压锚杆钻机相关结构与功率参数为背景,将推进油缸液压管路增设稳压阀并与流量阀门串联处理,并在液压马达中增设流量阀门,通过不同阀门调控实现不同钻进参数钻进过程恒定控制,进而研制了岩体性质随钻实时探测系统。该系统以真实顶板支护孔施工为背景,主要包括试样平台与围压施加模块、钻进及参数采集模块以及平台底座,结构如图 3 所示。

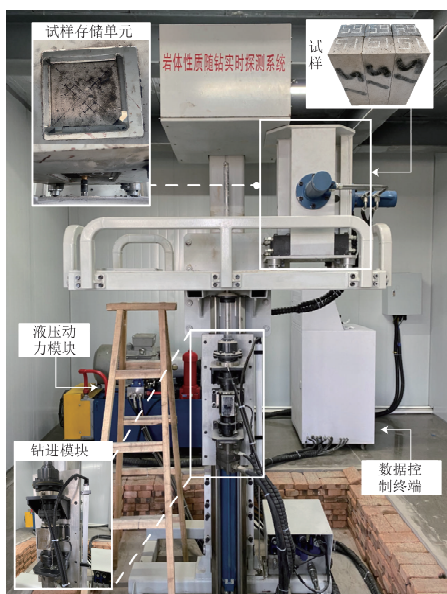


图 3 岩体性质随钻实时探测系统
Fig. 3 Real-time drilling-based detection system for rock properties

动力部分由一台 SIEMENS 三相异步电机和配套液压油泵分别通过旋转切削阀、推进阀、围压施加阀与试样仓支撑阀来控制试样的安装、拆卸和钻进。钻进过程采用 B19 六棱钻杆搭配 PDC 锚杆钻头垂直向上钻进,考虑实验室相关条件,该设备采用干式钻进,缺乏水压冲洗功能。此外集成有扭矩(M)、转速(n)、钻速(V)、推力(F_t)传感器,数据采集频率为 50 Hz。通过数据控制终端进行钻进程序与参数设定,开展钻进试验。设备主要技术参数如表 1 所示。

表 1 设备主要技术参数

参数	取值
最大扭矩/(N·m)	300
最大推力/kN	31.36
最大转速/(r·min ⁻¹)	400
钻进行程/mm	≤600
最小采集频率/Hz	50
试样仓尺寸/(mm×mm×mm)	150×150×600
扭矩与转速测量精度/%	0.3
推力测量精度/N	0.01
位移测量精度/ μ m	50
围压油缸压力/MPa	3~5

2.2 材料选取

1) PDC 钻头规格选取

根据工程现场实际情况考虑, $\varnothing 22$ mm 的锚杆与锚索在煤巷支护中应用最为普遍。此外,全片 PDC 钻头在切削效率与经济性方面高于鼓片型钻头,在耐久性与稳定性方面高于半片型钻头,受到工程现场的普遍使用。因此,为了使研究结果更加贴合工程实际,本文研究选取 $\varnothing 30$ mm 全片型双翼聚晶金刚石钻头作为本研究中主要钻具。

2) 岩石强度选取

鉴于煤系沉积岩形成特性,煤巷围岩通常以泥质岩体或砂岩等较为坚硬岩体组成,岩石普氏系数以 <5 为主。因此,选取 0~50 MPa 以内的 2 种强度作为类岩石材料的试验标准。此外,考虑到低强度岩体取样困难以及赋存非均质性问题,本文采用不同灰砂比浇筑不同强度岩石样品,采用 MTS 对首批试样开展强度测试,具体配比与测试参数见表 2 和图 4。

表 2 类岩石材料基础力学参数
Table 2 Basic mechanical parameters of rock-like materials

类型	灰砂水比 (质量比)	平均单轴抗压 强度/MPa	平均弹性 模量/GPa
S1	1 : 5.5 : 0.8	15.37	1.67
S9	1 : 1.0 : 0.3	46.81	3.20

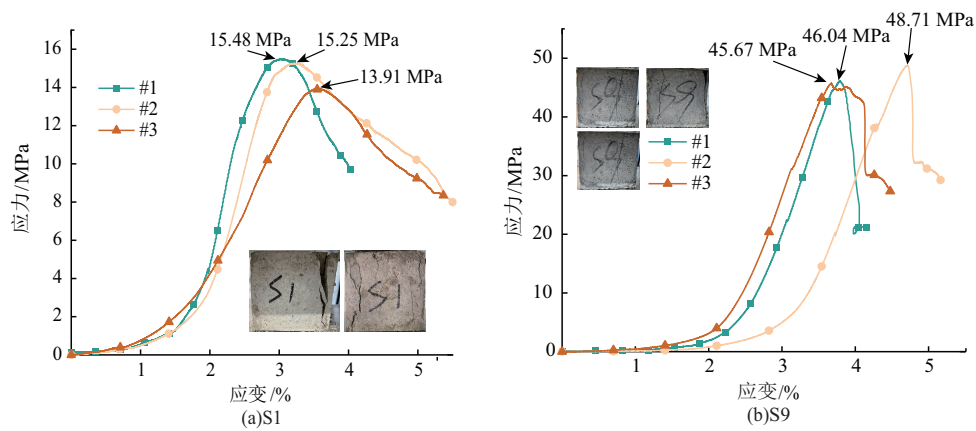


图 4 标准试样应力-应变曲线
Fig. 4 Stress-strain curve of the standard specimen

2.3 试验计划

支护耗时过长是当前制约煤巷掘进效率的重要因素,因此钻孔速度的选取必须满足或超过当前施工节奏.依据现场调查,当前锚杆索支护孔钻进速度通常为 10~15 mm/s,推力设定为 2 000~2 500 N.常规液压或气动锚杆钻机额定转速通常为 350 r/min 以下,因此转速设定为 100~300 r/min.具体试验方案如表 3 所示,试样尺寸为 150 mm×150 mm×550 mm,每组试验钻孔深度均为 500 mm.若在试验过程中发现钻进失效现象,立即停止试验.

表 3 试验计划
Table 3 Experimental plan

类型	标签	转速/(r·min ⁻¹)	钻速/(mm·s ⁻¹)	推力/N
S1	A1-1	100	10.0	
	A1-2	200		
	A1-3	300		
	A1-4	100	12.5	
	A1-5	200		
	A1-6	300		
	A2-1	100	2 000	
	A2-2	200		
	A2-3	300		
	A2-4	100		
	A2-5	200		
	A2-6	300		
S9	B1-1	100	10.0	
	B1-2	200		
	B1-3	300		
	B1-4	100	12.5	
	B1-5	200		
	B1-6	300		
	B2-1	100	2 000	
	B2-2	200		
	B2-3	300		
	B2-4	100		
	B2-5	200		
	B2-6	300		
				2 500

2.4 不同钻进模式参数演化规律

1) F_t-n 模式

钻孔全过程每个参数演化规律如图 5 所示.首先,推力和转速符合最初试验设计要求,钻进过程较为稳定维持在设定值附近.推力的噪声相对转速大一些,主要原因是不断切入岩石的过程存在循环加卸载现象.转速在钻进过程中较为稳定地保持在设定值附近.

图 6a 显示,钻速对岩石单轴抗压强度响应明显,这种差异随着转速增大而增大.当 $n=100$ r/min 时,A 组与 B 组平均钻进速度差值 $\Delta\bar{V}=2.75$ mm/s,当 $n=300$ r/min 时, $\Delta\bar{V}=10.81$ mm/s,增长了 8.06 mm/s.保持岩石强度与转速不变时,增加推力也会导致钻进速度加快.以 B2-1 至 B2-6 试样为例, $n=100$ r/min 时,推力 2 000 N 与 2 500 N 平均钻进速度差值 $\Delta\bar{V}=0.71$ mm/s,当 $n=300$ r/min 时,平均钻进速度差值 $\Delta\bar{V}$ 增加了 0.56 mm/s.此外,扭矩对岩石单轴抗压强度及转速响应较弱(图 6c),钻进试验过程中稳定保持在 30~40 N·m.

F_t-n 模式中仅有 A2-6 出现钻孔失效,图 6d 显示了 A2-6 钻进过程主要参数波动特征.钻进 0~131.90 mm 时,推力与转速迅速增长至设定值附近并趋于稳定,扭矩稳定在 36.05 N·m 左右,钻速逐步从 0 上升至 18.36 mm/s.钻进 131.90~198.70 mm 时,钻速急剧降低至 6.34 mm/s,同时扭矩迅速增长至 52.65 N·m,在此期间推力保持稳定,转速出现小幅度增长.钻进至 198.70 mm 时,钻速降低至 0 mm/s,停止试验,各项参数归 0.

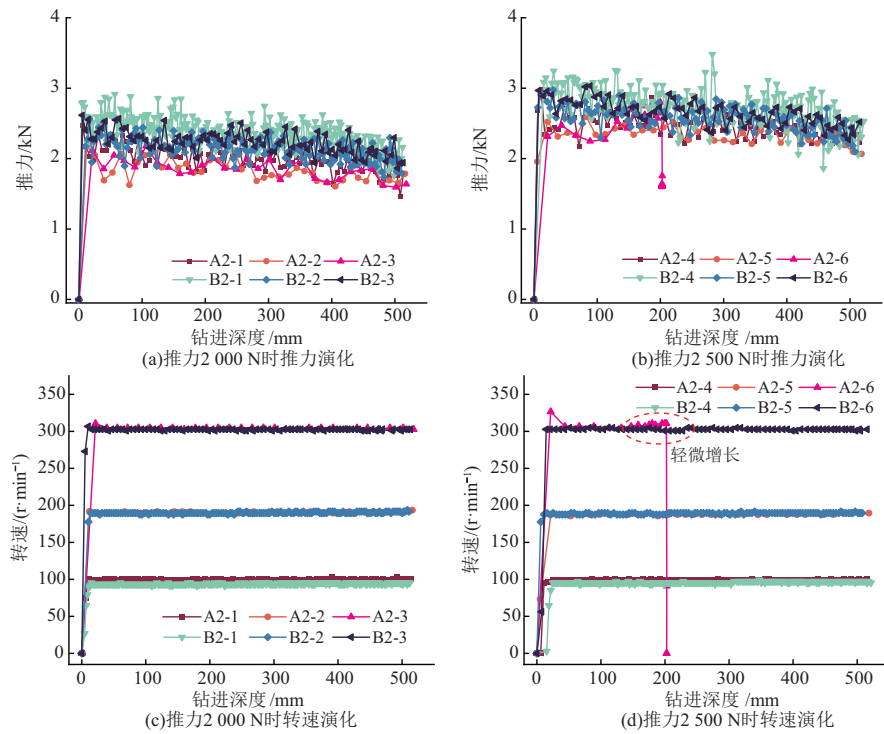


图 5 F_1-n 模式推力和转速演化特征

Fig. 5 Evolution characteristics of thrust and rotation speed in the F_1-n mode

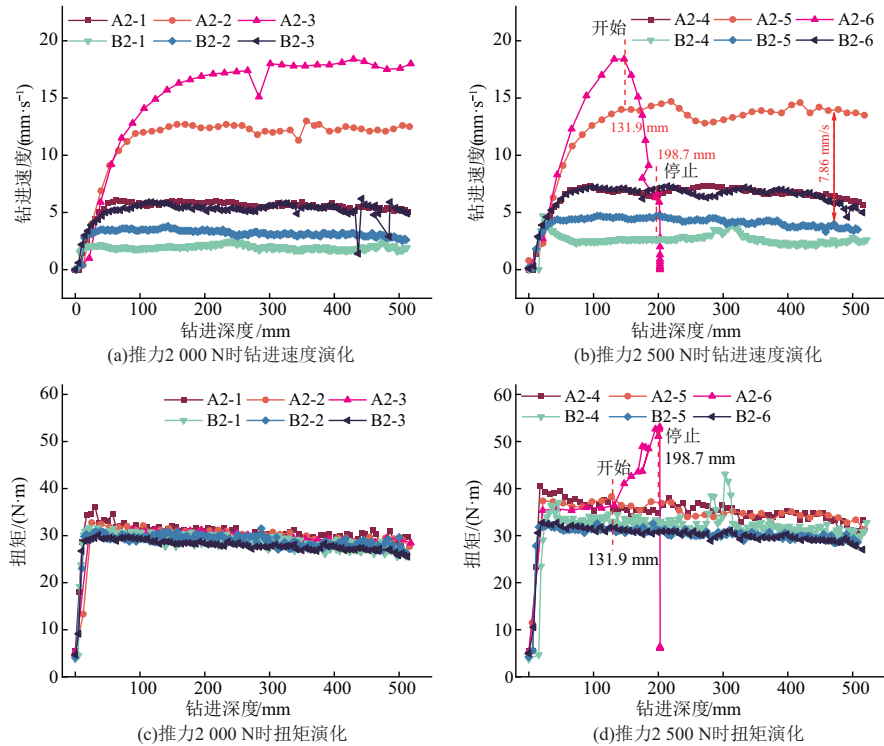


图 6 F_1-n 模式钻速和扭矩演化特征

Fig. 6 Evolution characteristics of drilling speed and torque in the F_1-n mode

2) $V-n$ 模式

图 7 显示了 $V-n$ 模式钻进过程钻速和转速演化规律,控制变量 V 与 n 均稳定维持在设定值附近,表明 $V-n$ 模式相较于 F_1-n 模式更容易实现钻进稳定控制.结合图 8 来看,当 $n=200$ r/min 时,

增大钻进速度导致扭矩增大,钻进推力对钻速敏感性较差.当钻速不变时,增大 n 至 300 r/min, A, B 两组平均钻进推力 \bar{F}_t 分别降低了 979.59 和 1 043.62 N,平均扭矩 \bar{M} 分别降低了 9.44 N·m 和 13.63 N·m.

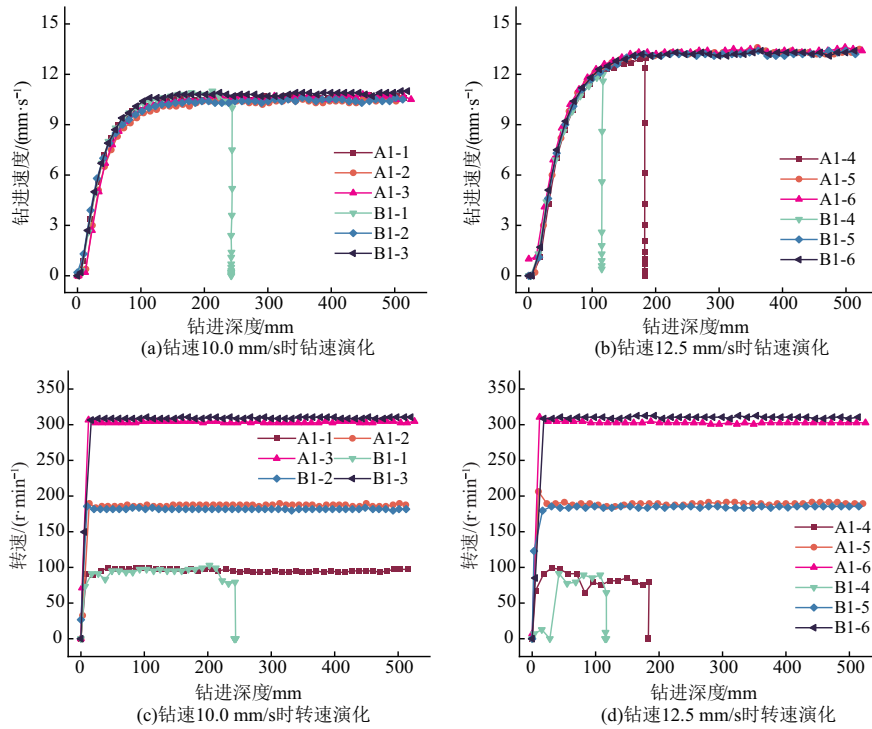


图 7 $V-n$ 模式钻速和转速演化规律

Fig. 7 Evolution patterns of drilling speed and rotation speed in the $V-n$ mode

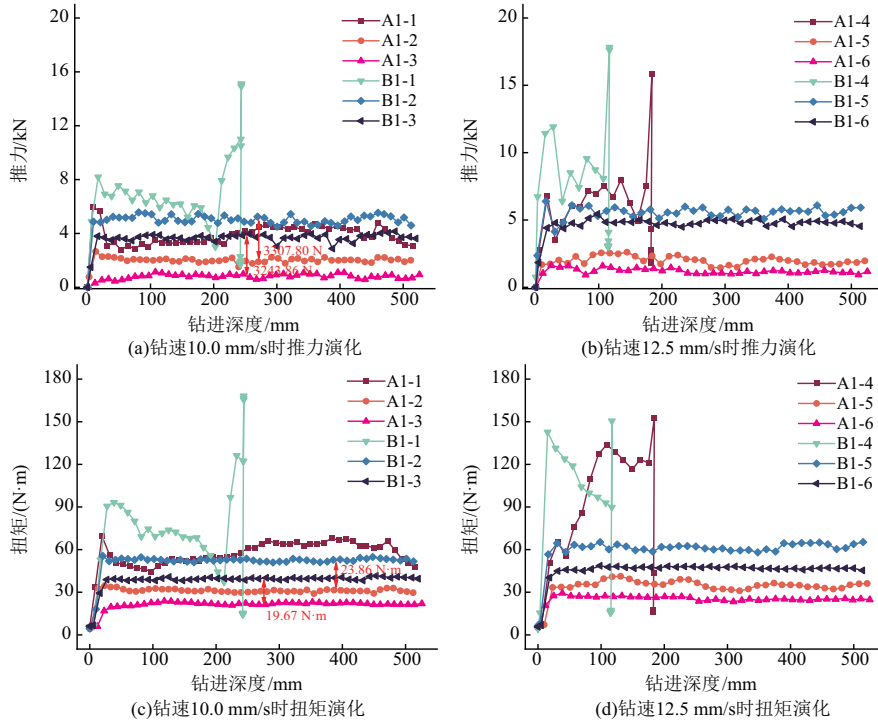


图 8 $V-n$ 模式推力和扭矩演化特征

Fig. 8 Evolution characteristics of thrust and torque in the $V-n$ mode

$V-n$ 模式中, 钻进推力和扭矩对单轴抗压强度 (UCS) 同样敏感. 当 $n = 200$ r/min 时, A, B 两组平均推力差 $\Delta \overline{F}_t = 3307.80$ N, 平均扭矩差 $\Delta \overline{M} = 23.86$ N·m. 增大 n 至 300 r/min 时, $\Delta \overline{F}_t = 3243.86$ N, $\Delta \overline{M} = 19.67$ N·m.

钻孔故障均出现在 $n = 100$ r/min 时, 仅有 A1-1 未发生卡钻. 图 8 显示了钻孔失效过程参数波动特征. 3 次钻进失效发生前, 钻速和转速均保持在正常设定值附近, 未出现明显异常数据波动. A1-4 钻进深度为 0~32.90 mm, 扭矩逐步增

长至 55.93 N·m, 推力增长至 3 627.24 N, 钻进状态正常; 在 32.90~162.07 mm 之间, 钻进速度稳步增长, 转速稳定, 推力逐步增长至 7 845.68 N, 扭矩迅速增长至 122.82 N·m; 在 162.07~182.99 mm 之间, 扭矩和推力分别迅速增长至 152.65 N·m 和 15 897.96 N, 此时钻速和转速迅速降低, 钻孔故障产生。

B1-1 和 B1-4 在钻进开始均出现扭矩和推力异常突增, B1-1 推力和扭矩分别增长至 8 259.07 和 90.57 N·m, 此时 B1-4 中推力和扭矩分别为 11 975.14 和 142.74 N·m, 随后推力和扭矩缓慢降低, 此时杆体钻速和转速均正常。两者分别在钻进 115.68 和 243.29 mm 出现扭矩和推力再次突增, 同时钻速和转速迅速降低, 钻孔故障产生。

V-n 模式测试结果表明钻进速度相同时, 转速

越小, 发生钻孔故障几率越大; UCS 和 n 相同时, V 越高, 钻孔故障发生几率越高; V 与 n 相同时, UCS 值越大, 钻孔故障发生几率越大。

2.5 不同钻进模式失效特征

试验以达到设计钻进深度为标准, 认定为成功钻进。结果表明, 仅有 A2-6, A1-4, B1-1 和 B1-4 在钻进深度小于 315.6 mm 时发生失效, 停止钻进 (图 9)。具体表现为, F_t-n 模式下仅有推力最大、转速最高、强度最低的测试标签发生失效。V-n 模式下存在 3 次钻进失效, 均发生在 $n=100$ r/min 时。其中 $V=12.5$ mm/s 时, S9 的卡钻失效比 S1 发生的更早。当 $V=10.0$ mm/s 时, 仅有 S9 发生钻进失效, 具体表现为转速较低时钻进岩石单轴抗压强度较高试样更加容易产生钻进失效。

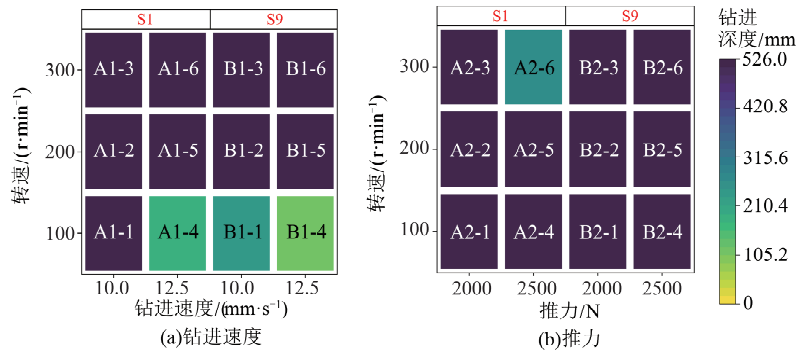


图 9 不同模式钻进测试结果
Fig. 9 Drilling test results under different modes

总体而言, 控制不同变量模式下自变量均对岩体强度有较高敏感性, F_t-n 模式下钻进速度对岩石强度敏感性最高。此外, 不同钻进模式与参数对不同强度岩体均会发生钻进失效, 两者失效案例发生前提差异性明显, F_t-n 模式通常在较低的岩石单轴抗压强度和较高转速时容易发生卡钻。V-n 模式恰好与前者相反。

3 岩石强度感知与钻进失效机制

3.1 岩石强度感知结果

选取 F_t-n 和 V-n 模式部分成功钻进案例代入式(20)验证理论推导结果可行性。结果表明式(20)在岩石单轴抗压强度预测方面有着较为稳定的可行性(图 10)。

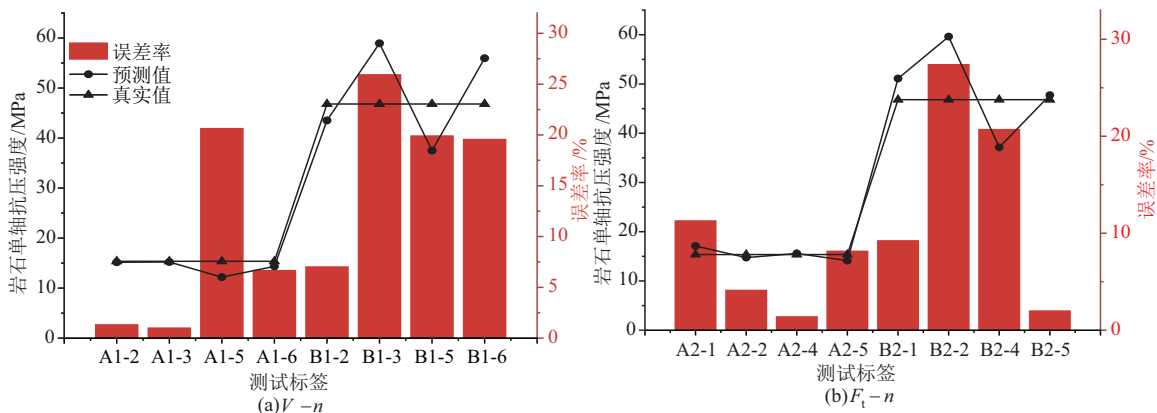


图 10 岩石强度预测准确率
Fig. 10 Prediction accuracy of rock strength

如图 10a 所示, V - n 模式下 A 组试样强度预测平均误差率为 7.39%, B 组试样强度预测平均误差率为 18.09%, 整体误差率为 12.74%; 图 10b 显示了 F_t - n 模式强度预测效果, 结果显示 A 组试样强度预测平均误差率为 6.22%; B 组试样强度预测平均误差率为 14.80%, 整体误差率为 10.51%。显然, F_t - n 模式在岩石强度理论预测中具有更稳定的表现。此外, 岩石强度越大的岩体预测误差更大, 以 S9 为例, 预测值与真实值最大差值达到 12.81 MPa, S1 最大预测误差值仅为

3.17 MPa。

3.2 钻进过程能量演化机制

为了验证切削机理可靠性, 将 F_t - n 模式失效案例 A2-6 与对比案例 A2-3 钻进数据代入式 (23) 和 (26), 得到钻进过程能量演化规律如图 11 所示。钻进过程中推力和转速保持不变, 输入能量 E_c 保持稳定。与 A2-3 相比, A2-6 钻进速度和推力都有所增加, 导致破岩能量 E_b 和摩擦能量 E_f 均有所增加。因此, 在 F_t 和 n 稳定的条件下, 钻进失效前钻速急剧减小是保持能量守恒的必要措施。

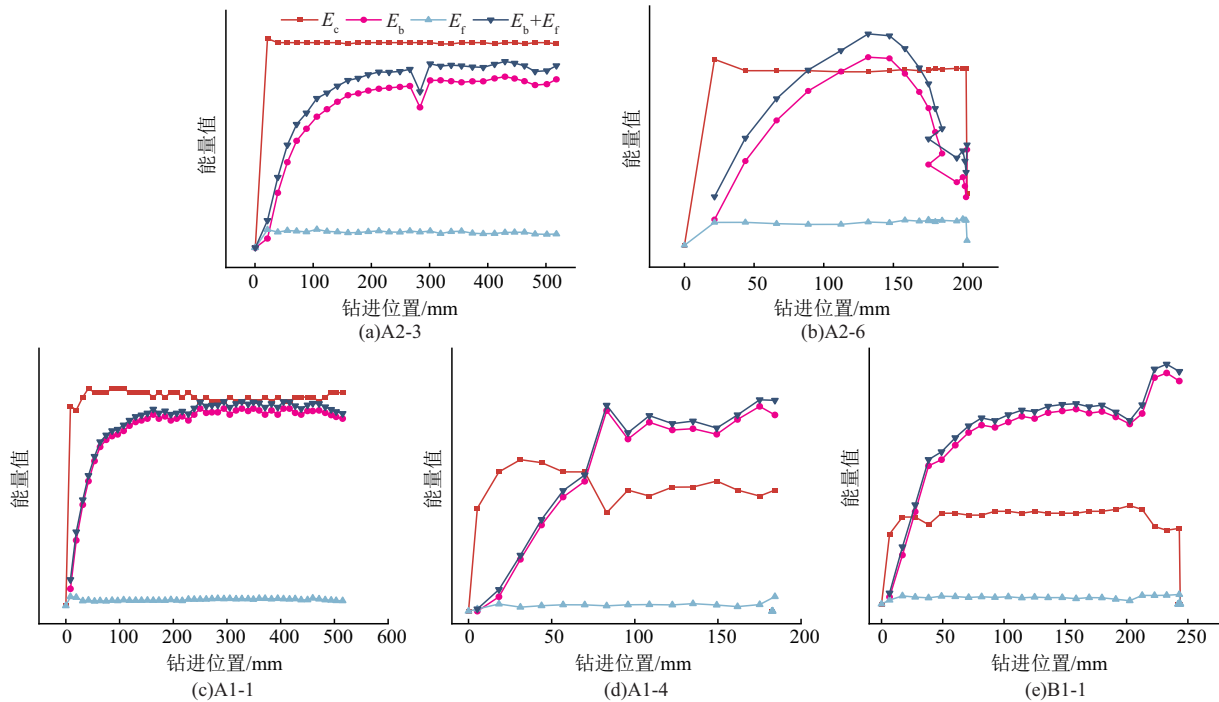


图 11 部分案例钻进过程能量演化规律

Fig. 11 Energy evolution patterns during the drilling process in selected cases

将 V - n 模式的失效案例数据代入公式 (23) 和公式 (26), 得到能量演化曲线 (图 11)。对比 A1-1 与 A1-4, 两者保持相同转速时, 切削能量 E_c 相同。前者总能量 $E_b + E_f$ 保持在 E_c 以下, 可以正常钻进。在 A1-4 中, 随着钻进速度提高, E_b 和 E_f 同时升高, 导致 $E_b + E_f > E_c$, 发生钻进失效。对比 A1-1 和 B1-1, 两者钻速和转速保持不变, 但由于 B1-1 单轴抗压强度 σ_c 较高, 钻进需要的推力和摩擦系数更大, 导致 $E_b + E_f > E_c$, 发生钻进失效。

F_t - n 和 V - n 模式验证结果表明, 钻进参数设置不合理导致 $E_b + E_f > E_c$ 是发生钻进失效的主要原因, 侧面验证了切削机理可靠性。

3.3 钻进碎屑分布规律

图 12a 为 F_t - n 模式下钻屑分布规律, A2-6 中粒径为 0~0.25 mm 的钻屑占比 48%, 远高于 A 组其他案例, 2 mm 以上钻屑比例为 3%, 是 A 组

最低。结合钻进失效特征及式 (16), A2-6 在失效前钻进速度逐步降低, 同时转速不变导致单循环切削深度变小, 微小粒径岩屑增多最终导致卡钻。

V - n 模式失效案例碎屑分布特征与 F_t - n 模式相反, 呈现微小粒径占比小, 大粒径占比多的特点 (图 12b)。依据切削机理分析, 钻速不变、降低转速会导致切削深度增加, 提高大颗粒碎屑占比。此外, 钻进失效前推力和扭矩异常升高同样加剧 2 mm 以上钻屑比例产生。

因此, 基于试验结果对比, 验证了 PDC 锚杆钻头钻进参数与岩石单轴抗压强度理论关系正确性及有效性, 确定了钻进参数恒定控制、钻进模式及最优参数选取是影响岩石强度感知精度及造成钻进失效的关键因素, 在实际钻机设计时将钻进参数恒定控制考虑进去, 根据不同围岩条件大致情况选取合适钻进模式, 避免钻进失效的同时能够

准确反演岩石强度. 此外, 岩石强度感知误差率最大为 27.37%, 主要是理论假设与实际工况差距导致. 后续将探寻不同钻进模式下适应复合岩体随

钻识别的最佳钻进参数, 为工业性推广应用奠定基础.

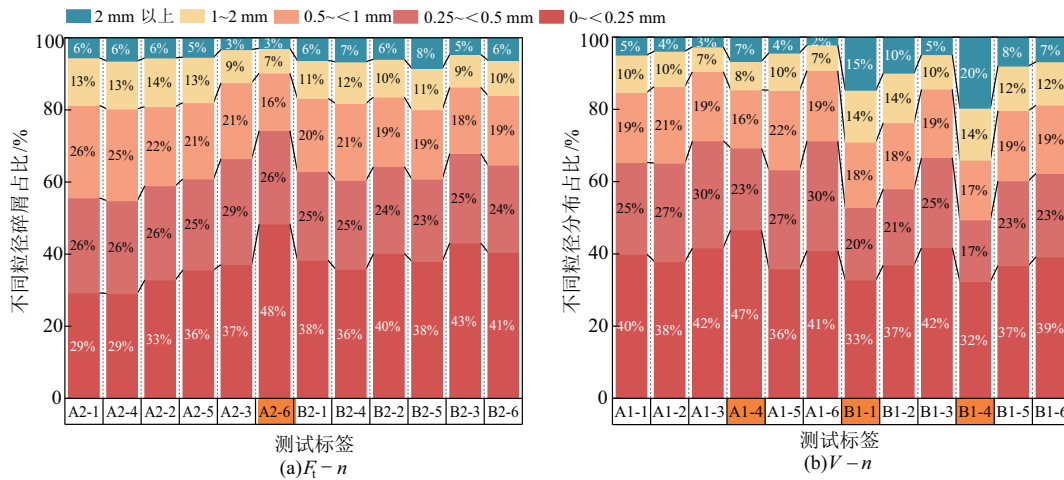


图 12 不同钻进模式钻屑分布
Fig. 12 Distribution of drill cuttings under different drilling modes

4 结 论

1) 建立以煤巷顶板锚杆钻头切削工况为背景的平面切削力学模型, 揭示了钻进参数与岩石单轴抗压强度理论关系及钻进过程能量演化规律, 结果表明岩石单轴抗压强度最大预测误差率为 27.37%, 平均预测误差率为 10.51%.

2) 研发了新型岩体性质随钻探测系统, 在钻进姿态、围压、钻机性能等方面与煤巷顶板支护孔施工环境高度相似, 具有 $V-n$ 和 F_1-n 这 2 种控制模式, 为煤巷复合岩体性质与界面随钻探测奠定了基础.

3) 开展了 $V-n$ 和 F_1-n 模式钻进试验, 结果表明 $V-n$ 模式下钻进推力和扭矩对钻进参数与岩石强度变化响应敏感, 能够作为识别试样强度的主要参数. F_1-n 模式钻进时仅有钻进速度对岩石强度变化响应敏感, 推力恒定控制是扭矩与对岩石强度响应较差的主要原因.

4) 分析了不同钻进模式钻进失效特征与机理. 结果表明, F_1-n 模式下 F_1 和 n 增大更容易发生钻孔故障, 同等条件下 σ_c 较低的试样发生钻孔失效概率更高; $V-n$ 模式中 V 增大的同时减小 n 更容易发生钻孔故障, 同时 σ_c 越大的试样发生钻孔故障概率越高. 将失效案例参数代入能量公式发现, 破岩能量与摩擦能量之和超过输入切削能量是钻进失效产生的直接原因.

参考文献:

[1] 张 农, 王 朋, 阚甲广, 等. 高频低能冲击扰动下锚

固结构渐进失效试验研究[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 309-319.

ZHANG Nong, WANG Peng, KAN Jiaguang, et al. Experimental study on progressive failure of anchoring structure under high-frequency and low-energy impact disturbance[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 309-319.

[2] 谢正正, 张 农, 韩昌良, 等. 煤巷顶板厚层跨界锚固原理与应用研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(6): 1195-1208.

XIE Zhengzheng, ZHANG Nong, HAN Changliang, et al. Research on principle and application of roof thick layer cross-boundary anchorage in coal roadways[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(6): 1195-1208.

[3] 康红普, 姜鹏飞, 刘 畅. 煤巷智能快速掘进技术与装备的发展方向[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2023, 5(2): 5-7.

KANG Hongpu, JIANG Pengfei, LIU Chang. Development of intelligent rapid excavation technology and equipment for coal mine roadways [J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2023, 5(2): 5-7.

[4] YUAN Y X, ZHANG N, HAN C L, et al. Digital image processing-based automatic detection algorithm of cross joint trace and its application in mining roadway excavation practice[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2022, 32(6): 1219-1231.

[5] 张 农, 袁钰鑫, 韩昌良, 等. 基于 Mask R-CNN 的煤矿巷道掘进迎头裂隙检测与定位算法[J]. 采矿与安

- 全工程学报, 2023, 40(5): 925-932.
- ZHANG Nong, YUAN Yuxin, HAN Changliang, et al. Research on crack detection and localization algorithm for advancing face in coalmine roadways based on Mask R-CNN[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 925-932.
- [6] 刘少伟, 朱乾坤, 贾后省, 等. 煤巷顶板锚固孔钻进岩层界面动力响应特征与识别[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(4): 748-753.
- LIU Shaowei, ZHU Qiankun, JIA Housheng, et al. Characteristics and recognition of the dynamic response of strata interfaces to anchorage hole drilling in coal roadway roof[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(4): 748-753.
- [7] ZHANG W L, LI C, HUO T H, et al. Vibration events in underground heading face and useful index for rock burst monitoring [J]. Measurement, 2021, 180: 109501.
- [8] WANG Q, GAO H K, YU H C, et al. Method for measuring rock mass characteristics and evaluating the grouting-reinforced effect based on digital drilling [J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52(3): 841-851.
- [9] 康红普, 姜鹏飞, 宋德军, 等. 钻锚一体化智能快速掘进成套装备[J]. 智能矿山, 2023, 4(2): 9-14.
- KANG Hongpu, JIANG Pengfei, SONG Dejun, et al. Drilling and anchor integration intelligent rapid road-heading equipments[J]. Journal of Intelligent Mine, 2023, 4(2): 9-14.
- [10] 郭书英. 基于随钻振动特性的煤巷顶板岩层识别方法[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2017.
- GUO Shuying. Recognizing method of coal roadway roof strata based on the vibration characteristics of bolter[D]. Beijing: China University of Mining and Technology(Beijing), 2017.
- [11] 王琦, 秦乾, 高松, 等. 数字钻探随钻参数与岩石单轴抗压强度关系[J]. 煤炭学报, 2018, 43(5): 1289-1295.
- WANG Qi, QIN Qian, GAO Song, et al. Relationship between rock drilling parameters and rock uniaxial compressive strength based on energy analysis [J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(5): 1289-1295.
- [12] SHAHANI N M, ZHENG X G, LIU C C, et al. Developing an XGBoost regression model for predicting young's modulus of intact sedimentary rocks for the stability of surface and subsurface structures [J]. Frontiers in Earth Science, 2021, 9: 761990.
- [13] 刘灿灿. 煤巷顶板岩层地质特征随钻探测机理研究与应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2022.
- LIU Cancan. Research and application of detection while drilling mechanism for geological features of coalmine roadway roof strata[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2022.
- [14] 李鑫涛. 煤巷顶板锚固孔钻进特性试验研究[D]. 焦作: 河南理工大学, 2015.
- LI Xintao. Study on the roof drilling characteristics experiment of anchorage hole in coal roadway[D]. Jiaozuo: Henan Polytechnic University, 2015.
- [15] WANG Q, GAO S, LI S S, et al. Upper bound analytical mechanics model for rock cutting and its application in field testing [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018, 73: 287-294.
- [16] 李想. 煤矿巷道顶板岩层强度智能随钻识别技术[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2022.
- LI Xiang. Intelligent identification technology while drilling for roof rock strength of coal mine roadway [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2022.
- [17] CHE D M, EHMANN K. Experimental study of force responses in polycrystalline diamond face turning of rock [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2014, 72: 80-91.
- [18] CHE D M, ZHU W L, EHMANN K F. Chipping and crushing mechanisms in orthogonal rock cutting [J]. International Journal of Mechanical Sciences, 2016, 119: 224-236.
- [19] HE L, HUANG J Q, LUO Y X, et al. The ductile - brittle transition of rock cutting: Insight from the discrete element method [J]. Journal of the Brazilian Society of Mechanical Sciences and Engineering, 2022, 44(12): 605.
- [20] 张农, 韩昌良, 谢正正. 煤巷连续梁控顶理论与高效支护技术[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(2): 48-55.
- ZHANG Nong, HAN Changliang, XIE Zhengzheng. Theory of continuous beam control and high efficiency supporting technology in coal roadway [J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2019, 1(2): 48-55.
- [21] 王卫军, 范磊, 赵志强, 等. 基于塑性区控制的巷道围岩支护理论与技术研究进展[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 320-336.
- WANG Weijun, FAN Lei, ZHAO Zhiqiang, et al. Research progress of support theory and technology of the roadway surrounding rock based on the plastic zone control [J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 320-336.

- [22] GUO F, ZHANG N, XIE Z Z, et al. A three-dimensional supporting technology, optimization and inspiration from a deep coal mine in China[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2024, 57(1): 655-677.
- [23] 江贝, 马凤林, 王琦, 等. 基于切削理论的数字钻探参数与岩石单轴抗压强度关系研究[J]. *中南大学学报(自然科学版)*, 2021, 52(5): 1601-1609.
JIANG Bei, MA Fenglin, WANG Qi, et al. Research of relationship between digital drilling parameters and rock uniaxial compressive strength based on cutting theory[J]. *Journal of Central South University (Science and Technology)*, 2021, 52(5): 1601-1609.
- [24] 王国法. 煤矿智能化最新技术进展与问题探讨[J]. *煤炭科学技术*, 2022, 50(1): 1-27.
WANG Guofa. New technological progress of coal mine intelligence and its problems[J]. *Coal Science and Technology*, 2022, 50(1): 1-27.
- [25] 陈泽平, 闫保永, 王国震, 等. 煤矿井下随钻测量技术研究现状及展望[J]. *矿业安全与环保*, 2022, 49(6): 130-134.
CHEN Zeping, YAN Baoyong, WANG Guozhen, et al. Research status and prospect of MWD technology in coal mine[J]. *Mining Safety & Environmental Protection*, 2022, 49(6): 130-134.
- [26] 岳中琦. 钻孔过程监测(DPM)对工程岩体质量评价方法的完善与提升[J]. *岩石力学与工程学报*, 2014, 33(10): 1977-1996.
YUE Zhongqi. Drilling process monitoring for refining and upgrading rock mass quality classification methods[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2014, 33(10): 1977-1996.
- [27] YUE Z W, YUE X L, WANG X, et al. Experimental study on identification of layered rock mass interface along the borehole while drilling[J]. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 2022, 81(9): 353.
- [28] 王文龙. 煤矿井下顺层钻孔中煤层厚度随钻探测方法研究[D]. 焦作: 河南理工大学, 2015.
WANG Wenlong. The method research of coal seam thickness detection while drilling along the coal seam in the coal mine[D]. Jiaozuo: Henan Polytechnic University, 2015.
- [29] DENG L C, LI X Z, XU W T, et al. Integrated monitoring of lithology parameters while drilling in small-scale coring platform[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2022, 55(11): 7269-7288.
- [30] 张幼振, 张宁, 邵俊杰, 等. 基于钻进参数聚类的含煤地层岩性模糊识别[J]. *煤炭学报*, 2019, 44(8): 2328-2335.
ZHANG Youzhen, ZHANG Ning, SHAO Junjie, et al. Fuzzy identification of coal-bearing strata lithology based on drilling parameter clustering[J]. *Journal of China Coal Society*, 2019, 44(8): 2328-2335.
- [31] KHORZOUGH M B, HALL R, APEL D. Rock fracture density characterization using measurement while drilling (MWD) techniques[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2018, 28(6): 859-864.
- [32] 李振国. 基于钻孔测井技术的山寨煤矿顶板覆岩结构研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2020.
LI Zhenguo. Roof of shanzhai mine based on borehole logging technology study on overburden structure[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2020.
- [33] WANG Q, GAO H K, JIANG B, et al. In-situ test and bolt-grouting design evaluation method of underground engineering based on digital drilling[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2021, 138: 104575.
- [34] WANG Q, GAO S, LI S C, et al. Upper bound analytic mechanics model for rock cutting and its application in field testing[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2018, 73: 287-294.
- [35] LIU W J, ZHU X H. Experimental study of the force response and chip formation in rock cutting[J]. *Arabian Journal of Geosciences*, 2019, 12(15): 457.
- [36] LIU C C, ZHENG X G, WANG G, et al. Research on drilling response characteristics of two-wing PDC bit[J]. *Sustainability*, 2020, 12(1): 406.
- [37] FREITAS M H. *Engineering geology*[M]. Berlin: Springer, 2009.
- [38] 黄先瑞. 煤矿井下随钻测量系统设计与研发[D]. 焦作: 河南理工大学, 2018.
HUANG Xianrui. Design and development of mine drilling measurement system[D]. Jiaozuo: Henan Polytechnic University, 2018.

(责任编辑 宋爽 沈菊)