

不同开采深度巷道围岩软化临界载荷研究

吴占瑞, 漆泰岳, 白永学

(西南交通大学 交通隧道工程教育部重点实验室, 四川 成都 610031)

摘要: 为了研究巷道围岩软化临界载荷, 建立不同广义围岩强度的数值模型, 通过数值模拟计算分析, 观察不同广义围岩强度在不同载荷作用下的破坏特征, 重点研究了煤层周边3~5倍巷宽范围内的围岩在不同载荷作用下的破坏特征, 通过不同强度围岩对载荷的力学响应分析, 获得围岩的软化临界载荷, 结果表明: 直接顶、煤层、直接底的软化临界载荷为17.5~20.0、12.5~20.0、15.0~17.5 MPa, 基本顶与基本底的情况相同, 在所研究的开采深度范围内是巷道围岩稳定的。

关键词: 软化临界载荷; 巷道围岩; 数值模型; 响应分析

中图分类号: TD322 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2012)08-0018-03

Study on Softening Critical Load of Surrounding Rock in Deep Mine Roadway Under Different Depth Conditions

WU Zhan-rui, QI Tai-yue, BAI Yong-xue

(MOE Key Laboratory of Transportation Tunnel Engineering, Southwest Jiaotong University, Chengdu 610031, China)

Abstract: In order to study the softening critical load of the surrounding rock in the mine roadway, a numerical model with different generalized surrounding rock strength was established. With the analysis on the numerical simulation calculation, the failure features of the different generalized surrounding rock strength under the different load role were investigated. The paper had a study on the failure features of the surrounding rocks within 3~5 times wide than the mine roadway width around the seam. With the analysis on the different strength surrounding rock affected to the load mechanics response, the softening critical load of the surrounding rock was obtained. The results showed that the softening critical load of the immediate roof was 17.5~20.0 MPa, the softening critical load of the seam was 12.5~20.0 MPa and the softening critical load of the immediate floor was 15.0~17.5 MPa. The conditions of the basic roof and basic floor were same and the roof and floor within the mining depth scale were stable.

Key words: softening critical load; surrounding rock of mine roadway; numerical model; response analysis

随开采深度加大, 陈四楼煤矿渐入深部开采, 在这个过程中, 围岩的力学特性也随着开采深度的加大而发生变化, 由浅部的脆性破坏到深部的延性破坏。然而发生这种转变不仅与开采深度有关, 而且还与围岩本身的力学特性有关, 即越软的围岩发生此种变化的开采深度越浅, 否则, 反之^[1-2]。在开采二₂煤层的过程中, 对巷道围岩稳定性有较大影响的范围为巷道外接圆的3~5倍, 以外接圆直径为4 m考虑, 即12~20 m。开采二₂煤层所布置的不同类型的巷道, 有的是煤巷(如回采巷道);

有的是岩巷(如采区上山、下山, 采区集中巷等), 根据回采需要被布置不同岩层之中, 在相同开采深度的条件下, 其围岩所表现的力学特性也不相同, 布置在软弱岩层围岩之中的巷道可能出现流塑性破坏的特征(即延性破坏特征), 而在坚硬岩层围岩之中的巷道的就可能不会出现较大的变形破坏或者即使破坏也是脆性的断裂破坏^[3-7]。因此煤系地层不同力学特性能得出围岩从脆性破坏到延性破坏的转折点, 即对岩石的软化临界载荷(相对应的巷道开采深度)进行了重点研究和分析^[7-9]。

收稿日期: 2012-03-01; 责任编辑: 曾康生

基金项目: 中央高校基本科研业务费专项资金资助项目(WSJTU11ZT33); 教育部创新团队发展计划资助项目(IRT0955)

作者简介: 吴占瑞(1984—), 男, 河南新乡人, 博士研究生。Tel: 13551892057, E-mail: wuzhanrui@126.com

网络出版时间: 2012-08-13 05:17:57; 网络出版地址: http://www.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20120813.1717.201208.18_005.html

引用格式: 吴占瑞, 漆泰岳, 白永学. 不同开采深度巷道围岩软化临界载荷研究[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(8): 18-20, 50.

1 矿井围岩强度和载荷划分

陈四楼煤矿二₂ 煤围岩的岩性描述、岩层厚度和岩石单轴抗压强度见表 1。巷道可能布置的位置有基本顶、直接顶、煤层、直接底和基本底 5 层。为此，针对 5 层不同岩性力学特性分别进行模拟分析，以确定不同岩层的软化临界载荷。

表 1 二₂ 煤围岩参数

岩层	厚度/ m	体积模 量/GPa	剪切模 量/GPa	岩体容重/ (kN·m ⁻³)	φ / (°)	C / MPa	抗压强 度/MPa
基本顶	10.21	12.10	10.80	25	44	1.180	61.70
直接顶	3.59	1.09	0.87	25	40	0.093	33.30
伪顶	0.52	0.71	0.47	24	33	0.053	8.03
2 号煤层	2.80	0.71	0.47	23	33	0.053	8.00
直接底	2.77	0.93	0.71	25	37	0.077	8.31
基本底	18.34	11.80	10.10	25	43	1.090	35.00

注： φ 为内摩擦角； C 为黏聚力。

根据陈四楼煤矿未来的开采深度 500 ~ 1 000 m，将开采深度分为 6 挡，即：500、600、700、800、900 和 1 000 m。从现场测试所获得的地应力测定结果可知：3 个方向的主应力大致相等，尤其是对于软弱围岩可近似地看作满足静水压力，其主应力主要与开采深度有关，得到不同开采深度所对应的载荷分别为 12.5、15.0、17.5、20.0、22.5、25.0 MPa。

2 数值模型及参数

判断围岩是否进入到软化阶段就必须有围岩卸压过程，巷道的开挖过程就是一个典型的卸压过程，特别是这个过程使围压降低，使巷道周边的围岩进入到无围压或低围压受力状态，在这种状态下，围岩随着地应力的增大，从脆性破坏到延性破坏，围岩从弹性状态进入到塑性软化状态。巷道周边围岩的应力状态不仅与地应力的分布及围岩自身的力学特性有关，还与巷道的断面形状和尺寸大小及巷道的支护状态有关。为了便于比较，结合陈四楼煤矿岩石大巷的尺寸要求，这里拟定都以直径为 5 m 的圆形巷道为准，并且以无支护状态下的围岩自身的力学特征为准，通过对数值模型计算结果比较，研究在直径为 5 m 圆形巷道在无支护条件下，不同围岩在不同应力水平（不同地应力大小）作用下的巷道围岩的塑性区分布以及垂直应

力的软化特征，以此判断围岩是否进入到软化阶段，进而得到围岩的软化载荷范围值。

为了研究不同围岩强度在不同开采深度时的临界软化载荷，应用 FLAC^{3D} 建立三维数值模型（图 1），具体参数如下：①圆形巷道直径 5 m；②模型宽×高×厚为 75 m×70 m×20 m；③无支护；④围岩种类和载荷参数共分 30 种工况，围岩和载荷参数见表 1 和表 2；⑤数值模型由 14 440 个实体单元。

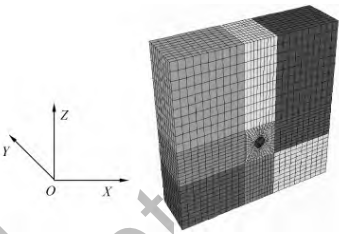


图 1 三维数值模型

3 计算结果分析

判断围岩是否进入到软化状态主要从以下 2 个方面进行判断：①随开采深度的加大，围岩变形随着开采深呈现出非线性的增加；②随着开采深度的加大，围岩的塑性区有迅速加大的趋势。结合实际工程还应当考虑目前所使用的支护结构能够适应围岩多大的变形量。

塑性区深度小于锚杆的锚固深度，围岩为稳定，否则，反之。围岩塑性区深度超过了锚杆的锚固长度则认为围岩已经进入到不稳定状态，也就是塑性区范围超出了常规的人工支护结构所能达到的深度。围岩变形呈现出线性增加趋势，则判定围岩是稳定的，否则，反之。即使围岩变形呈现出线性增加趋势，但超过了目前用于煤矿的支护结构的允许变形量，通常变形量达到 500 mm 以上，支护结构适应变形的能力就已经达到其极限。

图 2 所示为不同围岩在不同开采深度的塑性区

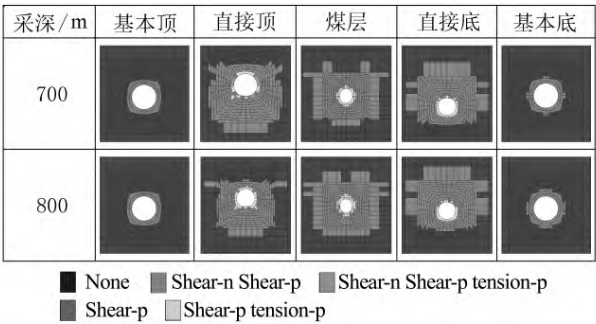


图 2 不同岩层在不同采深时的塑性区大小与分布

分布图。由于各个开采深度的塑性区较多,在这里仅列出了具有代表性的 700 和 800 m 两挡开采深度。将不同层位的围岩即基本顶、直接顶、煤层、

直接底和基本底,与 6 挡开采深度即 500、600、700、800、900 和 1 000 m,组成的 30 个工况的围岩位移见表 3。

表 3 不同岩层在不同采深时的围岩移近量

采深/m	基本顶移近量/mm		直接顶移近量/mm		煤层移近量/mm		直接底移近量/mm		基本底移近量/mm	
	顶底板	两帮	顶底板	两帮	顶底板	两帮	顶底板	两帮	顶底板	两帮
500	4.1	6.5	208.0	286.8	538.4	274.8	317.2	403.8	4.2	4.8
600	5.2	8.6	266.8	297.0	685.6	282.1	419.3	527.6	5.3	6.6
700	6.4	10.7	325.0	507.4	885.6	488.4	525.5	665.1	6.6	8.7
800	8.3	13.1	410.6	568.2	1 094.8	554.2	634.2	804.4	8.6	10.0
900	10.2	14.5	501.7	780.2	1 303.9	716.0	688.8	947.8	10.5	11.2
1000	12.2	18.1	539.8	891.1	1 623.7	790.7	845.7	1 092.0	12.6	14.6

3.1 围岩塑性区分析

1) 基本顶的塑性区分布及大小。若将巷道布置在基本顶之中时,随开采深度的加大,基本顶中的塑性区分布形状大致呈圆环形,深度 1.0 ~ 1.5 m,小于通常煤矿所使用锚杆的锚固长度,通常煤矿所使用锚杆的锚固长度在 3 m 以下。

2) 直接顶的塑性区分布。随开采深度加大,分布在直接顶的塑性区呈现出两帮的塑性区大于顶板、底板的塑性区的扁平形状,两帮的塑性区深度达到 5 ~ 7 m,已经超出了锚杆所能锚固的范围。

3) 煤层的塑性区分布及大小。分布在煤层中的塑性区也呈现出扁平形状,两帮的塑性区深度达到 5 ~ 9 m,已经超过了锚杆的锚固深度。

4) 直接底的塑性区分布及大小。分布在直接底的塑性区受到基本底的影响,呈现出上部大于下部的形状,即煤层顶板的塑性区大于基本底的塑性区,两帮深度也达到 5 ~ 7 m,也超过了锚杆的锚固长度。

5) 基本底的塑性区分布及大小。与基本顶的分布形状和深度大致相同。

3.2 围岩变形分析

1) 基本顶和基本底的围岩变形。从表 3 中可以看出,顶底板和两帮的移近量小于 15 mm,结合基本顶和基本底塑性区的大小与分布规律,可得出结论:基本顶和基本底在开采深 500 ~ 1 000 m 的围岩是稳定的,若巷道布置在基本顶和基本底之中,巷道围岩是稳定的。

2) 直接顶、煤层和直接底变形。从表 3 中可以看出,直接顶的顶底板移近量 208 ~ 540 mm;直接顶的两帮移近量 287 ~ 891 mm;煤层顶底板移近

量 538 ~ 1 624 mm;煤层两帮移近量 275 ~ 791 mm;直接底顶底板移近量 317 ~ 845 mm;直接底两帮移近量 404 ~ 1 092 mm。显然,煤层中 2 项移近量最大,随开采深度的加大,煤层的顶底板移近量已经呈非线性增加,表明煤层已经进入到塑性或软化变形阶段。直接顶和直接底的此趋势不很明显。

3.3 围岩变形范围分析

1) 基本顶和基本底围岩移近量小于 15 mm,且塑性区范围小于目前锚杆支护长度。因此,基本顶和基本底围岩是稳定的,整体岩层还没有进入到塑性区。

2) 煤层的围岩移近量在 500 m 开采深度时,顶底板移近量达 500 mm,而两帮在开采深度达 800 m 时移近量大于 500 mm,表明煤层顶板在顶底板方位难以支护,两帮在小于 800 m 开采深度时,还可采用锚杆支护维持巷道围岩稳定性,当达到 800 m 或大于 800 m 开采深度时,只采用单一的锚杆支护很难保持巷道围岩的稳定性,需采取组合支护。

3) 对于直接顶,其顶板为基本顶,因此其顶底板移近量比两帮要小得多,综合分析顶底板和两帮的围岩移近量变化趋势,可以得出直接顶的临界开采深度也在 800 m。

4) 对于直接底,从表 3 可以看出,在开采深度为 700 m 时,围岩移近量大于 500 mm。因此,直接底的临界开采深度为 700 m。

4 结 论

基本顶和基本底在陈四楼的开发深度内,开采
(下转第 50 页)

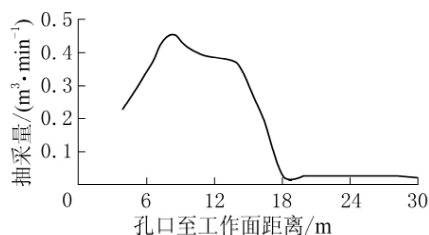


图5 瓦斯抽采量随孔口距工作面距离的变化

4 结 语

九里山矿回采工作面采用交叉钻孔与网格钻孔相结合的综合抽采技术, 实践结果表明, 该技术抽采效果良好: 其消突效果优于顺层钻孔抽采, 抽采消突时间能够降低 $1/3$ 以上, 回采工作面突出危险性预测超标率为零; 巷道掘进后期回风流瓦斯体积分数由 0.8% 降至 0.4% ; 工作面回采期间回风流瓦斯体积分数为 $0.19\% \sim 0.42\%$, 无瓦斯超限现象; 能在工作面形成前, 在回风巷和运输巷之间形成 U 型通风, 有效降低运输巷掘进期间通风困难的问题, 而且在工作面回采期间, 可有效利用回采期间在工作面前方形成的卸压效果, 抽出大量卸压瓦斯, 卸压抽采钻孔百米抽出量可提高数十倍。

(上接第 20 页)

深度不超过 $1\,000\text{ m}$ 时, 基本顶和基本底围岩是十分稳定的; 直接顶的临界开采深度为 800 m 。开采深度在 $700 \sim 800\text{ m}$, 直接顶的围岩变形表现出有些地段好维护, 有些地段难以维护的特征; 煤层的临界开采深度为 800 m 。开采深度在 $500 \sim 800\text{ m}$, 煤层已经进入到塑性状态, 但还没有进入到软化状态, 也就是开采深度在 $500 \sim 800\text{ m}$, 煤层变形特征表现为浅部开采特征, 即巷道布置在煤层之中较易维护, 但在有些地段就表现出大变形特征, 巷道难以维护; 直接底的临界开采深度为 700 m 。开采深度在 $600 \sim 700\text{ m}$, 直接底的围岩收敛变形也表现过渡区的特征, 即在有些地段表现出浅部变形特征, 巷道较易维护, 而在有些地段则表现出围岩大变形特征, 巷道难以维护。

结合表 2 所列出的不同开采深度对应的载荷, 根据分析所得到的不同岩层的临界开采深度值, 可以得到不同岩层的软化临界载荷值分别为: 基本顶的软化临界载荷在陈四楼煤矿的开采深度范围内没有出现, 基本顶在这个开采深度范围内处于稳定性

参考文献:

- [1] 王兆丰. 我国煤矿瓦斯抽放存在的问题及对策探讨 [J]. 煤矿安全, 2005, 36 (3): 29-32.
- [2] 周少华. 焦作矿区不同破坏类型煤的瓦斯吸附特性研究 [D]. 焦作: 河南理工大学, 2011: 19-21.
- [3] 王魁军, 王佑安, 许昭泽, 等. 交叉钻孔预抽本煤层瓦斯 [J]. 煤矿安全, 2003, 34 (S1): 78-81.
- [4] 于不凡, 王佑安. 煤矿瓦斯灾害防治及利用技术手册 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2005: 198-201.
- [5] 蔡寒宇, 马天军. 演马庄矿回采工作面网格抽放技术的应用 [J]. 煤矿安全, 2007, 38 (10): 20-23.
- [6] 许彦鹏, 王兆丰, 刘 军. 水力挤出快速消突措施关键技术研究 [J]. 河南理工大学学报: 自然科学版, 2007, 26 (2): 1-4.
- [7] 张建国, 林柏泉, 叶 青. 工作面卸压区浅孔瓦斯抽放技术研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23 (4): 432-436.
- [8] 杨建国. 高突综采工作面卸压区瓦斯抽放技术 [J]. 中国煤炭, 2003, 29 (10): 39-40.
- [9] 俞启香. 矿井瓦斯防治 [M]. 中国矿业大学出版社, 1993: 176-177.
- [10] MT/T 692—1997, 煤矿瓦斯抽放技术规范 [S].

状态; 直接顶、煤层、直接底的软化临界载荷分别为 $17.5 \sim 20.0$ 、 $12.5 \sim 20.0$ 、 $15.0 \sim 17.5\text{ MPa}$; 基本底与基本顶在开采深度范围内是稳定的。

参考文献:

- [1] 何满潮. 深部的概念体系及工程评价指标 [J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24 (16): 2854-2859.
- [2] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩石力学研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24 (16): 2803-2813.
- [3] 彭建勋, 金智新, 白希军. 大同矿区坚硬顶板与坚硬煤层条件下综放开采 [J]. 煤炭科学技术, 2004, 32 (2): 1-4.
- [4] 钱鸣高, 刘听成. 矿山压力及其控制 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1984: 5-22.
- [5] 王明洋, 周泽平, 钱七虎. 深部岩体的构造和变形与破坏问题 [J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25 (3): 448-455.
- [6] XIE He-ping. Fractal Character and Mechanism of Rock Bursts [J]. Int J Rock Mech Min, 1993, 30 (40): 343-350.
- [7] 裴广文, 纪洪广. 深部开采过程中构造型冲击地压的能量级别预测 [J]. 煤炭科学技术, 2002, 30 (7): 48-51.
- [8] 尹光志, 李 贺, 鲜学福, 等. 煤岩体失稳的突变理论模型 [J]. 重庆大学学报, 1994, 17 (1): 23-28.
- [9] 黄庆享. 巷道冲击地压的损伤断裂力学模型 [J]. 煤炭学报, 2001, 26 (2): 156-159.