

地下开采引起覆岩破坏的三维数值模拟研究

王振伟^{1,2}, 张青波¹, 刘天苹¹, 李世海¹

(1. 中国科学院力学研究所, 北京 100190; 2. 煤炭科学研究总院沈阳研究院, 辽宁抚顺 113122)

摘要:以安家岭矿区为背景, 基于连续介质的离散元方法, 对地下开采引起的上覆岩层及边坡的变形破坏规律进行了三维全过程数值模拟。通过对三维位移场及破坏场模拟结果分析发现: 上覆岩层的运动以朝采空区侧垮落为主, 潜在节理裂隙密集时地表沉陷为一坑两底式, 潜在节理仅存在与地层交界处时地表沉陷为一坑一底式, 且岩体越破碎, 地表沉降值越大。通过三维剖面与平面应变简化计算对比, 发现两者的水平位移模式明显不同, 三维模型进行边坡稳定性分析更为合理。

关键词:地下开采; 边坡; 覆岩变形破坏; 数值模拟

中图分类号: TD325.4 文献标志码: B 文章编号: 0253-2336(2013)S1-0121-04

3D Numerical Simulation Study on Strata Deformation and Failure in Underground Mining

WANG Zhen-wei^{1,2}, ZHANG Qing-bo¹, LIU Tian-ping¹, LI Shi-hai¹

(1. Institute of Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Beijing 100190, China;

2. Shenyang Branch, China Coal Research Institute, Fushun 113122, China)

0 引言

在煤矿地下开采过程中, 由于采空区周围岩体的应力场分布发生变化, 将在采空区上方出现垮落带、裂隙带、弯曲下沉带的三带分布, 使得上覆岩体产生变形破坏, 造成应力重分布, 进而对露天矿边坡的稳定性产生影响^[1]。实际工程中一般采用控制综放工作面终采线的办法解决地下开采引起露天边坡沉陷及滑坡问题^[2]。受试验条件的限制, 尚无三维模型试验研究案例, 数值分析案例多为二维分析、三维分析较少, 采用方法以连续分析方法为主、离散分析方法为辅。有研究者采用可进行大变形分析的快速拉格朗日软件^[3-9], 以位移场、应力场及塑性区分布作为分析对象。这种方法一方面不能描述岩层垮落、煤层错动等非连续问题, 另一方面为保证计算过程的顺利须进行一般需输入比室内试验高的材料参数, 导致计算结果的可靠性降低。还有研究者采用 RFPA-SRM^[10-11] 研究了平庄西露天矿的变形破坏情况, 利用降低破坏材料力学参数的等效方法研

究岩层破坏问题, 但这种折减或等效无法反应真实过程。曹胜根等^[12]利用离散元(UDEC)软件分析了顶板稳定性与支架工作阻力及端面距的关系, 提出了综放支架工作阻力的确定方法。杨建立等^[13]通过分析监测数据, 利用 DDA 软件模拟了综采覆岩破断及移动规律, 分析了断层对地表沉降的影响。笔者以安家岭矿北帮某部为例, 使用基于连续介质的离散元法(CDEM)对露天转地下开采过程中上覆岩层的变形破坏过程进行了三维模拟, 并与二维数值分析结果做了对比分析, 有助于深入认识地下开采引起的覆岩破坏形态及机理。

1 工程背景

平朔矿区位于山西省朔州市境内, 包括安太堡与安家岭 2 个矿区, 是国家“九五”期间的重点建设项目, 安家岭矿先期露天矿开采后, 转入地下矿开采^[1-3]。在地下开采的过程中, 先期开采形成的露天边坡产生较大的沉降及在采空区一侧产生过大的水平位移, 其中多处边坡出现滑坡破坏; 同时布置在

收稿日期: 2013-06-19; 责任编辑: 曾康生

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973 计划)资助项目(2010CB731506)

作者简介: 王振伟(1977—), 男, 吉林吉林人, 博士。E-mail: wangzw627@163.com 通信作者: 张青波, E-mail: zhangqingbo@imech.ac.cn

露天边坡下的 4 号煤层的 3 条大巷均出现严重的变形、顶板离层、煤层水平错动、局部塌方等现象^[2]。

针对边坡变形破坏情况,文献[1-4]分别从数值计算、理论分析等方面对安家岭矿区边坡变形破坏模式、规律及发生机理进行分析,得出了一些有益的结论,提出了内排压脚回填等技术处理措施。文献[7-9]分别从数值计算和模型试验角度分别对开切眼位置、开采顺序、边坡破坏等问题进行了分析。这些研究一方面为平朔矿区的安全生产提供了理论依据,另一方面也为后续研究提供了丰富的参考资料,但文中数值计算普遍采用 FLAC^{2D} 或者 FLAC^{3D} 程序,对于岩层垮落、顶板离层、水平错动等非连续问题模拟欠佳。

2 CDEM 简介

无法模拟破坏过程是连续介质变形分析方法的瓶颈之一,非连续变形分析方法通过块体检测技术可以较好的描述破碎岩体之间的相互作用。基于连续介质力学的离散元法(CDEM)将有限元与离散元进行耦合^[14-16],在块体内部进行有限元计算,在块体边界进行离散元计算,描述连续介质时,相邻块体的相邻节点为克隆节点,节点运动始终保持一致,块体间满足位移协调条件;描述离散介质时,块体间不满足位移协调条件,相邻块体相邻节点之间通过接触弹簧进行接触变形—接触力计算。使用半弹簧接触模型计算非连续问题,避免了接触类型判断,效率可靠性较好,可用于边坡渐进破坏分析^[16]。弹簧力的计算式为

$$F_n = -K_n \Delta d_n; F_s = -K_s \Delta d_s \quad (1)$$

式中: F_n 、 F_s 分别为弹簧法向力和切向力; K_n 、 K_s 分别为法向和切向刚度,计算中取块体刚度的 10 倍; Δd_n 、 Δd_s 分别为法向和切向位移。

破坏计算时,需要按摩尔—库仑法则对弹簧力进行修正,如满足 $-F_n \geq T$ (拉伸破坏),则

$$F_n = F_s = 0, C = 0, T = 0 \quad (2)$$

如满足 $F_s \geq F_n \tan \varphi + C$ (剪切破坏)则

$$F_s = F_n \tan \varphi + C, C = 0, T = 0 \quad (3)$$

式中: T 、 C 、 φ 分别为抗拉强度、黏聚力和内摩擦角,计算中取半弹簧对应的块体强度参数值。

CDEM 不仅可以模拟地质体连续状态下及非连续状态下的变形、运动特性,更可以实现地质体由连续体到非连续体的渐进破坏过程,应用于研究边

坡破坏计算、土石混合体波动探测模拟、高桩码头受力分析等连续非连续耦合问题^[16-19],尚无用于地下煤矿开采过程中的灾害模拟方面的研究。

3 三维数值模拟案例

3.1 数值计算模型

以安家岭矿北帮 9 号煤层 29208 工作面、29209 工作面、29210 工作面及 29211 工作面,4 号煤层 24206 工作面、24207 工作面及 24208 工作面为建模原型,依据地质勘察资料及 3 个剖面的地质模型、9 号煤与 4 号煤柱状图,考虑到该地区的地质历史过程,3 个剖面之间的地质情况通过计算机差值得到,将地层由上到下依次概括为:土层、泥岩砂岩互层、4 号煤层、泥岩砂岩互层、9 号煤层、11 号煤层、砂泥岩互层。依据室内试验测试结果,结合已有文献中参数取值,最终确定各地层的物理力学参数,具体取值见表 1。几何模型最大尺寸为 1 500 m × 800 m × 390 m,共包含四面体单元 183 625 个,节点 33 419 个,数值计算网格模型如图 1 所示。

表 1 地层参数

岩层	容重/ ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	弹性模 量/GPa	泊松 比	黏聚力/ MPa	内摩擦 角/(°)	抗拉强 度/MPa
土层	19.8	0.2	0.35	0.38	21	0.30
泥岩砂岩	2.40	10.0	0.30	0.26	27	2.50
煤层	14.9	4.0	0.28	0.84	26	0.30
砂岩泥岩	24.0	10.0	0.25	3.60	32	3.10



图 1 数值计算网格模型

3.2 数值计算方案

三维模型计算中块体的本构关系采用弹塑性本构模型、强度准则为摩尔—库仑摩擦准则,节理的力学模型采用脆性断裂模型。考虑到地质体内部存在节理裂隙的不确定性,计算中考虑了 2 种极端情况:①界面节理情况,即只在地层交界面处设置节理界面,认为地层内部无节理裂隙存在,只产生塑性变形;②遍布节理情况,即在地层内部也设置节理界面,认为所有有限单元网格的边界都是潜在的节理裂隙破裂面,既可以产生连续变形,也可以产生分

开、滑移等非连续运动。整个计算过程分为初始计算与地下开采计算 2 个阶段,初始计算阶段又分为初始地质模型弹塑性计算稳定获得初始应力场→露天矿开挖→潜在节理裂隙面状态判断获得初始破坏场;地下开采阶段依据 4 号煤及 9 号煤开采顺序及开采现状图分为开采 24206 工作面→开采 24207 工作面→开采 24208 工作面→开采 29209 工作面→开采 29210 工作面→开采 29211 工作面,为了节省计算时间,忽略每一工作面的具体过程,认为每一工作面开采至设计终采线时达到一种静力平衡态。

3.3 数值计算结果

1)位移场分析。终采时的位移矢量图如图 2 所示,从图 2 中可以看出:地下开采导致的上覆岩层运动以向采空区中心的竖向沉降为主,边坡仅可能在个别台阶部位发生局部破坏,不会发生向露天坡一侧的整体滑动破坏现象,但采动影像范围内的边坡台阶区域由于垮落会形成较多的张拉裂缝,降低边坡结构的整体性,不利于边坡稳定性。

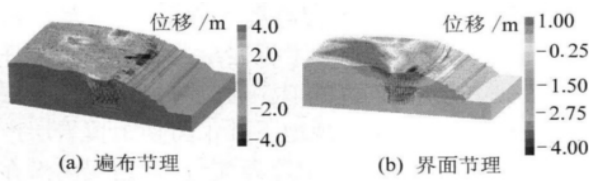


图 2 终采时的位移矢量

2)地表沉降过程分析。随着煤层的不断开采,地表沉降逐渐增大。开采 24206 工作面后,地表最大沉降值分别为 0.5 m(遍布节理)和 0.1 m(界面节理),最大沉降处位于采空区正上方。开采 24207 工作面后,遍布节理模型沉降值达 16 m,说明地层内部的节理面全部破裂,采空区上方形成整体垮塌,界面节理模型沉降达到 0.35 m,最大沉降处均转移至 24207 工作面正上方。开采 24208 工作面后,遍布节理模型最大值发展到 18 m,同时采空区上方出现新的垮塌区,形成 2 个沉降坑,界面节理模型最大沉降值基本不变,沉降坑范围有所扩大,如图 3 所示。开采 29209 工作面后,遍布节理模型沉降值达到 19 m,24207 工作面上方沉降坑与新的沉降带连接形成更大的沉降坑,界面节理模型最大沉降也达到 12 m,沉降坑向 24209 采空区移动了一段距离。开采 29210 工作面后,遍布节理模型沉降值达到 24 m,2 个沉降坑上部连接为一体,呈一坑两底状,界面节理模型沉降坑中心稍有左移,沉降最大值达到

17 m。开采 29211 工作面后,沉降坑形态基本不变,只对沉降坑左侧部分稍有影响,如图 4 所示。

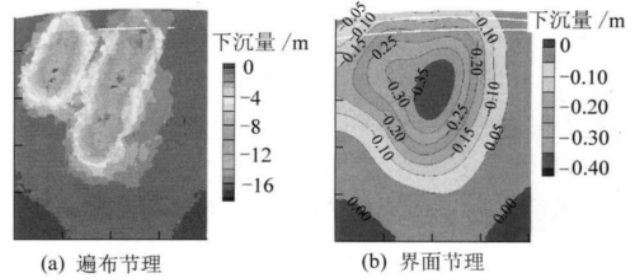


图 3 24208 工作面回采后地表沉降

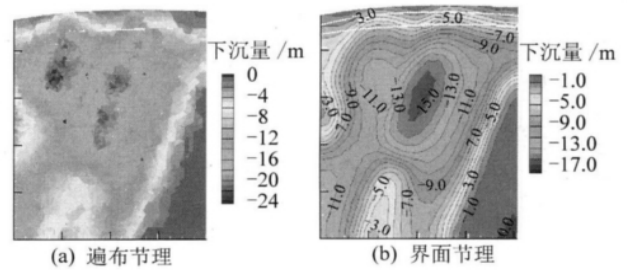


图 4 29211 工作面回采后地表沉降

开采不同工作面时地表竖向沉降图的发展演化表明:地层内部潜在节理裂隙面的存在对 4 号煤层开采时的地表沉陷形态及沉陷值大小都有比较大的影响,利用计算结果与实际情况的对比可以反分析地层内部节理裂隙的发育程度。

3)破坏场分析。终采后的岩土体的破坏场如图 5 所示,遍布节理模型采空区正上方的岩土体大部分产生拉伸破坏,采空区边缘垮落角范围内的岩土体大部分产生剪切破坏,同时也可以看到由于露天开采在坡脚处产生应力集中,也有一部分岩土体在开采初期产生了局部剪切破坏。界面节理模型的破坏类型分布同遍布节理基本相同,但由于完整性更好,应力转移较为充分,破坏的范围更大。终采后的潜在节理面的破坏场如图 6 所示,采空区上方潜在节理面基本全部产生剪切破坏。



图 5 岩土体破坏场

4)与二维计算结果的对比分析。取三维计算结果的剖面($z=304\text{ m}$)与相应二维模型(平面应变)的计算结果进行对比发现:两者垂直位移等值线图

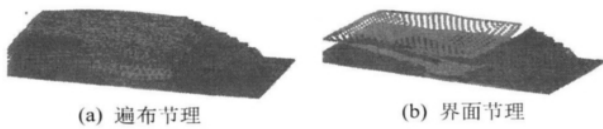
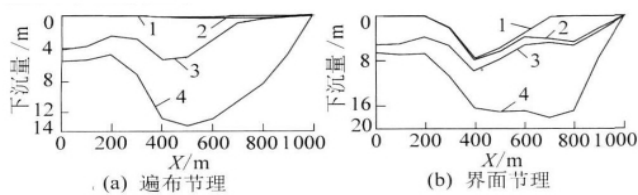


图 6 潜在节理面破坏场

表现较为一致,等值线以竖向直线为主,采空区直接顶都发生垮落,表明沉降主要与测点距离采空区远近有关。三维模型地表测点的沉降曲线如图 7 所示。只有开采 24209 及 24210 工作面时对界面节理模型沉降有较大影响,开采 24207 工作面至开采 29210 工作面过程中的每次开采对遍布模型沉降都有较大影响,总体来看遍布节理模型的沉降值大于界面节理模型。



1—4 分别为 24207、24208、29209、29210 工作面

图 7 地表测点的沉降曲线

二维遍布节理模型开采至不同阶段的地表测点沉降情况如图 8 所示,对比图 7 发现两者的大致趋势及测点沉降值基本一致,说明使用二维平面应变模型可以大致描述地下开采引起的地表沉降情况。

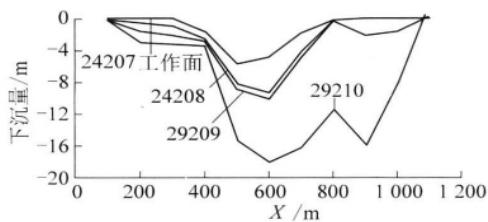
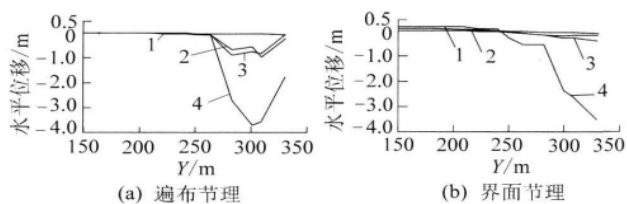


图 8 二维地表测点的沉降曲线

三维与二维水平位移等值线图有很大差别:三维以团絮状为主,二维以水平线状为主,三维向采空区中心发展,二维向露天矿一侧发展。三维模型露天边坡上不同高度测点的水平位移情况如图 9 所



1—4 分别为 24207、24208、29209、29210 工作面

图 9 露天边坡测点的水平位移曲线

示。从图中可以发现开采过程中 260 m 以上测点水平位移值为负向增大,即向采空区方向垮落。遍布节理模型的水平位移值大于界面节理模型。

二维模型计算的开采至不同阶段时坡面测点的水平位移如图 10 所示,图 10 中测点的水平位移值全部为正值,说明地下开采使得边坡朝向露天矿一侧变形,且在底层交界处存在明显的错动,这说明由于二维平面应变问题的简化使得三维模型计算结果同二维模型计算的水平位移场存在显著差别。

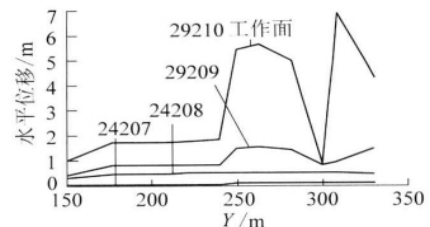


图 10 二维模型露天边坡测点的水平位移曲线

4 结 论

使用基于连续介质的离散元方法(CDEM),对安家岭矿区井工开采引起上覆岩层及边坡变形破坏进行了三维全过程数值模拟。通过对煤层上覆岩层的渐进破坏过程分析发现地下开采将使上覆岩层产生大面积垮落,形成地表沉降及裂缝;若地层内潜在节理裂隙发育,地表沉陷呈一坑两底状,若地层内部仅产生塑性变形,地表沉降呈一坑一底状,且最大沉降值相对较小。边坡仅在个别台阶部位发生局部破坏,不会发生向露天矿坑一侧的整体滑动,但在采动应力影像范围内的边坡台阶区域会形成较多的张拉裂缝,不利于边坡稳定性。与二维计算结果的对比表明,地下开采采空区的三维效应使得三维模型沿露天矿一侧的运移大幅减小,地表沉降分析可采用简化二维模型,边坡水平位移分析应采用三维模型。从数值计算角度对上覆岩层的变形运动规律进行了研究,更深入的研究需要结合现场监测数据及破坏现象对参数取值及计算模型进行反复修正。

参考文献:

[1] 陈仕阔,杨天鸿,张华兴.平朔安家岭露天矿地下采动条件下的边坡稳定性[J].煤炭学报,2008,33(2):148-152.
 [2] 马进岩.安家岭北帮内排压脚回填技术的参数优化研究[J].中国矿业,2009,18(9):90-93.
 [3] 丁启新,乔 兰.安家岭矿高陡边坡滑动破坏机理分析[J].中国矿业,2009,18(12):91-95.

(下转第 127 页)

250 m 左右,轨道巷外错 6203 工作面 20 m 左右,位于支撑应力的峰值区域内,符合数值模拟结果。

3.2 矿压显现规律分析

由于受到 6203 工作面开采以及附近断层的影响,当 6303 轨道巷与 6203 工作面的距离较近时,支承压力峰值位置邻近工作面煤壁,此时 6303 工作面巷道顶底板与两帮变形量较大,顶板容易发生断裂且片帮严重。在应力集中区域,应力通过底板向下传递,对处在该区域的 6303 工作面轨道巷顶板及两帮造成一定破坏,巷道维护困难,需加大支护强度。随着 6203 工作面向前推进,该工作面距断层和 6303 巷道的距离逐渐增大,应力峰值与 6303 巷道之间的距离也不断加大,6303 工作面回采巷道顶底板与两帮的变形量也逐步变小,此时 6303 工作面轨道巷承受来自上煤层开采和断层的应力影响不大,巷道较易维护。

4 结 论

1) 由于上部工作面的开采,6303 轨道巷顶底板与两帮变形量较大。并且在受到断层的切割作用后,使得支承应力峰值进一步增大,此时 6303 轨道巷顶板容易发生断裂且片帮情况严重,巷道维护较

为困难,支护强度需要进一步加大。

2) 通过研究 6203 工作面回采期间轨道巷应力变化可知,轨道巷超前影响范围距离工作面约 50 m,剧烈影响范围在距离工作面煤壁 20 m 左右。

参考文献:

- [1] 张国华,李凤仪. 矿井围岩控制与灾害防治[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2009.
- [2] 莫 技. 深部矿井冲击地压规律分析及预防技术研究[J]. 山东煤炭科技,2007(S0):107-108.
- [3] 左建平,陈忠辉,王怀文,等. 深部煤矿采动诱发断层活动规律[J]. 煤炭学报,2009,34(3):305-309.
- [4] 李 文,纪洪广,武玉梁. 深井冲击地压发生机理分析及预测方法研究[J]. 中国矿业,2007(7):105-107.
- [5] 孟召平,彭苏萍,黎 洪. 正断层附近煤的物理力学性质变化及其对矿压分布的影响[J]. 煤炭学报,2001,26(6):561-566.
- [6] 窦林名,徐长厚,张明伟,等. 上解放层开采解放作用机理数值模拟研究[J]. 煤矿开采,2011,16(2):12-16.
- [7] 王洛锋,姜福兴,于正兴. 深部强冲击厚煤层开采上、下解放层卸压效果相似模拟试验研究[J]. 岩土工程学报,2009,31(3):442-446.
- [8] 宋卫东,赵增山,王 浩. 断层破碎带与采准巷道围岩作用机理模拟研究[J]. 金属矿山,2004(2):11-13.
- [9] 卢德芳,刘春生,刘智理. 厚煤层综放工作面矿压显现规律研究[J]. 中州煤炭,2011(12):20-21.
- [10] 韩 放,谢 芳,王金安. 露天转地下开采岩体稳定性三维数值模拟[J]. 北京科技大学学报,2006,28(6):509-514.
- [11] 王云鹏,杨胜利. 露井联采边坡稳定性影响因素分析[J]. 煤炭工程,2009(12):76-79.
- [12] 陈忠辉,谢和平,王家臣. 综放开采顶煤三维变形、破坏的数值分析[J]. 岩石力学与工程学报,2002,21(3):309-313.
- [13] 朱建明,刘宪权,冯锦燕,等. 露井联采下边坡稳定性及其边界参数优化研究[J]. 岩石力学与工程学报,2009,28(S1):3971-3977.
- [14] 刘宪权,朱建明,冯锦艳,等. 水平厚煤层露井联合开采线边坡破坏机理[J]. 煤炭学报,2008,33(12):1346-1350.
- [15] 朱建明,冯锦艳,彭新坡,等. 露井联采下采动边坡移动规律及开采参数优化[J]. 煤炭学报,2010,35(7):1089-1094.
- [16] 王 东,曹兰柱,宋子岭. 基于 RFPA-SRM 的露井联采边坡稳定性研究[J]. 合肥工业大学学报:自然科学版,2009,32(10):1562-1565.
- [17] 郑友毅. 露井联采边坡稳定性数值模拟[J]. 辽宁工程技术大学学报:自然科学版,2009,28(4):533-536.
- [18] 曹胜根,钱鸣高,缪协兴,等. 综放开采端面顶板稳定性的数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报,2000,19(4):472-475.
- [19] 杨建立,左建平,孙 凯,等. 大采高多断层工作面综放诱发地表沉陷观测及数值分析[J]. 岩石力学与工程学报,2011,30(9):1216-1224.
- [20] LI S H, ZHAO M H, WANG Y N, *et al.* A Continuum-based Discrete Element Method for Continuous Deformation and Failure Process[C]//WCCM VI in Conjunction with AP-COM04, Beijing: [s. n.], 2004.
- [21] LI Shi-hai, ZHANG Ya-nan, FENG Chun. A Spring System Equivalent to Continuum Model[C]//Discrete Element Methods, Simulation of Discontinua: Theory and Applications, Ed. By Antonio Munjiza. London: Queen Mary, University of London, 2010:75-85.
- [22] 冯 春,李世海,刘晓宇. 半弹簧接触模型及其在边坡破坏计算中的应用[J]. 力学学报,2011,43(1):184-192.
- [23] Li S H, Wang J G, Liu BS, *et al.* Analysis of Critical Excavation Depth for a Jointed Rock Slope by Face-to-face Discrete Element Method[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2007, 40(4):331-348.
- [24] 张亚南,冯 春,李世海. 采用波动方法探测土石混合体结构特性的可行性研究[J]. 岩石力学与工程学报,2011,30(9):1855-1863.
- [25] 陆晶晶,刘天幸,李世海,等. 基于 CDEM 的高桩码头承载力数值模拟[J]. 水运工程,2010,9(445):41-47.

(上接第 124 页)