深竖井破碎岩体井壁破裂特征与支护加固技术研究*

王国元,牛鹏翔

(中煤建设集团有限公司, 北京 102218)

摘要:深竖井是深部资源开发的关键通道,其围岩稳定性对于保障矿山开采的安全与高效至关重要。针对破碎岩体竖井井壁围岩稳定性问题,以三山岛金矿西岭矿区为背景,采用离散元软件中黏结块体模型(BBM)构建三维竖井数值分析模型,研究1 600~2 500 m埋深条件下井壁的损伤破裂特性,提出了高应力-破碎岩层环境中井壁的6种支护加固方案。研究表明:高应力环境下深竖井井壁围岩的变形与破裂行为受水平地应力影响,随着埋深增加,井壁围岩的最大位移和变形范围增大,最大主应力方向位移变化显著,最小主应力方向为剪应力的主要集中区;破碎岩层增加了井壁围岩的力学复杂性,破碎岩体的动态作用可能导致岩块剥落和围岩破坏;注浆锚杆能够有效改善支护结构的受力,分散围岩中的集中应力。支护后,井壁的位移量减小了53%~65%,剪应力集中区向浅部转移至井壁深0.5~1 m处。针对不同埋深,合理的支护加固措施能够有效控制破碎岩体的动态作用,减少井壁的破坏风险。

关键词:深部竖井;破碎岩体;井壁稳定性;损伤破裂;支护加固

中图分类号:TD354 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)03-0037-09

Fracture Characteristics of Shaft Wall and Support and Reinforcement Technology in Broken Rock Mass of Deep Vertical Shafts

WANG Guoyuan, NIU Pengxiang

(China Coal Construction Group Co., Ltd., Beijing 102218, China)

Abstract: Deep vertical shafts are critical passages for deep resource development, and their surrounding rock stability is essential to guarantee the safety and efficiency of mining. Aiming at the surrounding rock stability problem of shaft walls in broken rock mass, taking the Xiling mining area of Sanshandao Gold Mine as the engineering background, a three-dimensional numerical model of the vertical shaft was established by using the Bonded Block Model (BBM) in the discrete element software. The damage and failure characteristics of shaft walls at buried depths of 1 600-2 500 m were investigated, and six support and reinforcement schemes for shaft walls in high-stress and broken rock mass conditions were proposed. The results show that the deformation and failure behavior of surrounding rock in deep vertical shafts under high in-situ stress is affected by horizontal geostress. With the increase of buried depth, the maximum displacement and deformation range of shaft wall surrounding rock increase. The displacement in the maximum principal stress direction changes significantly, and the minimum principal stress direction is the main concentration area of shear stress. Broken rock strata increase the mechanical complexity of shaft wall surrounding rock, and the dynamic action of broken rock mass may cause spalling of rock blocks and failure of surrounding rock. Grouting bolts can effectively improve the stress state of the support structure and disperse the concentrated stress in the surrounding rock. After support, the displacement of the shaft wall is reduced by 53%-65%, and the shear stress concentration zone is transferred to the shallow part at 0.5-1 m depth of the shaft wall. For different buried depths, reasonable support and reinforcement measures can effectively control the dynamic action of broken rock mass and reduce the failure risk of shaft walls.

Key words: Deep vertical shaft, Broken rock mass, Shaft wall stability, Damage and failure, Support and reinforcement

0 引言

深地资源开发是一项国家重要发展战略。深竖井作为连接地面与深部资源的关键通道,在矿山工程中发挥着重要作用[1]。近年来,我国成功建设并运营了多条超1 500 m深井[2-3],主要采用竖井开拓

* **收稿日期**:2025-06-20

基金项目:中国中煤重大科技专项资助项目(20231BY001)

作者简介:王国元(1974—),男,辽宁北票人,高级工程师,主要从事矿山地压与岩层控制研究。E-mail:wangguoyuan@chinacoal.com

方式,如思山岭铁矿主井、会泽铅锌矿 3# 竖井、海域金矿措施井和新城金矿主井等,标志着我国在深竖井建设领域积累了丰富经验。针对深部开采面临的多场多相复杂地质难题[4],国内外学者围绕深竖井井壁损伤机制、破碎岩体特性、稳定性控制技术等方面展开了大量研究。

深竖井井壁的损伤与破碎岩体的力学特性、地应力场分布以及施工扰动密切相关,通过分析井壁的变形规律和破坏模式,可揭示破碎岩体与井壁之间的相互作用机制。康红普等[5]以"围岩改性-围岩支护-应力调控"为理念,研究深竖井井壁围岩的稳定性控制技术,涉及围岩注浆加固与抗渗,支护结构与围岩协同作用,以及围岩应力迁移、集中和调整等方面。路增祥等[6]研究垂直溜井中物料运动特征,提出冲击与磨损是井壁变形破坏的主要因素,揭示了井壁变形破坏机理。陈杰等[7]开展矿石冲击作用下井壁的冲击损伤和摩擦损伤研究,确定了井壁垮塌影响区域范围,并提出支护加固修复方案。贾成刚等[8]对深竖井井筒围岩破坏机理及井壁结构进行研究,指出提高混凝土的强度等级,可以有效改善井筒支护结构的承载能力,减少围岩的塑性区范围。

针对破碎岩体的力学行为及变形破坏规律的研究,国内外学者多采用离散元法(DEM)、有限元法(FEM)以及相似模拟等数值模拟方法。等效岩体技术能够表征岩体的节理化特征[9-10],如基于离散断裂网络(DFN)模型的不同碎裂程度岩体力学行为和破坏特征研究[11],基于 Voronoi 多晶离散元法的砂岩细观损伤破裂过程及岩石的脆延性转化特性研究[12]。岩体内的碎裂结构导致岩体有可能在原岩内破坏,也有可能沿着节理裂隙破坏,破碎岩块间力学传递机制、围岩与支护构件的接触状态等发生显著变化[13]。李晓光等[14]采用连续-非连续数值模拟方法(CDEM),以离散颗粒簇模拟破碎岩体,实现了杆件、颗粒及块体之间力与位移的耦合,研究高应力环境下隧道开挖失稳过程及支护效果。Corkum 等[15]采用离散元黏结块体模型方法研究节理岩体非线性滞后荷载-位移行为,准确描述复杂块间应力变化引起的节理孔径变化特征。张世瑞等[16]针对金川二矿深部碎裂岩体大变形特征,基于连续-非连续分析方法(FDEM)建立可破 Voronoi 块体模型和离散裂隙网络模型,模拟巷道开挖过程,研究围岩变形各向异性和破裂非均匀性,提出超前注浆、加长锚杆和钢拱架是控制深部碎裂岩体巷道大变形的重要措施。

目前针对深竖井井壁在高应力、破碎岩体耦合作用下的变形破坏问题,相关研究主要集中在特定地质条件下的损伤特征分析、数值模拟试验或单一加固技术的应用上,而对深竖井井壁在复杂应力条件下动态损伤过程及破碎岩体与井壁之间的耦合作用机制仍缺乏系统性研究。本文以深部破碎岩体中深竖井井壁为研究对象,结合离散元数值模型,研究三山岛金矿西岭矿区深部破碎岩体环境中井壁的破裂特征与加固技术,探讨深部破碎岩体与井壁的动态作用规律,基于工程地质条件和支护参数优化加固方案,以期为深竖井工程的井壁稳定性理论以及类似工程的设计与施工提供参考。

1 矿区概况

西岭矿区矿石提升运输系统采用新立混合井和西山主井接力西岭盲主井的提升运输方式。三山岛金矿副井直径为 10.5 m,井口标高+15 m,设计井底标高-1 990 m;西岭盲主井直径为 6.3 m,井口标高为-600 m,设计井底标高-2 125 m,埋深均超过 1 500 m,属于超深井开采矿山。

据邻近矿区勘探发现,在埋深 700 m 左右时,地层最大主应力达到 35 MPa,并以水平构造应力为主;埋深 1 200 m 以下,开始出现岩芯饼化现象,随着埋深增加,地应力线性增加。此外,拟建主井所处场地顶部为强风化、中风化花岗岩,竖井穿越地层中岩体破碎,裂隙发育。因此,达到一定深度时,受围岩的约束作用,整个深部地层岩体均处于强压缩应力状态,岩体自身的应力将岩石压碎,能量急剧释放,对深部井巷工程造成破坏。

2 数值方法

2.1 黏结块体模型(BBM)

本次研究对象为在建井区的深部破碎岩体,由黏结块体模型 BBM 构建。BBM 是 3DEC 软件中分析岩体裂缝扩展和岩体破碎的方法之一,其组成单元为具有一定规模的小四面体,块体表面形状各不相同,彼此交叉产生互锁效应,可在黏结断裂后对块体提供旋转阻力,模拟真实岩体破碎后的力学行为。因 BBM 块体单元尺寸较小,可将其视为弹性体,工程岩体中的裂缝均沿块体间的接触发展,块体间的接触为弹-塑性状态,黏结块体在集中应力下产生表面断裂,模拟裂缝的聚合或扩展过程。模型中破

碎区岩体为 block 单元,常规围岩为 zone 单元,竖井采用一次开挖方式,为提高模型效率,减少离散块体数量,竖井模型亦由 zone 单元构建。

2.2 竖井模型构建

破碎区岩体是竖井模型构建的关键。首先,采用 block zone list poly 命令将破碎区岩体的每个单元(zone)转化成相应的块体单元(block),并生成一个 block create tetrahedron 命令的文件,新的四面体块包含原有的块组、区域、材料号和本构号等一系列模型信息。待竖井模型构建完成后,再次导入破碎区岩体(BBM 模型)。考虑到破碎岩体的空间变异特性,通过 FISH 编程,使用等效属性分布命令将抗拉强度作为空间变异参数(黏结强度服从高斯分布,均值为 2 MPa,标准差为 1 MPa),实现对 BBM 子接触分配随机强度属性。由此组建的破碎岩体模型,能够表示无初始孔隙的连续介质条件,使模型更贴近天然破碎岩体的初始状态。

基于 BBM 黏结块体构建 3DEC 离散元深竖井模型,数值模型的尺寸为长×宽×高=48 m×48 m×11 m,网格单元划分的最小尺寸为 0.4 m,模型包含 186 668 个 zone 单元和 33 014 个 block 块体,生成的模型如图 1 所示,模型主要包括竖井、常规围岩、破碎岩体、锚杆和衬砌结构。本次模拟矿区地应力场以水平应力为主,最大水平主应力方向为 z 轴,取值为自重应力(方向为 y 轴)的 1.36 倍,最小水平主应力方向为 x 轴,取值为自重应力的 0.9 倍。模型边界施加渐变应力,以达到模拟原岩状态下的初始地应力场。

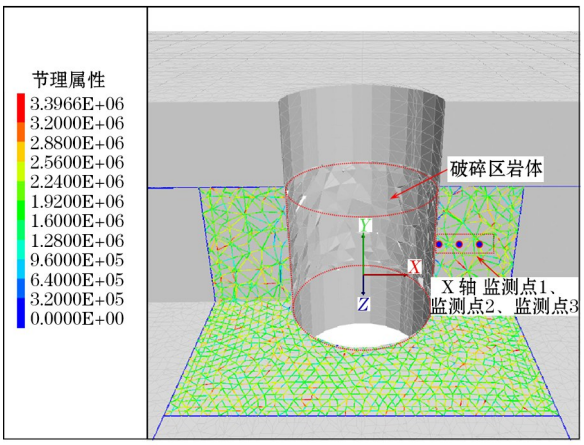


图 1 三维数值模型

Fig.1 Three-dimensional numerical model

为进一步监测破碎区同一水平的最大(Z 轴方向)和最小(X 轴方向)主应力方向上井壁围岩的变形量,分别在井壁 3.0 m、3.5 m、4.5 m 深度位置设置监测点,记录井筒开挖过程中的位移变化情况。

2.3 力学参数选取

3DEC 离散元块体模型的宏观力学行为,主要受块体及块体间接触单元的细观力学参数控制。由于宏细观力学之间缺少对应的函数关系,可根据实验室测试数据进行试算获得[17-18]。模型中 zone 单元赋值摩尔-库伦本构模型,block 单元赋值弹性本构模型,其中黏结块体间新的接触形成后,则重新分配为摩尔-库伦材料类型。本次试验参考建井区内钻孔岩心的岩石物理力学性能测试结果进行标定[10],得到模型力学参数,见表 1。

表 1 岩体物理力学参数

Table1 Physical and mechanical parameters of rock mass

材料	弹性模量/GPa	泊松比	密度/(kg·m^{-3})	法向刚度/GPa	剪切刚度/GPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa	膨胀角/(°)	抗拉强度/MPa
BBM 模型	50	0.25	2 650	—	—	—	—	—	—
接触单元	—	—	—	100	50	30	3	10.0	1
岩石块体	12	0.25	2 700	—	—	38	5	—	2

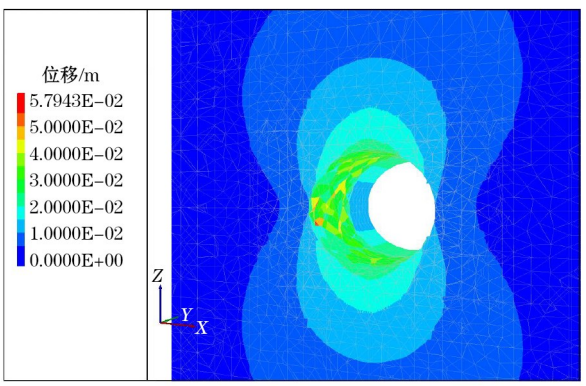
3 破碎围岩失稳破坏分析

3.1 位移变化特征

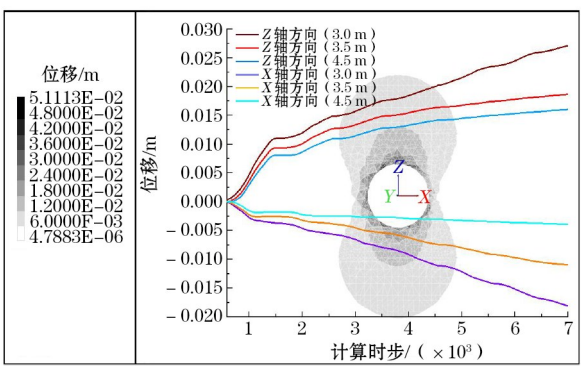
井筒模型上下为常规岩体,中部为破碎岩体,沿重力方向(Y 轴)做破碎区岩体中部位置的 X-Z 轴剖面,得到未支护时埋深分别为 1 600 m、1 800 m、2 000 m、2 200 m 和 2 500 m 的井壁围岩变形情况(以 1 600 m 埋深工况为例,其未支护时井壁围岩变化云图见图 2(a))。分析图 2(a)可知,最大位移均发生在围岩破碎区域的 X 轴方向井壁,随埋深的逐渐增大,最大位移变化量从 57.9 mm 增大到 91.1 mm,而 Z 轴方向的井壁围岩变形范围比 X 轴更大,破碎区域整体的变形量与埋深呈正比;常规围岩区域内,岩体较为完整,围岩变形量均在 20 mm 以内,稳定状态较好。

该模型所处地应力环境以水平主应力为主,且 Z 轴方向与最大主应力方向一致,X 轴与最小主应力方向一致,因此分别在 X 轴负方向和 Z 轴正方向上井壁 3.0 m、3.5 m、4.5 m 深度位置布设监测点,井筒开挖过程中围岩位移变化情况见图 2(b)。开

挖初期井壁围岩断面收敛,位移变化速率较大,当最大主应力方向的井壁围岩在位移量达到 8～11 mm 时,位移变化速率开始减小,最小主应力方向的井壁围岩在位移量达到 2～3.5 mm 时,位移变化速率开始减小。随着井壁围岩监测点深度的增大,破碎区围岩位移呈递减趋势,与常规围岩变化规律相近。考虑地应力水平环境的差异,统计水平主应力(σ_z/σ_x)方向上井壁围岩位移量比值,其范围在 1.50～1.59 之间,说明围岩位移量受应力环境影响,同一埋深水平上与两个水平主应力比值有关。其他埋深工况下的位移变化规律与 1 600 m 埋深工况一致。



(a) 井壁围岩位移变化云图



(b) 井壁水平剖面监测点位移变化曲线

图 2　未支护时埋深 1 600 m 井壁围岩位移情况(*X*-*Z* 轴剖面)

Fig.2　Displacement of the surrounding rock of the shaft wall buried at a depth of 1 600 m before support (*X*-*Z* axis profile)

3.2　应力变化特征

在深部高应力开采环境下,岩石脆性材料的破坏形式主要为剪切破坏。本次模拟研究采用 Mohr-Coulomb 屈服准则,基于剪应力来判断岩石是否屈服,最大剪应力可以直接反映岩石是否满足屈服条件,从而为巷道围岩的稳定性分析和支护设计提供依据。在井壁未支护时,分析不同埋深条件下井壁围岩最大剪应力分布情况。以 1 600 m 埋深工况为例,结果见图 3。

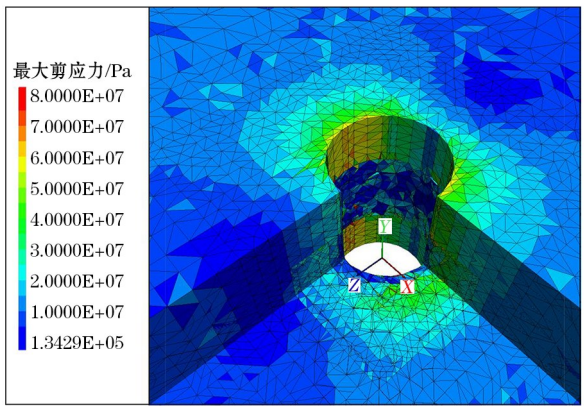


图 3　未支护时埋深 1 600 m 井壁围岩最大剪应力分布情况

Fig.3　Distribution of the maximum shear stress in the surrounding rock of the shaft wall buried at a depth of 1 600 m before support

分析可知,最大剪应力主要分布在井壁围岩破碎区域以外的围岩,即上部和下部较完整围岩为主要的承载岩体,承载应力值与承载范围均与埋深呈正相关。根据图 3 计算结果,分别沿 X 轴和 Z 轴方向统计随井壁深度增加的围岩剪应力值,得到未支护时井壁围岩剪应力变化曲线,如图 4 所示。

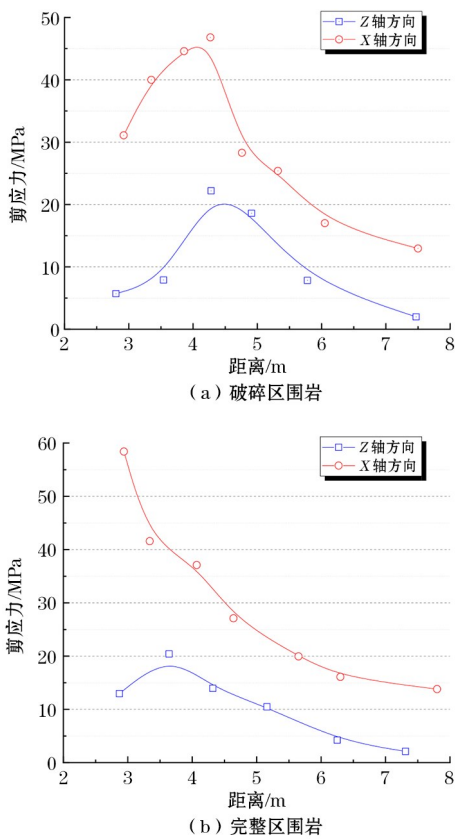


图 4　未支护时埋深 1 600 m 井壁围岩剪应力变化曲线

Fig.4　Shear stress variation curves of the surrounding rock of the shaft wall buried at a depth of 1 600 m before support

由图 4 可知，井壁围岩开挖卸荷过程中，破碎区围岩最小主应力（X 轴）方向上的主要承载岩体位于井壁深 1～2 m 处，最大主应力（Z 轴）方向上的主要承载岩体位于井壁深 0.5～1.5 m 处；而完整区围岩的主要承载岩体位于从表面开始至 1.5 m 深度范围内，且完整区围岩承担更大的应力。1 800～2 500 m 工况条件与其变化规律基本一致，并与埋深呈正比例关系。

3.3　变形破坏特性

高剪应力区是巷道围岩破坏的潜在危险区域，通过最大剪应力的分析可知，X 轴方向的井壁围岩的破坏模式多为压剪破坏，Z 轴方向的井壁围岩的破坏模式多为拉剪破坏。当井壁未支护时，埋深为 1 600 m 工况的井壁围岩破碎情况如图 5 所示。

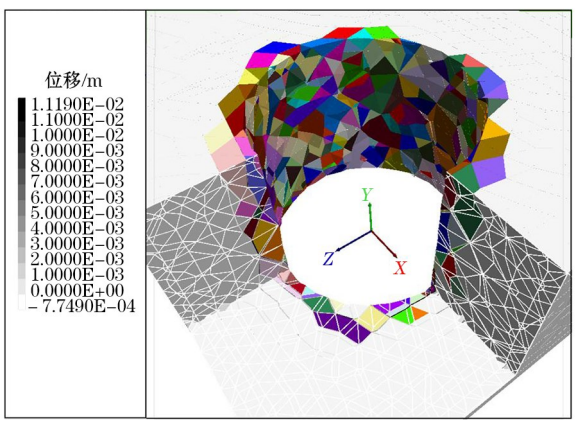


图 5　未支护时埋深 1 600 m 井壁围岩破坏情况

Fig.5　Damage situation of the surrounding rock of the shaft wall buried at a depth of 1 600 m before support

破碎岩体中岩块间的接触面在卸压载荷下出现一定的法向间距，导致岩块发生剥落。根据数值模拟结果，最大法向间距均出现在 X 轴方向，随埋深由 1 600 m 增大到 2 500 m，最大法向间距依次为 11.1 mm、13.1 mm、14.4 mm、17.3 mm、19.6 mm，岩块极易出现剥落现象。尽管 Z 轴方向的法向间距数值较小，但发育深度较大，存在大量潜在剥落块体。井壁围岩位移变化结果显示，破碎区域的 X 轴方向井壁出现最大位移，而 Z 轴方向的井壁围岩变形范围比 X 轴更大，这与当前状态井壁围岩破坏情况一致。由于不规则岩块间存在咬合或插销作用，图 5 中部分块体并未因较大法向间距而出现岩块剥落现象，这些未剥落的岩块均属于潜在破坏围岩。

4　支护加固围岩稳定性分析

4.1　竖井模型与加固方案

深部高应力对井壁围岩稳定性影响较大，分别选取 1 600 m、1 800 m、2 000 m、2 200 m、2 500 m 埋深的竖井模型进行支护方案模拟。软弱地层厚度取 5 m、井筒直径 6 m、锚杆型号为 HRB400（直径 20 mm），注浆锚杆直径为 42 mm，锚杆网度为 1.2 m，2 000 m 以下混凝土采用 C50 钢纤维。井壁断面支护设计方案共计 6 种：方案一为锚杆 2.25 m＋混凝土 500 mm；方案二为注浆锚杆 2.0 m＋混凝土 500 mm；方案三为注浆锚杆 2.5 m＋混凝土 500 mm；方案四为注浆锚杆 3.0 m＋混凝土 500 mm；方案五为注浆锚杆 4.0 m＋混凝土 500 mm；方案六为注浆锚杆 5.0 m＋混凝土 600 mm。6 种方案的支护强度逐渐增强，支护结构示意见图 6。

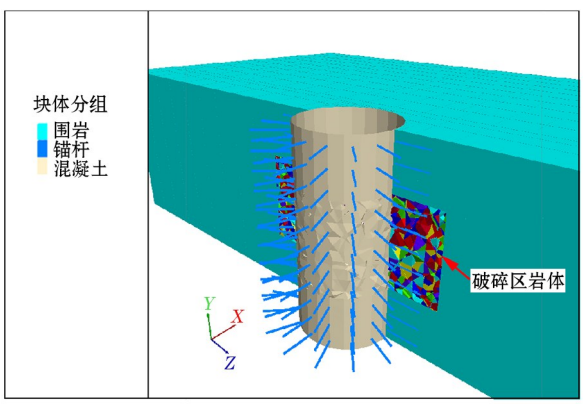


图 6　井壁围岩支护结构示意

Fig.6　Schematic diagram of support structure for the surrounding rock of the shaft wall

井壁围岩支护结构中，采用 cable 单元模拟锚杆，HRB400 型钢筋锚杆直径为 20 mm，注浆锚杆直径为 42 mm；采用 shell 单元模拟混凝土喷层，C50 钢纤维混凝土的弹性模量较普通混凝土提高 8%。井壁围岩支护结构力学参数见表 2。

表 2　支护结构力学参数

Table 2　Mechanical parameters of supporting structures

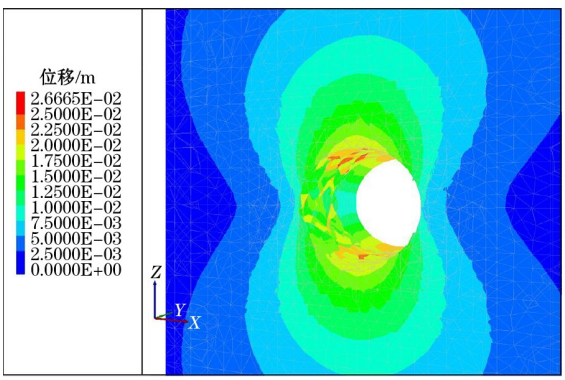
材料	弹性模量/GPa	泊松比	截面积/cm²	法向键刚度/(kN/m)	剪切键刚度/(kN/m)	锚固力/kN	最大允许应变/%	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
钢筋锚杆	200.0	—	3.142	3×10^5	2.8×10^2	125	0.2	—	—	—
注浆锚杆	200.0	—	13.847	6×10^5	5.6×10^2	162	0.2	—	—	—
混凝土层	34.5	0.2	—	3×10^5	3.0×10^5	—	—	0.4	57	2.75

4.2 加固围岩稳定状态

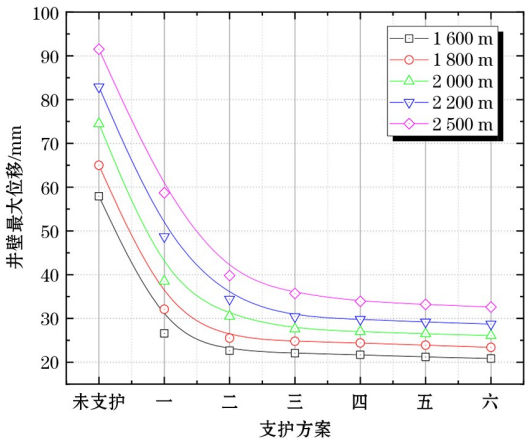
4.2.1 井壁围岩变形破坏分析

上述未支护状态下,不同埋深井筒模型的稳定性状态逐渐恶化,破坏区域受应力环境影响较大。针对 1 600～2 500 m 不同埋深井筒模型,分别采用上述 6 种不同支护方案进行支护,模拟得到井壁围岩位移变化情况,图 7(a)仅列出 1 600 m 埋深工况。

支护前后井壁围岩变化显著,破碎区井壁围岩最大位移分布位置由最小主应力方向转移至最大主应力方向,完整围岩区最大位移分布位置并未发生变化,这意味着支护加固后破碎区岩体的力学行为更接近于完整岩体。汇总不同埋深、不同支护方案下井壁围岩最大位移值,得到井壁围岩最大位移变化曲线,如图 7(b)所示。支护加固后,井壁围岩变形量得到有效控制,随着支护强度的增大,控制效果显著提升,位移减小百分比由 53%提升到 65%。



(a) 1 600 m 埋深工况下支护加固围岩位移变化云图



(b) 井壁围岩最大位移变化曲线

图 7 支护加固后井壁围岩位移情况

Fig.7 Displacement of the surrounding rock of the shaft wall after support

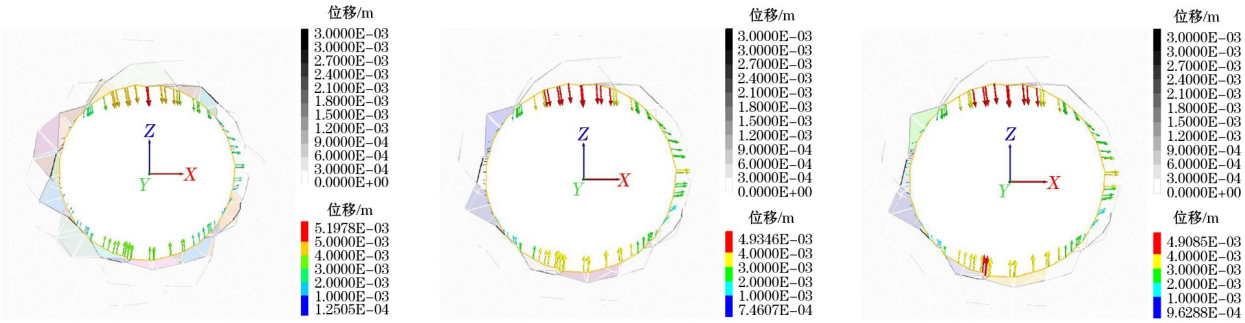
BBM 模型中的裂缝均沿块体间的接触发展,块体间的接触为弹-塑性状态,黏结块体在集中应力下产生表面断裂,模拟裂缝的聚合或扩展过程。针对破碎岩体描绘黏结块体间断裂缝宽度及破碎块体滑动方向,得到 1 600～2 500 m 埋深工况条件下不同支护方案的破碎区井壁围岩破坏情况,图 8 仅列出 1 600 m 埋深工况。

从图 8 可以看出,随着支护强度的增大,破碎块体数量逐渐减小,裂缝宽度及分布范围也相应减小。支护方案一条件下,1 600 m 埋深井壁围岩破碎岩块发展深度约为 1 m,岩块滑动推动混凝土喷层产生临空面方向的位移,最大位移值达到 5.19 mm。高压应力环境下井壁围岩产生更大位移,加强支护强度能够显著降低破碎区井壁围岩位移量,减小井壁的破坏范围。

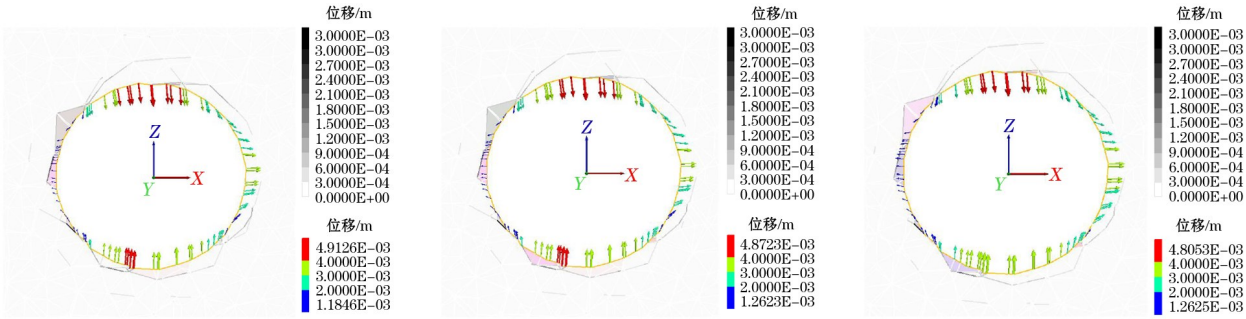
4.2.2 井壁围岩受力分析

支护加固后,破碎区岩体强度增大,井壁表面围岩能够承载的剪应力值也逐渐增大。随着支护强度的增大,破碎区围岩整体强度提升,井壁围岩出现的最大剪应力区域由完整岩体向破碎岩体转移,位于井壁深 0.5～1.0 m 处。不同埋深井壁模型数值模拟结果具有显著规律性,围岩应力分布情况基本一致,且应力值与埋深呈正比。

数值模拟结果显示,在 2 500 m 埋深的高应力环境下,支护方案六的破碎区围岩承载能力显著提高,完整岩体和破碎岩体内应力分布更为均匀。受最大水平主应力方向影响,X 轴方向井壁围岩的剪应力仍大于 Z 轴方向井壁围岩剪应力。



(a) 方案一 (b) 方案二 (c) 方案三



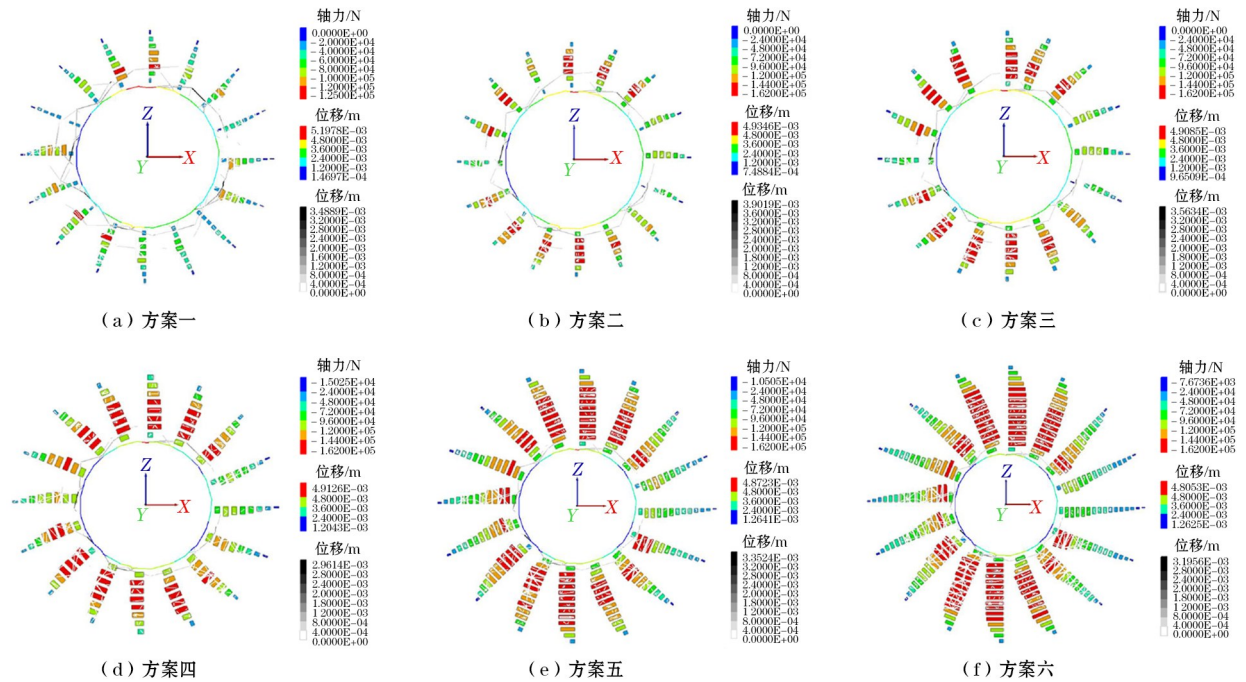
(d) 方案四　(e) 方案五　(f) 方案六

图 8　不同支护方案下埋深 1 600 m 井壁围岩破坏情况

Fig.8　Damage of the surrounding rock of the shaft wall buried at a depth of 1 600 m under different support schemes

4.3　支护结构受力分析

不同支护方案的锚杆轴力和混凝土喷层位移分布情况见图 9(以 1 600 m 埋深工况为例)。锚杆所受轴向应力均为张拉应力,混凝土喷层 Z 轴方向(最大主应力方向)变形量最大,支护加固后的破碎区块体间裂隙宽度和范围逐渐减小。支护方案一中,轴向最大张拉应力(125 kN)多分布在破碎区岩体 Z 轴正方向的锚杆中部位置,其他张拉应力分布较小区域的锚杆未能充分发挥应有的张拉承载效果;从支护方案二开始,使用注浆锚杆后,轴向最大张拉应力在井壁围岩内分布均匀,锚杆受力状态改善,其中锚杆轴力缺失部位为锚杆破断位置;在支护方案三中,锚杆轴力缺失部位显著减小,在该破碎区断面的支护结构具有一定的稳定性。随着注浆锚杆支护长度的增大,锚杆支护承载区域张拉应力分布更为均匀,混凝土喷层位移变形量逐渐减小,安全储备进一步提升。



(a) 方案一　(b) 方案二　(c) 方案三

(d) 方案四　(e) 方案五　(f) 方案六

图 9　埋深 1 600 m 井壁不同支护方案的锚杆轴力和混凝土喷层位移分布

Fig.9　Distribution of axial force on anchor rods and displacement of concretespray layer of the shaft wall with different support schemes buried at a depth of 1 600 m

根据不同方案的支护结构分布情况,1 600 m 埋深工况条件下,方案二注浆锚杆多个节点超过最大允许应变,存在较多的张拉破坏,提高注浆锚杆长度后,方案三应力分布开始趋于均匀,锚杆破断风险显著减小,为最优支护方案;1 800 m 埋深工况条件下,方案四中注浆锚杆支护效果为最佳,能够保证井壁稳定,为最优支护方案;2 000～2 200 m 埋深工况条件下,采用方案五进行支护的井壁围岩位移和破

坏范围得到有效控制,且锚杆破断风险显著减小,满足安全需求,为最优支护方案;2 500 m 埋深工况条件下,支护方案五中锚杆存在塑性屈服点,具有一定破断风险,因此在提高注浆锚杆长度的同时,增加了混凝土强度后,方案六能够完全保证井壁安全,为最优支护方案。

5 结论

(1) 深竖井井壁在破碎岩体中的稳定性与高应力环境和破碎岩体特性有关,在以水平方向最大主应力为主导的应力场中,最大主应力方向的围岩位移变化显著,最小主应力方向为剪应力的主要分布区;随着埋深由 1 600 m 增大到 2 500 m,井壁围岩的最大位移和变形范围增大,呈现明显的增长规律。

(2) 破碎岩层增加了井壁围岩的力学复杂性,破碎区围岩的主剪应力集中区域位于井壁深 1～2 m 处,破碎区内的位移和应力分布与支护条件密切相关,支护后,围岩位移减小了 53%～65%,剪应力集中区域向井壁浅部转移至井壁深 0.5～1.0 m 处,破碎岩体的动态作用可能导致岩块剥落和围岩破坏。

(3) 注浆锚杆能够有效改善支护结构的受力状态,分散围岩中的集中应力,提高井壁围岩的承载能力和整体稳定性。尤其在高压应力环境中,可显著减少围岩位移量和裂纹扩展范围,减少井壁的破坏风险。

(4) 在高应力环境下,破碎岩体中的岩块在开挖卸荷时容易发生剥落,通过施加注浆锚杆和提高混凝土强度,能够有效控制破碎岩体的动态作用,针对性地提出了适用于埋深 1 600～2 500 m 条件下穿越破碎岩层的不同最优井壁支护方案,可为类似深部矿山工程提供参考。

参考文献(References):

[1] 谭杰,刘志强,宋朝阳,等.我国矿山竖井凿井技术现状与发展趋势[J].金属矿山,2021(5):13-24.
TAN Jie, LIU Zhiqiang, SONG Zhaoyang, et al. Status and development trend of mine shaft sinking technique in China [J]. Metal Mine,2021(5):13-24.

[2] 吴爱祥,王勇,张敏哲,等.金属矿山地下开采关键技术新进展与展望[J].金属矿山,2021(1):1-13.
WU Aixiang, WANG Yong, ZHANG Minzhe, et al. New development and prospect of key technology in underground mining of metal mines[J]. Metal Mine,2021(1):1-13.

[3] 孙扬,李金哲,李文光,等.大深度大直径三山岛副井支护研究与创新探讨[J].中国矿山工程,2024,53(1):25-31.
SUN Yang, LI Jinzhe, LI Wenguang, et al. Discussion and research on support of auxiliary shaft with large diameter and depth in Sanshandao Mine[J].China Mine Engineering, 2024,53(1):25-31.

[4] 刘志强,宋朝阳,纪洪广,等.深部矿产资源开采矿井建设模式及其关键技术[J].煤炭学报,2021,46(3):826-845.
LIU Zhiqiang, SONG Zhaoyang, JI Hongguang, et al. Construction mode and key technology of mining shaft engineering for deep mineral resources[J]. Journal of China Coal Society,2021,46(3):826-845.

[5] 康红普,王国法,姜鹏飞,等.煤矿千米深井围岩控制及智能开采技术构想[J].煤炭学报,2018,43(7):1789-1800.
KANG Hongpu, WANG Guofa, JIANG Pengfei, et al. Conception for strata control and intelligent mining technology in deep coal mines withdepth more than 1 000 m [J].Journal of China Coal Society,2018,43(7):1789-1800.

[6] 路增祥,马驰,殷越.冲击磨损作用下的溜井井壁变形破坏机理[J].金属矿山,2018(11):37-40.
LU Zengxiang, MA Chi, YIN Yue. Mechanism of deformation and failure on orepass wall under impact and wear[J].Metal Mine,2018(11):37-40.

[7] 陈杰,罗周全,谢承煜,等.地下金属矿山主溜井损伤分析及修复研究[J].中国安全生产科学技术,2014,10(12):10-16.
CHEN Jie, LUO Zhouquan, XIE Chengyu, et al. Research on damage mechanism and rehabilitation of main chute in underground metal mines[J].Journal of Safety Science and Technology,2014,10(12):10-16.

[8] 贾成刚,李臣,郭玉龙,等.深立井井筒围岩破坏机理及井壁结构设计[J].岩土工程技术,2024,38(3):303-308.
JIA Chenggang, LI Chen, GUO Yulong, et al. Mechanism of deep shaft surrounding rock failure and shaft wall structure design[J]. Geotechnical Engineering Technique, 2024,38(3):303-308.

[9] 吴顺川,周喻,高利立,等.等效岩体技术在岩体工程中的应用[J].岩石力学与工程学报,2010,29(7):1435-1441.
WU Shunchuan, ZHOU Yu, GAO Lili, et al. Application of equivalent rock mass technique to rock mass engineering [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010,29(7):1435-1441.

[10] VALLEJOS J A, SUZUKI K, BRZOVIC A, et al. Application of synthetic rock mass modeling to veined core-size samples[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2016,81:47-61.

[11] 张杰,顾秀华,熊赞民,等.不同碎裂程度岩体三轴压缩力学特性及破坏特征[J].金属矿山,2024(4):70-75.
ZHANG Jie, GU Xiuhua, XIONG Zanmin, et al. Mechanical properties and failure characteristics of rock masses with different degrees of fragmentation under triaxial compression[J]. Metal Mine,2024(4):70-75.

[12] 付腾飞,徐涛,朱万成,等.基于多晶离散元法的砂岩三轴压缩损伤特性[J].东北大学学报(自然科学版),2020,41(7):968-974.
FU Tengfei, XU Tao, ZHU Wancheng, et al. Damage characteristics of sandstone under triaxial compression based on polycrystalline discrete element method[J]. Journal of Northeastern University(Natural Science), 2020, 41(7): 968-974.

[13] 李建忠,高富强,娄金福,等.破碎岩体锚固及承载失稳机制研究[J].采矿与安全工程学报,2022,39(6):1125-1134.
LI Jianzhong, GAO Fuqiang, LOU Jinfu, et al. Study on reinforcement and bearing-instabilitymechanism of broken rock mass[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022,39(6):1125-1134.

[14] 李晓光,李长洪,冯春.一种块体-颗粒-杆件的耦合方法及其在隧道支护模拟中的应用[J].工程科学学报,2023,45(6):1023-1033.
LI Xiaoguang, LI Changhong, FENG Chun. A block-particle-bar coupled algorithm to simulate tunnel excavation and support[J]. Chinese Journal of Engineering, 2023, 45(6):1023-1033.

[15] CORKUM A G, LORIG L J, VARUN V. Rock mass permeability evolution during triaxial shearing based on three-dimensional distinct element model (3DEC) simulation [J]. Computers and Geotechnics,2024,168:106150.

[16] 张世瑞,江权,邱士利,等.深部碎裂岩体巷道变形破坏机制与支护效应连续-非连续分析[J].采矿与岩层控制工程学报,2025,7(1):86-97.
ZHANG Shirui, JIANG Quan, QIU Shili, et al. Continuous-discontinuous analysis of deformation failure mechanism and supporting effect of roadway in deep fractured rock mass [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2025, 7(1): 86-97.

[17] STEAD D, ELMO D, GAO Fuqiang. Numerical simulation of microstructure of brittle rock using a grain-breakable distinct element grain-based model [J]. Computers and Geotechnics,2016,78:203-217.

[18] 李桐,左宇军,潘超,等.锦丰金矿深部巷道中空注浆锚杆支护参数优化研究[J].矿业研究与开发,2023,43(6):97-102.
LI Tong, ZUO Yujun, PAN Chao, et al. Study on support parameter optimization of hollow grouted bolt in deep roadway of Jinfeng Gold Mine[J]. Mining Research and Development,2023,43(6):97-102.