

大断面煤巷锚网索联合支护安全技术研究

满慎刚¹, 贾红果², 张广超³

(1. 天津大学 管理学院, 天津 300072; 2. 山东科技大学 矿业与安全工程学院, 山东 青岛 266590;

3. 中国矿业大学(北京) 资源与安全工程学院, 北京 100083)

摘要:结合某大断面巷道(断面面积 34.125 m²)的现场工程实际,采用自然平衡拱理论计算围岩塑性区破坏深度,并据此设计锚杆索支护相关技术参数。采用 FLAC^{2D}数值模拟和现场工程实测等方法验证支护的合理性和科学性,现场工程实测表明:巷道开掘 50 m 后,巷道变形趋于稳定,顶底板累计变形量为 114 mm,两帮累计移近量为 91 mm,满足安全生产需求,巷道稳定性较好。

关键词:自然平衡拱;大断面;锚网索;支护

中图分类号:TD353. 6

文献标志码:A

文章编号:1672-3767(2014)03-0032-06

Bolt-mesh-anchor Combined Support Safety Technology in Large Cross Section Roadway

Man Shengang¹, Jia Hongguo², Zhang Guangchao³

(1. College of Management, Tianjin University, Tianjin 300072, China;

2. College of Mining and Safety Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China;

3. School of Resources & Safety Engineering, China University of Mining & Technology, Beijing 100083, China)

Abstract: This essay is based on the engineering practice of large cross-section roadway (cross section area is 34.125 m²) applying the natural equilibrium arch theory to calculate the damage depth of surrounding rock mass to design of cable anchor supporting related technical parameters. By adopting the method of FLAC^{2D} and field engineering measurement, the rationality of the supporting and scientificity were testified. The site measurement of engineering practice shows that: when the roadway is dug into the length of 50 m, the roadway deformation tends to be stable. Meanwhile the deformation of roof and floor is 114 mm and the two cumulative closer amount is 91 mm. Both are in the secure range, so the stability of roadway is better supported.

Key words: natural balance arch; large cross section; bolt-mesh-anchor; support

近年来,随着煤矿开采规模的不断加大以及回采工作面设备的大型化、开采强度与产量的大幅度提高,对巷道设计提出了更高的要求。为了保证正常生产的运输、通风及行人安全,必然要求更大的巷道断面^[1],如引领着我国现代化、大型矿井发展的神东、平朔、榆林等多个矿区均存在大断面巷道。目前,我国很多大型矿井的巷道宽度已达 6 m 以上,开切眼的宽度达 10 m 以上,巷道断面增大使巷道围岩塑性区范围增加,顶板岩层中的拉应力和剪应力呈平方和立方状态急剧增长,大大降低了顶板稳定性,增加了支护难度,巷道顶板容易大变形,甚至引起冒顶等剧烈矿压显现^[2]。因此,实现大断面巷道围岩稳定性控制是我国矿井实现高产高效的关键问题之一。

本研究结合某矿中央回风巷道(断面面积 34.125 m²)地质条件,阐述了锚杆索支理论及支护参数确定的方法,并采用数值模拟软件 FLAC^{2D}和现场实测验验证支护的合理性,以为大断面巷道支护提供较好的

收稿日期:2014-01-14

基金项目:国家自然科学基金项目(51374140,51304126);国家自然科学基金青年科学基金项目(51204102)

作者简介:满慎刚(1969—),男,河南台前人,教授级政工师,博士研究生,主要从事采矿方法与工艺和矿山压力与岩层控制方面的研究。E-mail:jiahongguo@163.com

工程实践依据。

1 巷道围岩条件

某矿主采2#煤层,煤层厚度为3.09~8.50 m,平均6.20 m,煤层倾角 $5^{\circ}\sim 10^{\circ}$,普氏硬度系数为1.3,属中硬煤层,层理、节理发育。直接顶以泥岩、砂岩为主,厚度为0.68~21.3 m,单轴抗压强度为117.7 MPa;基本顶为一层中细粒砂岩,厚度为0~4.1 m,单轴抗压强度为128.8~174.6 MPa。直接底为泥岩、粉砂岩,厚度为0.62~6.46 m,单轴抗压强度为89.7 MPa,老底为细-中粒砂岩,厚度为16 m,单轴抗压强度为127.0 MPa。

中央回风大巷沿巷道顶板掘进,高度5.25 m,宽度6.5 m,巷道断面面积 34.125 m^2 ,属于典型大断面巷道,担负着工作面回风、运料等任务,该巷道的长期稳定对于矿井高产高效生产具有重要意义。

2 巷道锚杆索支护设计

巷道开挖后引起应力重新分布,浅部围压因径向应力降为0,而径向应力却增长为原岩应力的2~3倍,此时围岩中主应力差急剧增大;同时围岩强度因侧向压力减小而大范围下降,此时,围岩低强度与高偏应力之间的突出矛盾引起围岩由表及里逐步破坏,依次演化为破碎区、塑性区和弹性区^[3-4]。破碎区与塑性区范围是巷道锚杆支护的重要基础数据。为此采用弹塑性理论对巷道开挖后围岩的塑性范围进行确定,然后采用自然平衡拱理论对巷道锚索支护参数进行设计。

2.1 巷道围岩破坏范围的确定

地下硐室开挖后,在原岩应力重新平衡过程中,浅部围岩在变形压力作用下发生破坏,破坏围岩向巷道临空侧挤出、冒落,最终在深部一定范围内形成冒落拱结构,又称为自然平衡拱。根据自然平衡拱理论,确定巷道围岩破坏范围如图1所示。 a 为巷道跨度一半; h 为巷道高度; b 为顶板破坏高度; C 为帮部破坏深度; Q 为顶板围岩压力; q 为两帮围岩压力。

煤层巷道煤帮破坏深度由式(1)确定:

$$C = \left(\frac{KyHB}{10^4 f_y} - 1 \right) h \tan(45^{\circ} - \frac{\theta}{2}) \quad (1)$$

其中: K —巷道周边挤压应力集中系数,取2.4; γ —覆岩容重, 26 kN/m^3 ; H —巷道埋深,取341 m; B —表征采动影响程度的无因次参数,取1~1.2; f_y —煤层硬度系数,取1.3; h —巷道高度,取5.25 m; θ —煤层内摩擦角, 45.2° 。

相关参数代入式(1)可得, $C=2.08\text{ m}$,即回风大巷两帮的破坏深度约为2.08 m。

顶板岩层的破坏深度 b :

$$b = \frac{(a + C) \cos \alpha}{k_y f_n} \quad (2)$$

其中: a —巷道半跨距,3.15 m; α —煤层倾角, 10° ; k_y —待锚岩层的稳定性系数,泥岩顶板一般取0.4; f_n —锚固岩层的硬度系数,6。

相关参数代入式(2),可得 $b=2.14\text{ m}$,即回风大巷顶板岩层的破坏深度为2.149 m。

2.2 围岩应力分析

巷道锚索从一个方向承受悬臂岩层的下垂和离层形成的载荷,而从相反方向承受着底层岩石滑动与膨胀引起的压力。在自然平衡拱拱脚附近,断裂岩石沿着与岩石的层理相吻合的方向互相挤进巷道,作用在破

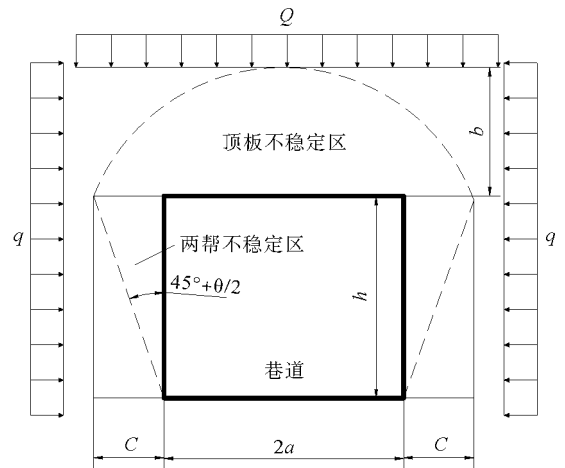


图1 巷道围岩破坏范围计算

Fig. 1 The calculation of roadway damage range of surrounding rock

坏煤帮一侧的压力 q 为:

$$q = C(\gamma_y h \sin\alpha + \gamma_n b \tan(45^\circ - \frac{\theta}{2})). \quad (3)$$

其中: γ_y 为水平方向煤的重力密度, 14 kN/m^3 ; γ_n 为垂直方向岩石重力密度, 26 kN/m^3 ;

巷道顶板压力 Q , 即为顶部潜在的不稳定区松散岩层的重量, 其计算公式如下:

$$Q = 2\gamma_n abB_1. \quad (4)$$

式中, B_1 —沿巷道轴向单位长度, 1 m 。

计算得 $q = 110.38 \text{ kN}$, $Q = 351.95 \text{ kN}$ 。

2.3 锚杆支护参数确定

由锚杆支理论可知, 锚杆主要作用是控制浅部围岩结构面发生离层、扩张、贯穿等, 从而抑制浅部围岩变形破坏形成破碎区^[5-6]。与锚杆相比, 锚索具有长度大、延伸率高、承载能力强等特点, 其主要作用是将浅部围岩变形压力与深部稳定围岩承载能力联系在一起, 从而形成一个稳定的整体, 共同承载, 减轻浅部围岩载荷^[7-8]。回风大巷支护设计采用锚杆锚索联合支护措施, 具体支护参数确定如下。

1) 锚杆长度确定

$$L_f = b + \Delta, \quad (5)$$

$$L_s = c + \Delta. \quad (6)$$

其中: L_f 为顶锚杆长度, m ; L_s 为帮锚杆长度, m ; Δ 为锚杆外露长度, 取 0.2 m ; 计算得: $L_f = 2.3349 \text{ m}$, $L_s = 2.286 \text{ m}$, 为保证安全, 锚杆长度均取 2.4 m 。

2) 锚杆间排距

锚杆排距 a_r 按式(7)求出:

$$a_r = 0.48\pi \sqrt{\frac{0.48(a+b)}{ab}}. \quad (7)$$

计算得 $a_r = 0.924 \text{ m}$ 。即锚杆间排距不能大于 0.924 m , 方可满足顶板强度要求。

3) 顶板每排锚杆数

$$N_K = \frac{K_1 Q_H a_r}{P}. \quad (8)$$

其中, K_1 为安全系数, 取 2.4 。计算得 $N_K \approx 6.76$, 对其取整, 顶板每排锚杆需 7 根。

两帮每排锚杆数

$$N_y = \frac{K_2 Q a_r}{P_1}. \quad (9)$$

其中, K_2 为安全系数, 取 2 。计算得 $N_y = 3.37$, 对其取整, 帮锚杆每排锚杆需 4 根。

4) 锚索长度的确定

$$L_a = L_{a1} + L_{a2} + L_{a3}. \quad (10)$$

其中: L_a 为锚索长度, m ; L_{a1} 为锚索外露长度, 取 0.3 m ; L_{a2} 为顶板岩层潜在危险深度; L_{a3} 为锚索锚固长度, 取 1.5 m 。

由该矿地质资料可知, 顶板潜在破坏深度平均为 5.06 m , 受回采压力影响, 顶板潜在破坏深度增大, 回采影响系数取 1.25 。因此, 顶板岩层潜在危险深度 L_{a2} 为 6.33 m 。计算得 $L_a = 8.13 \text{ m}$ 。

结合锚杆支理论、巷道围岩破坏深度及工程类比等方法, 确定顶板锚杆长度为 2.4 m , 间排距 $900 \text{ mm} \times 900 \text{ mm}$; 两帮锚杆长度为 2.4 m , 间排距 $900 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$; 为保证中央回风大巷支护安全, 回风大巷顶锚索长度取为 8.3 m , 选取 $\text{MS-}\Phi 17.8\text{-1-8300 mm}$ 钢绞线预应力锚索, 其拉断载荷为 353 kN 。

3 数值模拟分析

为验证支护方案合理性, 采用 FLAC^{2D} 软件进行围岩应力场、位移场及极限平衡区数值模拟分析。

3.1 数值模型建立

建立巷道剖面-平面应变模型,范围取 $100\text{ m} \times 50\text{ m}$ (宽度 \times 高度),模型两侧面为滑动支承,底部为固定支承,上部岩层的作用力以应力边界条件表现。围岩物理力学性质参照实际岩体力学特性和相近矿区的岩体力学参数确定,节理特性考虑采动影响,围岩本构关系采用 Mohr-Coulumb 模型。在将要开掘巷道的层位,结合岩层的具体厚度,围岩块度为 $0.5\text{ m} \times 0.5\text{ m}$,其余岩层的块度依据岩层厚度和采动岩体特点划分。

3.2 模拟结果分析

模型计算平衡后的应力场、位移场和极限平衡区如图 2 所示。

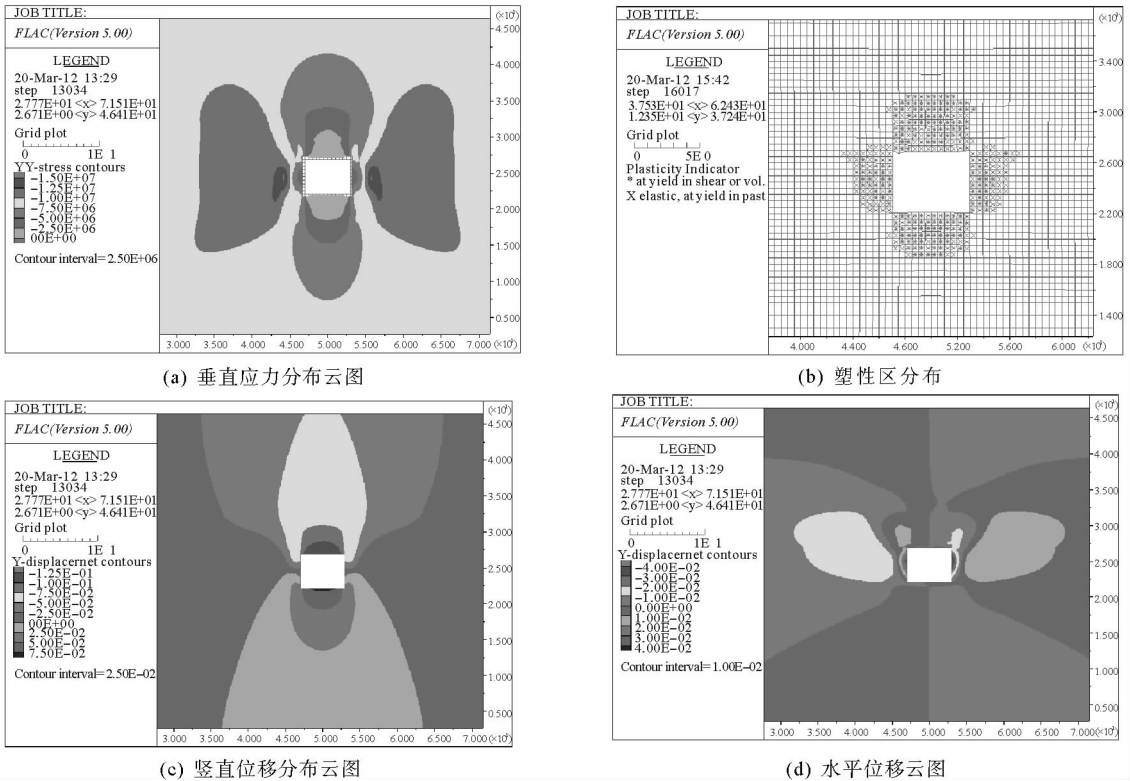


图 2 数值模拟结果

Fig. 2 The results of numerical simulation

由图 2(a)可知,巷道开挖引起浅部围岩应力向深部转移,在巷道两帮 1.5 m 附近出现应力集中,最大垂直应力为 15 MPa,应力集中系数约为 1.5;由图 2(b)可知,巷道两帮塑性区扩展范围约为 2.1 m,顶板塑性区扩展深度为 3.0 m;由图 2(c),图 2(d)可知,巷道开挖平衡后顶板最大下沉量为 120 mm,两帮最大位移量为 70 mm,底板最大底鼓量为 65 mm。

综上所述,中央回风大巷应力平衡后,围岩塑性区破坏区扩展范围及围岩变形等均在安全范围内,充分证明了支护的合理性和科学性。

4 工程实例

4.1 工程实践

结合数值模拟、理论分析、工程类比等方法最终确定巷道支护方案如图 3 所示。

1) 顶板支护参数

锚杆选用 $\Phi 20 \text{ mm} \times 2\,400 \text{ mm}$ 高强左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间距 900 mm , 排距 900 mm , 靠近巷帮顶锚杆安设角度与垂直方向成 25° , 每排 7 根; 采用 CK2335 和 Z2360 型树脂锚固剂各一支。

锚索采用 MS- $\Phi 17.8-1-8\,300 \text{ mm}$ 低松弛预应力钢绞线, 3-4-3 布置方式, 间距排 $1\,600 \text{ mm} \times 1\,800 \text{ mm}$ 。锚索钻孔直径 28 mm 时, 端头锚固, 锚固长度至少 $1\,700 \text{ mm}$, 树脂锚固剂 CK2335 一支和 Z2360 两支。

钢带全宽 180 mm , 长度 $6\,050 \text{ mm}$, 厚度 3 mm ; 钢筋网长度 $2\,000 \text{ mm}$, 宽 $1\,000 \text{ mm}$, 采用 $\Phi 6 \text{ mm}$ 钢筋焊制而成。

2) 巷帮支护参数

锚杆布置选用 $\Phi 20 \text{ mm} \times 2\,400 \text{ mm}$ 普通金属锚杆, 排距 900 mm , 间距 $1\,000 \text{ mm}$, 每排 5 根, 采用 CK2335 和 Z2360 型树脂锚固剂各一支。

钢带: 全宽 180 mm , 长度 $4\,500 \text{ mm}$, 厚度 3 mm 。

钢筋网: 长度 $2\,000 \text{ mm}$, 宽 $1\,000 \text{ mm}$, 采用 $\Phi 6 \text{ mm}$ 钢筋焊制而成。

3) 铺联网要求

全断面铺设 $2\,000 \text{ mm} \times 1\,000 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ (网格) 钢筋网 (采用 $\Phi 6 \text{ mm}$ 的 Q235 钢筋加工而成), 采用 $22^\#$ 双股铁丝将顶网与帮网隔孔相连 (采用搭接方式, 搭接长度 100 mm)。

4) 喷矸支护要求

喷射矸强度不低于 C20, 厚度 150 mm 。须添加 BR-3 型防水剂, 加入量为水泥用量的 $8\% \sim 10\%$, 抗渗等级不低于 S10。

4.2 巷道表面位移监测

中央回风大巷采用锚网索联合支护的方法后, 巷道掘进一定距离时, 开始布置测站, 测量巷道的顶底板垂直位移和两帮的水平位移, 将所测结果进行分析处理以后, 随着时间的推移巷道表面围岩的位移情况如图 4 所示。

由图 4 可知, 随巷道的掘进, 巷道围岩均呈现逐渐移近的趋势。在掘进工作面距测点 $0 \sim 55 \text{ m}$ 范围内, 巷道变形逐渐增大; 在掘进工作面距测点 $55 \sim 100 \text{ m}$ 范围内, 巷道变形较小, 巷道变形量基本稳定; 在掘进工作面距测点 100 m 外, 巷道变形量基本不再增加, 顶底板最大变形量为 114 mm , 两帮最大移近量为 91 mm 。

5 结论

1) 利用自然平衡拱理论计算围岩塑性区范围, 并结合现场工程实践确定进一步计算锚杆索布置参数, 利用数值模拟软件 FLAC^{2D} 验证了支护的合理性和科学性。

2) 中央回风大巷现场工程实践表明, 采用锚杆索联合支护方法的情况下, 顶底板最大变形量为 114 mm , 两帮最大移近量为 91 mm , 围岩变形得到了很好的控制。

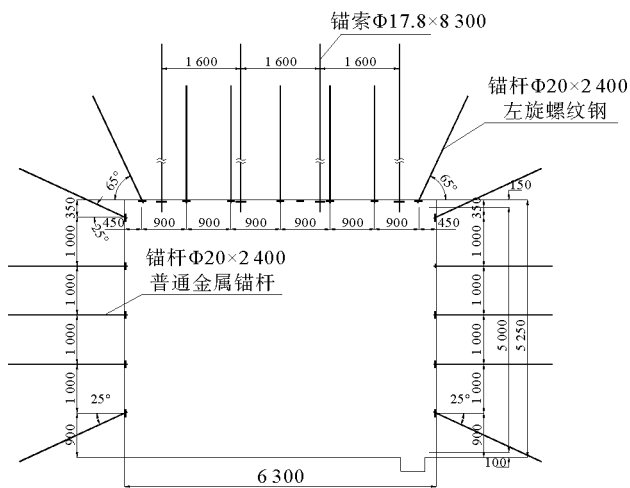


图 3 巷道支护断面图

Fig. 3 The profile of roadway support

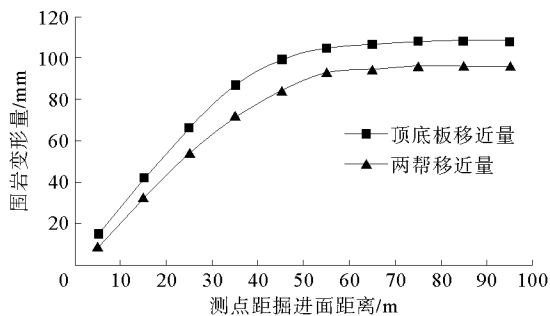


图 4 中央回风大巷围岩位移曲线

Fig. 4 The displacement curve of central return air alleys surrounding rock

参考文献:

- [1] 严红,何富连,徐腾飞. 深井大断面煤巷双锚索桁架控制系统的研究与实践[J]. 岩石力学与工程学报,2012,31(11):2248-2257.
Yan Hong, He Fulian, Xu Tengfei. Research and practice on deep coal roadway with heavy section of the control system of double anchor rope truss [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(11): 2248-2257.
- [2] 何富连,杨绿刚,杨洪增,等. 千米深井大跨度煤巷顶帮桁架联合控制技术[J]. 中国矿业,2011,20(3):65-85.
He Fulian, Yang Lügang, Yang Hongzeng, et al. Truss joint control technology of deep well long-span roof in coal roadway [J]. China Mining Industry, 2011, 20(3): 65-85.
- [3] 牛双建,靖洪文,杨大方. 深井巷道围岩主应力差演化规律物理模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报,2012(S2):3811-3820.
Niu Shuangjian, Jing Hongwen, Yang Dafang. Physical simulation research on deep roadway surrounding rock physical simulation and evolution of principal stress difference[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012(S2): 3811-3820.
- [4] 蒋明镜,李立青,刘芳,等. 主应力方向和偏应力比对 TJ-1 模拟月壤各向异性的影响[J]. 岩土力学,2013,34(1):6-12.
Jiang Mingjing, Li liqing, Liu Fang, et al. The effects of principal stress direction and deviatoric stress on TJ-1 and simulated lunar soil anisotropy[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(1): 6-12.
- [5] 康红普,王金华,林健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J]. 煤炭学报,2007,32(12):1233-1238.
Kang Hongpu, Wang Jinhua, Lin Jian. High prestressed force supporting system and its application in deep roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(12): 1233-1238.
- [6] 杨峰,王连国,贺安民,等. 复合顶板的破坏机理与锚杆支护技术[J]. 采矿与安全工程学报,2008,25(3):286-289.
Yang Feng, Wang Lianguo, He Anmin, et al. The failure of mechanism compound roof with bolting technology[J]. Mining Science and Technology, 2008, 25(3): 286-289.
- [7] 玉福. 高强度锚索支护技术及在潞安矿区的应用[J]. 采矿与安全工程学报,2010,27(4):595-599.
Yu Fu. High strength anchor rope support technology and application in Lu'an mining area[J]. Mining Science and Technology, 2010, 27(4): 595-599.
- [8] 李如波. 高地压复合顶煤巷全锚索支护技术应用研究[J]. 煤炭工程,2005(8):42-44.
Li Rubo. Research on high pressure composite top-coal lane anchor rope support technology application[J]. Coal Engineering, 2005(8): 42-44.

(责任编辑:吕海亮)

(上接 19 页)

- [6] Tóth J. A theoretical analysis of groundwater flow in small drainage basins[J]. Journal of Geophysical Research, 1963, 68(16):4795-4812.
- [7] 孙宝吉. 关于简易水文地质观测的一些问题[J]. 水文地质工程地质, 1980(3):34-37.
Sun Baoji. Some issues about hydrogeological observation[J]. Hydrogeology & Engineering Geology, 1980(3): 34-37.
- [8] 凌敏华,陈喜,程勤波,等. 地表水文过程与地下水动力过程耦合模拟及应用[J]. 水文,2011,31(6):8-13.
Ling Minhua, Chen Xi, Cheng Qinbo, et al. Couple modeling between surface hydrology process and groundwater dynamic process and its application[J]. Journal of China Hydrology. 2011, 31(6): 8-13.
- [9] 刘立才,邹胜章,陈鸿汉,等. 朝阳市建人工湖对地下水动力场影响及湖底铺设方案选择[J]. 水文地质工程地质,2004(4):87-91,95.
Liu Licai, Zou Shengzhang, Chen Honghan, et al. Influence of the artificial lake construction on groundwater dynamic field near Chaoyang and laking scheme choice of the lake bottom[J]. Hydrogeology & Engineering Geology, 2004(4): 87-91, 95.

(责任编辑:高丽华)