

高峰,刘滨. 基于 OEDM 石炭系厚煤层回采巷锚杆支护技术[J]. 矿业安全与环保, 2016, 43(2): 67-70.
文章编号: 1008-4495(2016)02-0067-04

基于 OEDM 石炭系厚煤层回采巷锚杆支护技术

高峰^{1,2}, 刘滨³

(1. 山西大同大学 煤炭工程学院, 山西 大同 037003; 2. 武汉理工大学 土木工程与建筑学院, 湖北 武汉 430070; 3. 中国科学院 武汉岩土研究所, 湖北 武汉 430071)

摘要: 阐述了正交试验设计方法(OEDM)的基本原理,分析了影响厚煤层巷道围岩变形与破坏的主要因素。在对具体矿区工作面石炭系厚煤层工程地质条件分析的基础上,应用FLAC^{3D}数值计算软件,构建了基于OEDM的厚煤层回采巷锚杆支护FLAC数学分析模型。工程实践表明,所建立的正交数值试验锚杆支护设计数学模型,能满足厚煤层巷道围岩控制的实际需要,该方法可为同类条件下厚煤层回采巷锚杆支护设计提供一定的技术指导。

关键词: OEDM; 厚煤层回采巷; 锚杆支护

中图分类号: TD353.6; TP319 文献标志码: B 网络出版时间: 2016-04-06 23:00

网络出版地址: <http://www.cnki.net/kcms/detail/50.1062.TD.20160406.2300.034.html>

Bolt Supporting Technology for Mining Roadway in Carboniferous System Thick Coal Seam Based on OEDM

GAO Feng^{1,2}, LIU Bin³

(1. School of Coal Engineering, Shanxi Datong University, Datong 037003, China;

2. School of Civil Engineering and Architecture, Wuhan University of Technology, Wuhan 430070, China;

3. Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan 430071, China)

Abstract: In this paper, the basic principle of the orthogonal experimental design method (OEDM) was described, and the main factors affecting the deformation and failure of surrounding rock of the roadway in the thick coal seam were analyzed. Based on the analysis of the engineering geologic condition of the thick coal seam in Carboniferous System in a coal mining area, the FLAC mathematics model of mining roadway bolt support design based on OEDM was established by using FLAC^{3D} software. The engineering practice indicated that the established orthogonal numerical experimental model for bolt support design could meet the actual needs of the surrounding rock control of the roadway in the thick seam, and this method could provide a certain technical guidance for the bolt support design of the roadway in the thick seam with the similar conditions.

Keywords: OEDM; mining roadway in thick coal seam; bolt supporting

巷道锚杆初始支护设计是在对巷道围岩地质力学正确评估,以及对巷道围岩变形与破坏机理研究的基础上进行的,其设计的科学性与合理性直接关系到锚杆支护工程的质量优劣、是否安全可靠,以及经济是否合理等重要问题^[1-3]。大同矿区主要生产

矿井的主采煤层为石炭系,均厚8.5 m以上,地质构造复杂,层间滑动断层发育,煤体及顶底板松软破碎,回采巷道顶压侧压大,掘进过程中顶煤极易垮落。在正常情况下支护状态良好,但在受邻近工作面回采影响时,特别是在断层破碎带附近时,两帮出现明显变形,大多出现两帮煤体破碎、兜肚现象,并在两帮上部出现煤体塌落现象,顶板破碎严重,有锚杆破断现象,安全程度低,严重制约矿井的运输、通风及其他系统,不能满足现代煤矿高产、高效的生产要求。为此,针对某矿石炭系厚煤层具体工程地质与生产技术条件,充分借鉴目前国内外现有的高强锚杆支护设计方法^[4-5],在工程类比基础上,提出基

收稿日期: 2015-09-23; 2016-01-18 修订

基金项目: 山西省软科学研究计划项目(2014041068-4); 国家自然科学基金面上项目(51474205)

作者简介: 高峰(1977—),男,山东泰安人,副教授,博士(后),主要从事工程力学和岩土工程的教学和研究工作。
E-mail: dtdgyx@163.com。

于正交数值模拟试验的厚煤层回采巷道锚杆支护设计方法。

1 巷道围岩变形与破坏影响因素

巷道围岩变形与破坏主要受巷道围岩地质力学特征和巷道施工因素的影响。

1) 地应力。巷道是在地应力作用下开挖的,在开挖过程中,地应力是引起巷道围岩变形和破坏的根本原因,一直对开挖起作用^[6]。地应力包括重力场应力和构造应力。通常重力场应力仅与上覆岩层、采深有关。构造应力由长期地质构造运动产生,常超过由岩层自重引起的垂直应力;矿井地质构造越复杂、越活跃,则构造应力越大、越不稳定,在时空上变异就越大,这往往是巷道稳定性的决定因素。

2) 围岩物理力学性质。围岩物理力学特性指标(如围岩强度、弹性模量、切变模量、内摩擦角、黏聚力等)对巷道稳定性有重要影响。理论计算结果和生产实践表明,围岩物理力学参数越高,巷道围岩的变形越小,巷道越稳定。

3) 巷道围岩结构。巷道围岩一般呈层状分布,且不同程度地受节理、裂隙的切割。顶板各分层的岩性、厚度,以及节理裂隙发育程度,对顶板稳定性影响极大。一般地分层厚度、节理裂隙间距或块度越小^[7],巷道顶板越不稳定,巷道围岩稳定性越差。

4) 巷道断面形状与尺寸。矩形断面巷道施工工艺简单、易成形、掘进速度快,回采巷道较多采用。断面曲率半径较小时,应力集中现象明显,上隅角处应力集中系数高达 6.0~8.0。一定条件下,可把矩形巷道顶板简化为两边固支、均匀受载的无限长薄板力学模型,巷道顶板弯曲变形的最大挠度与巷道跨度的 4 次方呈正比关系。故巷道跨度越大,越易弯曲变形,所产生的张应力易致顶板破坏,巷道稳定性恶化。

5) 巷道支护形式与参数。巷道支护形式、支护参数对围岩变形影响显著。传统棚式支护初期支护强度和刚度低,不能有效控制围岩早期变形、离层,支护效果差、费用高;而锚杆支护作为主动支护方式,能及时控制围岩早期变形、离层,综合支护效果好、成本低,利于回采工作面快速推进^[8]。合理的巷道支护形式与参数能有效控制围岩变形,保持围岩稳定与安全。

2 正交试验设计法(OEDM)

研究者几乎在所有研究领域都会进行实验,实验是科学方法的重要组成部分,一次实验就是一

次试验^[9]。对于单因素、两因素试验研究,其试验设计、实施与分析都较为简单。但实践中,常需同时考虑 3 个以上试验因素,若进行全面试验,则规模较大,有时限于试验条件几乎难于实施。OEDM 是一种安排多因素、寻求最优水平组合的高效率试验设计方法;基于正交性从全面试验中挑选部分具有“均匀分散、齐整可比”特点的有代表性的点进行试验,可利用正交表安排试验和分析指标试验结果,以较少试验次数获得较优结果,在科研领域应用广泛。正交表是一种规格化的表格,给出了各因素和水平的代表性极强的试验组合,其代号为 $L_N(M^K)$,其中 L 为正交表的代号, N 为正交表的横行数,即试验次数; M 为每个因素的水平数; K 为正交表的纵列数,即可容纳的试验因素数。正交表能均衡抽样,使每次试验都有较强代表性,可减少人力、物力消耗而取得较多、较全面信息,能更好达到试验目的。例如,4 因素、3 水平的全面试验共需 81 次试验,且未考虑每一组合的重复数,而取正交表 $L_9(3^4)$ 仅需 9 次试验,工作量大为减少,工作效率大幅度提高。

3 模型设计与工程应用

3.1 工程地质条件

某矿 2106 工作面位于石炭系 3-5 号层二盘区,井下标高 770~820 m;东有陷落柱,南部工作面尚未开采,西为 3 条盘区主要大巷,北为正在掘进备采工作面;地面为小海沟及沟侧山坡、山梁及高山平地。工作面综合柱状图见图 1。

岩层剖面	深度/m	厚度/m	岩性描述
	441	0.8~6.3 3.5	灰黑色砂质泥岩、灰白色细砂岩、深灰色粉砂岩,中厚层状构造;下部为白色煌斑岩、深灰色粉砂岩,中厚层状,灰白色细砂岩,以石英长石为主
	442	2.0	煤,黑色,弱玻璃光泽,局部硅化,含 1~2 层灰褐色高岭质泥岩夹石,厚度 0.05~0.2 m
	446	1.3~5.6 3.4	上部块状灰黑色粉砂岩,中部薄层状灰褐色高岭质泥岩,含不完整植物化石,局部有灰绿色岩浆岩;下部赋存硅化煤 0.2~1.3 m,岩浆岩 0.1~3.9 m,近煤层处多为薄层状灰黑色炭质泥岩
	461	10.2~18.2 15.8	煤(3~5号),黑色,玻璃光泽,半亮型,为极复杂煤层;5~14层夹石,岩性为黑色高岭质泥岩、灰黑色炭质泥岩,局部深灰色粉砂岩或灰白色细砂岩
	468	3.4~10.1 6.6	灰褐色高岭质泥岩、灰黑色炭质泥岩,断面平坦,局部为灰黑色砂质泥岩,性脆易碎;下部水平层理状深灰色粉砂岩,局部层面见白云母

图 1 2106 工作面综合柱状图

石炭系上统太原组 3-5 号煤层为主采煤层,

“一进二回”三巷平行布置,其中进风巷沿底板布置,顶回风巷沿顶板稳定岩层开掘。煤层均厚15 m,最小10 m,最大21 m;以半亮型煤为主,弱玻璃到玻璃光泽,块状,参差状或阶梯状断口,内生裂隙发育;结构复杂,含4~10层夹石,均厚0.3 m,一般为炭质泥岩、高岭质泥岩及粉砂岩。钻孔及已揭露情况表明,主采煤层顶板上方为砂岩含水层,工作面内无断裂构造,上覆采空区无积水迹象;预计工作面正常涌水量和最大涌水量分别为0.08、0.30 m³/min。

3.2 数值计算模型

为准确计算巷道围岩变形,采用摩尔—库仑模型模拟煤岩层,界面单元模拟岩层中的裂隙、层理等不连续面,锚杆、锚索采用结构单元模拟。应力边界条件:上边界施加均布垂直压应力,左右边界施加梯度变化水平压应力,模型下表面垂直位移固定。FLAC^[10]数值计算模型见图2。



图2 数值计算模型

针对石炭系厚煤层围岩破碎、顶煤易垮落、地质构造复杂等情况,为充分发挥锚杆支护作用,采用“高强锚杆+金属网+钢带+锚索”支护形式。结合工程实践,主要对巷道顶板和两帮锚杆支护参数进行FLAC正交数值模拟试验,锚杆直径、长度和间距等参数的水平变化情况见表1。

表1 锚杆支护参数水平设置

支护参数	第1水平	第2水平	第3水平	第4水平
直径/mm	18	18	20	22
顶锚杆 长度/mm	1 800	2 000	2 200	2 400
顶锚杆 间距/mm	700	750	800	900
直径/mm	18	18	20	22
帮锚杆 长度/mm	1 800	2 000	2 200	2 400
帮锚杆 间距/mm	700	750	900	1 000

3.3 支护设计方案

综合国内外锚杆支护技术最新的研究成果^[3,5,11-12],实地调查矿区类似工作面锚杆支护情

况,经综合考虑后确定的巷道支护设计方案见图3。

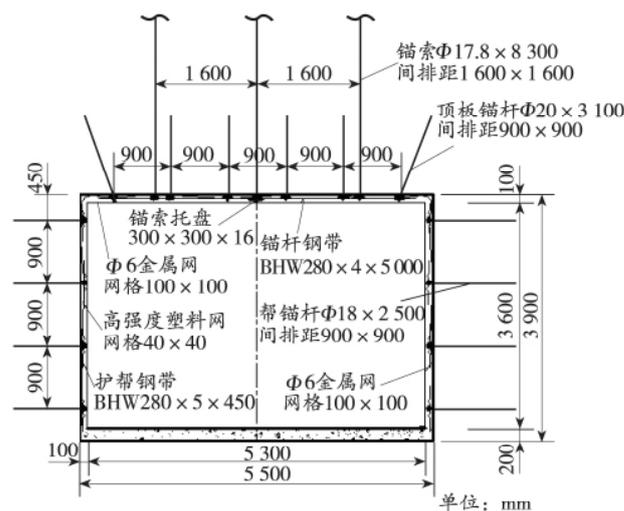


图3 巷道支护设计方案

1) 顶板锚杆。采用 $\Phi 20$ mm \times 3 100 mm左旋无纵筋高强度螺纹钢锚杆,间排距均为900 mm,每排布置6根锚杆,垂直于顶板布置。W钢带(5 000 mm \times 280 mm \times 4 mm)护顶;拱型高强度托盘为150 mm \times 150 mm \times 10 mm,承载力大于30 t,锚杆预紧转矩大于400 N \cdot m;铺设 $\Phi 6$ mm金属网护顶,网孔规格100 mm \times 100 mm。

2) 锚索。采用 $\Phi 17.8$ mm \times 8 300 mm矿用高强度低松弛预应力锚索,锚固长度1 500 mm。每隔一排打3根锚索,间距1 600 mm,排距1 800 mm,全部垂直顶板岩层。锚索托盘为300 mm \times 300 mm \times 16 mm高强度可调心托板及配套锁具;预紧力不小于200 kN。

3) 帮锚杆。采用 $\Phi 18$ mm \times 2 500 mm左旋无纵筋高强度螺纹钢锚杆,间排距900 mm \times 900 mm,每帮4根锚杆,垂直于煤帮安设,预紧转矩大于400 N \cdot m。W钢带(450 mm \times 280 mm \times 5 mm)护帮;拱型高强度托盘为120 mm \times 120 mm \times 10 mm,承载能力不低于30 t。煤柱侧铺 $\Phi 6$ mm金属网护帮,网孔规格100 mm \times 100 mm;工作面侧为高强塑料网,网格尺寸为40 mm \times 40 mm。

3.4 数值计算结果分析

经计算,巷道支护前后顶板、两帮的围岩塑性区分布范围分别由3.6、2.2 m减小为1.9、1.2 m,支护后顶板和两帮位移量分别降低了47.2%和45.5%,即巷道围岩破坏范围得到了有效控制。水平应力和垂直应力分别主要影响巷道顶底板和两帮围岩。巷道支护后,围岩应力集中区域比支护前明显减小,围岩应力状态明显改善,巷道表面围岩承载能力提高。

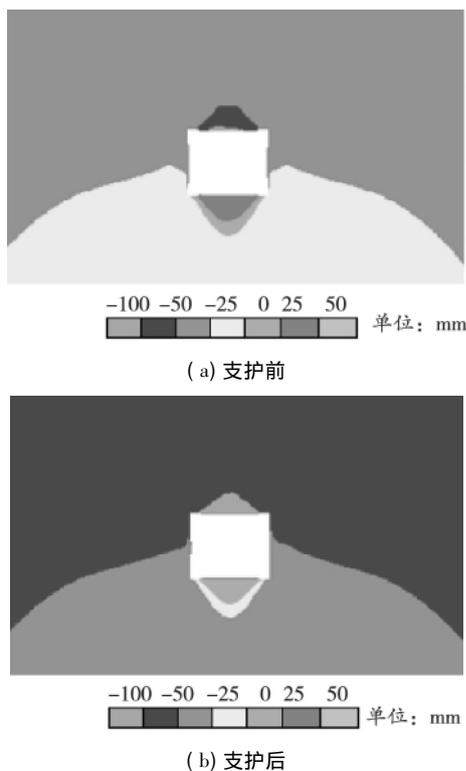


图4 巷道垂直位移云图

由图4可以看出,巷道支护前后,顶板最大下沉量分别为86、58 mm,降幅为48.3%,故支护后巷道顶板变形也得到了有效控制。

3.5 支护观测结果及分析

巷道围岩破坏失稳一般无明显预兆,应进行综合观测和日常监测。故在新、旧支护巷道各布置1个和3个观测断面。

1) 锚杆、锚索受力。锚杆、锚索受力观测结果见表2,可以看出,新支护时整体工作状态良好,适应于石炭系厚煤层巷道支护。

表2 锚杆与锚索拉力观测值 kN

类别		顶锚杆	帮锚杆	锚索
原支护	最小值	50	40	100
	最大值	70	60	130
新支护	最小值	75	45	140
	最大值	90	76	165

2) 顶板离层。顶板离层观测结果见图5,可以看出,锚固区内顶板最大离层值约7 mm,1#、2#、3#观测面分别在40、50、45 d左右渐趋稳定;锚固区外顶板最大离层值为14 mm,1#、2#、3#观测面分别在40、45、50 d左右渐趋稳定。可见整体锚固效果明显,参数合理,支护效果好,顶板能够处于较好的稳定状态。

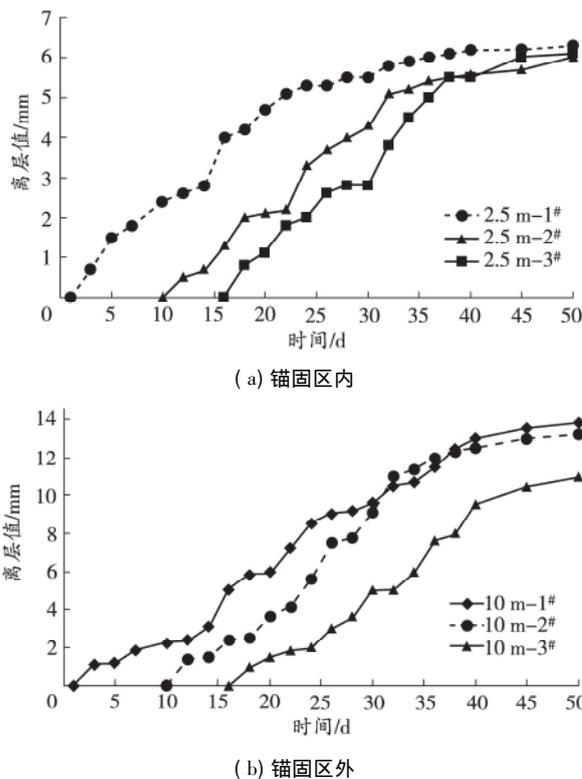


图5 顶板离层仪观测数据曲线

3) 巷道围岩表面位移。巷道两帮移近量最大值75 mm,顶底板移近量最大值65 mm,说明巷道变形明显降低,整体支护效果良好。

4 结语

数值计算结果和井下矿压监测表明,基于OEDM厚煤层回采巷道锚杆支护设计方法,确定的“高强锚杆+金属网+钢带+锚索”支护方案,提高了围岩整体承载力,改善了巷道围岩应力状态,有效控制了巷道围岩变形,达到了支护设计预期效果,保证了厚煤层回采巷道的正常使用。

参考文献:

- [1] 钱鸣高,石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [2] 康红普,王金华,林健,等. 煤巷锚杆支护理论与成套技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [3] 何满潮,袁和生,靖洪文,等. 中国煤矿锚杆支护理论与实践[M]. 北京: 科学出版社, 2004.
- [4] 陈彦光,陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1995.
- [5] 王金华. 我国煤巷锚杆支护技术的新发展[J]. 煤炭学报, 2007, 32(2): 113-118.
- [6] 孙玉福. 水平应力对巷道围岩稳定性的影响[J]. 煤炭学报, 2010, 35(6): 891-895.

(下转第75页)

表4(续)

矿名	岩性	导高/m	采高/m	裂采比
镇城底矿	中硬	57.89	4.50	12.86
张集煤矿	中硬	57.45	4.50	12.77
孔庄矿	中硬	61.00	5.29	11.53
南屯矿	中硬	70.70	5.77	12.25
济宁三矿	中硬	68.60	6.30	10.89
杨村煤矿	中硬	62.00	6.40	9.69
亭南煤矿	中硬	96.50	7.50	12.87
新集一矿	中硬	83.94	7.76	10.82
兴隆庄矿	中硬	86.80	8.00	10.85
鲍店煤矿	中硬	71.00	8.70	8.16
朱仙庄矿	中硬	130.78	13.42	9.74
郭家河矿	中硬	169.00	17.00	9.94
北皂煤矿	软弱	33.00	4.40	7.50
任楼矿	软弱	56.00	4.70	11.91
白庄煤矿	软弱	63.60	4.90	12.98
谢桥煤矿	软弱	73.28	5.00	14.66
潘一煤矿	软弱	65.25	5.80	11.25
多伦协鑫	软弱	112.00	9.58	11.69
梅河三井	软弱	103.80	14.70	7.06

5 结论

1) 通过采用多种技术手段的综合探测和分析,孟巴矿在分层采高不超过3 m时,一分层覆岩导水裂缝带发育高度可按25倍采高计算;二分层覆岩导水裂缝带发育高度可按20倍累计采高计算。实测高度与实验室模拟相比,误差率小于6%,符合规程规定,可较准确地确定覆岩导水裂缝带高度。

2) 井下仰孔双端封堵测漏技术,是一种经济、可靠、操作简便的导水裂缝带探测技术。钻孔冲洗液漏失量观测和物理相似模拟作为传统的技术手段,仍是有效的和必要的。

3) 采用分层开采的方法,累计开采高度为6 m,矿井的导水裂缝带高度约120 m,没有破坏相对隔水层,未形成松散层所含水体和采空区的导水通道,可

确保矿井的安全生产。

参考文献:

[1] 崔希民,赵洪亮,李春意,等. 水体下中厚煤层分层快速综采的水环境效应研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26(3): 278-283.

[2] 杜锋,白海波. 厚松散层薄基岩综放开采覆岩破断机理研究[J]. 煤炭学报, 2012, 37(7): 1105-1110.

[3] 余学义,李邦帮,李瑞斌,等. 西部巨厚湿陷性黄土层开采损害程度分析[J]. 中国矿业大学学报, 2008, 37(1): 43-47.

[4] 许延春. 综放开采防水煤岩柱保护层的“有效隔水厚度”留设方法[J]. 煤炭学报, 2005, 30(3): 306-308.

[5] 涂敏,桂和荣. 厚松散层及超薄覆岩厚煤层防水煤岩柱开采试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(20): 3494-3497.

[6] 赵兵朝,余学义. 导水裂缝带的广义损伤因子研究[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(5): 705-708.

[7] 许家林,王晓振,刘文涛,等. 覆岩主关键层位置对导水裂隙带高度的影响[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(2): 381-385.

[8] 程国建. 保护层开采覆岩移动规律相似模拟试验研究[J]. 矿业安全与环保, 2015, 42(5): 21-24.

[9] 陈红江,李夕兵,刘爱华,等. 水下开采顶板突水相似物理模型试验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(6): 854-859.

[10] 程昊,高娜娜,李日富,等. 工作面采动稳定区顶板围岩采动裂隙发育范围研究[J]. 矿业安全与环保, 2015, 42(4): 17-20.

[11] 施龙青,辛恒奇,翟培合,等. 大采深条件下导水裂隙带高度计算研究[J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(1): 37-41.

[12] 唐鑫,姜振泉,曹丁涛,等. 厚煤层分层开采导水断裂带发育高度的确定[J]. 矿业安全与环保, 2014, 41(6): 44-47.

(责任编辑:卫蓉)

(上接第70页)

[7] 朱少卿,杨双锁,李义,等. 岩体结构类型对深井巷道围岩的稳定性影响研究[J]. 矿业安全与环保, 2014, 41(2): 24-27.

[8] 吴间亭. 深部巷道变形、破坏过程及其稳定控制技术研究[J]. 矿业安全与环保, 2011, 38(4): 38-41.

[9] Douglas C. Montgomery. 实验设计与分析[M]. 北京:人民邮电出版社, 2009.

[10] Itasca Consulting Group, Inc. Flac^{3D}, Fast Lagrangian

Analysis of Continua in 3 Dimension, Version 2.1, user's manual [M]. USA: Itasca Consulting Group, Inc., 2002.

[11] 姚强岭,李学华,翟群迪. 富水煤层巷道顶板失稳机理与围岩控制技术[J]. 煤炭学报, 2011, 36(1): 12-17.

[12] 汪华君,胡云江,朱恒忠,等. 渝阳煤矿深部巷道支护优化设计研究[J]. 矿业安全与环保, 2015, 42(2): 92-95.

(责任编辑:卫蓉)