

等煤柱巷道开挖时间差异性的围岩破坏数值分析

Numerical Analysis of Damages on the Surrounding Rock Caused by the Equal-coal Pillar Roadway Excavation Time Difference

李 臣, 陈团团, 王孝臣 (中煤科工集团武汉设计研究院有限公司, 湖北 武汉 430064)

摘要:巷道围岩塑性区与其变形破坏具有直接相关关系,基于此,本文首先通过理论分析获得了采空区覆岩垮落程度,在此基础上建立数值模拟模型,基于采空区应力传递的力学机制分别研究了留巷和掘巷两种不同模式下工作面采动对区域应力场和巷道围岩塑性破坏的分布规律。研究表明:不同模式下的巷道区域应力场与围岩强度相关,且最大主应力值差异较小,但是通道应力场下围岩塑性区差异巨大,具有明显的时间差异性下的围岩劣化程度差异。该研究结果对于巷道布置方式具有一定参考价值。

关键词:应力传递;巷道开挖;最大主应力;围岩塑性区

中图分类号: TD327 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2022)04-0051-05

Abstract: The plastic zone of the surrounding rock of the roadway is directly related to its deformation and damage. The numerical simulation model is established based on the collapse degree of the overlying rock in the goaf which is obtained by the theoretical analysis. Based on the mechanical mechanism of the stress transfer in the goaf, the paper studies the damages on the regional stress field and the roadway surrounding rock plasticity under the two different modes of gob-side entry driving and gob-side entry retaining. The study shows that under different modes, the roadway stress field is related to the surrounding rock strength, with small maximum principal stress value difference. However, under the channel stress field, the surrounding rock in the plastic zone has different deterioration degrees with the time differences. The study results have certain reference value for the roadway layout.

Key words: stress transfer; roadway excavation; maximum principal stress; surrounding rock plastic zone

1 前言

巷道围岩变形破坏是其围岩强度对区域应力场的响应,对于留巷区域应力场的分布,其主控因素为巷道埋深和围岩岩性。这是由于埋深是应力绝对值的基础,尤其采动后3~5倍的支承压力均是在该绝对应力基础上所增加的。而岩性是采空区垮落程度及围岩抵抗变形破坏的基础,一方面岩性决定了覆岩运移规律,另一方面在采动应力既定时岩石强度的大小直接决定了巷道工程变形破坏。

对于巷道围岩变形破坏的影响因素,众多学者分别针对巷道埋深、围岩属性、采空区尺寸、开采厚

度^[1-4]进行了细致的研究,获得了双巷布置留巷变形破坏机理及其对应的围岩控制技术。双巷布置的留巷与侧方采空区煤柱一般为15~35 m,对于留巷而言矿压显现剧烈的原因归根结底为留巷在其服务期间受到重复采动影响,即侧方采动影响下围岩在高偏应力场作用下就已导致围岩塑性区扩展,二次采动影响时已经产生塑性破坏的岩体再次持续劣化,导致了留巷失稳^[5-7]。

但相同煤柱尺寸下留巷与掘巷围岩损伤程度的差异性仍有待进一步探讨,本文将以西矿区双巷布置工程背景下研究留巷与其位置进行掘巷两种巷道开挖方式时二者在应力、塑性区分布特征的异同,研究等煤柱尺寸巷道开挖时间差异性的围岩破坏机理。

2 采空区处理方式

留巷所处位置一般为采空区侧方15~35 m内的应力增高区,而采空区周边支承压力的大小决定

[作者简介] 李臣(1992-),博士,从事矿山压力与岩层控制、巷道支护等方面研究。

[基金项目] 中煤科工集团武汉设计院有限公司创新项目(ZZYF202241)

[引用格式] 李臣,陈团团,王孝臣.等煤柱巷道开挖时间差异性的围岩破坏数值分析[J].中国矿山工程,2022,51(4):51-55.

了巷道围岩的破坏程度,而另一方面支承压力的产生是由覆岩垮落后应力在采空区与实体煤之间传递差异性所致。因此,对于FLAC^{3D}大型采动数值模型如若不对采空区进行处理则忽略了垮落岩层重新压实散体的应力传递作用,势必造成采空区周边煤体内应力值远大于实际值^[8-9]。

工作面回采后直接顶的垮落松散系数一般为1.2~1.5,但随着开采空间变大,基本顶岩体破断后将跨落松散体进行重新压实,从而使采空区应力得到一定的恢复。国内外学者对采空区的应力再恢复过程进行了试验研究^[10-11],获得了采空区垮落散体受力压实过程的应力—应变关系,具体如式(1)所示

$$\sigma = \frac{10.39R_c^{1.042}}{b^{7.7}} \cdot \frac{\varepsilon}{1 - b\varepsilon/(b-1)} \quad (1)$$

式中, R_c 为岩石单轴抗压强度, b 为碎胀系数, ε 为垮

落破碎岩体应变变量。

为避免传统数值模拟开挖不处理采空区所导致的采空区应力不恢复、周边支承压力过高偏离实际情况的缺点,采用Double-yield model对采空区垮落带进行充填处理^[12-13],充填岩体力学参数见表1。

表1 采空区充填岩体力学参数

K/GPa	G/GPa	$\rho/\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$	$\varphi/(\text{°})$	C/MPa	Rm/MPa
19.9	1	2000	16	0.001	0

覆岩破碎后堆积散体的块度影响了采空区的充实度。坚硬岩层碎胀系数小、破碎块度大、排列整齐而不易充满采空区,而软岩顶板碎胀系数大、破碎块度小、堆积杂乱无序而更容易充满采空区。例如,软弱覆岩“两带”高度约为9~12倍采高,而坚硬覆岩“两带”高度可达18~28倍采高,垮落带高度计算具体见表2。

表2 不同覆岩条件下的垮落带高度计算公式

覆岩岩性	单向抗压强度/MPa	主要岩石名称	计算公式/m
坚硬	40~80	石英砂岩、石灰岩、砾岩	$H_m = \frac{100 \sum M}{2.1 \sum M + 16} \pm 2.5$
中硬	20~40	砂岩、泥质灰岩、砂质页岩、页岩	$H_m = \frac{100 \sum M}{4.7 \sum M + 19} \pm 2.2$
软弱	10~20	泥岩、泥质砂岩	$H_m = \frac{100 \sum M}{6.2 \sum M + 32} \pm 1.5$
极软弱	<10	铝土岩、风化泥岩、黏土、沙质黏土	$H_m = \frac{100 \sum M}{7.0 \sum M + 63} \pm 1.2$

3 数值模拟模型方案

为充分显现留巷模式受到侧方采动影响时巷道区域围岩应力—塑性区分布及侧方工作面开采结束后掘巷模式下的巷道区域围岩应力—塑性区分布的对比,本文设定煤层埋深为700 m,煤层厚度为3 m,巷道尺寸为5.5 m×3.0 m,煤柱尺寸为20 m。建立数值模拟模型尺寸为800 m×1 000 m×300 m、模型X方向和Y边界分别留有85 m和100 m的最小边界条件、工作面长度300 m的大型FLAC^{3D}数值模型,数值模型如图1所示。

数值模拟时采用莫尔—库伦岩石破坏准则,先进行初始应力平衡。留巷模式数值模拟方案为:先开挖巷道,待应力平衡后再开挖工作面,待应力再次平衡后截取采空区侧方留巷区域应力场矢量分布云图和对应的留巷围岩塑性区形态尺寸分布特征图;

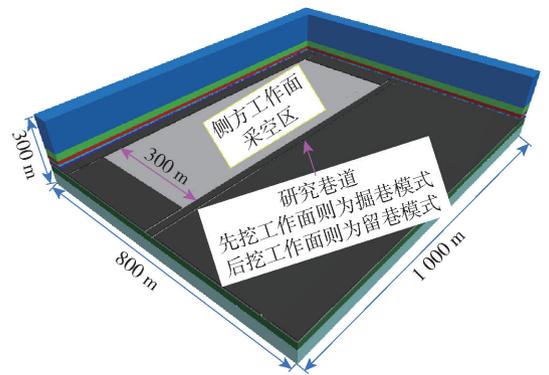


图1 数值模型

掘巷模式先开挖侧方工作面,待采动应力平衡后再开挖巷道,待应力再次平衡后截取采空区侧方留巷区域应力场矢量分布云图和对应的留巷围岩塑性区形态尺寸分布特征图。

留巷模式与掘巷模式数值模拟均在同一大型FLAC^{3D}数值模型内进行,二者模拟方案的位移区别为巷道开挖时间相对于侧方采空区形成时间的先后关系。

由相关研究结果及本文前文所述可知,岩性对于采动巷道围岩区域应力场矢量分布规律及其围岩塑性破坏形态、尺寸具有直接相关关系。因此,为使研究结果更具有对比性,分别对软岩和中硬围岩两种岩性进行数值计算,软岩岩石力学参数:抗压强度 $R_c = 15 \text{ MPa}$ 、内聚力 $C = 2.6 \text{ MPa}$ 、内摩擦角 $\varphi = 27^\circ$ 、体积模量 2.28×10^9 、剪切模量 1.21×10^9 、抗拉强度 1.52×10^6 。中硬围岩岩石力学参数为:抗压强度 $R_c = 40 \text{ MPa}$ 、内聚力 $C = 3.7 \text{ MPa}$ 、内摩擦角 $\varphi = 32^\circ$ 。体积模量 4.18×10^9 、剪切模量 2.21×10^9 、抗拉强度 3.63×10^6 。

4 时间效应下的应力-塑性区关系

4.1 时间效应下区域应力场矢量分布特征

埋深700 m的条件下巷道所处位置的绝对应力基础约为 17.5 MPa (按经验公式埋深乘以覆岩容重, $0.025 \times \text{埋深} H$),在采动影响下围岩区域最大应力场应力集中系数约为 $3 \sim 5$ 。将两种岩性、两种方案数值模拟的围岩区域最大主应力云图如图2所示。整体上同类型围岩在不同模拟方案的区域应力场矢量云图分布特征整体差异不大,即在采用影响下围岩应力分布均呈现非均匀状态,最大主应力的最大值在采空充填区侧方偏上位置,最大应力值距离采空充填区均有一定距离,其中软岩最大主应力的最大值距离采空充填边界约10 m,中硬围岩最大主应力的最大值距离采空充填边界约8 m。

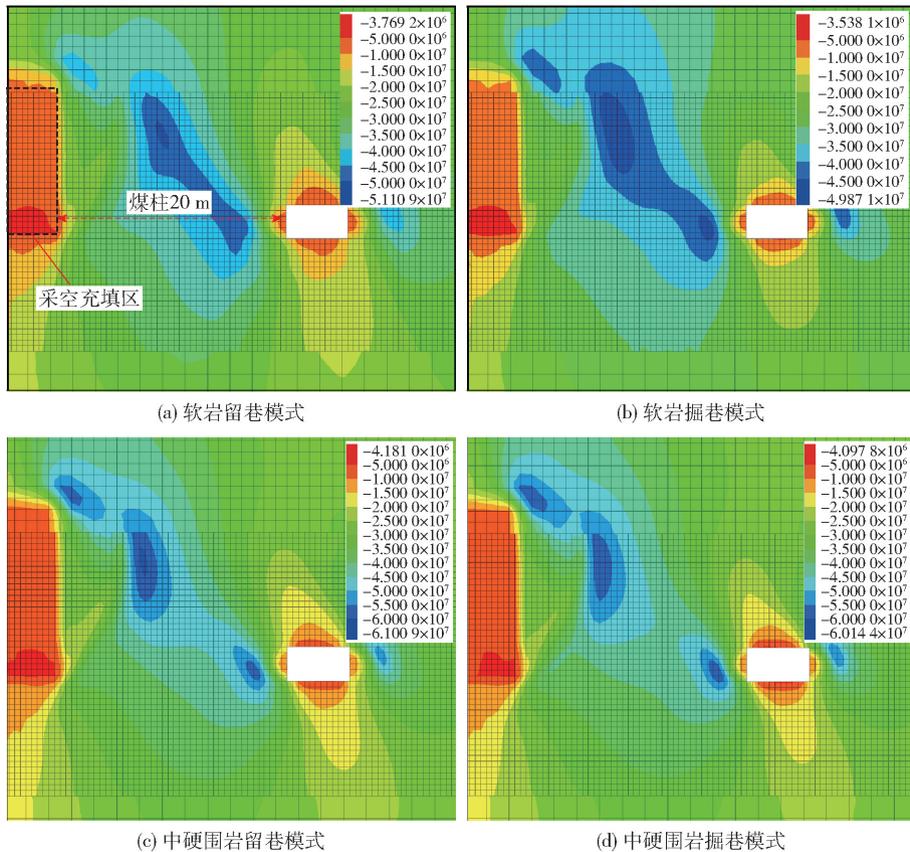


图2 不同巷道布置模式巷道区域应力场云图

从应力分布绝对值的角度来讲,同种岩性围岩不同巷道布置模式时,在最终应力平衡后区域应力场的最大主应力值的绝对数值差距并很小。软岩顶底板时巷道区域应力场的最大主应力值为 51.11 MPa ,而与此对比的掘巷模式时的巷道区域应

力场的最大主应力值为 49.87 MPa ,二者差值仅为 1.24 MPa ,掘巷模式相比留巷模式应力值降幅仅为 2.43% ;中硬围岩顶底板时巷道区域应力场的最大主应力值为 61.01 MPa ,而与此对比的掘巷模式时的巷道区域应力场的最大主应力值为 60.14 MPa ,

二者差值仅为 0.87 MPa,掘巷模式相比留巷模式应力值降幅仅为 1.42%。相同巷道布置模式下中硬围岩应力集中明显更大,中硬围岩留巷模式和掘巷模式下的应力增量分别为 9.90 MPa 和 10.17 MPa,增长率分别为 19.37% 和 20.39%,再次印证了围岩强度对于采动应力分布的影响。

综上所述可见:掘进与回采相比,工作面采动对围岩应力的重新分布具有绝对主控作用,掘巷模式虽有利于应力降低,但降低幅度在巷道工程尺寸下可以视为基本无影响。这主要是由于,巷道开挖尺度与工作面开挖尺度不在同一数量级,导致工作面尺度开挖的宏观应力场显现覆盖了绝大部分巷道时间效应下的应力显现。之所以有绝对应力值上的差距是因为留巷模式时巷道掘进先行导致了区域应力场改变,随后采动时将在此基础上对区域应力场应

力进行决定性的重分布;而掘巷模式是先进行开采扰动对区域应力场进行决定性应力重分布,此时巷道区域相当于进行了与区域应力场同等作用力的高强支护,待稳定后再进行巷道掘进,此时是在大范围既定的应力环境下细微改变,由此导致两种巷道布置区域围岩主应力的差异。

4.2 时间效应下巷道围岩塑性区分布特征

当巷道围岩所受应力大于岩体的极限承载能力时围岩产生塑性破坏直至围岩深部弱三向应力作用下围岩达到稳态,塑性区形态尺寸发育与巷道表观的变形破坏具有直接相关关系,因此,研究围岩塑性区对于了解巷道变形破坏、动态调整围岩稳定性控制策略是至关重要的。时间效应下留巷与掘巷模式下围岩塑性区分布特征如图 3 所示。

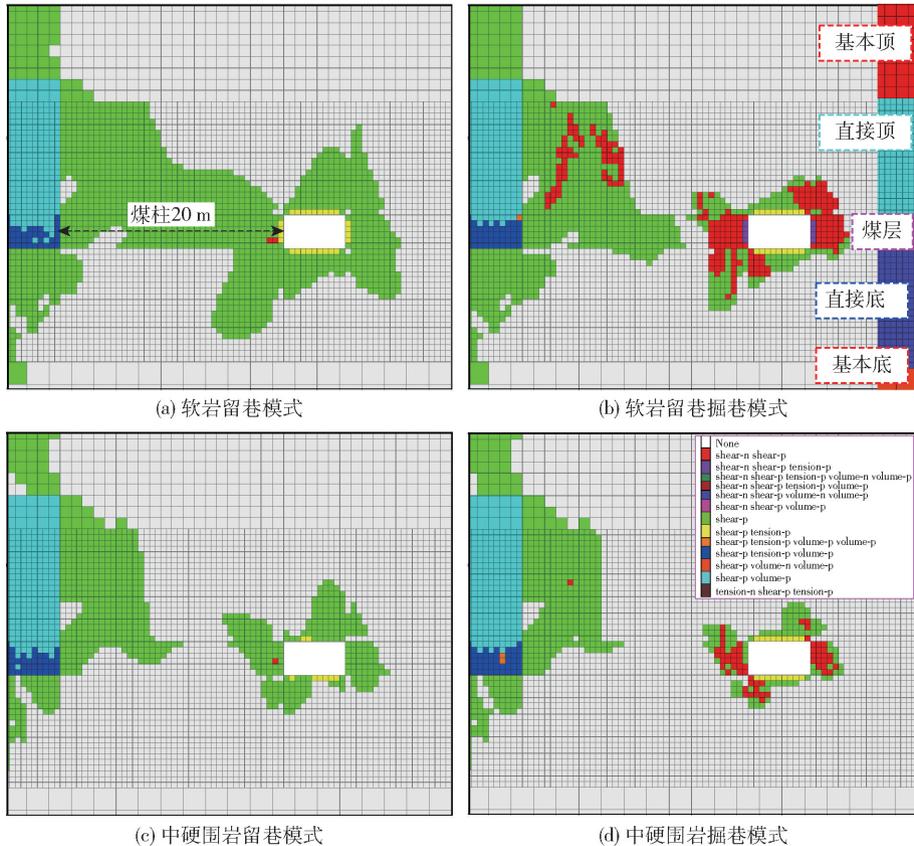


图 3 不同巷道布置模式巷道破坏情况

由图 3 可知,围压强度与应力密切相关,在采动影响下巷道围岩塑性区呈现非均匀性,这与巷道区域应力场分布相匹配,且软岩巷道区域应力场最大值小于中硬围岩巷道区域应力场,但是软岩巷道的围岩塑性区显然远远大于后者。从塑性区形态尺寸

发育的角度讲,留巷模式明显较掘巷模式大得多,例如:软岩顶底板时留巷模式的巷道顶板塑性区最大尺寸为 8 m,煤柱内塑性区与采空区贯通,整体形态上的非均匀性非常突出,而与此相对比的是掘巷模式顶板塑性区最大尺寸仅为 4 m,仅为留巷模式时

的50%,煤柱塑性区仍有1~2 m未产生塑性区,煤柱内存在稳定的弹性区,整体上断面塑性区面积更是不足留巷模式下的1/3;中硬围岩时不同巷道布置模式的塑性虽小得多,但是其基本规律具有一致性,留巷模式巷道顶板塑性区最大为5.5 m,帮部塑性区为4~5.5 m,断面塑性区面积为66.25 m²,而掘巷模式顶板塑性区最大尺寸仅为3.5 m,帮部塑性区为3~4 m,断面塑性区面积为45.25 m²,塑性区面积减少了31.7%。

在应力差距不大甚至可忽略的情况下,不同巷道布置模式塑性区差异如此之大主要原因在于采动自由面效应。留巷模式在回采时巷道要受到侧方工作面采动的影响,留巷受到高强应力后围岩变形向无煤体支撑的留巷自由面发展而导致巷道变形破坏,直到在巷道围岩塑性区发育至一定程度后趋于自稳。与留巷对应的掘巷模式则是在应力环境已经稳定后掘出,除巷道掘进对围岩的扰动的强度有限、时间更短等因素外,更为重要的掘巷相当于在侧方工作面回采时就在巷道位置进行了与采动应力同等强度的围岩支护(即巷道位置为实体煤,可理解为此时实体煤的支护阻力与采动应力互为相互作用力),因此,塑性区发育有限。

综合上述分析,两种巷道布置模式巷道围岩稳定后主应力均出现偏转,对应巷道围岩塑性区为非对称的蝶形,在应力基础既定时虽然其最大主应力场的矢量分布基本一致,但掘巷模式的围岩破坏范围明显小于留巷模式的基本规律是不变的,而且呈现煤层埋深越大、围岩强度越低时,两种巷道布置模式的围岩塑性区差异越大,相比而言留巷模式下巷道稳定性更加难以维护。

5 结论

(1)巷道变形破坏是围岩应力集中的外在体现,而覆岩跨落后应力传递方式分为采空区垮落体直接传递和采空区周边实体煤应力集中,因此研究巷道变形破坏必须考虑采空区垮落充填效应。

(2)区域主应力最大值与覆岩岩性直接相关有关,岩石强度越大最大主应力差异值越小,区域主应力绝对值越大,但不同围岩时留巷模式和掘巷模式在围岩稳定后的区域应力场差异值都可忽略不计。

(3)应力分布基本一致的前提下,留巷模式与

掘巷模式最终的稳态塑性区差异巨大,主要是掘巷模式相当于在留巷模式的基础上支护了与采动应力同等大小的相互作用力形式的支护阻力,这导致了时间差异性下的围岩劣化程度不同。

[参考文献]

- [1] 蔡美峰. 深部开采围岩稳定性与岩层控制关键理论和技术[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2020,2(3):5-13.
- [2] 李臣, 霍天宏, 吴峥, 等. 动压巷道顶板非均匀剧烈变形机理及其稳定性控制[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2020,51(5):1317-1327.
- [3] 胡洪旺, 叶义成, 赵祖炜, 等. 基于 Rössner 厚板理论的采空区顶板稳定性研究[J]. 矿业研究与开发, 2018,38(7):66-70.
- [4] 王琦, 樊运平, 李刚, 等. 厚煤层综放双巷工作面巷间煤柱尺寸研究[J]. 岩土力学, 2017,38(10):3009-3016.
- [5] 王卫军, 郭罡业, 朱永建, 等. 高应力软岩巷道围岩塑性区恶性扩展过程及其控制[J]. 煤炭学报, 2015,40(12):2747-2754.
- [6] 袁超, 张建国, 王卫军, 等. 基于塑性区分布形态的软弱破碎巷道围岩控制原理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020,37(3):451-460.
- [7] 刘洪涛, 吴祥业, 镐振, 等. 双巷布置工作面留巷塑性区演化规律及稳定控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2017,34(4):689-697.
- [8] 高富强. 数值模拟在地下煤矿开采岩石力学问题中的应用[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019,1(2):21-28.
- [9] 高富强. 工作面坚硬顶板水力压裂对采动应力影响的数值模拟研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2021,3(2):5-13.
- [10] Peng S S. Longwall Mining[M]. West Virginia: West Virginia University Press, 2006.
- [11] 马占国. 采空区破碎岩体压实和渗流特性研究[M]. 徐州:中国矿业大学出版社, 2009.
- [12] Yavuz H. An estimation method for cover pressure re-establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall coal mines[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004,41(2):1-9.
- [13] 李永恩. 深部承压水上底抽巷围岩破坏规律及合理位置[D]. 北京:中国矿业大学(北京), 2018.

组合锚注支护在深部大断面巷道围岩控制的应用

Application of Combined Bolt-grouting Support in Control of Deep and Large Section Roadway Surrounding Rock

武冲锋 (晋能控股阳泉固庄煤业有限公司, 山西 阳泉 045060)

摘要:深部大断面巷道围岩严重变形影响煤矿回采效率, 主要原因为埋深变大, 围岩应力过大, 导致支护传统支护措施无法满足要求。针对以上问题, 拟采用组合锚注技术进行支护, 阐述了两种中空注浆锚杆施工工艺, 采用数值模拟方法分析了传统端部锚固和中空注浆锚杆锚固措施下巷道围岩应力、应变情况, 对现场组合支护措施实施后情况进行了效果考察, 得到以下结论: ①组合锚注技术中端锚式中空注浆锚杆锚固大于涨壳式中空注浆锚杆锚固极限拉拔应力, 前者是后者极限拉拔应力的1.5倍; ②数值运算分析, 深部采用传统端部锚杆锚固技术顶板最大位移量为140 mm, 顶板破损严重; 中空注浆锚杆锚固顶板最大位移量60 mm; 中空注浆锚杆锚固技术支护效果更佳; ③通过对比传统支护措施和组合锚注支护措施分析, 传统锚固支护区域深部最大位移量420 mm, 中空注浆锚固区域深部最大位移量120 mm, 中空注浆锚固支护效果明显。研究结果表明, 组合锚注支护技术有效控制了大断面巷道围岩变形严重问题。

关键词:地质分析; 锚注支护; 数值模拟; 效果考察

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 1672-609X(2022)04-0056-06

Abstract: Severe deformation of surrounding rock in deep and large-section roadways affects the mining efficiency of coal mines. The main reason is that the burial depth increases and the surrounding rock stress is too large, which leads to the inability of traditional support measures to meet the requirements. For the above problems, the combined bolt-grouting technology is proposed for support, and two construction techniques of hollow grouting bolts are expounded. The numerical simulation method is used to analyze the stress and strain of the roadway surrounding rock under the traditional end bolt anchoring measure and the hollow grouting bolt anchoring measure. After the implementation of the on-site combined support measures, the effect is investigated, and the following conclusions are obtained: ① The ultimate pull-out stress of the end hollow grouting bolt anchoring is greater than that of the expanding hollow grouting bolt anchoring. The former is 1.5 times the ultimate pull-out stress of the latter; ② Numerical analysis shows that the traditional end bolt anchoring technology is used in the deep part. The maximum displacement of the roof is 140 mm, and the roof is seriously damaged; For the hollow grouting bolt anchoring, the maximum displacement of the roof is 60 mm; So the hollow grouting bolt anchoring technology has better supporting effect. ③ After comparison between the traditional support measures and the combined bolt-grouting support measures, it's found that the maximum displacement in the deep part of the traditional bolt anchoring support area is 420 mm, and the maximum displacement in the deep part of the hollow grouting bolt anchoring area is 120 mm. The hollow bolt-grouting anchoring technology has obvious supporting effect. The research results show that the combined grouting-bolt support technology can effectively control the serious deformation of the surrounding rock in the large-section roadway.

Key words: geological analysis; bolt-grouting support; numerical simulation; effect investigation

1 前言

近年来,随着矿井开采深度不断延伸,深部巷道支护难度不断加剧,尤其是深部大断面巷道的支护

问题成为研究的热点。目前我国相关专家学者关于此问题做了大量研究,谢正正针对深部巷道顶板跨界锚固问题展开了研究,研究出跨界锚固措施并进行了现场实施^[1];单仁亮等人针对国内目前巷道支护技术进行了归纳总结^[2];李明明对深部软岩支护进行了理论分析,采用力学分析的方法阐述了软岩中围岩变形失稳机理,为后期制定支护措施奠定了坚实的理论基础^[3]。其他专家学者针对支护措施

[作者简介] 武冲锋(1975-),男,汉,工程师,主要从事煤矿采煤、掘进、机电、运输生产管理工作。

[引用格式] 武冲锋. 组合锚注支护在深部大断面巷道围岩控制的应用[J]. 中国矿山工程, 2022, 51(4): 56-61.