国 家 煤 炭 工 业 局 制 定

建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程

煤 炭 工 业 出 版 社

国家煤炭工业局制定

建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程

煤炭工业出版社

国家煤炭工业局制定

建筑物、水体、铁路及主要井巷

煤柱留设与压煤开采规程

责任编辑：金连生　牟金锁

*

煤炭工业出版社　出版发行

（北京朝阳区和平里 8 号　100016）

煤炭工业出版社印刷厂　印刷

*

开本 787×1092mm 1/32　　印张 9 5/8　插页 2

字数 211 千字　　印数 1—3,000

2000 年 6 月第 1 版　　2000 年 6 月第 1 次印刷

ISBN 7-5020-1662-7/TD7-65

社内编号 4431　　定价 20.00 元

版权所有　违者必究

本书如有缺页、倒页、脱页等质量问题，本社负责调换

关于颁发《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程》的通知

煤行管字〔2000〕第81号

原煤炭工业部1985年8月颁发的《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程》，在煤矿生产建设中曾起到了积极作用。近十五年来，随着科学技术的发展，我国煤矿工程技术人员和科研工作者在采煤引起地表移动、覆岩破坏和底板采动影响规律，以及建筑物、水体、铁路、井巷煤柱留设与压煤开采技术的研究应用等方面做了大量工作，积累了相当丰富的科学资料和实践经验。原《规程》无论在内容的广度和深度上，还是在重要的技术要求上，都不能满足煤矿生产建设的实际需要。为此，国家煤炭工业局有关部门组织科研、高等院校、生产企业的有关人员，根据我国近十几年“三下”（建筑物下、水体下、铁路下）开采的实践经验和科研成果，对原《规程》进行了大量补充和修订，并广泛征求了有关部门的意见，编制了新的《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程》，现颁发给你们，望各单位认真组织有关人员学习，严格贯彻执行。

国家煤炭工业局

2000年5月26日

目　　录

第一章　总则 …… 1

第二章　建（构）筑物保护煤柱留设与压煤开采 …… 5

第一节　建（构）筑物保护煤柱的留设 …… 5

第二节　建（构）筑物压煤的开采 …… 10

第三章　水体安全煤岩柱留设与压煤开采 …… 21

第一节　水体安全煤岩柱的留设 …… 21

第二节　水体压煤的开采 …… 23

第四章　铁路保护煤柱留设与压煤开采 …… 33

第一节　铁路保护煤柱的留设 …… 33

第二节　铁路压煤的开采 …… 35

第五章　井筒与工业场地及主要巷道保护煤柱留设与压煤开采 …… 40

第一节　立井与工业场地保护煤柱的留设 …… 40

第二节　斜井保护煤柱的留设 …… 44

第三节　平硐、石门、大巷及上、下山保护煤柱的留设 …… 47

第四节　立井井筒保护煤柱的回收 …… 49

第五节　斜井保护煤柱的回收 …… 52

第六节　平硐、石门、大巷及上、下山保护煤柱的回收 …… 52

第六章　煤柱留设与压煤开采工作的管理 …… 54

第七章　沉陷区环境影响评价与土地治理、利用 …… 58

第一节　开采沉陷的环境影响评价 …… 58

第二节　沉陷区的土地治理与利用 …… 59

第八章　压煤开采的经济评价 …… 62

第九章　附则 …… 65
附录一　本规程专用名词解释 …… 66
附录二　本规程用词说明 …… 70
附录三　工业构筑物、技术装置及暖卫工程管网
地表(地基)的允许和极限变形值 …… 71
附录四　地表移动与变形值的预计及参数求取方法 …… 78
一、符号及正负号 …… 78
二、概率积分法的计算方法 …… 81
三、地表移动计算参数求取方法 …… 98
四、采动过程中的地表移动与变形值计算方法 …… 108
五、山区地表移动与变形值计算方法 …… 112
附录五　地表移动实测参数 …… 117
附录六　近水体采煤的安全煤岩柱设计方法 …… 225
一、水体下采煤的安全煤岩柱设计方法 …… 225
二、水体上采煤防水安全煤岩柱设计方法 …… 233
附录七　近水体采煤矿井(采区)涌水量计算方法 …… 246
一、水体下采煤 …… 246
二、水体上采煤 …… 254
附录八　建(构)筑物、水体、铁路压煤量及其
采出量的计算原则和统计报表格式 …… 255
一、计算原则 …… 255
二、统计报表格式 …… 258
附录九　建(构)筑物、水体、铁路及主要井巷
保护煤柱留设方法举例 …… 259
附录十　煤矿开采损坏建筑物补偿办法 …… 289
附录十一　采动坡体稳定性预测 …… 291
附录十二　经济评价的计算方法 …… 297

第一章　总　　则

第1条　煤炭是我国的主要能源和工业原料，是国家所有的非再生资源。合理开采和优化利用煤炭资源，保护受开采影响区域内的主要井巷、建（构）筑物、水体、铁路和地面生态环境，保护矿井开采不受水体的威胁，使煤炭工业健康持续发展，适应可持续发展战略模式，是我国煤炭工业的主要技术政策。根据《中华人民共和国煤炭法》、《中华人民共和国矿产资源法》、《煤炭工业技术政策》、《中华人民共和国土地管理法》、《中华人民共和国环境保护法》等有关规定，制定本规程。本规程适用于包括国有煤矿在内的所有大、小煤炭企业。

第2条　本规程包括：煤矿区建（构）筑物、水体、铁路和主要井巷保护煤柱或安全岩柱的留设原则与设计方法；压煤开采原则与方法；开采沉陷对地面生态环境影响评价原则与治理技术途径；煤柱留设与压煤开采的管理办法等。凡煤矿矿区总体设计、矿井设计和矿井建设与生产等工作中涉及的上列问题，均应按本规程执行。矿区工农业建设与生产中涉及的压煤与开采影响问题，亦可参照本规程执行。

第3条　建（构）筑物、水体和铁路压煤和主要井巷煤柱的合理开采和采动对象的保护与治理，是煤炭行业和企业的计划、设计、生产、技术、地质、测量和基本建设等各部门的共同职责。煤矿各级管理部门和企业，应根据矿区生产、建设发展需要，由总工程师领导上述部门制定有关开采、保

护及治理的规划，积极稳妥地组织实施。

第4条 建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷所压煤炭资源应遵循煤炭资源优化利用原则，受护对象安全原则，保护生态环境原则和企业经济与社会效益原则，凡技术上可行、经济上合理，丢弃后带来永不可采或其它严重后果的，必须进行开采；技术条件可能，但尚无成熟经验的应积极进行试采；在目前技术条件下难以开采，但采用搬迁、就地重建、就地维修、改道（河流）和疏干或改造（地下含水层）等特殊措施，在经济上合理时，可进行开采。否则应当留设保护煤柱或经有资格的技术咨询部门评估和主管部门批准放宽回采率要求，采出部分煤量。

第5条 本规程规定建（构）筑物下、铁路下、近水体安全采煤的原则是：在建（构）筑物下采煤时，对于零散建（构）筑物，受开采影响后经过维修能满足安全使用要求；对于大片建筑群，受开采影响后大部分建筑物不维修或小修，少部分建筑物经中修和个别经大修能满足安全使用要求；在铁路下采煤时，经采取措施不影响列车安全运行；在近水体采煤时，受影响的采区和矿井涌水量不超过其排水能力、不影响正常生产，以及地面水利设施经维修不影响正常使用。

第6条 土地和耕地的破坏与保护是煤矿企业生产建设中面临的量大面广的课题，它直接关系到煤炭生产和农业生产，关系到农民生活和工农关系，政策性很强。应根据《中华人民共和国土地管理法》、《中华人民共和国环境保护法》的规定执行，经过技术经济论证，本着谁损坏，谁修复，恢复利用，因地制宜、综合治理的原则，与有关方面协商解决。

第7条 根据《中华人民共和国煤炭法》、《中华人民共和国矿产资源法》规定，未经煤矿企业同意，任何单位或者

个人不得在煤矿企业依法取得土地使用权的有效期间内在该土地上种植、养殖、取土或者修建建（构）筑物。在煤矿矿区范围内需要建设公用工程或者其他工程的，有关单位应当事先与煤矿企业协商，选择适宜位置，并按本规程要求，采取相应技术措施，达成协议并经所在省、直辖市、自治区人民政府煤炭主管部门批准后，方可施工。否则，煤矿不负责赔偿。

第 8 条 矿区内现有建（构）筑物及交通、水利等工程设施搬迁的新址，由矿区所在地人民政府责成主管部门主持与煤炭企业协商选定，防止重复压煤，应尽量利用已经稳定的沉陷地作为搬迁新址。

第 9 条 在勘探受水体威胁的矿区或井田时，地质勘探部门应根据勘探区的具体条件和矿井设计实际需要，并参照本规程的相应要求，安排水文地质勘探工作，获得设计开采水体压煤所必需的水文地质资料，并编入报告。

第 10 条 在矿区总体规划和矿井设计中，应根据矿区（井）的自然、经济、技术和管理条件，对建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷的压煤开采，以及恢复地面生态环境可行性进行技术论证和经济评价。因采取专门措施所发生的附加费用应分别计入基建投资和生产成本。

第 11 条 对建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷压煤量大的矿井，应尽可能在井位选择、开拓部署、巷道布置、开采程序，采煤方法和顶板管理方法等方面采取相应的措施，以最大限度地减轻开采影响的破坏作用，实现少丢煤、少搬迁及安全生产要求。工业场地布置力求紧凑，少占地、少压煤。煤田上方的主要建（构）筑物要尽量采取抗采动结构措施。

第 12 条 煤炭开采必然伴随着发生围岩及地表移动和

变形。各矿区的围岩及地表移动规律及有关参数具有地区特性，获取和积累有关围岩及地表移动的科学数据，是煤矿企业工程技术人员和有关业务部门的职责，每个矿区应有计划、有目的地开展上述科学试验与现场监测，综合分析，求取参数，总结规律，用于解决本区的开采沉陷问题。

第 13 条 本规程是依据长壁全部垮落法或长壁分层开采垮落法为主的科学数据与实践经验编制的。对于其它采煤方法或特殊的地质条件可参照本规程执行。

第二章　建（构）筑物保护煤柱留设与压煤开采

第一节　建（构）筑物保护煤柱的留设

第 14 条　按建（构）筑物的重要性、用途以及受开采影

表 1　矿区建（构）筑物保护等级划分

保护等级	主　要　建　（构）　筑　物
Ⅰ	国务院明令保护的文物和纪念性建筑物；一等火车站，发电厂主厂房，在同一跨度内有两台重型桥式吊车的大型厂房，平炉，水泥厂回转窑，大型选煤厂主厂房等特别重要或特别敏感的、采动后可能导致发生重大生产、伤亡事故的建（构）筑物；铸铁瓦斯管道干线，大、中型矿井主要通风机房，瓦斯抽放站，高速公路，机场跑道，高层住宅楼等
Ⅱ	高炉，焦化炉，220kV 以上超高压输电线路杆塔，矿区总变电所，立交桥；钢筋混凝土框架结构的工业厂房，设有桥式吊车的工业厂房，铁路煤仓、总机修厂等较重要的大型工业建（构）筑物；办公楼，医院，剧院，学校，百货大楼，二等火车站，长度大于 20m 的二层楼房和三层以上多层住宅楼；输水管干线和铸铁瓦斯管道支线；架空索道，电视塔及其转播塔，一级公路等
Ⅲ	无吊车设备的砖木结构工业厂房，三、四等火车站，砖木、砖混结构平房或变形缝区段小于 20m 的两层楼房，村庄砖瓦民房；高压输电线路杆塔，钢瓦斯管道等
Ⅳ	农村木结构承重房屋，简易仓库等

注：凡未列入表 1 的建（构）筑物，可依据其重要性、用途等类比其等级归属。对于不易确定者，可组织专门论证，并报省、直辖市、自治区煤炭主管部门审定。

响引起的不同后果，将矿区范围内的建（构）筑物保护等级分为四级（表 1）。

第 15 条 在矿井、水平、采区设计时应划定保护煤柱的建（构）筑物有：

1）矿井无可靠抵抗地表变形措施的工业场地建（构）筑物，以及远离工业场地的矿井主要通风机及其风道等设施。

2）国务院明令保护的文物、纪念性建（构）筑物。

3）目前条件下采用不搬迁或就地重建等方式进行采煤在技术上不可能或经济上不合理，而搬迁又无法实现或在经济上严重不合理的建（构）筑物。

4）煤层开采后，重要建（构）筑物所在的地表可能产生抽冒、切冒、滑坡等形式的塌陷漏斗坑、突然下沉或滑动崩塌，造成对重要建（构）筑物地基严重破坏的。

5）建（构）筑物所在的地表下面潜水位较高，采后因地表下沉导致建（构）筑物及其附近地面积水，而又不能自流排泄或采用人工排泄方法经济上不合理的。

6）重要河（湖、海）堤、库（河）坝、船闸、泄洪闸、泄水隧道和水电站等大型水工建筑工程。

7）高速公路、机场跑道。

上述各类建（构）筑物保护煤柱，在其条件符合第 28 条或第 29 条规定时，允许进行开采或试采。

第 16 条 确定建筑物保护煤柱的允许地表变形值采用下列数值：

倾　　斜：$i=\pm 3\text{mm/m}$；

曲　　率：$K=\pm 0.2\times 10^{-3}/\text{m}$；

水平变形：$\epsilon=\pm 2\text{mm/m}$。

第 17 条 地面受护面积包括受护对象及其周围的围护

带。

围护带宽度根据受护对象的保护等级确定，一般可按表2规定的数值选用。

表2 建（构）筑物各保护等级煤柱的围护带宽度

建（构）筑物保护煤柱等级	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ
围护带宽度（m）	20	15	10	5

建（构）筑物受护边界应不出现过多的边、角。当建（构）筑物受护面积较小时，应酌情加大其保护煤柱尺寸，以避免在建（构）筑物受护面积内因地表变形叠加而超过其允许变形值（见附录九例9）。

第18条 设计建（构）筑物受护边界可选用下列方法：

1）在平面图上通过受护对象角点作矩形，使矩形各边分别平行于煤层倾斜方向和走向方向；在矩形四周作围护带，该围护带外边界即为受护边界。

2）在平面图上作各边平行于受护对象总轮廓的多边形（或四边形）；在多边形（或四边形）各边外侧作围护带，该围护带外边界即为受护边界。

第19条 对于必须留设保护煤柱的建（构）筑物，其保护煤柱边界可按移动角采用垂直剖面法（适用于各类建（构）筑物）、垂线法（多用于延伸形构筑物）、数字标高投影法（主要适用于倾角变化较大的煤层）之一设计。具体设计方法见附录九例1、例2、例3及例12。

各主要矿区（井）移动角值及地表变形计算参数见附录五。新矿区移动角值和地表变形参数可按类比方法确定（见

附录五）。

第 20 条 用垂直剖面法设计与煤层走向斜交的受护对象保护煤柱时，应符合下述原则：

在松散层内采用 φ 角划直线；在基岩内则分别以斜交剖面移动角 β'、γ' 代替 β、γ 角划直线。直线与煤层底板的交点即为保护煤柱在煤层该斜交剖面上的上、下边界。

β'、γ' 角按下式计算：

$$\mathrm{ctg}\beta' = \sqrt{\mathrm{ctg}^2\beta\cos^2\theta + \mathrm{ctg}^2\delta\sin^2\theta}$$

$$\mathrm{ctg}\gamma' = \sqrt{\mathrm{ctg}^2\gamma\cos^2\theta + \mathrm{ctg}^2\delta\sin^2\theta}$$

式中 γ、β 和 δ ——分别为上山、下山和走向方向的岩层移动角；

θ ——圈护带边界与煤层倾向线之间所夹的锐角。

第 21 条 用垂线法设计与煤层走向斜交的受护对象保护煤柱时，煤柱在煤层上山方向垂线长度 q 和下山方向垂线长度 l 按下式计算：

$$q = \frac{(H-h)\ \mathrm{ctg}\beta'}{1+\mathrm{ctg}\beta'\cos\theta\mathrm{tg}\alpha}$$

$$l = \frac{(H-h)\ \mathrm{ctg}\gamma'}{1-\mathrm{ctg}\gamma'\cos\theta\mathrm{tg}\alpha}$$

式中 h——松散层厚度，m；

H——煤层到地表的垂深（从受护边界起在松散层中以 φ 角作直线与基岩面相交，H 值为过此交点的煤层深度）；

α——煤层倾角。

其他符号同第 20 条。

第 22 条 数字标高投影法用于设计延伸形建（构）筑物

或基岩面标高变化较大情况下的保护煤柱。该法要求保护煤柱空间体的侧平面（即倾角为 φ、β'、γ' 的平面）上等高线的等高距应与煤层等高线（或基岩面等高线）的等高距 D 相同，而相邻两等高线之间的水平距离 d 应根据 φ、β'、γ' 角及煤层等高距 D，按 $d=D\mathrm{ctg}\varphi$（或 $d=D\mathrm{ctg}\beta'$；$d=D\mathrm{ctg}\gamma'$）求取。连接保护煤柱侧平面与煤层层面（或基岩面）上同值等高线的交点，即得保护煤柱边界，其具体设计方法与步骤见附录九例 3。

第 23 条 当煤层为向斜、背斜和复式向、背斜构造时，应根据建（构）筑物与向、背斜构造的空间位置，用垂直剖面法设计保护煤柱（见附录九例 11）。

第 24 条 在设计山区建（构）筑物保护煤柱时，为防止采动滑坡和滑移的附加影响，应采取下列措施：

1. 位于可能发生采动滑坡和古滑坡地基上的或可能受采动引起陡崖峭壁崩塌危害的建（构）筑物，应首先考虑采取搬迁措施，否则应将可能发生采动滑坡的坡体划入受护范围，或者采取防治采动滑坡的技术措施。坡体采动后是否会产生滑坡可用采动坡体稳定性分析方法结合本矿区积累的实践经验判定。采动坡体稳定性分析见附录十一。

2. 为防止山体采动滑移附加变形对受护建筑物的影响，当保护煤柱受护边界至煤柱边界范围内地表平均倾角大于 15°时，应采用本矿区求得的山区移动角留设保护煤柱，如无本矿区实测资料而采用平地移动角留设保护煤柱时，建筑物上坡方向移动角应减小 5°～10°；下坡方向移动角一般应减小 2°～3°。

第 25 条 由于山区建（构）筑物保护煤柱尺寸较大，压占煤炭资源较多，因而在设计山区保护煤柱时，应对不同方

案进行经济技术可行性评价和分析对比，因地制宜选取最佳方案。

第 26 条 新矿井和生产矿井在设计本规程规定的各类保护煤柱和安全岩柱时，应有相应的图纸（见附录九各例）和文字说明，其内容包括地质、开采技术条件、受护对象概况、留设煤柱的必要性、选取的参数及压煤量计算。

第二节 建（构）筑物压煤的开采

第 27 条 建（构）筑物受开采影响的损坏程度取决于地表变形值的大小和建（构）筑物本身抵抗采动变形的能力。对于长度或变形缝区段内长度小于 20m 的砖混结构建筑物，其损坏等级划分见表 3。其它结构类型的建（构）筑物参照表 3 的规定执行。

工业构筑物、技术装置、暖卫工程管网等地表（地基）的允许和极限变形值可参照附录三执行。当地表变形值小于或等于该允许变形值时，一般可不采取专门的加固措施或开采技术措施。

表 3 砖混结构建筑物损坏等级

损坏等级	建筑物损坏程度	地表变形值			损坏分类	结构处理
		水平变形 ε (mm/m)	曲率 K (10^{-3}/m)	倾斜 i (mm/m)		
i	自然间砖墙上出现宽度 1～2mm 的裂缝	≤2.0	≤0.2	≤3.0	极轻微损坏	不修
	自然间砖墙上出现宽度小于 4mm 的裂缝；多条裂缝总宽度小于 10mm				轻微损坏	简单维修

续表

损坏等级	建筑物损坏程度	地表变形值			损坏分类	结构处理
		水平变形 ε (mm/m)	曲率 K (10^{-3}/m)	倾斜 i (mm/m)		
Ⅰ	自然间砖墙上出现宽度小于15mm的裂缝，多条裂缝总宽度小于30mm；钢筋混凝土梁、柱上裂缝长度小于1/3截面高度；梁端抽出小于20mm；砖柱上出现水平裂缝，缝长大于1/2截面边长；门窗略有歪斜	≤4.0	≤0.4	≤6.0	轻度损坏	小　修
Ⅱ	自然间砖墙上出现宽度小于30mm的裂缝；多条裂缝总宽度小于50mm；钢筋混凝土梁、柱上裂缝长度小于1/2截面高度；梁端抽出小于50mm；砖柱上出现小于5mm的水平错动；门窗严重变形	≤6.0	≤0.6	≤10.0	中度损坏	中　修
Ⅳ	自然间砖墙上出现宽度大于30mm的裂缝；多条裂缝总宽度大于50mm；梁端抽出小于60mm；砖柱出现小于25mm的水平错动	>6.0	>0.6	>10.0	严重损坏	大　修
	自然间砖墙上出现严重交叉裂缝、上下贯通裂缝，以及墙体				极度严重损坏	拆建

续表

损坏等级	建筑物损坏程度	地表变形值			损坏分类	结构处理
		水平变形 ε (mm/m)	曲率 K (10^{-3}/m)	倾斜 i (mm/m)		
Ⅳ	严重外鼓、歪斜：钢筋混凝土梁、柱裂缝沿截面贯通；梁端抽出大于60mm 砖柱出现大于25mm 的水平错动；有倒塌的危险	>6.0	>0.6	>10.0	极度严重损坏	拆建

注：建筑物的损坏等级按自然间为评判对象，根据各自然间的损坏情况按表3分别进行。

第28条 符合下列条件之一者，建（构）筑物压煤允许开采：

1）预计的地表变形值小于建（构）筑物允许地表变形值。

2）预计的地表变形值超过建（构）筑物允许地表变形值，但经就地维修能够实现安全采煤，并符合第5条规定的要求。

3）预计的地表变形值超过建（构）筑物允许地表变形值，但经采取本矿区已有成功经验的开采技术措施和建（构）筑物加固保护措施后，能满足安全正常使用要求。

第29条 符合下列条件之一者，建（构）筑物压煤允许进行试采：

1）预计地表变形值虽然超过建（构）筑物允许地表变形值，但在技术上可行、经济上合理的条件下，经对建（构）筑物采取可靠的加固保护措施或有效的开采技术措施后，能满足安全使用要求。

2）预计的地表变形值超过允许地表变形值，但国内外已

有类似的建（构）筑物和地质、开采技术条件下的成功开采经验。

3）开采的技术难度较大，但试验研究成功后对于煤矿企业或当地的工农业生产建设有较大的现实意义和指导意义。

第 30 条 开采建（构）筑物压煤时，应考虑的原则是：除了建（构）筑物本身的允许变形能力大小外，应考虑从开采措施上只采取单一措施或同时采取二种以上综合措施的可能性，以及地下开采措施和地面加固措施相结合的可能性。

第 31 条 进行建（构）筑物下采煤需要采取相应的开采技术措施时，根据建（构）筑物及地质、开采技术条件的不同，可选用下列措施：

1）长工作面、双工作面或阶梯状工作面的全柱式联合开采方法，使建（构）筑物位于移动盆地的中央。同时，一般不得在建（构）筑物下方残留煤柱或出现永久性开采边界，以减小建（构）筑物所在处的地表变形值。在开采数个煤层的情况下，可在第一个煤层开采引起的地表移动基本稳定后再开采第二个煤层，从而减少采动叠加有害影响。

2）垮落条带法或充填条带法，也可采用水力充填、风力充填或自溜充填等方法。

3）限制开采厚度，减少开采煤层层数或控制开采煤量等方法。

4）条件允许时，可采用协调开采方法（包括两个煤层或分层之间以及同一煤层内各工作面之间的协调开采）。

5）在开采煤层群时，如果煤层之间的距离允许，可采用上行开采。

6）离层带注浆充填方法。

7）开采薄煤层时，可采用全砌矸石带的顶板管理方式。

第 32 条 进行已有建（构）筑物下采煤需对其采取加固保护措施时，应遵守下列基本原则：

1）预计建筑物将受Ⅱ级损坏时，一般只需要采取简单加固保护措施，如设置地表变形补偿沟、钢拉杆、钢筋混凝土圈梁以及对长建筑物增设变形缝等。

2）预计建筑物将受Ⅲ级损坏时，应采取中等加固保护措施，即除采取上述简单加固保护措施外，还应增设钢筋混凝土基础梁（包括纵、横向梁及斜梁）、层间及檐口钢筋混凝土圈梁、钢筋混凝土柱等，并可采取一定的开采技术措施。

3）预计建筑物将受Ⅳ级损坏时，应采取专门加固保护措施，必要时采取减小地表移动和变形的开采技术措施。

4）对于地下管网，除采用临时性地面管网外，也可对其采取适当保护措施，如设置柔性接头或补偿器、增设附加阀门、建立环形管网、修筑管沟等。

5）每次开采前和地表移动稳定后，均需对建（构）筑物和设施及时进行检修和调整。

第 33 条 建筑物下压煤开采分高、低潜水位两种类型，区别在于采后潜水位距地表是否小于 0.8m 或雨季是否长期积水影响房屋正常使用。

低潜水位条件下的建筑物下压煤开采以抵抗地表变形为主，可按照第 28 条、29 条、31 条、32 条实施。

高潜水位条件下的建筑物下压煤开采，在厚煤层分层开采或多煤层开采条件下，先开采部分煤层，后垫高地表沉陷区，建造抗采动房屋，再开采其余煤层；或先行垫高建筑场地，建造抗采动房屋，后进行开采；在满足潜水位标高不超限条件下，也可采用充填法开采、条带法开采或覆岩离层带注浆充填法等减沉措施。

第 34 条 新建抗采动建筑物的场地宜选择地表移动与变形值相对较小的地方，应避开会产生塌陷坑、台阶、裂缝等非连续变形或呈现长期积水的地带。有滑坡危险地区，不得用作建筑场地。

第 35 条 新建抗采动建筑物的地基土应满足下列要求：

1）地基土上要求均匀一致，土壤承载力不宜过高，对于承载力高的坚硬岩石，密实粘土等地基，要在基础底面下置换 300～500mm 厚的砂层或软土层。当地基土壤承载力差异较大时，应设置变形缝使其成为各自独立的单体；在条件允许时，可通过加强建筑物的刚度和强度实施。

2）回填土地基要密实处理，可采用分层压实和整层夯实的方法，密实系数应为 0.93～0.96；回填矸石地基应采用分层振压或整层强夯的方法，密实系数应为 0.91～0.94。

第 36 条 新建抗采动变形建筑物设计应遵守下列原则：

1）在许可条件下，建筑物长轴应平行于地表下沉等值线。

2）建筑物体型应力求简单，平面形状以矩形为宜，避免立面高低起伏，必要时用变形缝分开。

3）建筑物承重墙体纵、横方向宜对称布置，内墙穿通，尽量减小横墙间距，宜采用条形基础。

4）单、双层建筑物的单体长度不宜大于 20m，三层及其以上的建筑物单体长度以 20～30m 为宜，过长时采用变形缝分开。

5）在技术和施工条件许可时，建筑物应尽量选用静定结构体系，并采用轻质高强屋面材料。

6）砖混结构建筑物的基础内一般宜设置水平滑动层，同一单体内位于同一标高上。

7）砖混结构建筑物应设置钢筋混凝土基础、层间、檐口圈梁和立柱，其位置、数量、尺寸和配筋量根据地表变形值的大小计算确定。墙体转角、丁字和十字连接处应沿高度增设拉结钢筋，门窗洞口上、下应增设拉结钢筋。不允许采用砖拱过梁。

8）厚煤层分层开采及多煤层开采条件下，建筑物加固设计用地表水平变形值按下式计算：

$$\varepsilon=\sqrt{\sum_{i=1}^{n}\varepsilon_i^2}$$

式中 ε_i——第 i 个分层或煤层开采引起的地表水平变形值，mm/m；

n——厚煤层分层开采层数或多煤层层数。

9）楼板和屋顶不应采用易产生横向推力的砖拱或混凝土拱形结构。

10）室内地坪做法宜在砂垫层上铺设砖、预制混凝土块或钢丝网混凝土板等。

11）地下管网应采取适当保护措施，如管接头处设置柔性接头或补偿器、增设附加阀门、建立环形管网、修筑管沟等。环境和气候条件允许时，优先采用地面管网。

第 37 条 在地震设防地区，砖混结构建筑物抗采动变形设计应遵循以下基本原则：

1）只有在地震烈度 7 度（含 7 度）以上的地区，预计地面建筑物受Ⅰ级（含Ⅰ级）以上采动损坏时，才考虑抗震与抗采动变形双重设防。

2）考虑到地震与采动同时发生的概率很小，采动影响区的双重设防设计以抗采动为主，进行抗震验算。地震荷载与采动荷载不完全叠加。

3）建筑物选址、朝向、平立面形状、平面尺寸等应满足第36条中第1）～4）款的要求。

第38条 在开采沉陷区上方兴建建（构）筑物时，应对地基的长期稳定性进行评价。对浅部老采空区、小煤窑开采区、断层露头区，必须加强勘察、探测工作，并采取措施后方允许兴建建（构）筑物；对在长壁垮落法开采的老采空区上方新建建（构）筑物时，宜适度采用抗残余变形、活化变形的加强保护措施。

第39条 在建（构）筑物受采动影响期间，还可选用下列措施：

1）在地表变形活跃期内，暂时改变建（构）筑物的使用性质。

2）对建（构）筑物和设备及时进行检修和调整。

3）对各种管线定期切断，消除附加应力后重新焊接或安装。

第40条 建（构）筑物下采煤设计一般应分为方案设计和初步设计两个步骤。对于生产矿井，方案设计应在提出开采计划后完成，初步设计则应在方案批准后编制。其基本内容为：

一、方案设计

1）建（构）筑物特征及其压煤开采的必要性、可能性和可靠性。

2）实现建（构）筑物下采煤的各种技术方案，其中包括地表移动和变形预计，采煤方法和顶板管理方法的选择与论证，开采技术措施，对建（构）筑物影响程度的分析与估计。

3）方案的技术、经济评价及费用概算。

4）方案的综合分析对比和选定。

二、初步设计

1）开采方法。应包括开采范围、采煤方法和顶板管理方法、工作面布置、推进方向、推进速度、开采顺序，有关的巷道布置与生产系统及相关图纸。

2）地表移动和变形值预计及对建（构）筑物的影响程度。应阐明选用的计算公式和参数，建（构）筑物所在处有关的地表移动和变形值的计算结果及必要的曲线图，并结合其建筑特征和结构特征、现有状况和使用要求进行综合分析（计算公式和参数可参照附录四执行）。

3）建（构）筑物加固和保护措施。应包括采前的加固保护措施，加固构件的设计说明书和相关图纸，开采期间及开采后的维修措施。

4）地表移动及建（构）筑物变形观测站设计。

5）设计概算及经济效益分析与评价。

对于符合第28条、第29条的建（构）筑物下采煤设计，原则上也应按第40条、第41条、第42条的规定执行，但允许结合具体情况删减有关的内容。

第41条 进行建（构）筑物下采煤设计必须具备下列技术资料和工程图：

一、技术资料

1）地质、开采技术条件。煤层的层数、层间距、厚度、倾角、埋藏深度、压煤量、岩石物理力学性质、地质构造、地下潜水位，现有的开采方法、巷道布置、生产系统以及邻区开采情况。

2）建（构）筑物概况。建（构）筑物的体型、面积、长度、宽度、高度、层数、结构类型、基础型式及其埋置深度，松散层的厚度和地基土壤的工程地质及水文地质参数；建筑

时间和现有状况，使用要求，周围地形情况；建（构）筑物原设计的有关资料。

3）主要管线和重要设备的技术特征、技术要求及其支承或基础埋置方式。

4）有关的地表移动参数，老采区活化的可能性及其对地表和建（构）筑物的影响。

二、工程图

1）井上、下对照图。应包括地形和煤层底板等高线、地质构造、邻近工作面位置及建（构）筑物平面布置。

2）地质剖面图和钻孔柱状图。应标明地面标高，建（构）筑物位置，煤层的层数、厚度、层间距、埋藏深度、倾角和地质构造等。

3）建（构）筑物的施工图（或竣工图）。应包括平面图、立面图、剖面图，主要承重构件（梁、柱、屋架、楼板、基础等）的支座联接方式，断面尺寸和配筋，管线接头构造及重要设备基础等。

第42条 在建（构）筑物下试采时的观测研究工作应符合下列要求：

1）开采前设置地表和建（构）筑物观测站。观测站设置及观测工作参照《煤矿测量规程》有关规定执行。

2）在开采前和采动期间对地表裂缝和建（构）筑物的损坏情况及时进行素描、摄影和摄像记录。

3）准确测定实际开采厚度、开采面积、采出量、采空区内残留煤柱的位置和尺寸、工作面推进速度及其它有关技术经济指标。

4）试采结束后对各项观测资料进行系统分析和总结，提出成果，上报有关审批单位。

符合第28条规定进行建（构）筑物下采煤或在本矿区多次成功地进行过建（构）筑物下采煤时，可根据需要简化观测内容，只进行局部或单项观测。

第三章　水体安全煤岩柱留设与压煤开采

第一节　水体安全煤岩柱的留设

第43条　必须在矿井、水平、采区设计时确定安全煤岩柱的水体主要有：

1）水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离，既不符合第50条表4中各采动等级水体要求的相应安全煤岩柱尺寸，又不能采用可靠的开采技术措施以保证安全正常生产的。

2）在目前技术条件下，只能采用改道（河流）、放空（水库）、疏干（含水层）或堵截水源等办法处理，但在经济上又属严重不合理的水体。

3）位于预计顶板垮落带、导水裂缝带内，且无疏放水条件的砂砾、孔隙强含水层和砂岩、石灰岩裂隙岩溶强含水层、岩溶地下暗河和有突水危险的含水断层与陷落柱等水体。

4）位于预计底板采动导水破坏带内，或底板采动导水破坏带与承压水导升带联通，且无疏放条件和可能产生底板突水灾害的水体。

5）预计采后矿井涌水量会急剧增加，超过矿井正常排水能力，且水量长期稳定不变，增加排水能力难以实现或排水费用高昂的。

6）煤层开采后，地表和岩层有可能产生抽冒、切冒型塌

陷、地质弱面活化和突然下沉面引起溃沙、溃水灾害的。

7）对国民经济和人民生活有重大影响的河流、湖泊、水库及旅游景点的地面、地下水体。

上述各类水体的安全煤岩柱，在其条件符合第51条或第52条规定时，允许进行开采或试采。

第44条 水体下安全煤岩柱应按裂缝角和水体采动等级（表4）所要求的安全煤岩柱类型相结合的原则设计。

裂缝角可参照附录五选取，如无裂缝角资料时，可用移动角加大5°～10°代替。

近水体安全煤岩柱的具体设计方法见附录六和附录九例10。

第45条 水体的边界应区分平面边界和深度边界。如果地表水体底界面直接与隔水层接触，最高洪水位线应为水体的平面边界，面水体底界面即为水体的深度边界。如果地表水体底界面直接与含水层接触或二者有水力联系，则最高洪水位线或上述含水层边界应为水体的平面边界，含水层底界面为水体的深度边界。如果仅为地下含水层水体，则含水层边界应为水体的平面边界，含水层的顶或底界面为水体的深度边界。在确定水体边界时，必须考虑由于受周围开采引起的岩层破坏和地表下沉或受水压力作用以及地质构造等影响而导致水体边界变化的因素。

第46条 水体安全煤岩柱范围内有导水的地质构造时，应根据其不同的类型，酌情加大其尺寸。

第47条 在水体下采煤时，当同一水体的底界面至煤层间距、基岩厚度、各煤层采厚、倾角及煤层之间岩性差别悬殊时，安全煤柱可分别在倾斜剖面上按不同煤层分组，在走向剖面上按不同采区或工作面分段予以设计和留设。

第48条 在水体下开采近距离煤层群时，如果煤层间距大于其下一层煤的垮落带高度，可根据其中煤层厚度最大的一层按上述方法设计安全煤岩柱。如果煤层间距等于或小于其下一层煤的垮落带高度，则以其累计厚度或综合开采厚度设计安全煤岩柱（见附录六）。

第49条 河（湖、海）堤、库（河）坝、船闸、水电站、溢洪隧道等大型水工建筑物的保护煤柱可参照第二章的方法设计。受护面积的围护带宽度为15～20m。

第二节 水体压煤的开采

第50条 近水体采煤时，必须严格控制对水体的采动影响程度。按水体的类型、流态、规模、赋存条件及允许采动影响程度，将受开采影响的水体分为不同的采动等级（表4）。对不同采动等级的水体，必须采用留设相应的安全煤岩柱的措施。

表4 矿区的水体采动等级及允许采动程度

煤层位置	水体采动等级	水体类型	允许采动程度	要求留设的安全煤岩柱类型
水体下	1	1. 直接位于基岩上方或底界面下无稳定的粘性土隔水层的各类地表水体 2. 直接位于基岩上方或底界面下无稳定的粘性土隔水层的松散孔隙强、中含水层水体	不允许导水裂缝带波及到水体	顶板防水安全煤岩柱

续表

煤层位置	水体采动等级	水体类型	允许采动程度	要求留设的安全煤岩柱类型
水体下	Ⅰ	3. 底界面下无稳定的泥质岩类隔水层的基岩强、中含水层水体 4. 急倾斜煤层上方的各类地表水体和松散含水层水体 5. 要求作为重要水源和旅游地保护的水体	不允许导水裂缝带波及到水体	顶板防水安全煤岩柱
	Ⅱ	1. 底界面下为具有多层结构、厚度大、弱含水的松散层或松散层中、上部为强含水层，下部为弱含水层的地表中、小型水体 2. 底界面下为稳定的厚粘性土隔水层或松散弱含水层的松散层中，上部孔隙强、中含水层水体 3. 有疏降条件的松散层和基岩弱含水层水体	允许导水裂缝带波及松散孔隙弱含水层水体，但不允许垮落带波及该水体	顶板防砂安全煤岩柱
	Ⅲ	1. 底界面下为稳定的厚粘性土隔水层的松散层中、上部孔隙弱含水层水体 2. 已或接近疏干的松散层或基岩水体	允许导水裂缝带进入松散孔隙弱含水层，同时允许垮落带波及该弱含水层	顶板防塌安全煤岩柱

续表

煤层位置	水体采动等级	水体类型	允许采动程度	要求留设的安全煤岩柱类型
水体上	I	1. 位于煤系地层之下的巨厚灰岩强含水体 2. 位于煤层之下的薄层灰岩具有强水源补给的含水体 3. 位于煤层之下的作为重要水源或旅游资源保护的水体	不允许底板采动导水破坏带波及水体，或与承压水导升带沟通。并有能起到强阻水作用的有效保护层	底板强防水安全煤岩柱
	II	1. 位于煤系地层之下的弱含水体，或已疏降的强含水体 2. 位于煤层之下的无强水源补给的薄层灰岩含水体 3. 位于煤系地层或煤系地层底部其它岩层中的中、弱含水体	允许采取安全措施后底板采动导水破坏带波及水体，或与承压水导升带沟通，但防水安全煤岩柱仍能起到安全阻水作用	底板弱防水安全煤岩柱

第 51 条 符合下列条件之一者，水体的压煤允许开采：

1）水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离，符合第 50 条表 4 中各水体采动等级要求留设的相应类型安全煤（岩）柱尺寸。

2）水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离，略小于第 50 条表 4 中各水体采动等级要求留设的相应类型安全煤（岩）柱尺寸，本矿井又有类似条件的近水体采煤成功经验和可靠数据的。

3）在技术可能、经济合理的条件下，能够实现改道（河

流）和放空（水库、采空积水区等）的水体或能够实现完全疏干，以及堵截住水源补给通道的松散孔隙含水层水体或基岩孔隙-裂隙、岩溶-裂隙含水层水体。

4）地质、开采技术条件较好，并在有条件采用开采技术措施及其他措施后，水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离能满足第50条表4中各水体采动等级要求留设的相应类型安全煤（岩）柱尺寸。

5）地质条件允许时，可以在枯水季节进行开采的季节性水体。

第52条 符合下列条件之一者，水体的压煤允许进行试采：

1）水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离，不符合第50条表4中各水体采动等级要求留设的相应类型安全煤（岩）柱尺寸，但水体与煤层之间有良好隔水层，或者通过对岩性、地层组合结构及顶板垮落带、导水裂缝带高度或底板采动导水破坏带深度、承压水导升带厚度分析，确认无溃水、溃沙或突水可能的。

2）水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离，虽略小于第50条表4中各水体采动等级要求的相应类型安全煤岩柱尺寸，但本矿区无此类近水体采煤经验和数据的。

3）水体与设计开采界限（煤层）之间无足够厚度的良好隔水层，但采用充填法或条带法等开采方法可使顶板导水裂缝带高度或底板采动导水破坏带深度不达到水体的。

4）水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离，虽符合第50条表4中要求留设的相应类型安全煤岩柱尺寸，但煤层为倾角大于55°的急倾斜中厚煤层和厚煤层。

5）水体与设计开采界限（煤层）之间的最小距离，虽符

合第 50 条表 4 中要求留设的相应类型安全煤岩柱尺寸，但水体压煤地区地质构造比较发育。

第 53 条 近水体采煤时，必须采用相应的开采技术措施和安全措施。根据水体的类型、地质、水文地质和开采技术条件，可选用下列开采技术措施和安全措施：

1）保留防砂煤岩柱和防塌煤岩柱在水体下开采缓倾斜及倾斜厚煤层时，宜采用倾斜分层长壁开采方法，并尽量减少第一、二分层的采厚，增加分层之间的间歇时间，上、下分层同一位置的回采间隔时间应不小于 4～6 个月，如果岩性坚硬，间隔时间应适当增加。采用放顶煤开采方法时，必须先试验后推广。

2）在水体下开采急倾斜煤层时，应采用分小阶段间歇回采，同时加大走向方向连续回采长度的开采方法，且第一、二小阶段的回采垂高（一般 15～20m）应小于其余小阶段。严禁超限开采设计开采范围之外的煤量。如果顶底板岩层坚硬、煤质松软易发生抽冒时，则在第二水平甚至第三水平开采时，也应按上述规定执行。

3）水体下采煤时，当松散含水层或基岩含水层处于预计顶板垮落带和导水裂缝带范围内，但煤层顶板与含水层之间有隔水层存在时，应搞好工作面正规循环作业，保证工作面匀速推进，加强工作面支护，防止工作面顶板隔水层超前断裂；应采用使采掘工作面利于疏排水工作，以及保持水沟畅通等措施，避免工作面作业条件恶化。

4）水体下采煤时，如果松散层底部为强含水层，且与基岩含水层有密切的水力联系时，矿井初期应按防水煤岩柱要求确定开采上限和只将总回风巷标高提高，待对底部含水层疏干后再按防砂煤岩柱或防塌煤岩柱要求进行开采。

5）在试采条件困难和地质、水文地质资料不足的情况下，可先开采远离水体、隔水层较厚且分布稳定、地质和水文地质条件较简单或易于进行观测试验的煤层，积累经验和数据后，再逐步扩大试采规模与范围。

6）开采石灰岩强岩溶水体压煤时，应在开采水平、采区或煤层之间留设隔离煤柱或建立防水闸门（墙），计算隔离煤柱尺寸时，必须注意使煤柱至岩溶水体之间的岩体不受到破坏；或者在受突水威胁的采区建立单独的疏水系统，加大排水能力及水仓容量，或建立备用水仓。在水体上采煤时，可采用底板注浆加固等措施。导水断层两盘和陷落柱周围应留设煤柱，断层煤柱留设和设计方法按《矿井水文地质规程》规定执行。

7）在积水采空区和基岩含水层附近采煤，或有充水断层破碎带、陷落柱等存在时，应采用巷道、钻孔或巷道与钻孔相结合等方法，先探放、疏降，后开采，或边疏降边开采。

8）当地表水体和松散强含水层下无隔水层时，开采浅部煤层以及在采厚大、含水层水量丰富，水体与煤层的间距小于顶板导水裂缝带高度时，应采用控制裂缝带发展高度的开采方法，如充填法或条带法开采和限制回采厚度等措施。

9）近水体采煤时，应采用钻探或物探方法详细探明有关的含、隔水层界面和基岩面起伏变化，以保证安全煤岩柱的设计尺寸。

10）近水体采煤时，应对受水威胁的工作面和采空区的水情加强监测，对水量、水质、水位动态进行系统观测和及时分析；应设置排水巷道，定期清理水沟、水仓，正确选择安全避灾路线，配备良好的照明、通讯与信号装置；应对采区周围井巷、采空区及地表积水区范围和可能发生的突水通

道作出预计并采取相应措施。

其它安全措施按《煤矿安全规程》和《矿井水文地质规程》有关规定执行。

第 54 条 近水体采煤设计一般应分为方案设计和初步设计两个步骤进行。对于生产矿井，方案设计应在提出开采计划后完成，初步设计则在方案设计批准后编制。其基本内容应符合下列要求：

一、方案设计

1）水体特征、地质采矿条件及压煤开采的必要性、可能性和安全可靠性。

2）实现近水体采煤的各种技术方案，其中应包括采煤方法和顶板管理方法的选择与论证，开采技术措施，水体受采动影响程度的分析与预计。

3）方案的技术、经济评价及费用概算。

4）方案的综合分析对比和选定。

二、初步设计

1）开采方法。应包括采煤方法和顶板管理方法，工作面布置，开采顺序、开采厚度、推进方向和推进速度，以及有关的巷道布置与生产系统。

2）采区和矿井涌水量预计。其预计方法可参照附录七和《矿井水文地质规程》。

3）顶板垮落带、导水裂缝带高度和底板采动导水破坏带深度、承压水导升带厚度及发展特征的预计，安全煤岩柱的设计方法见附录六。必要时应对地表和岩层的移动与变形进行预计，预计方法见附录四。

4）井上、下防排水工程。应包括井下排水设备、排水系统，井下探放水工程，地面防排水工程。

5）井下安全措施。一般应包括保证安全煤岩柱尺寸的采掘措施，避灾路线及通讯信号等。在石灰岩强岩溶水体附近采煤时，还应根据具体情况，考虑备用水仓、疏水路线及防水闸门（墙）等的设计。

6）井上、下水文地质长期观测网，岩体破坏、采掘工作面矿压及地表移动观测站设计。

7）设计概算及经济效益分析与评价。

第55条 完成近水体采煤设计，需根据水体的具体情况具备下列有关的技术资料和工程图。

一、技术资料

1）地表水体的水域、水深、水位动态、流量、流速、大气降雨量、补给水源及渗漏途径；地表洪水及防洪、排洪渠道系统。

2）采空区、旧巷积水区的范围、水量，老采区的开采层数及范围、采空区积水的水源及其动态特征，与大气降水、地表水、地下水及上、下煤层，本煤层其它采空区和积水区之间的水力联系。

3）河（湖、海）堤、库（河）坝的材质、断面、标高、建造时间、施工质量、浸水深度及其与采区位置的对应关系。

4）松散层的成因类型；含水层、隔水层的组合结构及沉积特征；含水层的厚度、富水性（单位涌水量、渗透系数）、颗粒级配、含粘量，在天然状态下的补给、迳流、排泄条件及其在采动影响下可能产生的变化；隔水层的厚度、颗粒级配及塑性指数（液限、塑限）。

5）基岩含水层和隔水层的组合结构和沉积特征，岩层裂隙、岩溶、断层和陷落柱的发育与分布规律，富水性、水质、水量、水位动态及其在天然状态下的补给、迳流、排泄条件

和在采动影响下可能产生的变化；隔水层的厚度及岩石物理力学性质，岩石结构特征和矿物成分，地质断裂构造特征、断层、陷落柱的隔水性和导水性，穿透含水层钻孔的封孔质量；基岩面标高，风化带深度，古风化壳及其含水性评价。

6）成煤时代，煤层稳定性，可采煤层层数、厚度、层间距、倾角、埋深及矿井开拓、排水系统。

7）本矿井（区）或类似条件下的顶板垮落带、导水裂缝带高度，底板采动导水破坏带深度、承压水导升带厚度、采掘工作面矿压，地表移动与变形实测数据，地表塌陷、溃水、溃砂或突水等资料。

8）本矿井（区）的充水性特征，涌水量及其构成。

如果现有资料不能满足上述要求，应进行补充调查和勘探。

二、工程图

1）井上、下对照图。应包括水体的平面、剖面位置，地形及标高，煤层露头，采区周围开采情况及采动影响范围，地表下沉积水范围及煤层底板等高线。

2）地质及水文地质图。应包括矿井水文地质图，水文地质剖面图、地质柱状图，主要含水层（组）水位（压）等值线图，主要含水层、隔水层等厚线图、顶板或底板等高线图，煤层顶板及基岩面等高线图等。对于水文地质条件复杂的井田，需增加区域水文地质图、岩溶分布图、矿区地下水化学图、富水性分布图、断层两盘含水层对接补给关系图等。

3）矿井排水系统图。

4）矿井充水性图。

5）矿井水动态（水量、水位、水质）与各种因素（如降水量、开拓巷道长度、回采面积）相关分析曲线图。

第56条 进行水体压煤试采时，必须进行相应的观测研究工作。试采中的观测研究工作应包括下列内容：

1）试采区巷道和工作面充水性，全矿井涌水量动态，分煤层、分水平、分采区、分工作面、分涌水点的涌水量定期观测及水质化验分析。

2）地表水和地下水（包括松散层、基岩和风化带含水层水）动态长期观测。观测工作在采前至少进行一个水文年。地表水的观测内容主要为水位标高、水质化验、流量等；地下水的观测内容主要为各含水层的水位标高、水质化验、流速及水力联系、补给通道等；此外，还应收集或观测气象资料（降雨量、蒸发量等）。

3）顶板垮落带、导水裂缝带高度、底板采动导水破坏带深度与承压水导升带厚度和分布形态及特征观测研究。

4）采掘工作面矿压、地表移动与变形观测，地表裂缝的素描与摄影、录像记录。

5）开采厚度、开采面积、工作面垮落高度与特征、推进速度、老顶初次与周期来压、顶板及煤柱稳定性和各项开采技术经济指标的计算与分析。

6）岩溶地区可溶岩层上方地表塌陷范围、塌陷坑分布状况和可能的塌陷监测；岩溶陷落柱分布范围、含水情况等。

7）地表下沉盆地积水区范围、水深及水量观测。

8）采空区积水的水位、水量及补给、排泄情况观测。

9）采掘工作面地质异常超前探测。

试采结束后，应对各项观测资料进行系统分析和总结，逐级上报。

对多次成功地进行过水体压煤开采且掌握了规律和数据的矿井，上述工作可根据具体情况进行。

第四章　铁路保护煤柱留设与压煤开采

第一节　铁路保护煤柱的留设

第 57 条　铁路的保护等级可分为四级（表 5）。

表 5　铁路保护等级

保护等级	铁　路　等　级
Ⅰ	国家一级铁路
Ⅱ	国家二级铁路
Ⅲ	国家三级铁路
Ⅳ	工矿企业专用铁路（一级、二级、三级）

注：对工矿企业（如特大型矿井）专用铁路的一级线路中年通过量、行车密度、速度及客运等指标达到国家三级铁路标准的可划为Ⅲ级保护等级。

第 58 条　必须在矿井、水平、采区设计时确定保护煤柱的铁路线路和与其配套的建（构）筑物为：

1）国家一级铁路。

2）国家二级铁路。

3）国家三级铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比小于 60；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比小于 80。

4）工矿企业专用铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比小于 40；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比小于 60。

5）铁路隧道。

6）全长大于 20m 的铁路桥。

7）一、二级铁路线上的一、二等铁路车站。

8）目前条件下采用改道或不留设煤柱方法处理在技术上不可能或经济上不合理的铁路线路或其它建（构）筑物。

9）有严重滑坡危险而又难以处理的铁路线路。

上述各类铁路保护煤柱，在其条件符合第 63 条或第 64 条规定时，允许进行开采或试采。

第 59 条 留设铁路保护煤柱时，受护面积的设计：路堤应以两侧路堤坡脚外 1m 为界，路堑应以两侧堑顶边缘为界，在两侧界线以内的范围为受护对象。然后沿受护对象边界按表 6 的规定向外留设围护带。

表 6 铁路保护等级的圈护带宽度

保护等级	围护带宽度（m）	保护等级	圈护带宽度（m）
Ⅰ	20	Ⅲ	10
Ⅱ	15	Ⅳ	5

第 60 条 保护煤柱一般应在线路的横剖面上按垂直剖面法设计。铁路与煤层走向斜交时，使用斜交剖面移动角（β' 和 γ'），其计算方法及煤柱的具体设计方法见第 20 条和附录九及例 8。

第 61 条 属于铁路车站的建（构）筑物保护煤柱留设可参照第二章类似的建（构）筑物的有关规定执行。

第 62 条 为了减少保护煤柱的压煤量，在设计矿区专用

铁路线时，应充分考虑铁路线路与煤层的位置关系，必要时可使线路局部绕道。

第二节　铁路压煤的开采

第63条　符合下列条件之一者，铁路压煤允许采用全部垮落法进行开采：

1）国家三级铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比大于或等于60；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比大于或等于80。

2）工矿企业专用铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比大于或等于40；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比大于或等于60。

3）本矿井在铁路下采煤有成功经验和可靠数据的。

第64条　符合下列条件之一者，铁路压煤（指有缝线路）允许采用全部垮落法进行试采。

1）国家一级铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比大于或等于150；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比大于或等于200。

2）国家二级铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比大于或等于100；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比大于或等于150。

3）国家三级铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比大于或等于40，小于60；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比大于或等于60，小于80。

4）工矿企业专用铁路：

薄及中厚煤层的采深与单层采厚比大于或等于 20，小于 40；

厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比大于或等于 40，小于 60。

5）本矿井在铁路下采煤有一定经验和数据的。

铁路压煤试采，除自营线路外，应事先征得铁路主管部门同意。

第 65 条 在铁路下采煤时，即使采深采厚比符合第 63 条、第 64 条的规定，但其最小深度中的基岩厚度必须大于垮落带高度。

第 66 条 铁路下采煤需要采用相应的开采技术措施时，根据铁路的保护等级、地质及开采技术条件，可选用下列开采技术措施：

1）符合第 63 条允许开采技术条件的缓倾斜、倾斜煤层，可采用单一长壁或倾斜分层长壁采煤方法，并采用全部垮落法管理顶板。

2）符合第 64 条允许试采技术条件的缓倾斜、倾斜煤层，也可采用单一长壁或倾斜分层长壁采煤方法，并采用全部垮落法管理顶板。

3）对采深采厚比小于第 63 条、第 64 条规定的缓倾斜、倾斜煤层在技术上可能和经济上合理的条件下，可采用充填法或条带法开采或试采。

4）对急倾斜煤层，如果铁路穿过煤层露头或其附近，必须根据煤层顶底板岩性、覆岩破坏规律，采取相应的采煤方法和顶板管理方法，保证地表不出现突然下沉。一般应采用工作面沿走向推进的采煤方法及全部垮落、人工强制放顶或充填法管理顶板，不得采用工作面沿倾斜推进的采煤方法，尽

量减少一次回采的阶段高度，严禁超限开采设计开采范围外的煤量。如果顶底板岩石坚硬，煤质松软易于发生抽冒和切冒时，则此规定除适用于第一水平外，同样适用于第二水平和第三水平的开采。

5）在急倾斜煤层条件下，如果铁路不穿过煤层露头及其附近，其允许开采或试采的条件基本上与开采缓倾斜、倾斜煤层相同。

第 67 条 铁路下采煤时，应对受采动影响的铁路进行及时的维修。对于国家铁路线的维修标准和要求应参照铁道部《铁路线路维修规则》、《铁路线路设备大修规则》等规则中有关规定执行。对于工矿企业专用铁路的维修标准和要求可参照原煤炭工业部《煤炭工业铁路技术管理规程》(1996 年）中有关规定执行。

第 68 条 铁路压煤开采设计一般应包括方案设计和初步设计两个步骤。对于生产矿井，方案设计应在提出开采计划后完成，初步设计则应在方案批准后编制。其基本内容应符合下列要求：

一、方案设计

1）铁路特征及其压煤开采的必要性、可能性和安全可靠性。

2）实现铁路下采煤的各种技术方案。其中包括采煤方法和顶板管理方法的选择与论证，开采技术措施、行车安全措施及铁路的维修方法。

3）开采技术方案及维修方案的技术、经济评价和费用概算。

4）方案的综合分析对比和选定。

二、初步设计

1）开采方法。应包括采煤方法和顶板管理方法，工作面布置、推进速度和开采顺序，以及有关的巷道布置及生产系统。

2）地表移动与变形值预计。应阐明选用的计算公式和参数，铁路所在处地表的下沉、下沉速度、横向移动及水平变形值计算结果及曲线图。

3）铁路路基及其上部建筑的维修方法与维修周期。

4）铁路其它建筑物的加固与维修。

5）维修组织形式及人员、材料等计划。

6）铁路及地表移动观测站设计。

7）设计概算及经济效益分析与评价。

第 69 条 铁路压煤开采设计应具备下列技术资料和工程图：

1）地质开采技术条件。煤层的层数、层间距、倾角、埋藏深度、开采范围、压煤量、上覆岩层性质、地质断裂构造位置及落差、流沙、溶洞、老采空区的空间位置、活化的可能性及其对地表和线路的影响等。工程图有：井上、下对照图，地质地形图，地质剖面图及钻孔柱状图等。

2）被采动铁路的技术特征。铁路等级、股道数量、运输量、每昼夜列车通过对数、最高行车速度、最小行车间隔时间、线路路基及上部建筑物的构成，线路标高、变坡点、坡度以及线路直线段、曲线段和缓和曲线段的位置。曲率半径、曲线长度、道岔、信号和通讯设备及线路周围地形等。工程图有：线路平面图和纵、横剖面图等。

3）铁路其它建筑物的技术特征。例如对于铁路桥，应标高桥梁及桥墩、台的结构、材质、建筑年月、过水断面、桥下最高洪水位及流量等。工程图有：桥梁的平面位置图，桥

梁、墩、台的结构图，支座构造图等。

第 70 条 在铁路下试采时，必须对线路进行相应的巡视及观测研究工作。在符合第 63 条规定进行铁路下采煤时，或本矿井多次成功地进行过铁路下采煤时，可根据具体情况只作局部或单项观测。

铁路线路观测的主要内容有：线路下沉量、下沉速度及纵、横向水平移动等。其它各项观测研究工作及铁路车站建筑物的观测研究工作按第 42 条的有关规定执行。

试采结束后，应对各项观测资料进行系统分析和总结。

第五章　井筒与工业场地及主要巷道保护煤柱留设与压煤开采

第一节　立井与工业场地保护煤柱的留设

第71条　留设立井保护煤柱时，地面受护面积应包括井架（井塔）、提升机房和围护带。

立井和暗立井围护带宽度定为20m。

立井保护煤柱按第74条规定设计；暗立井保护煤柱按第78条规定设计。

第72条　设计工业场地保护煤柱时，地面受护面积应包括受护对象加围护带。工业场地受护对象是指工业场地内为煤炭生产直接服务的工业厂房和服务设施，如主、副井、井架（井塔）、提升机房、装煤系统、任务交待室、办公楼、选煤厂、灯房、压风机房、扇风机房、变电所、机修厂等。

工业场地围护带宽度一般定为15m。

工业场地保护煤柱用移动角法设计。

第73条　立井按深度、用途、煤层赋存条件及地形特点划分为五类：

第一类　深度大于和等于400m或穿过煤层群的主、副井。

第二类　深度小于400m的主、副井及各类风井、注砂井。

第三类　穿过急倾斜煤层及其顶、底板的立井。

第四类　穿过有滑移危险的软弱岩层、软煤层及高角度断层（断层面延展至基岩面）的立井。

第五类　位于有滑移危险的山区斜坡处的立井。

第 74 条　立井保护煤柱一般采用垂直剖面法设计。

第一类　保护煤柱以边界角法设计。当立井包括在工业场地以内时，按第 72 条规定以工业场地受护面积设计其保护煤柱。如果前者大于后者时，应以前者为保护煤柱最终边界。

第二类　保护煤柱以移动角法设计。

第三类　在煤层倾斜剖面上以 λ 角设计保护煤柱的下山方向边界，在煤层走向方向上以 δ 角设计保护煤柱的边界。

第四类　除应按本条前三类规定留设保护煤柱外，还应按第 75 条规定另加防滑煤柱（见附录九例 5）。

第五类　为了防止滑坡引起井筒破坏，一般应在井筒所在斜坡的上、下坡两侧加大煤柱尺寸，具体方法参照第 24 条规定。

第 75 条　立井防滑煤柱（图 1）的下边界应根据煤层埋藏条件按下式计算确定：

$$H_B = H_S \sqrt[3]{n} + H_上$$

式中　H_B——开采多个煤层时应留设防滑煤柱的深度，m；

$H_S \sqrt[3]{n}$——开采多个煤层时发生滑移的临界深度（从保护煤柱的上边界算起），H_S 值按附录九例 5 中附表 9－3 确定，或参照本矿区经验选取；

n——开采煤层层数；

$H_上$——按一般方法设计保护煤柱的上边界垂深。

当立井穿过煤层群时，第一煤层防滑煤柱按上述原则确

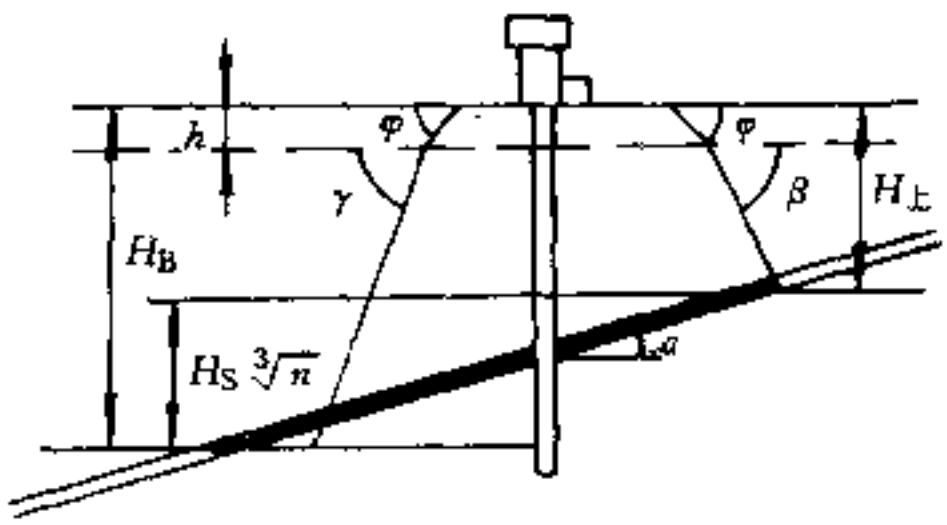


图 1　立井防滑煤柱设计方法

定留设深度。其余各煤层的防滑煤柱下边界设计方法是，过上层煤防滑煤柱下边界点（在煤层倾斜剖面上），以 γ 角作直线，该直线与各煤层底板的交线即为其防滑煤柱的下边界（见附录九例 5）。

第 76 条　立井保护煤柱附近有落差大于 20～30m 的高角度断层穿过时，或立井井筒受断层切割时，应考虑采煤引

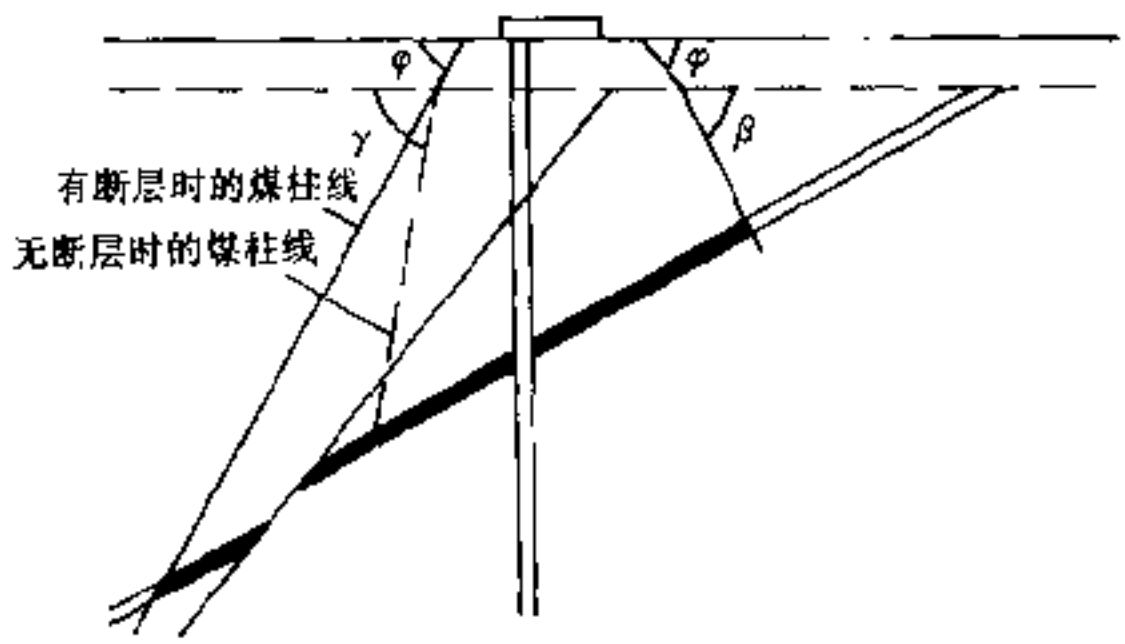


图 2　受断层影响的立井保护煤柱设计方法

起断层滑移的可能性。此时应根据具体条件适当加大煤柱尺寸，使断层两翼均包括在保护煤柱范围内（图 2）。

第 77 条 设计立井保护煤柱时，如果煤层倾角为 45°～65°，为保护井筒免受煤层底板的采动影响，井筒至煤柱下边界的距离 L（沿煤层倾向）不应小于按下式计算的长度（图 3）。

$$L=A_3H_T$$

式中 A_3——与煤层倾角有关的系数，按表 7 选取；

H_T——井筒与煤层交点处的垂深，m。

表 7 系数 A_3值

α	45°	55°	60°	65°
A_3	0.25	0.40	0.55	0.70

第 78 条 暗立井保护煤柱边界应按下述原则设计：

暗立井井口水平的受护面积应包括井口、提升机房、车场及硐室护巷煤柱的宽度 S（见图 4 及第 83 条）。

将暗立井井口水平的受护边界投影到天轮硐室顶板标高水平，井在走向和倾斜剖面上均以移动角法设计（图 4）。

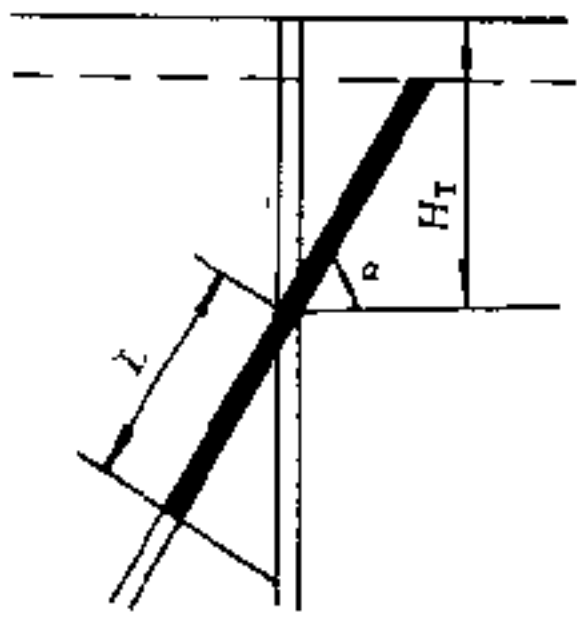


图 3 井筒免受煤层底板采动影响示意图

第 79 条 在设计新矿井工业场地保护煤柱时，除应考虑移动角值外，还可根据具体条件，考

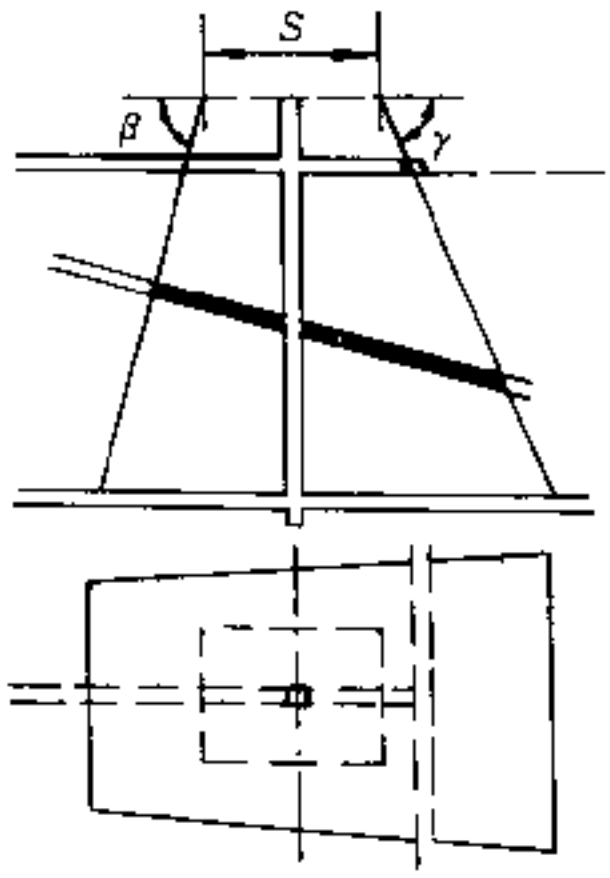


图 4　暗立井保护煤柱设计方法

虑工业场地平面形状、场地内建（构）筑物、布局，并对部分建（构）筑物采取加固措施，提高其抵抗变形的能力，以尽量减少保护煤柱的压煤量。

第 80 条　如果工业场地内的建（构）筑物位于有松散含水层的地区，则应根据松散层因排水疏干后发生压缩而引起的附加地表沉降值，对建（构）筑物采取加固措施。有关松散层压缩引起的地表沉降可参照《工程地质勘察规范》。

第二节　斜井保护煤柱的留设

第 81 条　斜井保护煤柱从受护边界起以移动角法设计。受护面积应包括井口及其围护带，斜井井筒和井底车场护巷煤柱（透地面的斜井包括绞车房，暗斜井包括绞车硐室）。井口围护带宽度定为 10m，井口围护带只在井筒的底板一侧。车场护巷煤柱是指为斜井井底巷道所留的巷道两侧煤柱。车场护巷煤柱尺寸应符合第 83 条规定（见附录九例 6、例 7）。

第 82 条　对位于单一煤层底板或煤层群底板岩层中，且与煤层倾角相同的斜井，应根据斜井至煤层的法线距离（图 5）、煤层厚度及其间的岩性参照表 8 确定是否留设煤柱。当该法线距离大于或等于表 8 中的数值时，斜井上方的煤层中可不留设保护煤柱；当该法线距离小于表 8 中的数值时，斜

井上方的煤层中应留设保护煤柱。该保护煤柱的宽度可参照第 83 条第 1 款的方法设计。

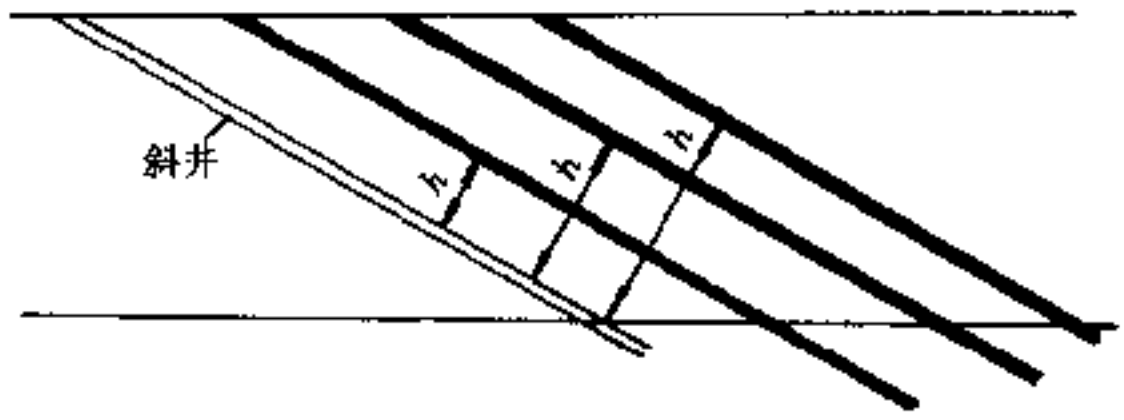


图 5　斜井上方保护煤柱的设计

h—斜井至煤层的法线距离

表 8　斜井上方煤层中留设保护煤柱的临界法线距离

岩性	岩石名称	临界法线距离 h（m）	
		薄、中厚煤层	厚煤层
坚硬	石英砂岩、砾岩、石灰岩、砂质页岩	（6～10）M	（6～8）M
中硬	砂岩、砂质页岩、泥质灰岩、页岩	（10～15）M	（8～10）M
软弱	泥岩、铝土页岩、铝上岩、泥质砂岩	（15～25）M	（10～15）M

注：M 为斜井上方各煤层的厚度。

第 83 条　对位于单一煤层或煤层群的最上一层煤中，且与煤层倾角相同的斜井，在斜井两侧的本煤层及其下部各个煤层中都应留设保护煤柱。

1）煤层中的斜井保护煤柱宽度按下式设计计算（图 6），或按实测资料取煤层中固定支承压力带的宽度设计（一般为 20～80m）。

煤层（倾角小于 35°时）中的斜井保护煤柱宽度 S 为：

$$S=2S_1+2a$$

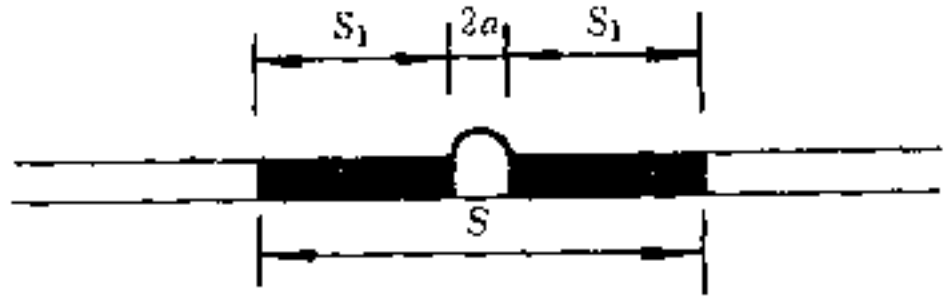


图 6　斜井或巷道煤柱设计方法

式中　S_1——斜井保护煤柱的水平宽度（m），可按下式设计计算：

$$S_1=\sqrt{\frac{H\ (2.5+0.6M)}{f}}$$

a——受护斜井或巷道宽度的一半，m；

H——斜井或巷道的最大垂深，m；

M——煤厚，m；

f——煤的强度系数，$f=0.1\sqrt{10R_c}$；

R_c——煤的单向抗压强度，MPa。

2）如果煤层底板岩层的强度小于上覆岩层压强或其内磨擦角小于 25°时，允许加大按上述方法设计的斜井煤柱宽度的 50%。

3）当煤层倾角大于 35°时，斜井或巷道煤柱宽度可参照本矿井（区）经验数据或用类比法设计。

4）斜井或巷道下方煤层中的保护煤柱从护巷煤柱边界起，以岩层移动角法设计（图 7）。

第 84 条　对位于煤层群最下一层煤中，且与煤层倾角相同的斜井，应在斜井两侧留设护巷煤柱，其宽度计算方法同第 83 条第 1 款规定，其上部煤层中是否留设保护煤柱，按第

82 条规定执行。

第 85 条 对与煤层倾向一致的穿煤层斜井和与煤层倾向相反的反斜井，其保护煤柱可根据斜井与煤层的上、下位置关系设计。当斜井位于煤层下方时，按第 82 条规定执行；当斜井位于煤层上方时，按第 83 条第 4 条款规定执行。斜井穿煤层部分的护巷煤柱设计方法，则按第 83 条第 1 款规定执行。

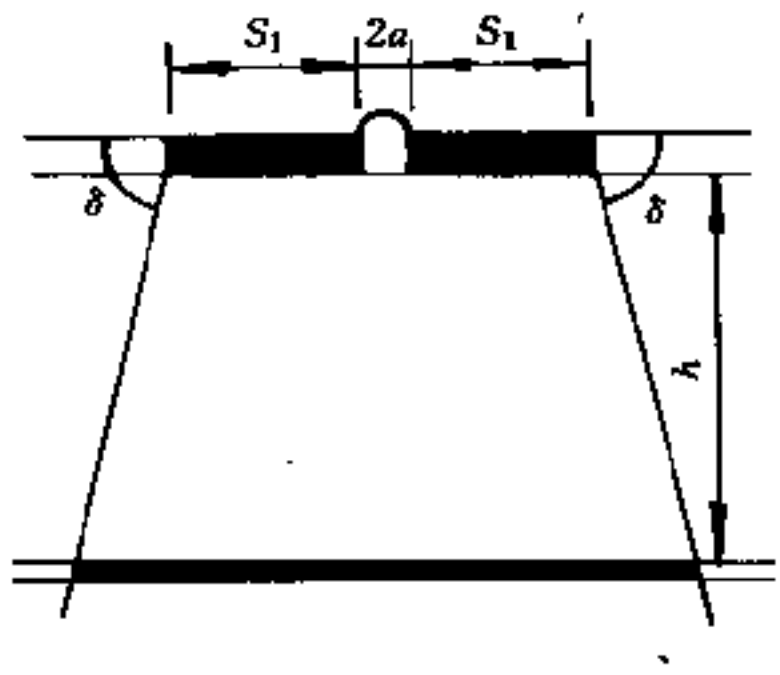


图 7 斜井或巷道下方保护煤柱设计方法

第三节 平硐、石门、大巷及上、下山保护煤柱的留设

第 86 条 当平硐、石门穿过煤层时，平硐、石门保护煤柱可按下述方法设计（图 8）。

1）对倾角小于或等于 35°的煤层，穿煤点上方的平硐、石门保护煤柱的水平投影长度 b，可按下式计算确定：

$$b=\frac{h}{\mathrm{tg}\alpha}M$$

式中 h——穿煤点上方保护煤柱的相对垂高，m；

M——煤层厚度，m；

$$h=30-25\frac{\alpha}{\rho}$$

α——煤层倾角；

ρ —— 常数，为 57.3°。

2）对倾角大于 35°的煤层，平硐、石门上方煤柱相对垂高一般可取为 10m。

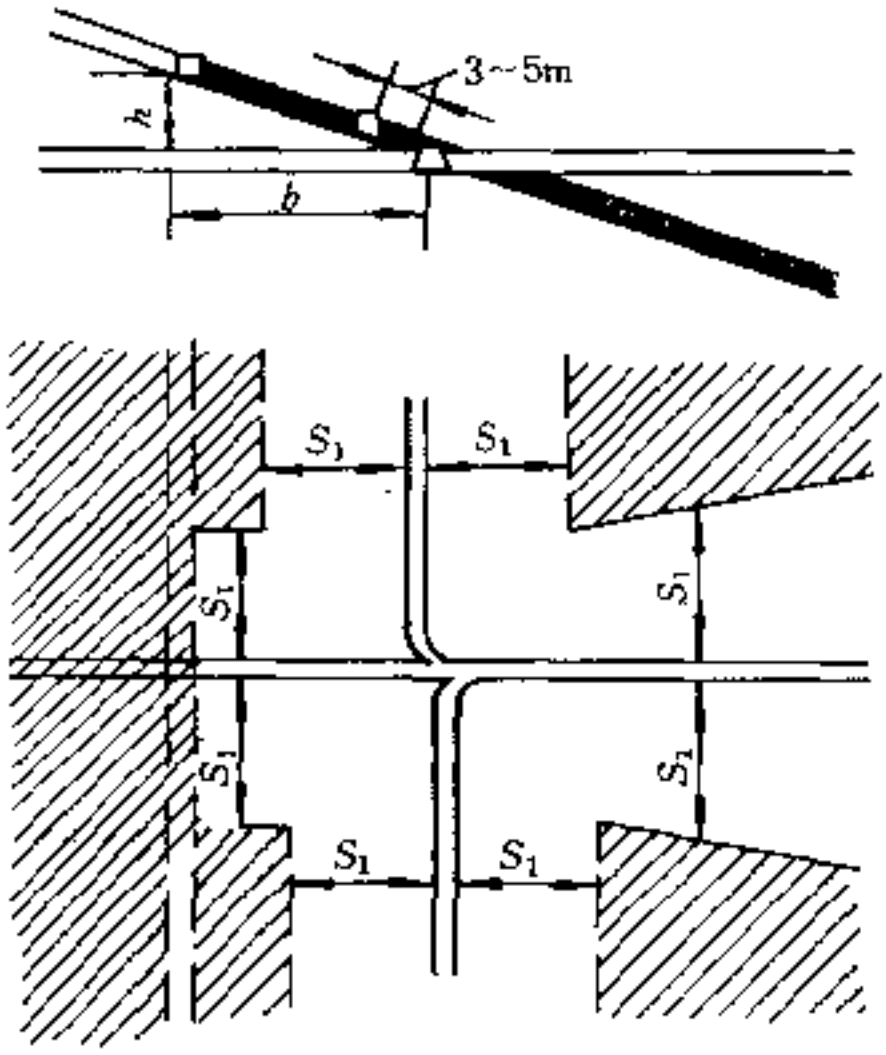


图 8　平硐及石门保护煤柱设计方法
S_1—平硐及石门和巷道煤柱宽度

3）如果煤层底板为厚度大于 20m 的坚硬岩层（如石英砂岩等）时，平硐、石门上方可只留设 3～5m 煤柱作为护巷煤柱，而不留设平硐、石门保护煤柱。

4）穿煤点下方的平硐及石门保护煤柱设计方法可按第 83 条第 4 款规定执行。

第 87 条　大巷及上、下山位于煤层中时，其护巷煤柱宽度可按第 83 条第 1 款规定执行。

第 88 条　大巷及上、下山位于煤层顶板岩层中时，其保护煤柱设计方法及宽度可按第 83 条第 4 款规定执行。

第 89 条　大巷及上、下山位于煤层底板岩层中时，其保护煤柱设计方法可按第 82 条规定执行。

第 90 条　上、下山穿过煤层时，其保护煤柱宽度可按第 78 条和第 86 条规定执行。

第四节　立井井筒保护煤柱的回收

第91条　各生产矿井在安全情况允许条件下，必须回收即将报废立井的保护煤柱。

第92条　即将报废矿井的井筒保护煤柱和工业场地保护煤柱，应采用正规采煤方法和利用本井筒回收，需要采用非正规方法和另建新井筒或增加其它工程才能回收的，必须在专门设计中论证。

第93条　回收井筒保护煤柱时，应根据井筒与所采煤层的空间关系，地质、水文地质及开采技术条件，采用相应的开采方法和安全措施。

1）当所采煤层被井筒穿过时，一般应首先在煤层内切断井壁，代之以可缩性木垛圈，井采用充填方法开采井筒周围的一个正方形或矩形块段，然后用主工作面从井筒煤柱的一侧边界向另一侧回采或对称开采。主工作面一般可采用充填方法管理顶板或条带法开采；条件允许时，也可采用全部陷落方法管理顶板。

2）当所采煤层在井筒下面时，如井底及其巷道、硐室至煤层的垂距大于裂缝带高度，可采用长工作面或阶梯工作面由井筒煤柱一侧向另一侧回采或对称开采；条件不利时，应采用充填法或条带法开采。

3）当所采煤层（块段）在井筒一侧时，一般应保留防偏煤柱，井采用对称方法开采，即在井筒煤柱范围内的煤层走向方向上，按采厚、面积或产量的等量对称开采；条件不利时，应采用条带法或充填法开采。

4）开采井筒煤柱的防护措施有：

（1）在所采煤层上方的井壁内加木砖可缩层。

(2) 在井筒罐道接头处加可伸缩接头。

(3) 在排水、压风管路接头处加可伸缩接头。

(4) 在电缆固定点之间留可伸缩余量。

(5) 必要时要备有安全出口。

(6) 对井壁、井筒装备进行及时检查和维修。

第 94 条 立井井筒保护煤柱回收设计应包括方案设计和初步设计两个步骤，其基本内容应符合下列要求：

一、方案设计

1) 回收井筒保护煤柱的必要性、可能性和安全可靠性。

2) 回收井筒保护煤柱的各种技术方案。

3) 方案的技术、经济评价。

4) 方案的选择。

二、初步设计

1) 开采方法。应包括采煤方法和顶板管理方法、工作面布置、开采顺序、推进方向、推进速度等。

2) 井筒、井筒装备、井筒保护煤柱范围内主要巷道、硐室及地面建（构）筑物所在地表的移动与变形值预计。

3) 建（构）筑物、井筒及其装备的加固保护和维修措施。应包括采前的加固保护措施、加固构件的设计说明书和施工图；开采期间及采后的维修措施，加固与维修材料和费用预算。

4) 经济效益分析与评价。

5) 各种观测站设计。

第 95 条 完成井筒保护煤柱回收设计必须具备如下技术资料和工程图。

一、技术资料

1）地质及开采技术条件。煤层的层数、层间距、厚度、倾角、埋藏深度、压煤量，所采煤层与井筒的空间关系，所采煤层中及其上、下的巷道、硐室分布情况，岩性、断裂构造、岩层含水性、井筒保护煤柱外已开采情况。

2）井筒及其装备概况。井深、井壁、井径、罐道、罐道梁、提升设备、井筒内管路、电缆、梯子间、井架（井塔）及井口房的技术特征、安装、布置方式、使用现状及必要的设计说明书。

3）建（构）筑物概况。同第41条的规定。

二、工程图

1）井上、下对照图，地质剖面图及建（构）筑物施工图同第41条规定。

2）井筒剖面图。应包括井壁结构、围岩性质及含水层分布等。

3）通过井筒及工业场地的地质剖面图。

4）井筒横断面图及井筒装备布置图。

第96条 回收井筒保护煤柱时，应在地面、井筒内及巷道内进行观测工作：

1）地表及建筑物的移动与变形观测。

2）井筒保护煤柱范围内的各种巷道移动与变形观测。

3）井筒及其装备的移动与变形观测。应包括井筒的水平位移和垂直变形，井壁应力和变形，罐道水平间距和垂直变形，罐道梁变形，管道垂直变形等。

4）各种构筑物、重要设备及其基础的移动与变形观测。应包括井架偏斜、天轮中心线水平移动、绞车与电动机大轴及基础的移动与变形观测。

第五节　斜井保护煤柱的回收

第 97 条　各生产矿井在安全情况允许条件下，必须回收即将报废斜井的保护煤柱。

第 98 条　回收斜井保护煤柱时，应根据斜井井筒与所采煤层的空间关系，地质及开采技术条件，采用相应的开采方法和安全措施并提高回收率。

1）当斜井井筒位于煤层底板岩层内时，可参照跨巷回采经验进行回收。

2）当斜井井筒位于煤层内时，应采用自下而上逐段回采、逐段报废井筒的方法回收。

3）当斜井井筒位于煤层群的上部煤层内或顶板岩层内时，离井筒的垂距小于导水裂缝带高度的煤层，可采用条带法或充填法回收；离井筒的垂距大于导水裂缝带高度的煤层，可采用全部垮落法回收。

4）当斜井穿过煤层或为反斜井时，位于斜井上方的煤层，可参照跨巷回采经验回收；位于斜井下方的煤层，可参照本条第 3 款规定执行。

5）回收斜井保护煤柱时，应在地面和井筒内进行观测工作。

第六节　平硐、石门、大巷及上、下山保护煤柱的回收

第 99 条　各生产矿井在安全情况允许条件下，必须回收即将报废的平硐、石门、大巷及上、下山保护煤柱和护巷煤柱。

第 100 条　回收平硐、石门、大巷及上、下山煤柱时，应

根据其所在位置，实行跨采（巷道在煤层下面）或巷下采煤，一般采用由远而近、逐段回收、逐段报废的方法。

第六章　煤柱留设与压煤开采工作的管理

第101条　煤柱留设、压煤开采设计、采动损害鉴定必须由国务院或省、自治区、直辖市政府煤炭行业管理部门审查批准具有资质的技术部门进行。在遇有分歧的情况下，上级资质单位可对下级资质单位的设计、鉴定组织有关专家作出修改、建议或提出最终评审意见。

第102条　保护煤柱的留设和变更权限

（1）国有煤矿保护煤柱的留设，由国务院、省、自治区、直辖市煤炭行业主管部门审批。

（2）乡镇煤矿保护煤柱的留设，由辖区的市煤炭行业管理部门审批。

（3）保护煤柱储量按照《生产矿井储量管理规程》的有关规定处理。

（4）经批准后的保护煤柱不得随意变更，必要时应重新报批。

（5）城镇及村庄保护煤柱经批准后，煤矿企业应以书面形式将受护范围通知城镇乡村政府。

（6）煤炭企业生产过程中，可自行留设临时性保护煤柱，但煤矿企业闭坑前必须回收。各级煤炭管理部门对未及时回收保护煤柱，而形成孤立块段，严重浪费煤炭资源的行为，根据情节轻重，依照《煤炭法》、《煤炭行政处罚办法》等国家法律、法规进行处罚。

第 103 条 压煤开采的批准权限：

1）下列建（构）筑物、水体、铁路的压煤开采必须报省、自治区、直辖市煤炭管理部门组织审查批准，报国务院煤炭行业主管部门备案。

（1）国家一级、二级铁路和一等、二等火车站。

（2）高速公路，机场跑道。

（3）对全矿井安全有严重威胁的地表各类水体。

（4）大范围的条带法开采。

（5）县（含县）级以上城镇、医院、中学及千人以上工厂。

（6）开采跨省区的江、河、湖、海煤炭资源，由国务院煤炭管理部门主持审查批准。

2）下列建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷的压煤开采经省、自治区、直辖市煤炭行业管理部门认证：该企业已取得压煤开采成功经验的，其开采设计经矿务局（公司）组织审查通过后，报省、自治区、直辖市煤炭行业主管部门批准。

（1）主要井巷及工业场地。

（2）工、矿企业专用铁路。

（3）村庄（含迁村开采方式）。

（4）对采区安全生产有严重威胁的水体。

（5）乡镇工厂、企业、事业单位。

第 104 条 压煤开采的申报、审批手续和监管工作：

1）压煤开采的方案设计应在施工前至少半年，由矿务局（公司、矿）总工程师负责组织设计、生产、技术、测量、地质和科研部门制定。

2）根据第 104 条的规定，向省级煤炭工业主管部门申报

审查批准（或批准）。

3）压煤开采的方案设计经审批机关批准后，由矿（或矿务局、公司）总工程师负责组织有关业务部门根据方案设计的要求，进行初步设计和施工图设计。

4）压煤开采设计在未经上级主管部门批准之前，不得作为采区开拓准备和回采的依据。

5）新建矿井保护煤柱的留设及压煤开采，按本规程的规定报批。

6）乡镇煤矿的压煤开采设计，经辖区的市煤炭行业主管部门审查后，报省、自治区、直辖市煤炭行业主管部门批准。

7）国务院煤炭管理部门授权各省、自治区、直辖市煤炭行业管理部门代其负责对压煤开采的监督管理工作。

8）在特殊情况下无法执行本规程的建（构）筑物、水体、铁路和主要井巷的煤柱留设和压煤开采设计，必须报省、自治区、直辖市煤炭行业主管部门或国务院煤炭主管部门审批。

第 105 条 受采动影响的建（构）筑物、铁路、水体为非煤矿企业产权的，应事先通知其产权单位，并适当补偿其维修费用。井田上方受采动影响的各类违章建（构）筑物、铁路、水体，煤矿企业不承担任何维修、补偿责任。凡越界开采各类保护煤柱，造成各类事故的，应根据情节轻重给予经济处罚，甚至关闭矿井的处理。

第 106 条 由于开采建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷压煤而增加的生产、维修、防护和科研试验经费，应根据其经济评价情况，分别由专项费用解决或计入煤炭生产成本。

第 107 条 凡能安全采出建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷压煤的单位，应对直接从事该项工作的矿长、总工

程师、有关业务单位负责人、工程技术人员予以表彰、奖励，奖励资金来源及标准由采出单位根据采出量及自身效益确定。

第七章　沉陷区环境影响评价与土地治理、利用

第一节　开采沉陷的环境影响评价

第 108 条　开采沉陷的环境影响评价是矿区（井）开发中环境影响评价的重要组成部分。主要任务是分析和评定开采沉陷对土地、水系和地面建（构）筑物的影响程度，针对影响情况提出防护和治理措施。

第 109 条　在新建、改建及扩建矿区（井）的环境影响报告书中必须有专门的章节评价开采沉陷对环境的影响。必要时，应提出专门的开采沉陷环境影响报告书。环境影响报告书经环保部门和其它有关部门审查批准后才能进行设计和施工。开采沉陷的环境影响评价，应由有国家煤炭主管部门授予资质证书的单位或个人承担。

第 110 条　开采沉陷环境影响评价的一般程序为：根据国家有关法规和设计文件制定的评价大纲，先定开采沉陷预测方法并进行沉陷预测；对自然环境和社会经济状况进行调查分析；依据有关环境标准进行开采沉陷环境影响评价；确定保护措施并进行技术、经济论证；编写环境影响评价报告书并送审、报批。

第 111 条　开采沉陷环境影响评价报告书应包括的内容为：前言；项目的一般情况；建设项目周围地区的环境现状；评价区地表沉陷现状及其处理情况；开采沉陷预计；地表沉

陷对各环境因子的影响评价；环境保护措施和实施方案；结论。

第 112 条 在分析开采沉陷对地面建（构）筑物的影响时，应分析各主要建筑群产生的地表移动和变形的性质、大小、时间及特殊问题等；确定最优防治对策；估算保护所需的费用。

第 113 条 在分析开采沉陷对水体的影响时，应说明对主要水体的开采沉陷影响程度、最优的防治对策；对生产、生活用水的影响及防治措施；地表积水的可能性、范围、影响及防治方法；矿井水患的可能性及对策；防治水体受开采沉陷影响的费用估算。

第 114 条 在分析开采沉陷对铁路、公路及管线的影响时，除分析对其影响状态外，还应注意对特殊构筑物、特殊地段的影响分析（如桥梁、堤坝、隧道、高路堤、深路堑、山体滑坡等），防治技术措施参见本规程有关条款内容。

第 115 条 在分析开采沉陷对耕地的影响时，重点分析沉陷区积水面积和深度、地表坡度变化、地表裂缝对灌溉、种植的影响。

第二节 沉陷区的土地治理与利用

第 116 条 对有条件的矿区，在地质勘探和矿井规划、设计阶段，应对矿区（井）范围内的土地使用类型、土壤类型及植被覆盖情况进行调查与统计，并在设计文件中提出矿区（井）土地复垦规划。

第 117 条 对有条件的矿井，在矿井设计与生产过程中，应预先对开采影响范围内的土地沉陷情况作出评价，以利于保护土地资源。

第 118 条 土地复垦规划的编制应在土地资源调查和煤炭开采对环境等的影响作出科学评价的基础上进行，并与矿井建设、煤炭生产、矿区生态保护、矿区土地利用总体规划、城镇（村）建设规划和矿区固体废弃物处置与利用规划相协调。

第 119 条 矿区土地复垦工程技术措施，应遵循因地制宜的原则。沉陷区复垦土地的标高应充分论证，考虑合理的防洪、排涝及农作物生长要求。

第 120 条 矿区复垦土地的利用方式有农业种植、水产养殖、禽畜养殖、建筑场地、休闲娱乐场所、林果种植等多种形式。有条件时，应尽量复垦为耕地或其它农业用地，并积极发展生态农业。对原荒芜的丘陵地等可因地制宜确定复垦后土地的用途。煤矿企业应尽量利用复垦的土地作为矿山建设、村庄搬迁、煤矿“三产”和生活用地。在井田范围内大规模蓄水养殖时，应对其影响井下的安全性作出评价。

第 121 条 沉陷区用作电厂贮灰场时，应对灰水是否会渗入井下、影响生产安全和生态环境作出评价，灰场建筑物与附属设施应采取抗采动措施，并对灰场贮灰高度和贮灰结束后的土地利用进行合理规划设计。

第 122 条 采用矸石充填沉陷区的方式应根据排矸工艺、矸石回填后的土地用途等综合确定。回填用于建筑场地时，要根据建筑物的类型选择合理的地基处理方法和施工工艺；回填用于种植时，应构造合理的土壤剖面，覆土厚度应满足土地复垦技术标准的要求。

第 123 条 沉陷区用矸石回填处理后作为建筑场地时，充填物含碳量不宜大于 12%，含硫量不宜大于 1.5%。当二者大于上述值时，应采取防自燃措施。

第124条 矿区土地复垦工程完成后，应经测量部门，会同有关部门对回填厚度、覆土厚度、土方工程量及复垦区域地形等进行验收测量，提交验收图纸与验收报告并存档。

第125条 为及时掌握矿区土地沉陷规律及沉陷地的复垦情况，矿务局（公司）、矿应建立土地统计工作制度，定期计算土地破坏率及土地复垦率等指标。

第八章　压煤开采的经济评价

第 126 条　为了分析压煤开采的经济效果，应在压煤开采方案技术评价的基础上进行经济评价和社会评价。压煤开采通常比普通开采难度大，所需的直接费用要多，但压煤开采是在原有的井巷基础上进行的，可以在不同程度上利用原有的资产，故有可能以较小的新增投入取得较大的新增企业效益和社会效益。

第 127 条　压煤开采企业经济评价使用“采”与“不采”对比法，用附录十二中的公式进行增量计算，以增量净收益和增量净现值评价指标判断被评价资源开采的经济合理性。

第 128 条　使用“采”与“不采”对比法进行增量计算时，可选择以下两种方法之一：

1）当压煤开采的效益和费用能与原有系统分开计算时，可直接采用增量效益和增量费用计算增量净收益（ΔR）和增量净现值（ΔNPV）（用附录十二中的附表 1 计算）。

2）当与原有系统的效益和费用不易分开时，可先分别计算含压煤开采在内的整个新系统的效益和费用以及不开采该压煤原系统的效益和费用，然后求其差额，再计算增量净收益和增量净现值（用附录十二中的附表 2 计算）。

第 129 条　进行“采”与“不采”对比时，必须注意：①对“不采”，即原有系统的效益与费用必须以对未来的实际情况的预测为依据，不能用现状数据代替；②“采”与“不

采”两种情况下的效益和费用的计算范围，计算期（n）应保持一致，计算期的选取应以“采”所影响的期限为准。

第130条 压煤开采要选择多个技术方案进行比较，以利于选择最佳方案，但最终方案的确定要以与不采方案对比计算出的增量净收益和增量净现值为准。

第131条 压煤开采企业经济效益评价方法：

1. 静态评价方法

当计算期 $n \leqslant 3$ 年时，可以采用增量净收益（ΔR）指标进行评价。

当 $\Delta R \geqslant 0$ 时，该资源可采；

$\Delta R < 0$ 时，该资源不可采。

2. 动态评价方法

当计算期 $n > 3$ 年时，要采用增量净现值（ΔNPV）指标进行评价。

1）对原系统产出无影响时，

当 $\Delta NPV \geqslant 0$ 时，该资源可采；

$\Delta NPV < 0$ 时，该资源不可采。

2）对原有系统产出有影响时，

当 $\Delta NPV \geqslant 0$ 时，该资源可采；

$\Delta NPV < 0$ 时，如果不能直接判断该资源有无开采价值，还需要再计算被评价资源与原有系统产出为零时的增量净现值指标（$\Delta NPV'$），即：

当 $\Delta NPV < 0$

且 $\Delta NPV' < 0$

时，该资源没有开采价值，应放弃开采。

当 $\Delta NPV < 0$

而 $\Delta NPV' \geqslant 0$

时，该资源有开采价值，但不宜目前开采，应推迟到必须开采时再采（$\Delta NPV'$仍用附录十二中的附表 2 计算）。

第 132 条 压煤开采社会效益评价内容：

1）采出的煤量和因试采成功后可解放的煤量；

2）由于增加储量和延长矿井（采区）服务年限所带来的社会效益。

第九章　附　　则

第133条　建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷压煤量大的矿务局（公司）、矿，应根据本规程要求，结合本地区的具体情况，制定补充规定和实施细则，报省、直辖市、自治区煤炭主管部门批准，并报国家煤炭工业局备案。

第134条　本规程自2000年5月26日起执行。(85)煤生字第785号《关于颁发〈建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程〉的决定》同时废止。

第135条　本规程由国家煤炭工业局负责解释。

附录一　本规程专用名词解释

保护煤柱：为了保护建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷而在其下方按一定规则和方法设计和保留不采的煤层和岩层区段。

建筑物（铁路、水体）压煤：建（构）筑物下（铁路下、近水体下）需要采取一定技术措施才能开采的或保留不采的煤炭，简称“三下”压煤。

防水安全煤岩柱：为确保近水体下安全采煤而留设的煤层开采上（下）限至水体底（顶）界面之间的煤岩层区段，也称防水安全煤（岩）柱。

防砂安全煤岩柱：在松散弱含水层底界面至煤层开采上限之间设计的用于防止水、砂溃入井巷的煤岩层区段，也称防砂煤柱。

防塌安全煤岩柱：在松散粘土层或已疏干的松散含水层底界面至煤层开采上限之间设计的用于防止泥砂塌入采空区的煤岩层区段，也称防塌煤柱。

岩层移动：因采煤引起采空区周围直至地表的岩层移动、变形和破坏的现象和过程。

地表移动：因采煤引起的岩层移动波及地表而使地表产生移动、变形和破坏的现象和过程。

地表移动盆地：由采煤引起的采空区上方地表移动的范围，通常称地表塌陷盆地。一般按移动角或计算划定其范围。盆地内土地受影响的程度及对农作物的影响程度是不一样

的。盆地的大部分不影响农作物耕种，其受影响的程度与采厚、采深、采煤方法和盆地积水等因素有关，影响农作物绝产的主要是盆地内的积水区。

地表移动与变形：一般指在采煤影响下地表产生的下沉、倾斜、曲率、水平移动和水平变形。

地表移动参数：反映地表移动与变形特征、程度的参数和角值。主要是：下沉系数、水平移动系数、边界角、移动角、裂缝角、最大下沉角、开采影响传播角，充分采动角、超前影响角、最大下沉速度角和移动延续时间等。此外，不同计算方法还有其特定参数。

允许变形值：建（构）筑物不需修理能保持正常使用所允许的地表最大变形值。

充分采动：地表最大下沉值不再随采空区尺寸增大而增加的开采状态。

有限开采：采空区面积未能使地表出现充分采动的开采状态，亦称非充分开采，或非充分采动。

半无限开采：假设开采工作面从某处已采到无限远处，而在其正交方向为充分采动的一种理想化开采状态。

垮落带：由采煤引起的上覆岩层破裂并向采空区垮落的岩层范围。

导水裂缝带：垮落带上方一定范围内的岩层发生断裂，且具有导水性，能使其上覆岩层中的地下水流向采空区。这部分导水断裂岩层的范围称导水裂缝带。

顶板保护层：设计水体下采煤的安全煤岩柱时，为了安全起见所增加的岩层区段。它位于导水裂缝带与水体底界面之间。

底板阻水带：煤层底板采动导水破坏带以下、底部含水

体以上具有阻水能力岩层的范围。

松散层：指第四纪、新第三纪未成岩的沉积物，如冲积层、洪积层、残积层等。

水体顶界面：地表水体或地下含水体（层）的顶部界面。

水体底界面：地表水体或地下含水体（层）的底部界面。

底板采动导水破坏带：煤层底板岩层受采动影响而产生的采动导水裂隙的范围，其深度为自煤层底板至采动破坏带最深处的法线距离。

底板承压水导升带：煤层底板承压含水层的水在水压力和矿压作用下上升到其顶板岩层中的范围。

含水层顶部充填带：岩溶石灰岩含水层顶部被泥砂等沉积物充填了的岩层区段。

带压开采：在具有承压水压力的含水层上进行的采煤。

防滑煤柱：在可能发生岩层沿弱面滑移的地区，为了防止或减缓井筒、地面建（构）筑物滑移而在正常保护煤柱外侧增加留设的煤层区段。

防偏煤柱：回采立井井筒煤柱时为了防止或减少井筒偏斜而留设的煤柱。

开采上限：水体下采煤时用安全煤岩柱设计方法确定的煤层最高开采标高，一般为回采工作面回风巷的顶板。

条带式采煤法：为了长期支撑上覆岩层和一定程度地减少地表和岩层移动与变形而采取的采一条、留一条的开采方法，一般有充填条带法和垮落条带法。

全柱式开采法：在一个煤层的建（构）筑物保护煤柱全部面积内布置一个长工作面或多个工作面组成的长工作面同时开采的方法。

抽冒：在浅部厚煤层、急倾斜煤层及断层破碎带和基岩

风化带附近采煤或掘巷时，顶板岩层或煤层本身在较小范围内垮落超过正常高度的现象。

切冒：当厚层极硬岩层下方采空区达到一定面积后发生直达地表的岩层一次性突然垮落和地表塌陷现象。

土地破坏率：每采万吨煤导致土地破坏的面积。

采动滑移：地下开采引起的山区地表附加移动。

采动滑坡：地下开采引起的山坡整体性大面积滑动或坍塌。

围护带：设计保护煤柱划定地面受护物范围时，为安全起见沿受护物四周所增加的带形面积。

附录二　本规程用词说明

一、执行本规程条文时，对要求严格程度的用词，作如下说明，以便在执行中区别对待。

1）表示很严格，非这样不可的用词：

正面词一般用“必须”；

反面词一般用“严禁”。

2）表示严格，在正常情况下均应这样作的用词：

正面词一般用“应”；

反面词一般采用“不应”或“不得”。

3）表示允许有选择，在一定条件下可以这样作的，采用“可”。

二、条文中必须按指定的规程或其它有关规定执行的写法为：

“按……执行”或“符合……”。

非必须按所指的规程或其它规定执行的写法为：

“参照……”。

附录三　工业构筑物、技术装置及暖卫工程管网地表（地基）的允许和极限变形值

工业构筑物、技术装置及暖卫工程管网地表（地基）的允许和极限变形值列于附表 3—1、附表 3—2、附表 3—3 及附表 3—4（选自前苏联 1981 年规程）。

附表 3—1　工业构筑物的地表（地基）允许和极限变形值

构筑物及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
1. 地下蓄水池和沉淀池						
(1)钢筋混凝土	$\frac{70}{L}$					
(2)砖(有钢筋混凝土衬套)	$\frac{40}{L}$					
2. 塔形构筑物						
(1)在钢筋混凝土基础上长度小于30mm的筒仓式构架		7.0			12.0	
(2)在混凝土和毛石混凝土基础上的水塔	3.0	8.0		5.0	12.0	
(3)煤仓		8.0				

续表

构筑物及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
(4)砖和钢筋混凝土烟囱，高度为(m)：						
20		10.0				
30		8.0				
40		7.0				
50		6.0				
60		5.0			14.0	
70		4.5			10.0	
100		4.0			10.0	
(5)电视塔和无线电转播塔，高度(m)：						
≤50					7.0	
>50					5.0	
(6) 钢井架		6.0				
3. 变电所						
(1) 40×10^4V 室内变电所：						
a. 有同步补偿器				6.0		
b. 无同步补偿器				8.0		
(2) 露天变电所						
a. (11～40) $\times10^4$V				7.0	11.0	
b. <10×10^4V				10.0	14.0	
4. 浅仓						
(1)钢筋混凝土装载仓				6.0		3.0
(2)钢制装载仓				9.0		2.0

续表

构筑物及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
5. 工业用炉						
多排焦炉	$\frac{100}{L}$	4.0	10.0			
6. 坝和堤						
(1)砖和混凝土的				2.5		12.0
(2)有溢水设施的土坝和堤	6.0			9.0		
(3)无溢水设施的土坝和堤	4.0					
7. 索道						
(1)牵引站				4.0		
(2)有单独基础的支座				4.0		
(3)在整体钢筋混凝土基础上的支座				7.0	12.0	

注：L—构筑物的长度或直径（m）；ε—地表水平变形；i—地表倾斜变形；R—地表曲率半径。

附表 3—2 技术装置的地表（地基）允许和极限变形值

技术装置及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
1. 往复式压风机		4.0				
2. 桥式天车的轨道						
横向	$\frac{35H}{m_s \cdot L \cdot h}$	5.0				
纵向		6.0	6.0			
3. 龙门吊车轨道						

续表

技术装置及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
横向			12.0			
纵向		3.0				
4. 矿井提升绞车						
滚筒直径（m）						
5		6.0			8.0	
>5		4.0			6.0	
5. 矿井扇风机						
轴流式				7.0	10.0	
离心式				9.0	12.0	
6. 锅炉						
立式水管式锅炉				8.0	10.0	
卧式火管式锅炉				12.0	2	
7. 长度大于 6m 的旋床和大型龙门刨床	5.0					

注：H—柱子由基础底面到上部结构支座的高度（m）；h—柱子由天车轨道到上部结构支座的高度（m）；L—桥式吊车的跨度（m）；m_ε—工作条件系数，按附表 3—3 选用。

附表 3—3　工作条件系数 m_ε

建筑物（分段）的长（宽）度（m）	<15	15～30	31～45	46～60	>60
m_ε	1.00	0.85	0.70	0.60	0.50

附表 3—4　暖卫工程管网的地表（地基）允许和极限变形值

管网及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
1. 有接头的煤气管，接头与管体等强度						
(1)地面干管	8.0			15.0		
(2)地下干管和分送管						
a. 钢管材质为3号钢，铺设在：						
砂土上	2.5					
砂质粘土上	2.0					
中密实度粘土上	1.5					
密实粘土上	1.0					
b. 钢管材质优于3号钢，铺设在：						
砂土上	3.5					
砂质粘土上	2.5					
中密实粘土上	2.0					
密实粘土上	1.5					
2. 有接头的输油管，接头与管体等强度						
(1)地面干管	8.0			15.0		
(2)地下干管，铺设在：						
砂土上	3.0			6.0		
砂质粘土和粘土上	2.0			4.0		
3. 供热管道						

续表

管网及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
(1)地面干管	10.0			15.0		
(2)设于地沟内	6.0	6.0		10.0	12.0	
(3)无地沟的干管和分送管，铺设在：	4.0	5.0		7.0	8.0	
砂土上	4.0	5.0		7.0	8.0	
砂质粘土和粘土上	3.0	4.0		5.0	7.0	
4. 自来水管						
(1)地面干管	10.0			15.0		
(2)地下钢制管道和分水管，铺设在：						
砂土上	5.0			8.0		
砂质粘土和粘土上	4.0			6.0		
(3)分区地下管	$\frac{[c]}{L}$					
(4)有整体混凝土和钢筋混凝土干管沟的	1.0		20			
5. 排水管网						
(1)分区无压的	$\frac{[c]}{L}$					
(2)有接头的钢制压力管道、接头和管道等强度：						
a. 地面的	8.0			15.0		
b. 地下的，铺设在：						

续表

管网及其特征	允许变形值			极限变形值		
	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)	ε (mm/m)	i (mm/m)	R (km)
砂土上	4.0			6.0		
砂质粘土上和粘土上	3.0			5.0		

注：$[\varepsilon]$ —接头的补偿能力（mm）；L—管子的长度（m）。

附录四　地表移动与变形值的预计及参数求取方法

一、符号及正负号

$W(x)$、$W(y)$ ——走向主断面和倾斜主断面上的下沉值（mm），上升为负，下沉为正；

$i(x)$、$i(y)$ ——走向主断面和倾斜主断面上的倾斜值（mm/m），倾斜断面上，向上山方向倾斜为正，向下山方向倾斜为负；走向断面上（平面图倾斜方向指向下方）向右倾斜为正，向左倾斜为负；

$K(x)$、$K(y)$　　走向主断面和倾斜主断面上的曲率值（10^{-3}/m），地表下沉曲线上凸为正，下凹为负；

$U(x)$、$U(y)$ ——走向主断面和倾斜主断面上的水平移动值（mm），倾斜断面上，向上山方向移动为正，向下山方向移动为负；走向断面上（平面图倾斜方向指向下方）向右移动为正，向左移动为负；

$\varepsilon(x)$、$\varepsilon(y)$ ——走向主断面和倾斜主断面上的水平变形值（mm/m），拉伸为正，压缩为负；

$W_j(x)$、$i_j(x)$、$K_j(x)$、$U_j(x)$、$\varepsilon_j(x)$ ——走向主断面上，由左边界和右边界（$j=3$ 为左边界，$j=4$ 为右边界）起始半无限开采的下沉值（mm），倾斜值（mm/m），曲率值（10^{-3}/m），水平移动值（mm）和水平变形值（mm/m）；

$W_j(y)$、$i_j(y)$、$K_j(y)$、$U_j(y)$、$\varepsilon_j(y)$ ——倾斜主断

面上，由下山边界和上山边界（$j=1$ 为下边界，$j=2$ 为上边界）起始半无限开采的下沉值（mm），倾斜值（mm/m），曲率值（10^{-3}/m），水平移动值（mm）和水平变形值（mm/m）；

W_{cm}、U_{cm}——地表充分采动的最大下沉值和最大水平移动值（mm）；

W_{fm}——地表有限开采（或非充分开采）时的最大下沉值（mm）；

i_{jcm}、K_{jcm}、ε_{jcm}——由下山边界、上山边界、走向左边界和右边界（$j=1$ 为下山边界，$j=2$ 为上山边界，$j=3$ 为左边界，$j=4$ 为右边界）起始半无限开采的地表最大倾斜值（mm/m）、最大曲率值（10^{-3}/m）和最大水平变形值（mm/m）；

$A(Z)$、$A'(Z)$、$A''(Z)$——地表下沉盆地主断面上坐标为 Z 处的下沉值与其最大值之比、倾斜值（水平移动值）与最大值之比和曲率值（水平变形值）与其最大值之比；

$W(x, y)$——地表任意点（坐标为 x、y）的下沉值（mm）；

$i(x, y, \phi)$、$U(x, y, \phi)$——地表任意点沿 ϕ 方向的倾斜值（mm/m）和水平移动值（mm），倾斜和水平移动方向与 ϕ 方向一致为正，与 ϕ 方向相反为负；

$K(x, y, \phi)$、$\varepsilon(x, y, \phi)$——地表任意点沿 ϕ 方向的曲率值（10^{-3}/m）和水平变形值（mm/m），正曲率和拉伸为正，负曲率和压缩为负；

$i_x(x, y)$、$K_x(x, y)$、$U_x(x, y)$、$\varepsilon_x(x, y)$——地表任意点走向方向的倾斜值（mm/m），曲率值（10^{-3}/m），水平移动值（mm）和水平变形值（mm/m），走向断面上（平面图倾斜方向指向下方）倾斜和水平移动方向向右为正，向左

为负；正曲率和拉伸为正，负曲率和压缩为负；

i_y (x, y)、K_y (x, y)、U_y (x, y)、ε_y (x, y) ——地表任意点倾斜方向的倾斜值（mm/m），曲率值（10^{-3}/m），水平移动值（mm）和水平变形值（mm/m），倾斜断面上，倾斜和水平移动向上山方向为正，向下山方向为负；正曲率和拉伸为正，负曲率和压缩为负；

D_1、D_{1s}、D_3——分别为采空区倾斜长度，倾斜长度的水平投影和走向长度（m）；

α——煤层倾角，(°)；

M——煤层法线厚度，(m)；

H_1、H_2、H_z、H_0——分别为采空区下山边界采深、上山边界采深、走向主断面采深和平均采深（m）；

δ_0、γ_0、β_0、λ_0——分别为走向、上山、下山和底板（急倾斜煤层）边界角（°）；

δ、γ、β、λ——分别为走向、上山、下山和底板（急倾斜煤层）移动角（°）；

δ''、γ''、β''、λ''——分别为走向、上山、下山和底板（急倾斜煤层）裂缝角（°）；

θ——最大下沉角（°）；

θ_c——开采影响传播角（°）；

l、L——采空区走向和倾斜计算长度（m）；

q——下沉系数；

b——水平移动系数；

r_1、r_2、r、r_z——分别为倾斜主断面上采空区下边界、上边界，走向主断面上采空区边界和任意开采水平的主要影响半径，(m)；

S_1、S_2、S_3、S_4——分别为倾斜主断面上采空区下边界、

上边界、走向主断面上采空区左边界、右边界的拐点偏距(m)；

$tg\beta$——主要影响角正切。

二、概率积分法的计算方法

预计地表移动与变形时，根据我国煤矿的实际情况，可以选用典型曲线法；负指数函数法；概率积分法；数值计算法（有限单元法，边界单元法和离散单元法等）方法。

但无论采用什么方法，都应具备相应的参数。未经实测资料充分验证的方法，在预计中不宜采用。常用方法为概率积分法。

概率积分法是以正态分布函数为影响函数用积分式表示地表下沉盆地的方法，适用于常规的地表移动与变形计算。

(一) 全盆地的移动与变形计算公式

下沉

$$W(x,y) = W_{cm} \cdot \iint_D \frac{1}{r^2} \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-1)$$

倾斜

$$i_x(x,y) = \frac{\partial W(x,y)}{\partial x} = W_{cm} \cdot \iint_D \frac{2 \cdot \pi \cdot (\eta - x)}{r^4} \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-2)$$

$$i_y(x,y) = \frac{\partial W(x,y)}{\partial y} = W_{cm} \cdot \iint_D \frac{2 \cdot \pi \cdot (\zeta - y)}{r^4}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-3)$$

曲率

$$K_x(x,y) = \frac{\partial^2 W(x,y)}{\partial x^2} = \frac{\partial i_x(x,y)}{\partial x}$$

$$= W_{cm} \cdot \iint_D \frac{2\cdot\pi}{r^4}\left(\frac{2\cdot\pi\cdot(\eta-x)^2}{r^2} - 1\right)$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-4)$$

$$K_y(x,y) = \frac{\partial^2 W(x,y)}{\partial y^2} = \frac{\partial i_y(x,y)}{\partial y}$$

$$= W_{cm} \cdot \iint_D \frac{2\cdot\pi}{r^4}\left(\frac{2\cdot\pi\cdot(\zeta-y)^2}{r^2} - 1\right)$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-5)$$

水平移动

$$U_x(x,y) = U_{cm} \cdot \iint_D \frac{2\cdot\pi\cdot(\eta-x)}{r^3}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-6)$$

$$U_y(x,y) = U_{cm} \cdot \iint_D \frac{2\cdot\pi\cdot(\zeta-y)}{r^3}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta$$

$$+ W(x,y) \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-7)$$

水平变形

$$\epsilon_x(x,y) = \frac{\partial U_x(x,y)}{\partial x}$$

$$= U_{cm} \cdot \iint_D \frac{2 \cdot \pi}{r^3}\left(\frac{2 \cdot \pi \cdot (\eta - x)^2}{r^2} - 1\right)$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-8)$$

$$\varepsilon_y(x,y) = \frac{\partial U_y(x,y)}{\partial y}$$

$$= U_{cm} \cdot \iint_D \frac{2 \cdot \pi}{r^3}\left(\frac{2 \cdot \pi \cdot (\zeta - y)^2}{r^2} - 1\right)$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta + i_y(x,y)$$

$$\cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-9)$$

扭曲变形

$$S(x,y) = \frac{\partial^2 W(x,y)}{\partial x \partial y}$$

$$= W_{cm} \cdot \iint_D \frac{4 \cdot \pi^2 \cdot (\eta - x) \cdot (\zeta - y)}{r^6}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \qquad (4-10)$$

剪切变形

$$\gamma(x,y) = \frac{\partial_x(x,y)}{\partial y} + \frac{\partial U_x(x,y)}{\partial x}$$

$$= 2 \cdot U_{cm} \cdot \iint_D \frac{4 \cdot \pi^2 \cdot (\zeta - y) \cdot (\eta - x)}{r^5}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta + i_x(x,y)$$

$$\cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-11)$$

式中 x，y——计算点相对坐标（考虑拐点偏移距），m；

D——开采煤层区域。

（二）半无限开采缓倾斜煤层（$\alpha<15°$）地表下沉盆地主断面的移动和变形值计算公式

（1）走向主断面上地表移动与变形值：

下沉

$$W(x)=W_{cm}\cdot\int_{0}^{\infty}\frac{1}{r}\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2}{r^2}}d\eta \qquad (4-12)$$

倾斜

$$i\ (x)\ =\frac{W_{cm}}{r}\cdot e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \qquad (4-13)$$

曲率

$$K\ (x)\ =-\frac{2\cdot\pi\cdot W_{cm}}{r^2}\cdot\frac{x}{r}e^{\ \pi\frac{x^2}{r^2}} \qquad (4-14)$$

水平移动

$$U\ (x)\ =U_{cm}\cdot e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \qquad (4-15)$$

水平变形

$$\varepsilon\ (x)\ =-\frac{2\cdot\pi\cdot U_{cm}}{r}\cdot\frac{x}{r}e^{\ \pi\frac{x^2}{r^2}} \qquad (4-16)$$

式中 x——计算点坐标(m)，坐标原点为计算边界(考虑拐点偏距)在地表的投影，坐标轴指向采空区方向为正，指向煤柱方向为负。

(2) 走向主断面上地表移动和变形最大值及其位置：

最大下沉值 $W_{cm}=Mq\cos\alpha$，mm，位置：$x=\infty$

最大倾斜值 $i_{cm}=\frac{W_{cm}}{r}$，mm/m，位置：$x=0$

最大曲率值 $K_{cm}=1.52\frac{W_{cm}}{r^2}$，$10^{-3}$/m，位置：$x=\pm0.4r$

最大水平移动值 $U_{cm}=bW_{cm}$，mm，位置：$x=0$

最大水平变形值 $\varepsilon_{cm}=1.52b\frac{W_{cm}}{r}$，mm/m，位置：$x=\pm0.4r$

(3) 倾向主断面上地表移动与变形值：

倾向主断面的下沉、倾斜和曲率值的计算式与式（4—12）、（4—13）、（4—14）基本相同，仅在计算倾斜主断面上山一侧的移动变形值时，以 y/r_2 代替 x/r，计算下山一侧的移动变形值时，以 y/r_1 代替 x/r。

倾向主断面的水平移动与水平变形值：

水平移动

$$U_{1,2}(y) = U_{cm} \cdot e^{-\pi\left(\frac{y}{r_{1,2}}\right)^2} \pm W(y) \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-17)$$

水平变形

$$\varepsilon_{1,2}(y) = -2\pi \cdot \frac{U_{cm}}{r_{1,2}} \cdot \frac{y}{r_{1,2}} \cdot e^{-\pi\left(\frac{y}{r_{1,2}}\right)^2} \pm i(y) \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-18)$$

式中 $r_{1,2}$——倾斜主断面下山边界的主要影响半径（r_1），m 和上山边界的主要影响半径（r_2），m；$r_1=\dfrac{H_1}{\mathrm{tg}\beta}$，$r_2=\dfrac{H_2}{\mathrm{tg}\beta}$。

计算上山一侧的水平移动 $U_2(y)$ 和水平变形值 $\varepsilon_2(y)$ 时，式（4—17）、（4—18）中对应的计算式右端第二项取负号，计算下山一侧的 $U_1(y)$ 和 $\varepsilon_1(y)$ 时，取正号。

倾向主断面 y 坐标原点由下计算边界（考虑拐点偏距）按开采影响传播角 θ_0 作直线与地表的交点。

（4）倾向主断面上地表移动变形值最大值及其位置：

倾向主断面上最大倾斜值和最大曲率值的计算式与走向主断面上最大值计算式基本相同，仅计算倾向主断面上山一侧的移动与变形值时，以 y/r_2 代替 x/r，计算下山一侧的移动与变形值时，以 y/r_1 代替 x/r。最大水平移动值和最大水平变形值可采用电算方法求取。

（三）缓倾斜煤层（$\alpha<15°$）非充分开采时矩形工作面下沉盆地全盆地的移动与变形值计算公式

下沉

$$W(x,y)=[W_3(x)-W_4(x-l)]\cdot[W_1(y)-W_2(y-L)] \quad (4-19)$$

倾斜

$$i_x(x,y)=[i_3(x)-i_4(x-l)]\cdot[W_1(y)-W_2(y-L)]$$

$$i_y(x,y)=[W_3(x)-W_4(x-l)]\cdot[i_1(y)-i_2(y-L)] \quad (4-20)$$

曲率

$$K_x(x,y)=[K_3(x)-K_4(x-l)]\cdot[W_1(y)-W_2(y-L)]$$

$$K_y(x,y)=[W_3(x)-W_4(x-l)]\cdot[K_1(y)-K_2(y-L)] \quad (4-21)$$

水平移动

$$U_x(x,y)=[U_3(x)-U_4(x-l)]\cdot[W_1(y)-W_2(y-L)]$$

$$U_y(x,y)=[W_3(x)-W_4(x-l)]\cdot[U_1(y)-U_2(y-L)] \quad (4-22)$$

水平变形

$$\varepsilon_x(x,y)=[\varepsilon_3(x)-\varepsilon_4(x-l)]\cdot[W_1(y)-W_2(y-L)]$$

$$\varepsilon_y(x,y)=[W_3(x)-W_4(x-l)]\cdot[\varepsilon_1(y)-\varepsilon_2(y-L)] \quad (4-23)$$

扭曲变形

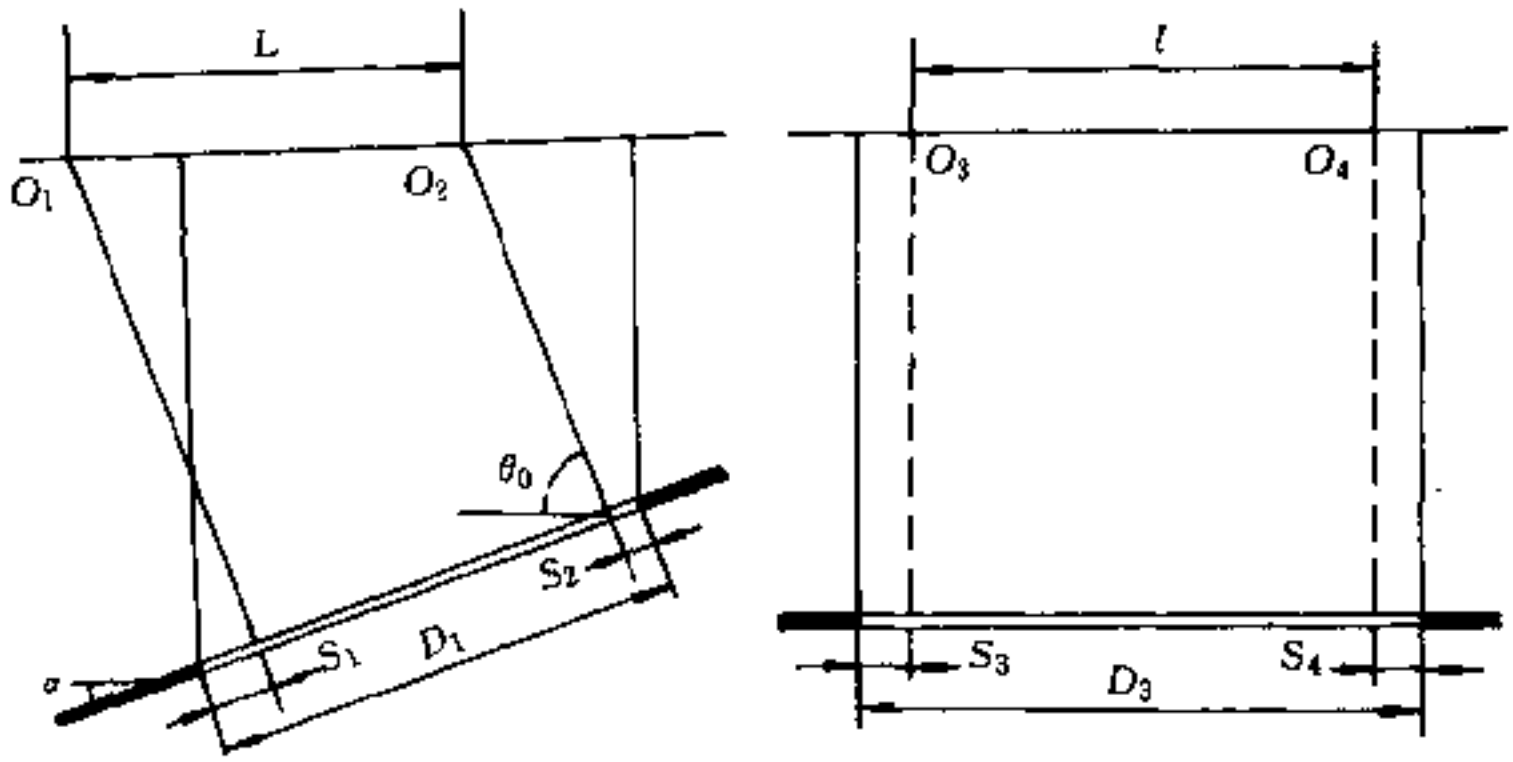
$$S\ (x,\ y)\ =[i_3\ (x)\ \ -i_4\ (x-l)]$$
$$\cdot\ [i_1\ (y)\ -i_2\ (y-L)] \qquad (4-24)$$

剪切变形

$$\gamma\ (x,\ y)\ =[i_3\ (x)\ -i_4\ (x-l)]$$
$$\cdot\ [U_1\ (y)\ -U_2\ (y-L)]$$
$$+\ [U_3\ (x)\ -U_4\ (x-l)]$$
$$\cdot\ [i_1\ (y)\ -i_2\ (y-L)] \qquad (4-25)$$

坐标轴符号规定为：走向左、右边界两坐标系的坐标轴指向右方为正，指向左方为负；上、下山边界两坐标系的坐标轴指向上山方向为正，指向下山方向为负。

采空区走向方向和倾斜方向的计算长度（见附图 4－1）为：



附图 4－1　确定采空区计算长度和拐点位置

$$l=D_3-S_3-S_4$$

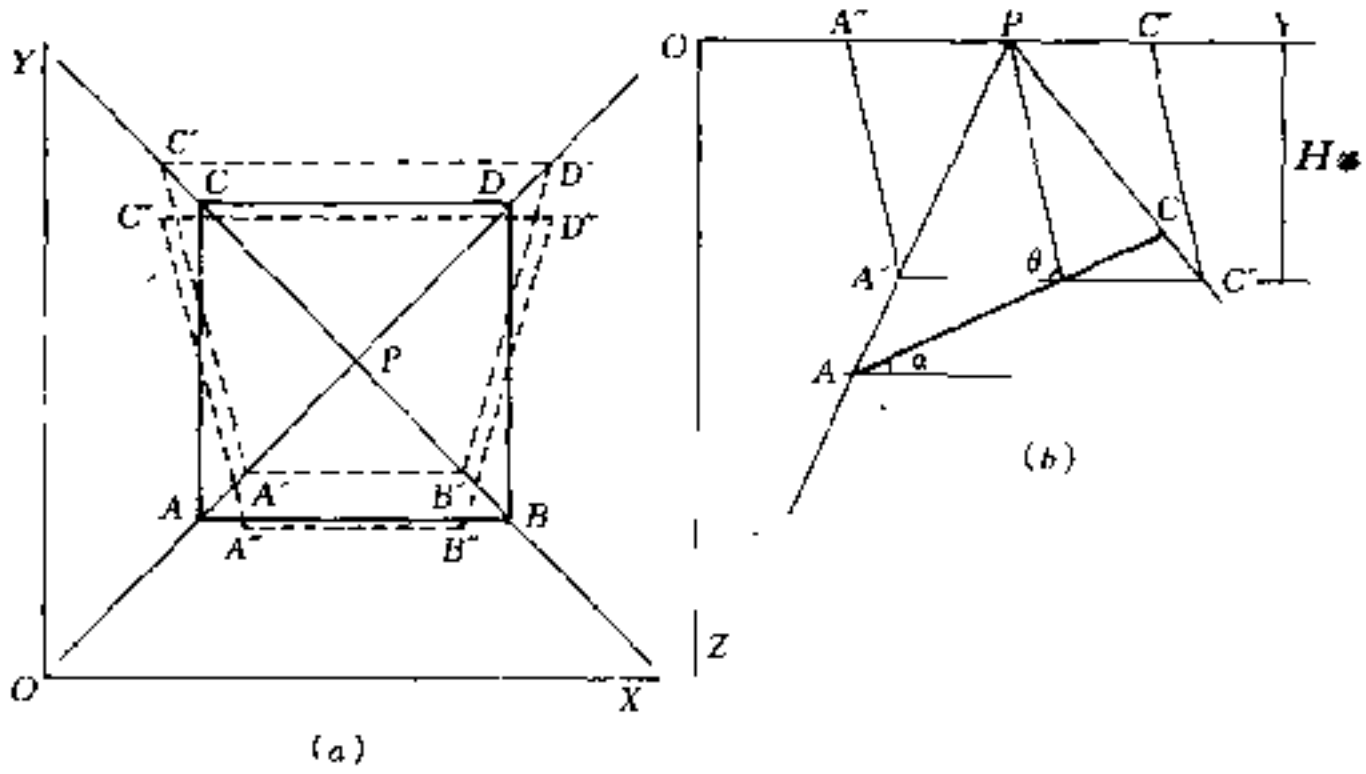
$$L=\ (D_1-S_1-S_2)\ \cdot\frac{\sin\ (\theta_0+\alpha)}{\sin\theta_0} \qquad (4-26)$$

（四）开采倾斜煤层（$\alpha>15°$）和急倾斜煤层（$\alpha<75°$）地表下沉盆地的移动和变形值计算公式

开采倾斜煤层（$\alpha>15°$）和急倾斜煤层（$\alpha<75°$）地表下沉盆地的移动和变形值的计算和开采缓倾斜煤层的地表移动与变形值计算基本相同。只是根据计算点的相对位置，将倾斜工作面转换为一等价的计算工作面，并以等价工作面的采深 $H_{等}$ 代替 H_x，H_1 和 H_2。

等价计算工作面的转换与计算点的相对位置有关，转换计算如附图4—2所示，等价计算工作面的各角点为工作面各角点与计算点的连线在计算点影响采深平面上的交点沿影响传播方向投影到地表的对应点。

由于经过等价转换的计算工作面一般为非矩形工作面，地表移动与变形的计算可采用任意形状的面积分计算公式



附图 4—2　等价工作面转换示意图

a—平面图；*b*—剖面图；*P*—计算点；*ABCD*—计算工作面；*A′B′C′D′*—等价工作面；*A″B″C″D″*—等价计算工作面

(4－1) ～ (4－11) 和线积分计算公式 (4－27) ～ (4－37)，利用计算机程序进行计算。地表移动与变形的线积分公式为：

下沉

$$W(x,y)=W_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{1}{2\cdot r}\cdot erf\left(\sqrt{\pi}\cdot\frac{(\eta-x)}{r}\right)\cdot e^{-\pi\frac{(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta \qquad (4-27)$$

倾斜

$$i_x(x,y)=W_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{1}{r^2}\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta \qquad (4-28)$$

$$i_y(x,y)=W_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{-\pi\cdot(\zeta-y)}{r^2}\cdot erf\left(\sqrt{\pi}\frac{\eta-x}{r}\right)\cdot e^{-\pi\frac{(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta \qquad (4-29)$$

曲率

$$K_x(x,y)=W_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{-2^1\cdot\pi}{r^2}\cdot\frac{\eta-x}{r}\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta \qquad (4-30)$$

$$K_y(x,y)=W_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{\pi}{r^3}\left(\frac{2\cdot\pi\cdot(\zeta-y)^2}{r^2}-1\right)\cdot erf\left(\sqrt{\pi}\frac{\eta-x}{r}\right)\cdot e^{-\pi\frac{(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta \qquad (4-31)$$

水平移动

$$U_x(x,y)=U_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{1}{r^2}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}} \cdot d\zeta \qquad (4-32)$$

$$U_y(x,y) = U_{cm} \cdot \sum_{i=1}^{n}\int_{L_i} \frac{-\pi\cdot(\zeta-y)}{r^2}$$

$$\cdot erf\left(\sqrt{\pi}\,\frac{\eta-x}{r}\right)\cdot e^{-\pi\frac{(\zeta-y)^2}{r^2}}$$

$$\cdot d\zeta + W(x,y)\cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-33)$$

水平变形

$$\varepsilon_x(x,y) = U_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{-2\cdot\pi}{r^2}\cdot\frac{\eta-x}{r}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta \qquad (4-34)$$

$$\varepsilon_y(x,y) = U_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{-\pi}{r^2}\cdot\frac{\zeta-y}{r}$$

$$\cdot erf\left(\sqrt{\pi}\,\frac{\eta-x}{r}\right)\cdot e^{-\pi\frac{(\zeta-y)^2}{r^2}}$$

$$\cdot d\zeta + i_y(x,y)\cdot\mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-35)$$

扭曲变形

$$S(x,y) = W_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{-2\cdot\pi\cdot(\zeta-y)}{r^4}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta \qquad (4-36)$$

剪切变形

$$\gamma(x,y) = 2\cdot U_{cm}\cdot\sum_{i=1}^{n}\int_{L_i}\frac{-2\cdot\pi\cdot(\zeta-y)}{r^3}$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r^2}}\cdot d\zeta + i_x(x,y)$$

$$\cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-37)$$

式中 r——为等价计算工作面的主要影响半径，$r=\dfrac{H_{等}}{\mathrm{tg}\beta}$；

L_i——为开采工作面各边界的直线段。

（五）开采急倾斜煤层（$\alpha>75°$）地表下沉盆地的移动和变形值计算公式

急倾斜煤层开采后的地表下沉盆地表现为瓢形下沉盆地和兜形下沉盆地。瓢形下沉盆地的地表移动与变形发生在顶板覆岩内，仍可采用等价工作面计算方法。兜形下沉盆地的地表移动与变形已扩展至煤层底板，可采用对深度积分的方法。

下沉

$$W(x,y)=q\cdot\iiint_G\frac{1}{r(z)^2}\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}}\cdot d\eta\cdot d\zeta\cdot dz \tag{4—38}$$

倾斜

$$i_x(x,y)=q\cdot\iiint_G\frac{2\cdot\pi\cdot(\eta-x)}{r(z)^4}\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}}\cdot d\eta\cdot d\zeta\cdot dz \tag{4—39}$$

$$i_y(x,y)=q\cdot\iiint_G\frac{2\cdot\pi\cdot(\zeta-y)}{r(z)^4}\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}}\cdot d\eta\cdot d\zeta\cdot dz \tag{4—40}$$

曲率

$$K_x(x,y)=q\cdot\iiint_G\frac{2\cdot\pi}{r(z)^4}\left(\frac{2\cdot\pi\cdot(\eta-x)^2}{r(z)^2}-1\right)\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}}\cdot d\eta\cdot d\zeta\cdot dz \tag{4—41}$$

$$K_y(x,y)=q\cdot\iiint_G\frac{2\cdot\pi}{r(z)^4}\left(\frac{2\cdot\pi\cdot(\zeta-y)^2}{r(z)^2}-1\right)$$

$$\cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \cdot dz \tag{4-42}$$

水平移动

$$U_x(x,y) = b \cdot q \cdot \iiint_G \frac{2 \cdot \pi \cdot (\eta - x)}{r(z)^3} \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \cdot dz \tag{4-43}$$

$$U_y(x,y) = b \cdot q \cdot \iiint_G \frac{2 \cdot \pi \cdot (\zeta - y)}{r(z)^3} \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta + W_y(x,y) \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \tag{4-44}$$

水平变形

$$\varepsilon_x(x,y) = b \cdot q \cdot \iiint_G \frac{2 \cdot \pi}{r(z)^3}\left(\frac{2 \cdot \pi \cdot (\eta - x)^2}{r(z)^2} - 1\right) \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \cdot dz \tag{4-45}$$

$$\varepsilon_y(x,y) = b \cdot q \cdot \iiint_G \frac{2 \cdot \pi}{r(z)^3}\left(\frac{2 \cdot \pi \cdot (\zeta - y)^2}{r(z)^2} - 1\right) \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \cdot dz + i_y(x,y) \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \tag{4-46}$$

扭曲变形

$$S(x,y) = q \cdot \iiint_G \frac{4 \cdot \pi^2 \cdot (\eta - x) \cdot (\zeta - y)}{r(z)^6} \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \cdot dz \tag{4-47}$$

剪切变形

$$\gamma(x,y) = 2 \cdot b \cdot q \cdot \iiint_G \frac{4 \cdot \pi^2 \cdot (\zeta - y) \cdot (\eta - x)}{r(z)^5} \cdot e^{-\pi\frac{(\eta-x)^2+(\zeta-y)^2}{r(z)^2}} \cdot d\eta \cdot d\zeta \cdot dz$$

$$+ i_x(x,y) \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-48)$$

式中 $r(z)$——深度为 Z 处的主要影响半径；

G——为开采空间；

q——为下沉系数，对于急倾斜煤层（$\alpha>75°$）为下沉盆地体积与开采煤层体积的比值。

（六）用查表法计算半无限开采的地表移动和变形值

将式（4－12）～（4－16）中的各移动变形值和式（4－17）、（4－18）中的第一项除以对应的最大值可得比值：

下沉比值

$$A(z)=A\left(\frac{x}{r}\right)=\frac{W(x)}{W_{cm}}=\frac{W(y)}{W_{cm}}$$

倾斜比值和水平移动比值

$$A'(z)=A'\left(\frac{x}{r}\right)=A'\left(\frac{y}{r}\right)=\frac{i(x)}{i_{cm}}=\frac{U(x)}{U_{cm}}$$

曲率比值和水平变形比值

$$A''(z)=A''\left(\frac{x}{r}\right)=A''\left(\frac{y}{r}\right)=\frac{K(x)}{K_{cm}}=\frac{\varepsilon(x)}{\varepsilon_{cm}}$$

以 $z=\frac{x}{r}$ 为引数制成的比值 $A(z)$、$A'(z)$、$A''(z)$ 见附表4－1。

利用附表 4－1 可进行缓倾斜煤层（$\alpha<15°$）半无限开采和矩形工作面开采的地表移动与变形计算。计算步骤为：

（1）确定地质和开采技术条件，即采深 H_1、H_2，采厚 M，煤层倾角 α，采空区走向长度 D_3，倾斜长 D_1、D_{1s}。

（2）确定地表移动参数。下沉系数 q，主要影响角正切 $\mathrm{tg}\beta$，拐点偏距 S_1、S_2、S_3、S_4，水平移动系数 b，开采影响传播角 θ_0 等，可根据本矿区观测资料或参照附录五确定。

（3）按（4－26）式确定采空区计算长度 l、L。

附表 4—1　半无限开采 $A(Z)$、$A'(Z)$、

$Z=\frac{x}{r}$	$A(-Z)$	$A(Z)$	$A'(Z)$	$A''(Z)$	$Z=\frac{x}{r}$	$A(-Z)$	$A(Z)$	$A'(Z)$	$A''(Z)$
0.00	0.5000	0.5000	1.0000	0.0000	0.40	0.1581	0.8419	0.6049	1.0000
0.01	0.4900	0.5100	0.9997	0.0413	0.41	0.1522	0.8478	0.5897	0.9995
0.02	0.4800	0.5200	0.9987	0.0826	0.42	0.1463	0.8537	0.5745	0.9975
0.03	0.4700	0.5300	0.9972	0.1237	0.43	0.1407	0.8593	0.5594	0.9943
0.04	0.4601	0.5399	0.9950	0.1645	0.44	0.1352	0.8648	0.5443	0.9900
0.05	0.4501	0.5499	0.9922	0.2051	0.45	0.1298	0.8702	0.5293	0.9846
0.06	0.4402	0.5598	0.9888	0.2452	0.46	0.1246	0.8754	0.5144	0.9781
0.07	0.4304	0.5696	0.9847	0.2849	0.47	0.1195	0.8805	0.4996	0.9706
0.08	0.4206	0.5794	0.9801	0.3241	0.48	0.1146	0.8854	0.4849	0.9621
0.09	0.4108	0.5892	0.9749	0.3627	0.49	0.1098	0.8902	0.4703	0.9527
0.10	0.4011	0.5989	0.9691	0.4006	0.50	0.1052	0.8948	0.4559	0.9423
0.11	0.3914	0.6086	0.9627	0.4377	0.51	0.1007	0.8993	0.4417	0.9312
0.12	0.3818	0.6182	0.9558	0.4741	0.52	0.0963	0.9037	0.4276	0.9192
0.13	0.3723	0.6277	0.9483	0.5096	0.53	0.0921	0.9079	0.4138	0.9065
0.14	0.3629	0.6371	0.9403	0.5442	0.54	0.0881	0.9119	0.4001	0.8931
0.15	0.3535	0.6465	0.9318	0.5777	0.55	0.0841	0.9159	0.3866	0.8790
0.16	0.3442	0.6558	0.9227	0.6103	0.56	0.0803	0.9197	0.3734	0.8643
0.17	0.3351	0.6649	0.9132	0.6417	0.57	0.0767	0.9233	0.3603	0.8490
0.18	0.3260	0.6740	0.9032	0.6721	0.58	0.0731	0.9269	0.3476	0.8333
0.19	0.3170	0.6830	0.8928	0.7012	0.59	0.0697	0.9303	0.3350	0.8171
0.20	0.3081	0.6919	0.8819	0.7291	0.60	0.0664	0.9336	0.3227	0.8044
0.21	0.2994	0.7006	0.8706	0.7558	0.61	0.0633	0.9367	0.3107	0.7834
0.22	0.2907	0.7093	0.8589	0.7811	0.62	0.0602	0.9398	0.2989	0.7661
0.23	0.2822	0.7178	0.8469	0.8052	0.63	0.0573	0.9427	0.2874	0.7484
0.24	0.2738	0.7262	0.8345	0.8279	0.64	0.0545	0.9455	0.2762	0.7306
0.25	0.2655	0.7345	0.8217	0.8492	0.65	0.0518	0.9482	0.2652	0.7125
0.26	0.2574	0.7426	0.8087	0.8691	0.66	0.0492	0.9508	0.2545	0.6943
0.27	0.2494	0.7506	0.7953	0.8876	0.67	0.0467	0.9533	0.2441	0.6760
0.28	0.2415	0.7585	0.7817	0.9046	0.68	0.0443	0.9557	0.2339	0.6576
0.29	0.2337	0.7663	0.7678	0.9204	0.69	0.0420	0.9580	0.2241	0.6392
0.30	0.2261	0.7739	0.7537	0.9347	0.70	0.0398	0.9602	0.2145	0.6207
0.31	0.2187	0.7813	0.7394	0.9475	0.71	0.0377	0.9623	0.2052	0.6023
0.32	0.2113	0.7887	0.7249	0.9589	0.72	0.0357	0.9643	0.1962	0.5840
0.33	0.2042	0.7958	0.7103	0.9689	0.73	0.0338	0.9662	0.1875	0.5657
0.34	0.1971	0.8029	0.6955	0.9774	0.74	0.0320	0.9680	0.1790	0.5476
0.35	0.1903	0.8097	0.6806	0.9846	0.75	0.0302	0.9698	0.1708	0.5296
0.36	0.1835	0.8165	0.6655	0.9904	0.76	0.0285	0.9715	0.1629	0.5118
0.37	0.1770	0.8230	0.6505	0.9948	0.77	0.0270	0.9730	0.1553	0.4942
0.38	0.1705	0.8295	0.6353	0.9979	0.78	0.0254	0.9746	0.1479	0.4768
0.39	0.1643	0.8357	0.6201	0.9997	0.79	0.0240	0.9760	0.1408	0.4597

$A''(Z)$的分布函数表

$Z=\frac{x}{r}$	$A(-Z)$	$A(Z)$	$A'(Z)$	$A''(Z)$	$Z=\frac{x}{r}$	$A(-Z)$	$A(Z)$	$A'(Z)$	$A''(Z)$
0.80	0.0226	0.9774	0.1339	0.4428	1.20	0.0015	0.9985	0.0108	0.0538
0.81	0.0213	0.9787	0.1273	0.4262	1.21	0.0014	0.9986	0.0101	0.0503
0.82	0.0201	0.9799	0.1209	0.4100	1.22	0.0013	0.9987	0.0093	0.0470
0.83	0.0189	0.9811	0.1148	0.3940	1.23	0.0012	0.9988	0.0086	0.0439
0.84	0.0178	0.9822	0.1090	0.3784	1.24	0.0011	0.9989	0.0080	0.0409
0.85	0.0167	0.9833	0.1033	0.3631	1.25	0.0010	0.9990	0.0074	0.0381
0.86	0.0157	0.9843	0.0979	0.3481	1.26	0.0010	0.9990	0.0068	0.0355
0.87	0.0148	0.9852	0.0927	0.3335	1.27	0.0009	0.9991	0.0063	0.0331
0.88	0.0139	0.9861	0.0878	0.3193	1.28	0.0008	0.9992	0.0058	0.0308
0.89	0.0130	0.9876	0.0830	0.3055	1.29	0.0008	0.9992	0.0054	0.0286
0.90	0.0122	0.9878	0.0785	0.2920	1.30	0.0007	0.9993	0.0049	0.0266
0.91	0.0114	0.9886	0.0742	0.2790	1.31	0.0007	0.9993	0.0046	0.0247
0.92	0.0107	0.9893	0.0700	0.2663	1.32	0.0006	0.9994	0.0042	0.0229
0.93	0.0100	0.9900	0.0661	0.2540	1.33	0.0006	0.9994	0.0039	0.0212
0.94	0.0094	0.9906	0.0623	0.2420	1.34	0.0006	0.9994	0.0035	0.0197
0.95	0.0088	0.9912	0.0587	0.2305	1.35	0.0005	0.9995	0.0033	0.0182
0.96	0.0082	0.9918	0.0553	0.2194	1.36	0.0005	0.9995	0.0030	0.0168
0.97	0.0077	0.9923	0.0520	0.2086	1.37	0.0005	0.9995	0.0027	0.0156
0.98	0.0072	0.9928	0.0489	0.1983	1.38	0.0004	0.9996	0.0025	0.0144
0.99	0.0067	0.9933	0.0460	0.1883	1.39	0.0004	0.9996	0.0023	0.0133
1.00	0.0063	0.9937	0.0432	0.1786	1.40	0.0004	0.9996	0.0021	0.0123
1.01	0.0058	0.9942	0.0406	0.1694	1.41	0.0004	0.9996	0.0019	0.0113
1.02	0.0054	0.9946	0.0381	0.1605	1.42	0.0004	0.9997	0.0018	0.0104
1.03	0.0051	0.9949	0.0357	0.1520	1.43	0.0003	0.9997	0.0016	0.0096
1.04	0.0047	0.9953	0.0334	0.1438	1.44	0.0003	0.9997	0.0015	0.0088
1.05	0.0044	0.9956	0.0313	0.1350	1.45	0.0003	0.9997	0.0014	0.0081
1.06	0.0041	0.9959	0.0293	0.1284	1.46	0.0003	0.9997	0.0012	0.0075
1.07	0.0038	0.9962	0.0274	0.1212	1.47	0.0003	0.9997	0.0011	0.0069
1.08	0.0036	0.9964	0.0256	0.1144	1.48	0.0003	0.9997	0.0010	0.0063
1.09	0.0033	0.9967	0.0239	0.1078	1.49	0.0003	0.9997	0.0009	0.0058
1.10	0.0031	0.9969	0.0223	0.1016					
1.11	0.0029	0.9971	0.0208	0.0956					
1.12	0.0027	0.9973	0.0194	0.0900					
1.13	0.0025	0.9975	0.0181	0.0846					
1.14	0.0023	0.9977	0.0169	0.0795					
1.15	0.0021	0.9979	0.0157	0.0746					
1.16	0.0020	0.9980	0.0146	0.0700					
1.17	0.0018	0.9982	0.0136	0.656					
1.18	0.0017	0.9983	0.0126	0.0614					
1.19	0.0016	0.9984	0.0117	0.0575					

$$A(Z)=1-A(-Z)$$

$$A'(Z)=A'(-Z)$$

$$A''(Z)=-A''(-Z)$$

(4) 确定坐标系原点及各计算点坐标 x、y 值。

(5) 计算走向和上、下山边界的主要影响半径。

$$r_z=\frac{H_z}{\mathrm{tg}\beta},\ r_1=\frac{H_1}{\mathrm{tg}\beta},\ r_2=\frac{H_2}{\mathrm{tg}\beta}$$

(6) 按半无限开采最大值计算式计算地表移动变形最大值 W_{cm}、i_{cm}、i_{1cm}、i_{2cm}、K_{cm}、K_{1cm}、K_{2cm}、U_{cm}、ε_{cm}、ε_{1cm}、ε_{2cm}。

(7) 计算各点坐标 x、y 与对应开采边界主要影响半径的比值：x/r_z，y/r_1，y/r_2。

(8) 以 $z=x/r_z$ 或 $z=y/r_1$、$z=y/r_2$ 为引数，利用附表 4—1 查取 $A(z)$、$A'(z)$、$A''(z)$。

(9) 计算半无限开采移动变形值。

$$W_3(x)=W_{cm}\cdot A\left(\frac{x}{r_z}\right),$$

$$W_4(x-l)=W_{cm}\cdot A\left(\frac{x-l}{r_z}\right) \qquad (4-49)$$

$$W_1(y)=W_{cm}\cdot A\left(\frac{y}{r_1}\right),$$

$$W_2(y-L)=W_{cm}\cdot A\left(\frac{y-L}{r_2}\right) \qquad (4-50)$$

$$i_3(x)=i_{cm}\cdot A'\left(\frac{x}{r_z}\right),$$

$$i_4(x-l)=i_{cm}\cdot A'\left(\frac{x-l}{r_z}\right) \qquad (4-51)$$

$$i_1(y)=i_{1cm}\cdot A'\left(\frac{y}{r_1}\right),$$

$$i_2(y-L)=i_{2cm}\cdot A'\left(\frac{y-L}{r_2}\right) \qquad (4-52)$$

$$K_3(x)=K_{cm}\cdot A''\left(\frac{x}{r_z}\right),$$

$$K_4(x-l)=K_{cm}\cdot A''\left(\frac{x-l}{r_z}\right) \qquad (4-53)$$

$$K_1\ (y)\ =K_{1cm}\cdot A''\left(\frac{y}{r_1}\right),$$

$$K_2\ (y-L)\ =K_{2cm}\cdot A''\left(\frac{y-L}{r_2}\right) \qquad (4-54)$$

$$U_3\ (x)\ =U_{cm}\cdot A'\left(\frac{x}{r_2}\right),$$

$$U_4\ (x-l)\ =U_{cm}\cdot A'\left(\frac{x-l}{r_2}\right) \qquad (4-55)$$

$$U_1\ (y)\ =U_{cm}\cdot A'\left(\frac{y}{r_1}\right)+W_1\ (y)\ \cdot \mathrm{ctg}\theta_0$$

$$U_2\ (y-L)\ =U_{cm}\cdot A'\left(\frac{y-L}{r_2}\right)$$

$$-W_2\ (y-L)\ \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-56)$$

$$\varepsilon_3\ (x)\ =\varepsilon_{cm}\cdot A''\left(\frac{x}{r_2}\right),$$

$$\varepsilon_4\ (x-l)\ =\varepsilon_{cm}\cdot A''\left(\frac{x-l}{r_2}\right) \qquad (4-57)$$

$$\varepsilon_1\ (y)\ =\varepsilon_{1cm}\cdot A''\left(\frac{y}{r_1}\right)+i_1\ (y)\ \cdot \mathrm{ctg}\theta_0,$$

$$\varepsilon_2\ (y-L)\ =\varepsilon_{2cm}\cdot A''\left(\frac{y-L}{r_2}\right)$$

$$-i_2\ (y-L)\ \cdot \mathrm{ctg}\theta_0 \qquad (4-58)$$

(10) 利用公式 (4－19) ～ (4－25) 计算全断面移动变形值。

(七) 地表任意点任意方向移动和变形值

地表任意点任意方向移动和变形值计算公式为：

下沉值计算与公式 (4－1)、(4－19)、(4－27)、(4－38) 相同。

倾斜

$$i(x,y,\varphi)=i_x(x,y)\cdot\cos\varphi+i_y(x,y)\cdot\sin\varphi \qquad (4-59)$$

曲率

$$K(x,y,\varphi)=K_x(x,y)\cdot\cos^2\varphi+K_y(x,y)\cdot\sin^2\varphi+S(x,y)\cdot\sin2\varphi \qquad (4-60)$$

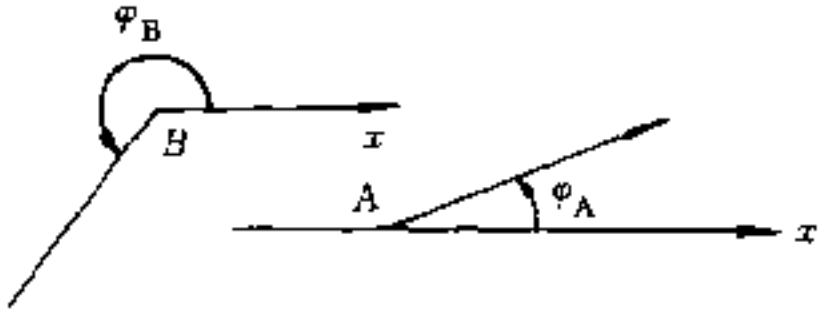
水平移动

$$U(x,y,\varphi)=U_x(x,y)\cdot\cos\varphi+U_y(x,y)\cdot\sin\varphi \qquad (4-61)$$

水平变形

$$\varepsilon(x,y,\varphi)=\varepsilon_x(x,y)\cdot\cos^2\varphi+\varepsilon_y(x,y)\cdot\sin^2\varphi+\frac{1}{2}\cdot\gamma(x,y)\cdot\sin2\varphi \qquad (4-62)$$

式中 φ——从横坐标 x 方向反时针旋转到待求方向的角度（附图 4—3）。



附图 4－3 计算方向 φ 取值图

（八）计算机程序计算

利用计算机可进行开采任意工作面、地表任意点任意方向的移动与变形值计算。

计算机计算所需的地质、开采技术条件数据及参数为：

计算点坐标（x，y）和计算方向角 φ、煤层倾角 α，采厚 M，开采工作面的角点坐标及采深，下沉系数 q，水平移动系数 b，主要影响角正切 $\mathrm{tg}\beta$，拐点偏移距 S_1、S_2、S_3 和 S_4，开采影响传播角 θ_0。

三、地表移动计算参数求取方法

（一）地表移动计算参数

1. 下沉系数 q

充分采动时，地表最大下沉值 W_{cm} 与煤层法线采厚 M 在铅垂方向投影长度的比值称下沉系数。

$$q=\frac{W_{cm}}{M\cdot\cos\alpha}$$

2. 水平移动系数 b

充分采动时，走向主断面上地表最大水平移动值 U_{cm} 与地表最大下沉值 W_{cm} 的比值称水平移动系数。

$$b=\frac{U_{cm}}{W_{cm}}$$

3. 开采影响传播角 θ_0

充分采动时，为倾向主断面上地表最大下沉值 W_{cm} 与该点水平移动值 U_{wcm} 比值的反正切为开采影响传播角。

$$\theta_0=\mathrm{arctg}\left(\frac{W_{cm}}{U_{wcm}}\right)$$

式中 U_{wcm}——为倾向剖面上最大下沉值点处的水平移动值。

4. 主要影响角正切 $\mathrm{tg}\beta$

走向主断面上走向边界采深 H_z 与其主要影响半径 r_z 之比。

$$\mathrm{tg}\beta=\frac{H_z}{r_z}$$

充分采动时，走向主断面上下沉值分别为 $0.16W_{cm}$ 和 $0.84W_{cm}$ 值的点间距为 $0.8r_z$，即 $l=0.8r_z$，由此得 $r_z=l/0.8$。

5. 拐点偏距 S

充分采动时，下沉盆地主断面上下沉值为 $0.5W_{cm}$、最大倾斜和曲率为零的 3 个点的点位 x（或 y）的平均值 x_0（或 y_0）为拐点坐标。将 x_0（或 y_0）向煤层投影（走向断面按 90°、倾向断面按影响传播角 θ_0 投影），其投影点至采空区边界的

距离为拐点偏距。拐点偏距分下山边界拐点偏距 S_1，下山边界拐点偏距 S_2，走向左边界拐点偏距 S_3 和走向右边界拐点偏距 S_4。

6. 地表最大下沉速度 V_{fm}

地表最大下沉速度点处相邻两次观测的下沉差（ΔW）与该观测间隔时间（Δt）比值的最大值。

$$V_{fm}=\frac{\Delta W}{\Delta t};\ \Delta t=0.07\frac{H_0}{c}\ (\mathrm{d})$$

式中 H_0——平均采深，m；

c——工作面推进速度，m/d。

7. 计算机拟合计算

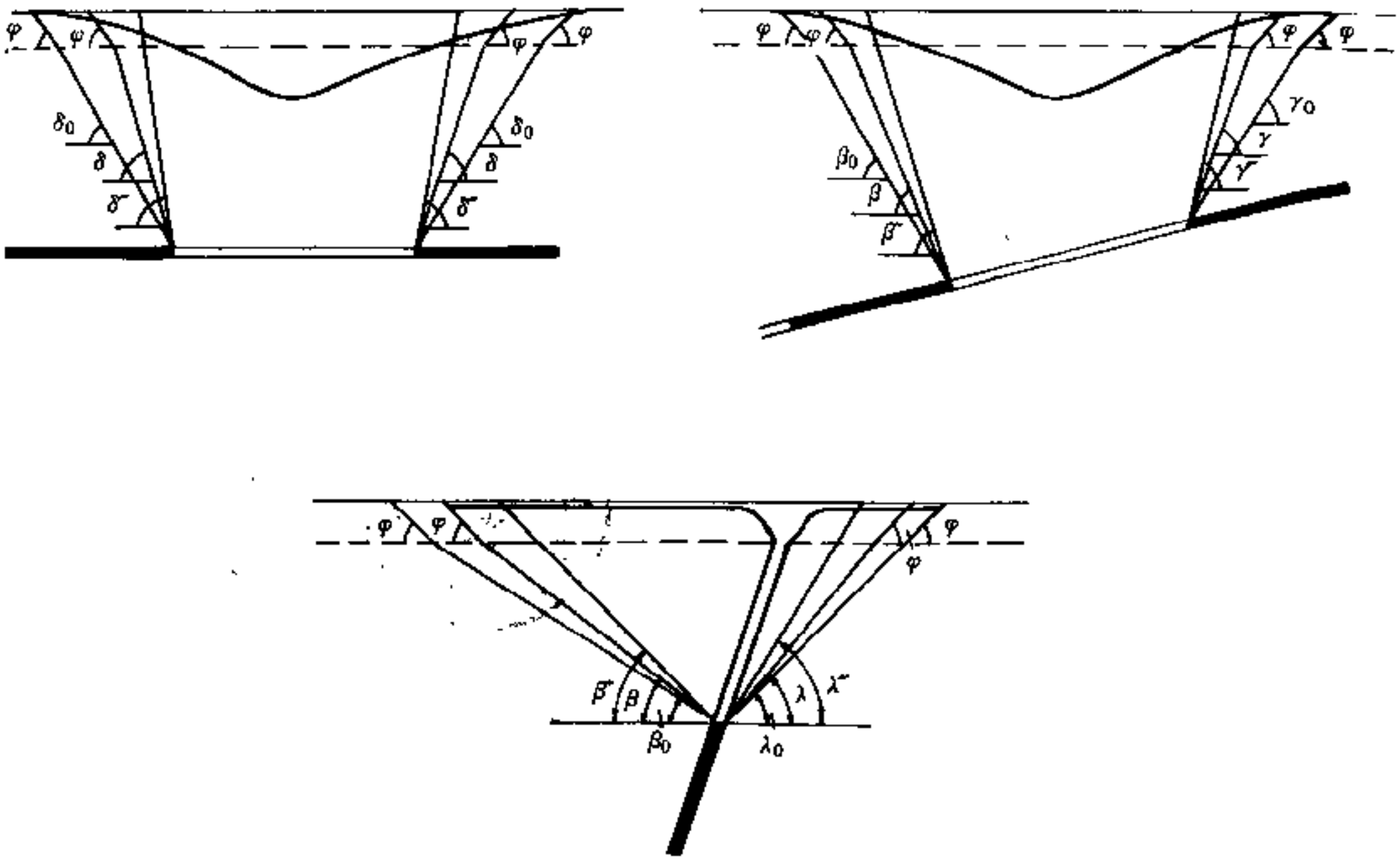
利用最小二乘原理编制的地表移动参数拟合程序，可以求得概率积分法全部8个参数：下沉系数 q，主要影响角正切 $\mathrm{tg}\beta$，拐点偏距 S_1、S_2、S_3、S_4，水平移动系数 b 和开采影响传播角 θ_0。利用编制的程序进行拟合计算时，可适应任意开采条件下的各种布置方式的观测线。

输入的初始条件为：上述8个参数的近似值（可按经验选取）、地质和开采技术条件（采厚 M，倾角 α，描述开采工作面的角点坐标及采深）、观测线各点坐标 x、y 和各点实测的下沉与水平移动值 $W\ (x,\ y)$、$U\ (x,\ y)$。

（二）角量参数

1. 边界角 δ_0、β_0、γ_0、λ_0

在充分采动或接近充分采动条件下，利用地表移动盆地的主断面上实测下沉曲线（可适当修匀），以下沉值为10mm的点作为边界点，边界点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称边界角。当有松散层时，应先将边界点沿松散层移动角 φ 的方向投到基岩面上（附图4—4）。边界角分走



附图 4—4　边界角、移动角及裂缝角求取方法

向边界角 δ_0，下山边界角 β_0，上山边界角 γ_0 和急倾斜煤层底板边界角 λ_0。

2. 移动角 δ、β、γ、λ

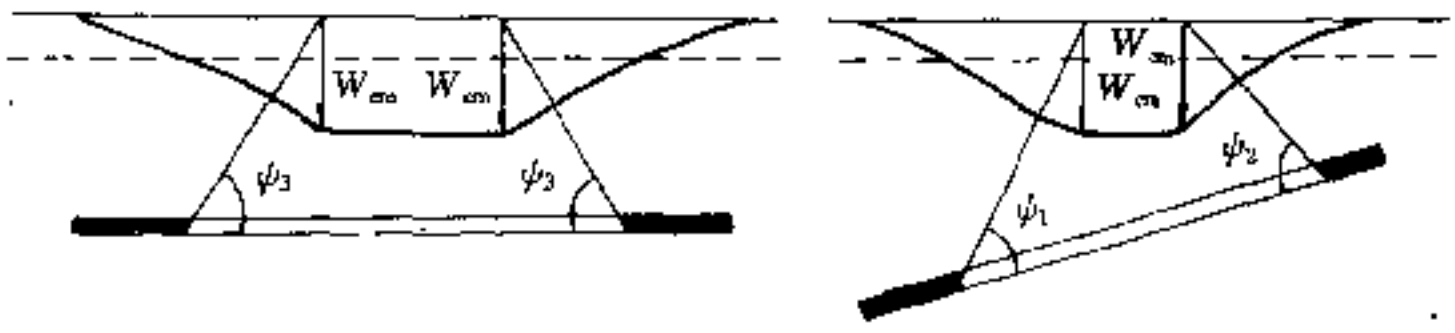
在充分采动或接近充分采动条件下，利用地表移动盆地的主断面上实测倾斜曲线、曲率曲线和水平变形曲线（可适当修匀）分别求出移动盆地外边界 $i=3$mm/m，$K=0.2\times10^{-3}$/m，$\varepsilon=2$mm/m 的点，取其中最外边一个点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称移动角。当有松散层时，应先将最外边一个点沿松散层移动角 φ 方向投到基岩面上（附图 4—4）。移动角分走向移动角 δ，下山移动角 β，上山移动角 γ 和急倾斜煤层底板移动角 λ。

3. 裂缝角 δ''、β''、γ''、λ''

在充分采动或接近充分采动条件下，在地表移动盆地的主断面上，盆地最边缘裂缝至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称裂缝角（附图 4—4）。裂缝角分走向裂缝角 δ''，下山裂缝角 β''，上山裂缝角 γ''和急倾斜煤层底板裂缝角 λ''。

4. 充分采动角 ψ_1、ψ_2、ψ_3

在充分采动条件下，根据地表移动盆地的主断面上实测下沉曲线，取下沉盆地平底边缘点至采空区边界的连线与煤层在采空区一侧的夹角称充分采动角（附图 4—5）。充分采动

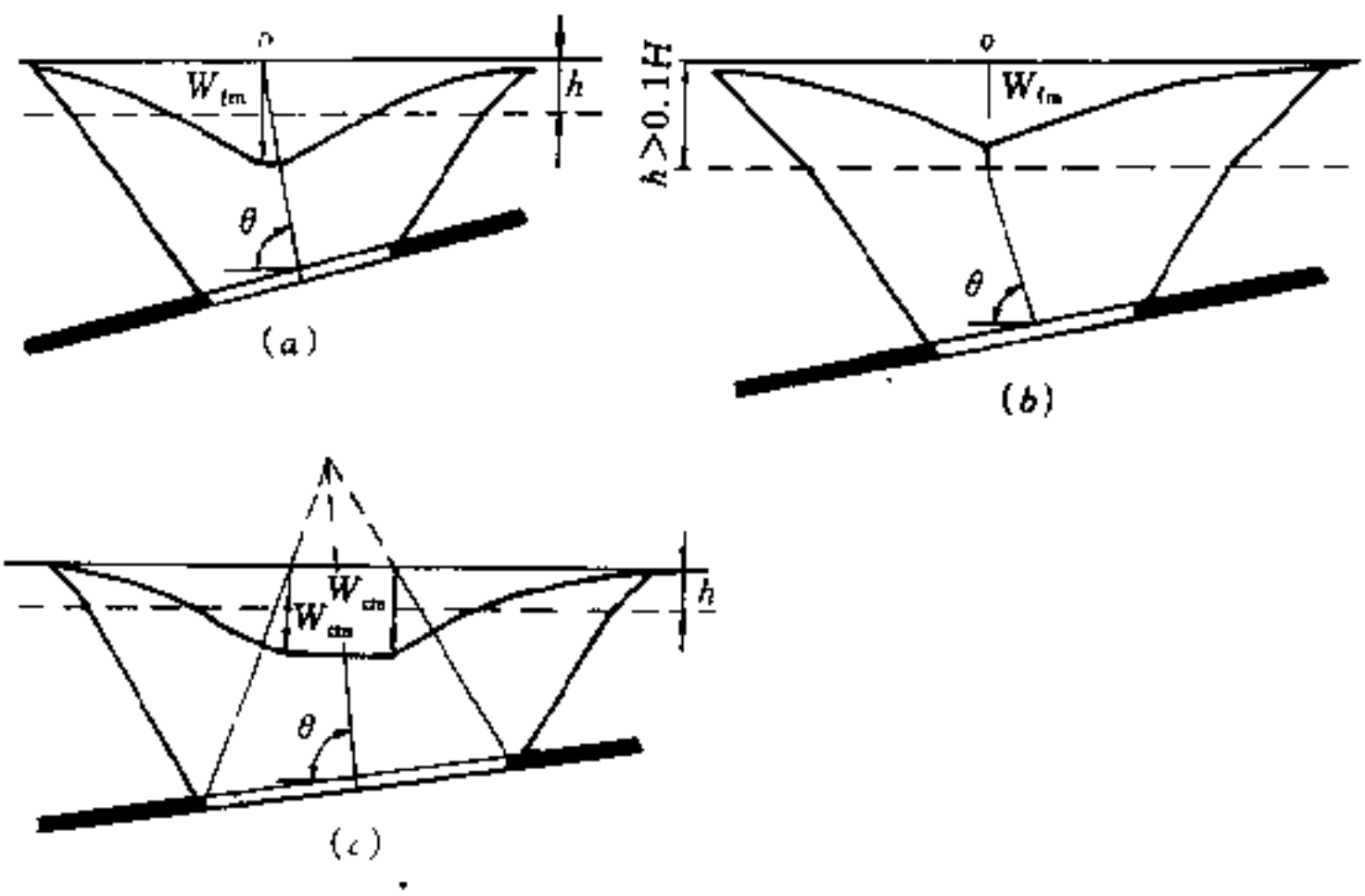


附图 4—5　充分采动角求取方法

角分下山充分采动角 ψ_1，上山充分采动角 ψ_2 和走向充分采动角 ψ_3。

5. 最大下沉角 θ

非充分采动时，地表下沉盆地倾斜主断面上实测地表下沉曲线的最大下沉点（或倾斜为零的点）至采空区中心连线与水平线在下山一侧的夹角称最大下沉角（附图 4－6a）。当松散层厚度 $h>0.1H$ 时，先将最大下沉点垂直投影至基岩面上，然后再与采空区中心连线（附图 4—6b）。



附图 4－6　最大下沉角求取方法

a—非充分采动；b—松散层厚度大于 $0.1H$；c—充分采动

在充分采动条件下，根据地表移动盆地主断面上实测下沉曲线，取其平底部分边缘点至相应采空区边界的连线，并延长得到交点 O，该 O 点至采空区中心点连线与水平线在下山一侧的夹角为最大下沉角（附图 4－6c）。

（三）地表移动参数与覆岩性质及地质、开采技术条件的关系

地表移动计算参数与覆岩岩性及地质、开采技术条件有关，在缺少实际观测资料的矿区，可采用覆岩综合评价系数 P 及地质、开采技术条件来确定地表移动计算参数。P 系数取决于覆岩岩性及其厚度，可用下式表示：

$$P=\frac{\sum_{1}^{n} m_i Q_i}{\sum_{1}^{n} m_i}$$

式中 m_i——覆岩 i 分层的法线厚度，m；

Q_i——覆岩 i 分层的岩性评价系数，由附表 4—2 查得。

附表 4—2 分层岩性评价系数

岩性	单向抗压强度（MPa）	岩石名称	初次采动	重复采动	
			Q^0	Q^1	Q^2
坚硬	≥90	很硬的砂岩、石灰岩和粘土页岩、石英矿脉、很硬的铁矿石、致密花岗岩、角闪岩、辉绿岩	0.0	0.0	0.1
	80		0.0	0.1	0.4
	70	硬的石灰岩、硬砂岩、硬大理石、不硬的花岗岩	0.05	0.2	0.5
	60		0.1	0.3	0.6
中硬	50	较硬的石灰岩、砂岩和大理石	0.2	0.45	0.7
	40	普通砂岩、铁矿石	0.4	0.7	0.95
	30	砂质页岩、片状砂岩	0.6	0.8	1.0
	20	硬粘土质片岩、不硬的砂岩和石灰岩、软砾岩	0.8	0.9	1.0
	>10		0.9	1.0	1.1
软弱	≤10	各种页岩（不坚硬的）、致密泥灰岩 软页岩、很软石灰岩、无烟煤、普通泥灰岩 破碎页岩；烟煤、硬表土-粒质土壤、致密粘土 软砂质粘土、黄土、腐植土、松散砂层	1.0	1.1	1.1

注：当无实测的强度值时，Q^0 值可从附表 4—3 查得。

附表 4—3　初次采动的岩层评价系数 Q^0

地层时代 Q^0值 岩性	震旦纪 寒武纪 奥陶纪	志留纪	泥盆纪	石炭纪	二叠纪	三叠纪	侏罗纪	白垩纪	第三纪	第四纪
砂岩	0.00	0.05～ 0.15 (0.10)		0.15～ 0.30 (0.22)	0.30～ 0.50 (0.40)	0.40～ 0.60 (0.50)	0.50～ 0.70 (0.60)	0.70～ 0.85 (0.78)	0.85～ 0.95 (0.90)	0.95～ 1.00 (0.98)
页岩、泥灰岩*	0.00	0.10～ 0.30 (0.20)		0.30～ 0.50 (0.40)	0.50～ 0.70 (0.60)	0.60～ 0.80 (0.70)	0.70～ 0.85 (0.78)	0.85～ 0.95 (0.90)	0.85～ 0.95 (0.90)	
砂质页岩	0.00	0.10～ 0.20 (0.15)		0.20～ 0.40 (0.30)	0.40～ 0.60 (0.50)	0.50～ 0.70 (0.60)	0.60～ 0.80 (0.70)	0.80～ 0.90 (0.85)	0.85～ 0.95 (0.90)	

* 此泥灰岩指如淮南矿区 二道河地区的泥灰岩组。

1. 下沉系数 q

$$q=0.5\ (0.9+P)$$

2. 主要影响角正切 $\mathrm{tg}\beta$

$$\mathrm{tg}\beta=\ (D-0.0032H)\ (1-0.0038\alpha)$$

式中　D——岩性影响系数，其数值与综合评价系数 P 的关系见附表 4—4。

附表 4—4　岩性综合评价系数 P 与系数 D 的对应关系

坚硬	P	0.00	0.03	0.07	0.11	0.15	0.19	0.23	0.27	0.30
	D	0.76	0.82	0.88	0.95	1.01	1.08	1.14	1.20	1.26
中硬	P	0.30	0.35	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65	0.70
	D	1.26	1.35	1.45	1.54	1.64	1.73	1.82	1.91	2.00
软弱	P	0.70	0.75	0.80	0.85	0.90	0.95	1.00	1.05	1.10
	D	2.00	2.10	2.20	2.30	2.40	2.50	2.60	2.70	2.80

3. 开采影响传播角 θ_0

开采影响传播角 θ_0 与煤层倾角 α 的关系为：

$\alpha \leqslant 45°$时，$\theta_0 = 90° - 0.68\alpha$

$\alpha \geqslant 45°$时，$\theta_0 = 28.8° + 0.68\alpha$

4. 水平移动系数 b

开采水平煤层的水平移动系数 b 变化较小，一般 $b=0.3$，开采倾斜煤层的水平移动系数 b_c 为：

$$b_c = b\ (1 + 0.0086 \cdot \alpha)$$

式中 α——煤层倾角，(°)。

5. 拐点偏距 S

坚硬、中硬和软弱覆岩的拐点偏距分别为 $0.029H$，$0.177H$ 和 $0.358H$，这里 H 表示采深 (m)。对于下沉盆地走向剖面为平均采深，对于下沉盆地倾斜剖面下山一侧为下山边界采深，对于上山一侧为上山边界采深。

6. 按下沉系数 (q)，主要影响角正切 ($\mathrm{tg}\beta$) 和拐点偏距 (S) 三种参数对覆岩进行的分类见附表 4—5。

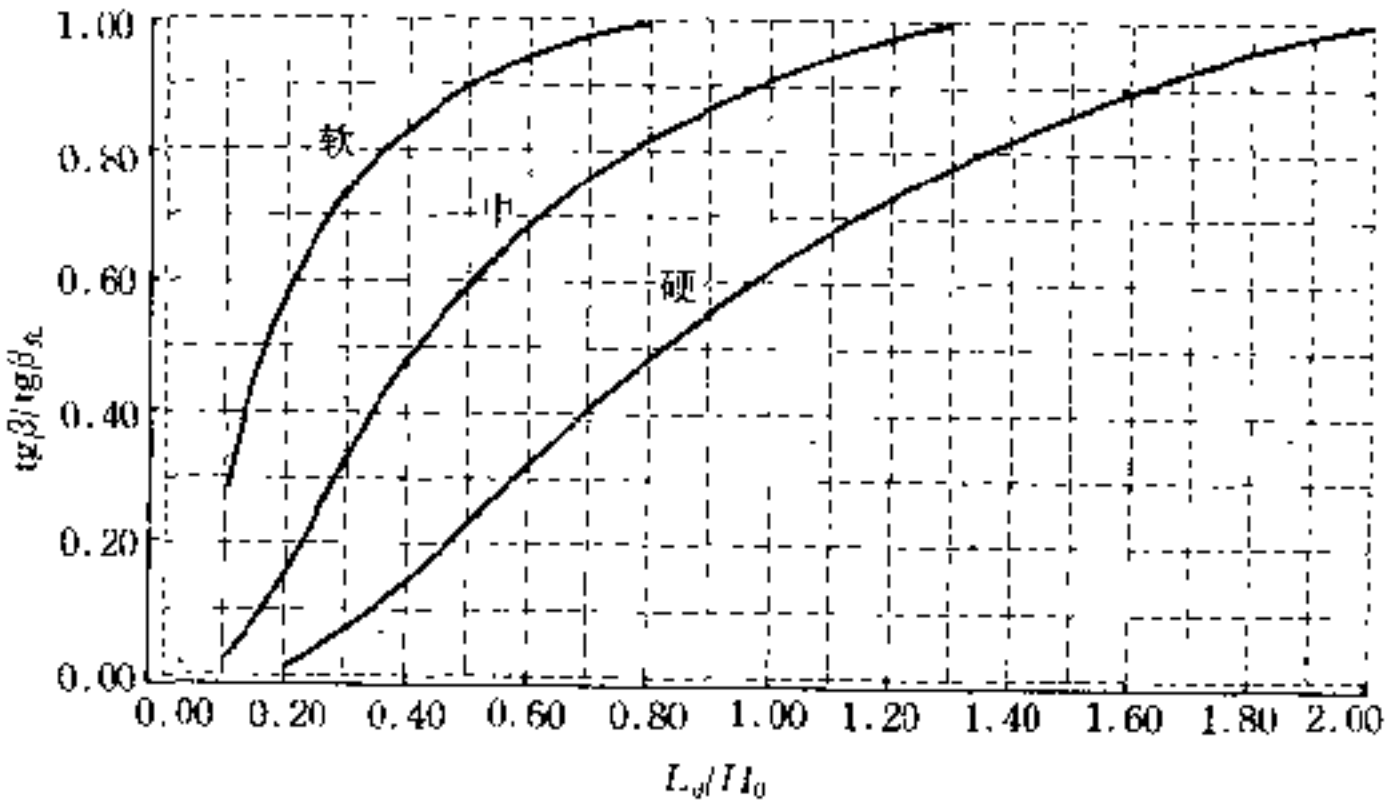
7. 计算参数与回采区尺寸的关系

在回采区尺寸较小时属非充分采动条件（坚硬岩层 $L_0/H_0 \leqslant 1.2$，中硬岩层 $L_0/H_0 \leqslant 0.8$，软弱岩层 $L_0/H_0 \leqslant 0.5$，L_0 为回采区长度或宽度按开采影响传播角 θ_0 向地面的投影长度，m；H_0 —平均采深），应采用下述比值，对参数进行修正，坚硬、中硬和软弱覆岩非充分采动参数（由程序求得的针对非充分采动条件的“充分采动的”参数）与充分采动条件求得参数的比值：$\mathrm{tg}\beta/\mathrm{tg}\beta_{充}$，$S/S_{充}$，$q/q_{充}$ 与比值 L_0/H_0 的关系示于附图 4—7、附图 1—8 和附图 4－9。

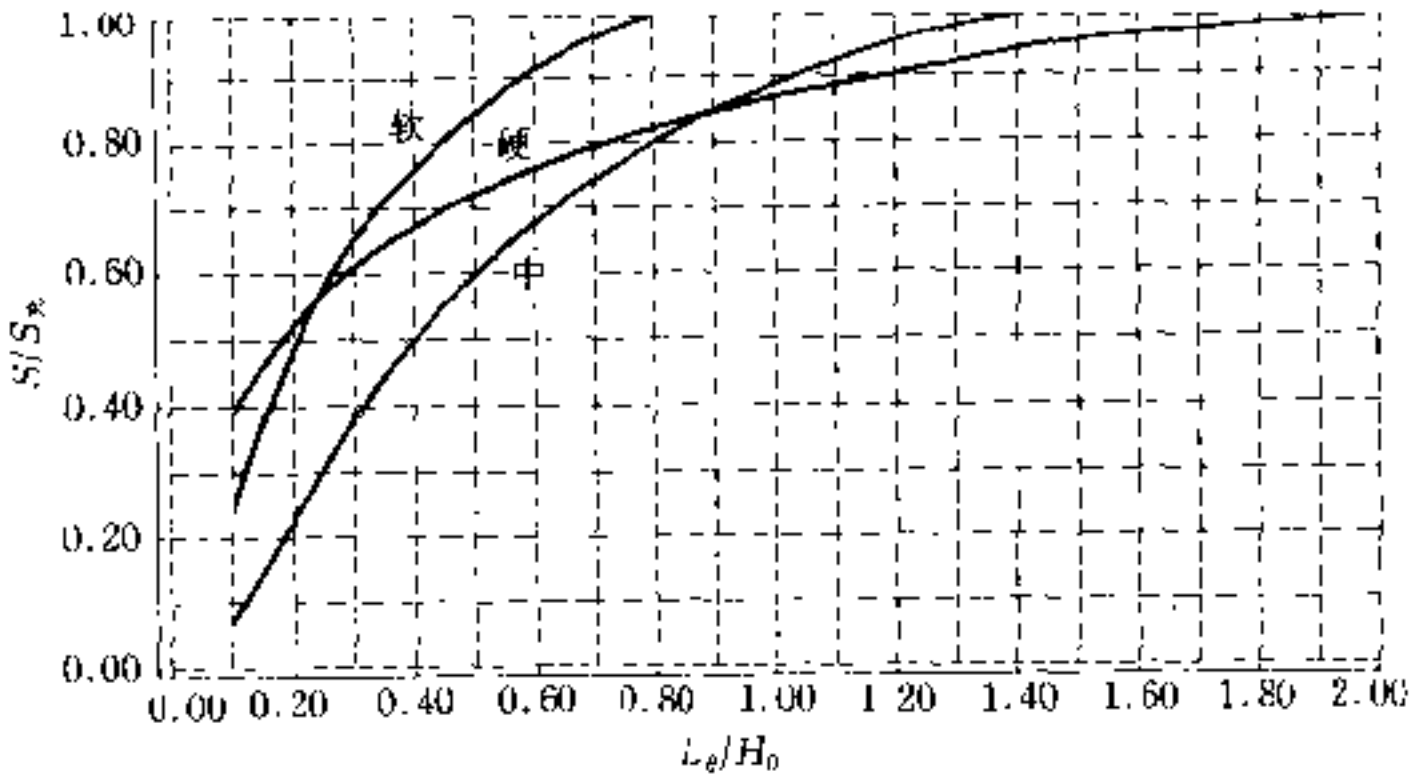
水平移动系数和开采影响传播角与回采区尺寸的关系不明显。

附表 4—5　地表移动覆岩分类表

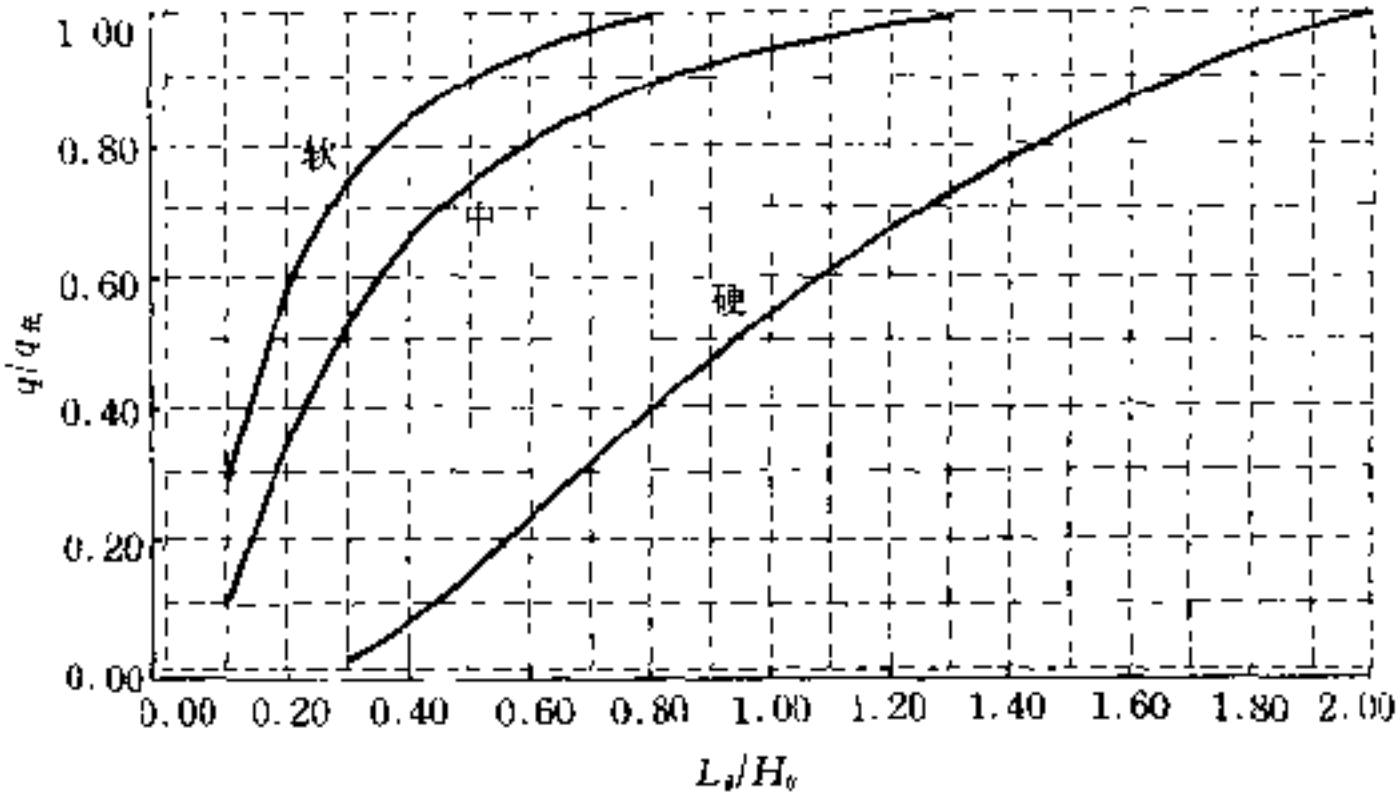
岩性	参　数　值	矿　　区　　（矿）
坚硬	$q=0.27\sim0.54$ $\mathrm{tg}\beta=1.2\sim1.91$ $S=(0.31\sim0.43)H$	鹤岗、北票（局部）、包头（局部）、鸡西（局部）、双鸭山（局部）、南桐（局部）、南票、通化
中硬	$q=0.55\sim0.85$ $\mathrm{tg}\beta=1.92\sim2.4$ $S=(0.08\sim0.3)H$	南票、双鸭山、七台河、铁法、舒兰、蛟河、鸡西、平庄、沈阳、新汶、鹤壁、峰峰、包头、平顶山、羊场、淮南、阳泉、鹤岗（局部）、合山、辽源、开滦、徐州、阜新、北票、郑州、大屯、广旺、林东、枣庄、焦作、涟邵、淮北（局部）、南桐、田坝
软弱	$q=0.86\sim1.00$ $\mathrm{tg}\beta=2.41\sim3.54$ $S=(0\sim0.07)H$	淮南（局部）、鹤岗（个别矿）、辽源（局部）、抚顺、开滦（局部）、徐州（局部）、北票（局部）、大屯（局部）、珲春、黄县、大雁、焦作（局部）、淮北、南桐（个别矿）



附图 4—7　$\mathrm{tg}\beta/\mathrm{tg}\beta_{充}$ 与 L_0/H_0 关系图



附图 4－8　$S/S_{\text{无}}$ 与 L_e/H_0 的关系图



附图 4－9　$q/q_{\text{无}}$ 与 L_e/H_0 的关系图

四、采动过程中的地表移动与变形值计算方法

（一）地表最大下沉速度

$$V_{fm}=K\frac{CW_{fm}}{H_0}$$

（二）地表移动与变形值（走向主断面充分采动区）

为了计算简化，令 $A=\dfrac{0.95W_{fm}}{2\text{arctg}\dfrac{l_1+l_2}{a}}$，得出

下沉

$$W\ (x)\ =A\left[\text{arctg}\frac{l_1+l_2}{a}-\text{arctg}\frac{x+l_2}{a}\right] \qquad (4-63)$$

倾斜

$$i\ (x)\ =-\frac{A}{a}\cdot\frac{1}{1+\left(\dfrac{x+l_2}{a}\right)^2} \qquad (4-64)$$

曲率

$$K\ (x)\ =\frac{2A}{a^3}\cdot\frac{x+l_2}{\left[1+\left(\dfrac{x+l_2}{a}\right)^2\right]^2} \qquad (4-65)$$

水平移动

$$U\ (x)\ =Bi\ (x)$$

水平变形

$$\varepsilon\ (x)\ =BK\ (x)$$

式中 x——地表点的横坐标，其座标原点在工作面推进位置的正上方，x 轴指向工作面推进方向，见附图4—10；

K——下沉速度系数；

C——工作面推进速度，m/d；

W_{fm}——本工作面的地表最大下沉值，mm；

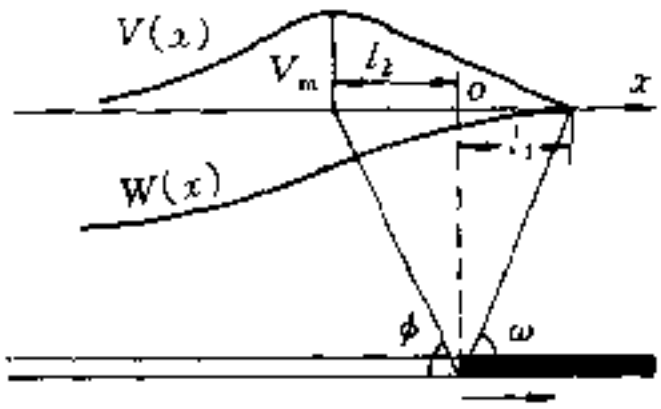
H_0——平均开采深度，m；

L_1——超前影响距，m；

L_2——地表最大下沉速度滞后距，m；

a——下沉速度分布曲线形态参数；

B——地表水平移动与地表倾斜的比例系数。



附图 4－10　采动过程中地表移动与推进工作面相对位置关系示意图

（三）参数求取方法

1. 下沉速度系数 K

可根据地表最大下沉速度（V_{fm}）、地表最大下沉值（W_{fm}）、工作面推进速度（C）、平均采深（H_0）等实测资料按下式求得；无实测资料时，系数 K 取为 1.8。

$$K=\frac{V_{fm}H_0}{CW_{fm}}$$

2. 地表移动的延续时间 T

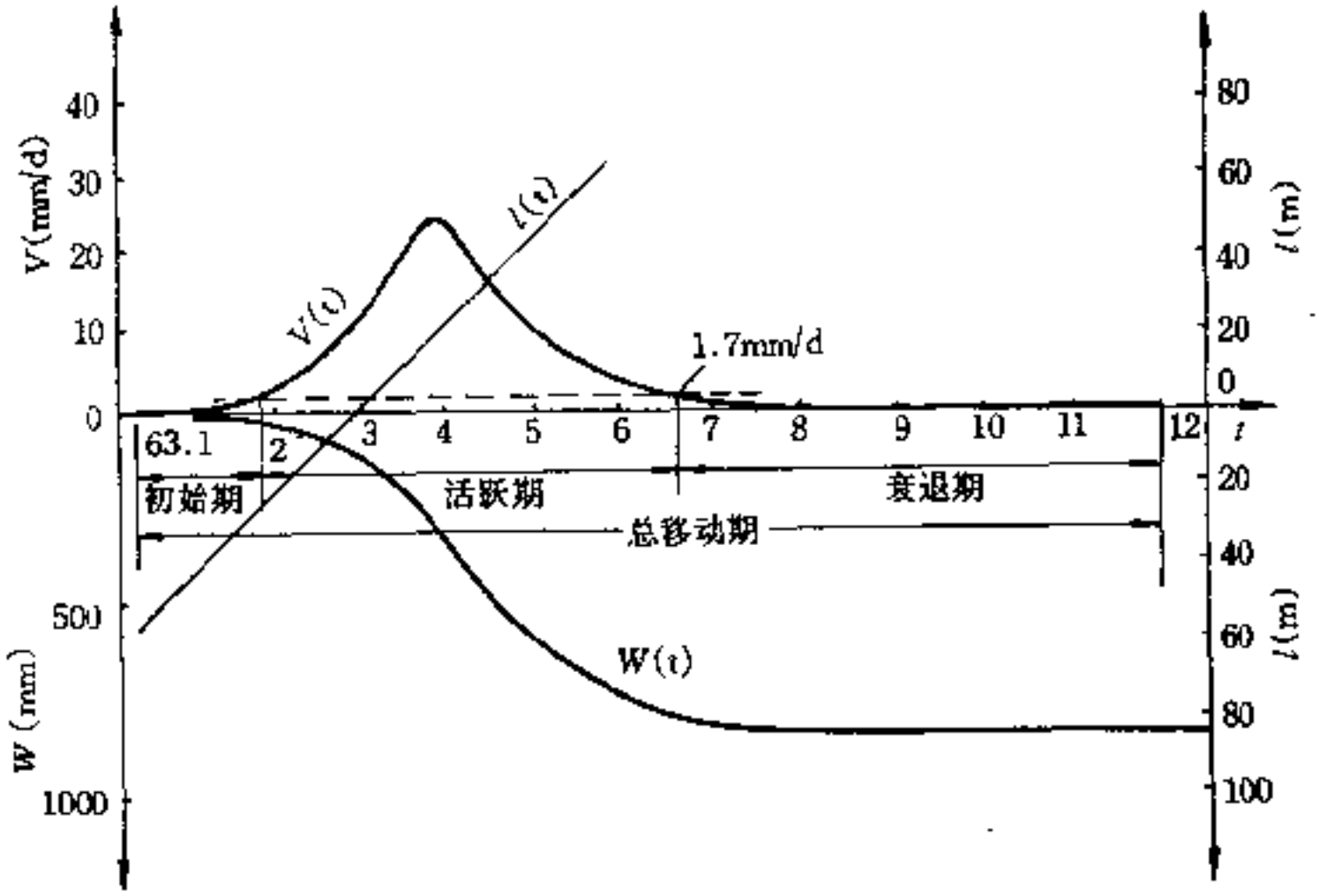
可根据最大下沉点的下沉与时间关系曲线和下沉速度曲线求得（附图 4－11）。

（1）下沉 10mm 时为移动期开始的时间。

（2）连续 6 个月下沉值不超过 30mm 时，可认为地表移动期结束。

（3）从地表移动期开始到结束的整个时间称为地表移动的延续时间。

（4）在移动过程的延续时间内，地表下沉速度大于 50mm/月（1.7mm/d）（煤层倾角小于 45°），或大于 30mm/月（煤层倾角大于 45°）的时间称为活跃期。从地表移动期开始到活跃期开始的阶段称为初始期。从活跃期结束到移动期结束的阶段称为衰退期。地表移动的上述三个期的确定方法见附图 4－11。



附图 4－11　地表移动延续时间的确定方法

无实测资料时，地表移动的延续时间（T）可根据下式计算：

$$T=2.5H_0\ (\mathrm{d})$$

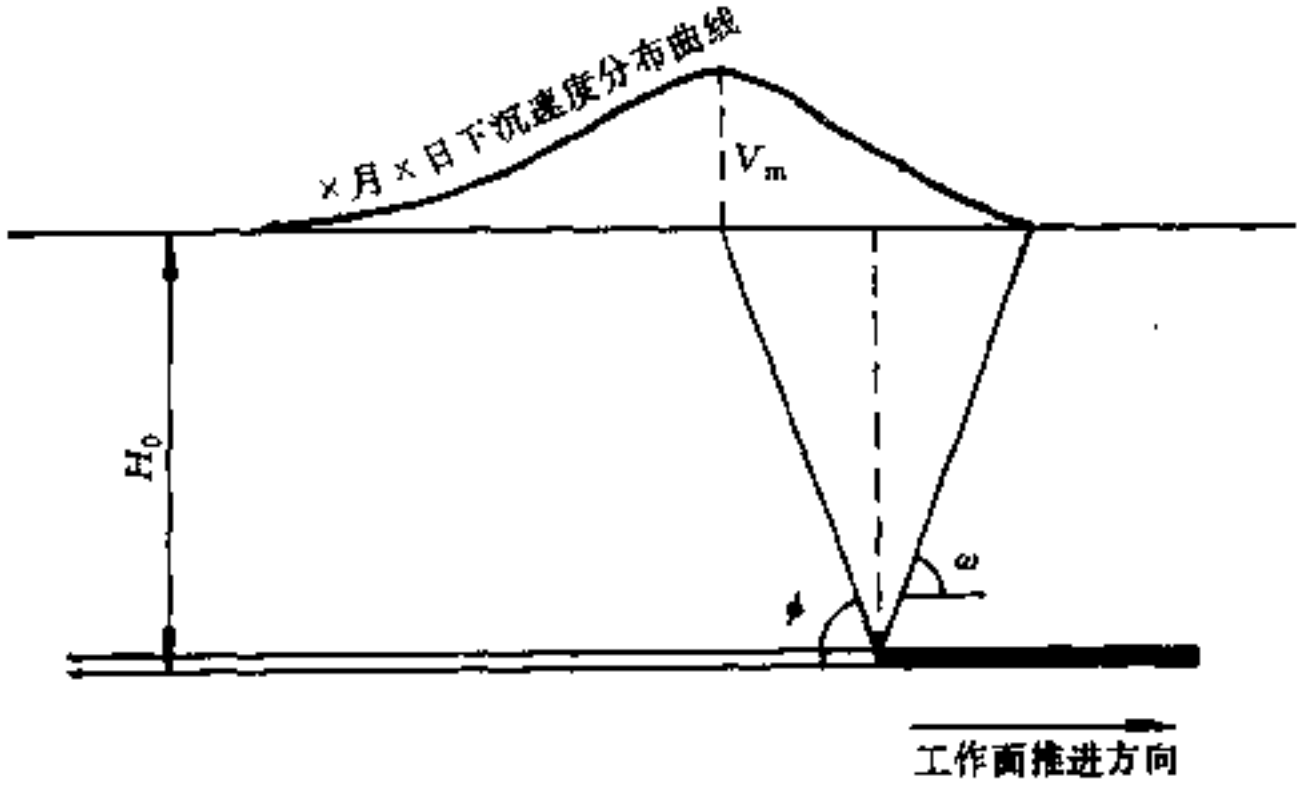
式中　H_0——工作面平均采深，m。

3. 超前影响角 ω

工作面推进过程中，采空区走向方向地表达到充分采动或接近充分采动后，在走向主断面实测下沉曲线上，位于工作面前方地表下沉 10mm 的点至当时推进中的工作面位置连线与水平线在煤柱一侧的夹角为超前影响角 ω（见附图 4－12）。

4. 最大下沉速度角 ϕ

工作面推进过程中，地表达到充分采动后，在走向主断面实测下沉速度曲线上，具有最大下沉速度的点至当时工作面位置的连线与水平线在采空区一侧的夹角为最大下沉速度



附图 4－12　超前影响角及最大下沉速度角求取方法图

角 ϕ（附图 4—12）。

5. 下沉速度分布曲线形态参数 a

可根据工作面推进速度（C）、地表最大下沉值（W_{fm}）、地表最大下沉速度（V_{fm}），按下式计算：

$$a=\frac{CW_{fm}}{\pi V_{fm}}$$

五、山区地表移动与变形值计算方法（适用于山坡平均倾角小于 30°的水平和缓倾斜煤层）

（一）山区地表移动和变形值计算

1. 山区任意点下沉和水平移动计算

采用与概率积分法相同的坐标系时，山区任意点的下沉 $W'(x, y)$ 和水平移动 $U'(x, y)$ 按下列公式计算：

$$W'(x,y)=W(x,y)+D_{x,y}\{P[x]\cos^2\varphi$$
$$+P[y]\sin^2\varphi+P[x]p[y]\sin^2\varphi\cos^2\varphi\mathrm{tg}^2\alpha'_{x,y}\}$$
$$W(x,y)\mathrm{tg}^2\alpha'_{x,y}(\mathrm{mm}) \qquad (4-66)$$

$$U'(x,y)_\phi=U(x,y)_\phi+|D_{x,y}|W(x,y)\{P[x]\cos\phi\cos\varphi$$
$$+P[y]\sin\phi\sin\varphi\}\mathrm{tg}\alpha_{x,y}(\mathrm{mm}) \qquad (4-67)$$

式中 W（x，y）和 U（x，y）$_\phi$分别为相同地质、开采技术条件下平地任意点（x，y）的下沉和任意点（x，y）沿 ϕ 方向的水平移动，可按平地概率积分法相应的预计公式计算；$D_{x,y}$ 为（x，y）点的地表特性系数，可按附表 4—6 取值；$\alpha'_{x,y}$为地表趋势面（修匀后倾斜方向剖面）（x，y）点的倾角；φ和 ϕ 分别为（x，y）点的倾斜方向角和计算方向角，均由 x 轴正向按逆时针方向计算；P〔x〕和 P〔y〕分别为走向和倾向主断面的滑移影响函数，可按下式计算：

附表 4—6　山区地表特性系数（D）

地表类型	表土层与地面植被特征	地表特性系数 D	
		凹形地貌	凸形地貌
Ⅰ	风化基岩；或厚度小于 2m，地表生长密集的灌木丛或树林的砂质粘土荒坡	−0.1～−0.2	+0.2～+0.3
Ⅱ	风化坡积物或砂质粘土层，厚度 2～5m，地面有灌木丛和疏林的荒坡	−0.2～−0.3	+0.3～+0.6
Ⅲ	风化坡积物；亚粘土质红、黄土层，底部有钙质结核或砾石层，厚度大于 5m，地面为耕地或果园	−0.3～−0.4	+0.6～+1.0
Ⅳ	具有垂直节理的湿陷性轻亚粘土或坡积物，底部有钙质结核或砾石层，厚度大于 5m，地面为耕地	−0.4～−0.5	+1.0～+1.5

附注：在凹形地貌和凸形地貌之间的变换部位，D 取零值。

$$P[x]=P(x)+P(l-x)-1 \qquad (4-68)$$

式中 l 为工作面走向方向的计算长度，$P(x)$ 可按下式计算：

$$P(x)=1+A\cdot e^{-\frac{1}{2}\left(\frac{x}{r}+P\right)^2}+W_m\cdot e^{-t\left(\frac{x}{r}+P\right)^2} \qquad (4-69)$$

式中 r 为主要影响半径，A、P、t 为滑移影响参数，可根据本节（三）的方法求得，其参考值为 $A=2\pi$、$P=2$、$t=\pi$。

将式（4—66）、式（4—67）和式（4—68）中的 x、l 以 y、L（倾向主断面计算长度）代换，即得山区倾向主断面的 $P(y)$ 和 $P[y]$。

2. 山区任意点任意方向的变形值计算

山区任意点任意方向的下沉和水平移动预计值 $W'(x,y)$ 和 $U'(x,y)$，算出后，垂直变形 $i'(x,y)_{ij}$、$K'(x,y)_{ij}$ 和水平变形 $\epsilon'(x,y)_{ij}$，可按下列公式计算：

倾　斜

$$i'(x,y)_{ij}=\frac{W'(x,y)_j-W'(x,y)_i}{d_{ij}} \quad (\mathrm{mm/m}) \qquad (4-70)$$

曲　率

$$K'(x,y)_{ij}=\frac{i'(x,y)_{jk}-i'(x,y)_{ij}}{0.5(d_{ij}+d_{jk})} \quad (10^{-3}/\mathrm{m}) \qquad (4-71)$$

水平变形

$$\epsilon'(x,y)_{ij}=\frac{U'(x,y)_{ij}-U'(x,y)_{ik}}{d_{ij}}(\mathrm{mm/m}) \qquad (4-72)$$

式中 i，j，k 依次代表相邻的 3 个预计点号；d_{ij} 和 d_{jk} 分别为 i 点至 j 点以及 j 点至 k 点的平距；$i'(x,y)_{ij}$ 和 $\epsilon'(x,y)_{ij}$ 分别为 i 点至 j 点的山区倾斜和水平变形预计值；$K'(x,y)_{ij}$ 为

j 点的山区曲率变形预计值；$i'(x, y)_{ik}$ 为 j、k 点间的山区倾斜预计值；$W'(x, y)_i$、$W'(x, y)_j$ 和 $U'(x, y)_k$、$U'(x, y)_h$ 分别为预计的 i 点和 j 点山区下沉和水平移动预计值。

应用式（4—70）～式（4—72）进行垂直和水平变形计算时，预计点间的距离应参照附表 4—7 选取。

附表 4—7　山区地表移动预计点间水平距离参考值

开采深度（m）	<50	50～100	100～200	200～300	300～400	400～500	>500
点间平距（m）	5	7～8	10	15	20	25	30

（二）山区地表移动与变形预计实施

山区地表移动与变形预计可按任意点任意方向的山区地表移动与变形预计公式编制源程序在计算机上实施。输入数据为计算点的坐标（x，y）、地表倾角（$d'x$，y）、地表倾斜方向角（$\varphi_{x,y}$）、计算方向角（$\phi_{x,y}$）和地表特性系 $D_{x,y}$ 地质采矿条件及地表移动参数。输出数据为各点的点号与相应的下沉、水平移动、倾斜、曲率、水平变形以及地形、地质开采技术条件和预计参数。

（三）山区地表移动与变形预计参数的求取方法

由山区任意点的下沉观测值和下沉预计公式（4—69）组成误差方程式，按最小二乘法解算 q、$\mathrm{tg}\beta$、S_1、S_2、S_3、S_4 和 θ。误差方程式中特定参数与滑移参数初值可用类比法或按经验数据确定。

由山区任意点任意方向的水平移动观测值和水平移动预

计公式（4—70）组成误差方程式，按最小二乘法解算水平移动系数b和滑移参数A、P、t。此时q、$\mathrm{tg}\beta$、S_1、S_2、S_3、S_4和θ为已知，b、A、P、t的初值可按类比法或经验数据确定。

附录五　地表移动实测参数

一、典型工作面地表移动实测参数

现将我国各主要煤矿实测的比较完整的 208 个工作面地表移动参数列于附表 5—1，供类似条件矿区和工作面预计地表移动与变形时参考。

二、部分矿区地表移动实测参数

现将我国 20 个主要矿区实测的比较完整的地表移动资料，经综合分析后得出的地表移动参数列于附表 5—2，供类似条件矿区和工作面预计地表移动与变形时参考。

三、按覆岩性质区分的地表移动参数

在进行保护煤柱和压煤开采设计时，无地表移动观测资料和参数的矿区，除了参照上述附表 5—1、附表 5—2 外，还可按本矿区的覆岩平均抗压强度，参照附表 5—3 选取地表移动一般参数以及附表 5—4 选取松散层移动角值。

四、重复采动时的地表移动参数

附表 5—3、附表 5—4 所列参数除注明者外，均属全陷法管理顶板初次采动条件下的参数。煤层群开采（或厚煤层分层开采）时，若下层煤开采的影响超过上层煤开采时已经移动的覆岩，则地表受下层煤开采的重复采动参数按以下方法计算：

1. 下沉系数

附表 5—2 列入了部分矿区初次和重采条件下的地表移动参数，可供类似矿区选择使用。

1）方法一

对于不同岩性的覆岩，各次重复采动条件下的下沉（活化）系数见附表5—5。利用表中系数计算的 q 值对于非厚含水层条件下应小于1.1。利用表中数据计算下沉系数的方法为：

$$q_{复1}=(1+a)\ q_{初}$$

$$q_{复2}=(1+a)\ q_{复1}$$

式中 a 为附表5—5中所列的下沉（活化）系数，$q_{初}$、$q_{复1}$、$q_{复2}$ 分别为初采、第一次重采、第二次重采下沉系数。

2）方法二

采用下式计算重复采动下沉系数：

$$q_{复}=1-\frac{(H_2^2-H_1^2)\ (1-q_{初})\ M_2}{H_1H_2}-k\frac{(1-q_{初})\ M_1}{M_2}$$

式中 H_1、H_2 为第一层煤和第二层煤距基岩面的深度，m；M_1、M_2 为第一、二层煤的采厚，m，$q_{初}$ 为第一层煤开采时的下沉系数；k 为系数，由下式计算：

对于中硬覆岩

$$k=0.2453\exp\left(0.00502\frac{H_1}{M_1}\right)\left(31<\frac{H_1}{M_1}\leqslant 250.4\right)$$

对于厚含水冲积层地区（淮北）

$$k=-27.5807+0.6294\frac{H_1}{M_1}$$

2. 水平移动系数

重复采动条件下，水平移动系数与初次采动相同，即：

$$b_{复}=b_{初}$$

3. 主要影响范围角正切 $\mathrm{tg}\beta$

重复采动时 $\mathrm{tg}\beta$ 较初次采动增加0.3～0.8。

对于中硬岩层可按下式计算：

$$\mathrm{tg}\beta_{重}=\mathrm{tg}\beta_{初}+0.06236\ln H-0.017$$

式中 $\mathrm{tg}\beta_{重}$、$\mathrm{tg}\beta_{初}$ 分别为重采和初采时主要影响范围角正切，H 为第二层煤的采深，m。

4. 拐点偏移距

重复采动时拐点偏移距与上、下工作面的相对位置有关。当上、下工作面对齐时，一般认为重复采动时的拐点偏移距小于初次采动时的拐点偏移距。

对于中硬覆岩，当上、下工作面对齐时，可采用下式计算重复采动时的拐点平移距：

$$S_{重}=S_{初}\,f\left(\frac{H}{M}\right)$$

上山：

$$f\left(\frac{H}{M}\right)=0.4236+9.36\times10^{-4}\frac{H}{M}$$

走向：

$$f\left(\frac{H}{M}\right)=0.4644\ln\frac{H}{M}-0.81$$

或采用下式直接计算重复采动时的拐点偏移距：

上山：

$$S_2=1.13-0.1562\,\frac{H}{M}\quad\left(30\leqslant\frac{H}{M}\leqslant160\right)$$

走向：

$$S_{3,4}=95.38-27.676\ln\frac{H}{M}\quad\left(30\leqslant\frac{H}{M}\leqslant169\right)$$

式中 H、M 为第二层煤的采深和采厚。

5. 影响传播角、最大下沉角

重复采动时的影响传播角较初次采动增加 1~5°（$10°\leqslant\alpha\leqslant30°$）。

重复采动时最大下沉角较初次采动增大，其增大值为：

坚硬覆岩，增大（0.05～0.20）α；

中硬覆岩，增大 0.15α；

软弱覆岩，增大 0.1α。

6. 边界角、移动角

重复采动时，边界角减小 2°～7°；移动角减小 5°～10°。

7. 充分采动角、超前影响角、最大下沉速度角

重复采动时，充分采动角增大 1°～5°，超前影响角减小 10°～15°，最大下沉速度角增大 5°～10°。

附表 5－3～附表 5—5 是根据各主要矿区的实测资料综合分析得出的。多属中硬岩性、缓倾斜及倾斜煤层、中等开采深度（H_0<350）等条件。选用参数时，除利用附表 5--3～附表 5—5 外，还应根据本矿区的特点，参照附表 5—1 及其它矿区的综合分析资料分析选定。

附表 5—1　典型工作面观测站地表移动实测参数

序号	矿区（地层时代）	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚（m）	倾角（°）	采深上山/下山（m）	工作面尺寸走向/倾斜（m）	推进速度（m/月）	采煤方法	顶板管理方法	松散层（m）	砂岩（m）	页岩（m）
1	阜新（侏罗纪）	东梁矿二井	1.0	9	59/76	245/96	25～30	长壁	全陷			
2		东梁矿三井	1.6	7	38/53	300/160	30	长壁	全陷		14	25
3		清河门主井北翼南三路	1.8	13	206/242	620/165	31	长壁	全陷	8.1	19	31
4		清河门主井北翼南二路	1.6	10	310/327	280/250.8	30	长壁	全陷	2.7	27	5
5		清河门三坑北三路	1.5	7～9	76/86	210/82	45～50	长壁	全陷	3.2	3.5	
6		平安五坑东一路	2.1	30	25/96	398/120	45	长壁	全陷	10.0	20	20
7		平安八坑东三路	2.3	20	37/78	165/110	30	长壁	全陷	9.0	40	51
8	北票（下侏罗纪）	三宝矿马牛河	1.85	18	140/160	250/185	20～30	长壁	全陷	8.0	48	48
9		三宝矿三家子	2.0	52	169/285	265/150	20.2	宽巷	全陷	20～45	79	68
10		冠山二井小凌河	4.9	42	208/321	650/165	25.0	长壁	全陷	14	51	97
11		台吉矿一井	1.6	38	76/164	260/146	36.0	长壁	全陷	24	52	29
12		冠山一井东排风	4.0 2.1		100/310	300/215		长壁	全陷	15～20	41	78

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩（m）	砂质页岩（m）	平均单向抗压强度（MPa）	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度（m）	β_0（°）	γ_0（°）	δ_0（°）	φ（°）	β（°）	γ（°）	δ（°）	λ（°）	β''（°）	γ''（°）	δ''（°）
1	阜新（侏罗纪）	东梁矿二井			35			61		55		69		72		83		
2		东梁矿三井		30	35			58	49	59		66	66	69				
3		清河门主井北翼南三路		45	36			62	62			73				82		
4		清河门主井北翼南二路		65	31					68								
5		清河门三坑北三路		61	31							76		73				86
6		平安五坑东一路		50	32			64		59		56		74		69		
7		平安八坑东三路		9	32									74				
8	北票（下侏罗纪）	三宝矿马牛河	砾岩18	20	35						45			82.5				
9		三宝矿三家子	砂砾岩32	30	35				68	73.5	45	37	93.5					
10		冠山二井小凌河	砾岩13	92	40			42	59		45	49				52		
11		台吉矿一井	9	21	36				62	50.0	45	43	72.5	66				
12		冠山一井东排风	10	78	35										50	63.5		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角							
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)	θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
1	阜新（侏罗纪）	东梁矿二井	63	52		83	0.66	0.27	1.41	−17.1	−3.9	−18.2	−10.7
2		东梁矿三井	56	47	61	84	0.62	0.29	1.68	−8.4	9.9	4.6	
3		清河门主井 北翼南三路				78	0.66		3.77	−32.5			
4		清河门主井 北翼南二路			64	80	0.67	0.15	3.67			−68.2	
5		清河门三坑		58		83	0.62	0.24	3.30	12.5	14.5		
6		北三路					0.64	0.31	1.55	−11.5	1.6	−7.9	
7		平安五坑东一路 平安八坑东三路	84	29	48 55	62	0.66	0.20	1.55			12.6	8.4
8	北票（下侏罗纪）	三宝矿马牛河					0.57	0.43	1.28			0	
9		三宝矿三家子					0.39	0.36	1.7	−3.9			+8.4
10		冠山二井小凌河					0.36	0.13	2.1	+38.1 +31.0	+6.5 +8.6		
11		台吉矿一井				64	0.65	0.29	1.0	−7.3	+13.9	−3.0	
12		冠山一井东排风											

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
1	阜新（侏罗纪）	东梁矿二井	55	248	87	1973.8～1976.6	电算
2		东梁矿三井	112	248	73	1978.10～1979.10	电算
3		清河门立井北翼南三路				1966.12～1969.5	电算
4		清河门立井北翼南二路		692	187	1965.6～1967.11	电算
5		清河门三坑北三路	44.6	147	54	1965.1～1966.2	电算
6		平安五坑东一路	25.4	180	68	1957.6～1959.7	电算
7		平安八坑东三路	54.0	154	67	1959.9～1961.4	电算
8	北票（下侏罗纪）	三宝矿马牛河	6.7			1965.3.1～1968.11.21	电算，煤层倾角变化较大（15°～75°），第四纪松散层最厚45m，其中流沙层总厚0～40m
9		三宝矿三家子	1.7			1963.11.6～1968.10	
10		冠山二井小凌河	3.9			1959.4～1961.9	
11		台吉矿一井	8.0			1964.10～1965.12	
12		冠山一井东排风					

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚（m）	倾角（°）	采深上山/下山（m）	工作面尺寸走向/倾斜（m）	推进速度（m/月）	采煤方法	顶板管理方法	松散层（m）	砂岩（m）	页岩（m）
13	沈阳局及本溪局（石炭二叠纪）	彩北第Ⅱ走向线	8.05	19	565/647	400/440	28	长壁	全陷	8	312.1	267.2
14		彩屯矿倾斜线	2.4	16	617/711		21	长壁	全陷	13	344.6	170.6
15		彩屯矿走向线	5.47	15	450/576	630/600	27	长壁	全陷	13	327.0	161.9
16		牛矿第Ⅰ倾斜线	2.0	15～27	210/297	350/280	30	长壁	全陷	3	119.6	83.6
17		田矿二坑Ⅰ走向线	2.2	17	52/	110/90	36	长壁	全陷	0	6	24.0
18		田矿二坑Ⅱ倾斜线	3.9	29	52/73	124/56	30	长壁	全陷	0	41	15.1
19		田矿一坑Ⅱ倾斜线	2.2	16	47/71	76/100	36	长壁	全陷	5	38.4	14.2
20	抚顺（第三纪）	504	41.0	31	507.1/548.6	320/80	50～60	倾斜分层	水砂充填	14.0		412 90
21		509	20.0	19	516.5/554	320/60	50～60	向上V型	水砂充填	19.0		389.5 108.0
22		405	42	32	413/454	405/85	50～60	长壁	水砂充填	14.0		260 172
23		63	26.3	47	420/480	250/77	50～60	水砂充填	水砂充填	11.0		450 130
24	铁法（上侏罗纪）	大明一矿东一采区	1.9	4.5	102/110	419/105	15.5	长壁	全陷	13.5	68.7	0.2

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩（m）	砂质页岩（m）	平均单向抗压强度（MPa）	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度（m）	β_0（°）	γ_0（°）	δ_0（°）	φ（°）	β（°）	γ（°）	δ（°）	λ（°）	β''（°）	γ''（°）	δ''（°）
13	沈阳局及本溪局（石炭二叠纪）	彩北第Ⅱ走向线		23.2	60	155	26.2			56.5				83				
						458	47.7											
14		彩屯矿倾斜线		148.1	65	262	39.8	58				73						
						341	32.8											
						393	45.4											
15		彩屯矿走向线		140.5	50	262	39.8			68				84				
						341	32.8											
						393	45.4											
16		牛矿第Ⅰ倾斜线		30.0	25			56										
17		田矿二坑Ⅰ走向线		2.0						55		73		78				
18		田矿二坑Ⅰ倾斜线		1.3					47				76					
19		田矿一坑Ⅰ倾斜线		1.2					51				81					
20	抚顺（第三纪）	504			20			46				54				59		
21		509			20			48				58				63		
22		405			20			41				56				59		
23		63						41	55			47.5		70.2		51		
24	铁法（上侏罗纪）	大明一矿东一采区				58.7	28.5	60		66.5	30	74.5		73.5				

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
13	沈阳局及本溪局（石炭二叠纪）	彩北第Ⅰ走向线					0.65	0.21	3.5			87	87
14		彩屯矿倾斜线				79	0.65		2.0	43	47		
15		彩屯矿走向线					0.68		2.6			52	52
16		牛矿第Ⅱ倾斜线				80	0.65	0.13	1.9	30	0		
17		田矿二坑Ⅰ走向线					0.72	0.48	3.6			14	14
18		田矿二坑Ⅱ倾斜线					0.62		1.5	12	20		
19		田矿一坑Ⅱ倾斜线					0.72		2.6	22	20		
20	抚顺（第三纪）	504				64							
21		509											
22		405				75							
23		63				59							
24	铁法（上侏罗纪）	大明一矿东一采区			52.5	86	0.69	0.34	1.64	−12.85		−8.3	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
13	沈阳局及本溪局（石炭二叠纪）	彩北第Ⅰ走向线	1.5	1680	480	1969.5～1984.5	手算
14		彩屯矿倾斜线	2.0			1969.5～1984.5	手算
15		彩屯矿走向线	6.3			1962.4～1984.5	手算
16		牛矿第Ⅰ倾斜线	24.7	1260		1972.9～1975.8	手算
17		田矿二坑Ⅰ走向线	11.3	240	150		手算
18		田矿二坑Ⅱ倾斜线	4.1	1010	180		手算
19		田矿一坑Ⅱ倾斜线					
20	抚顺（第三纪）	504					绿色页岩/油母页岩
21		509					
22		405					
23		63					
24	铁法（上侏罗纪）	大明一矿东一采区	16	394	213	1979.10.24～1981.8.29	电算，有厚流砂层

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
25	包头(侏罗纪)	长汉沟矿东翼	1.85	2.5	90/130	350/180	45	走向长壁	全陷	18	47	9
26		大磴矿 22111	2.40	2.0	78.4/80.2	90/64	45	走向长壁	全陷	7	38	9
27		大磴矿 2331	2.50	5.5	66/72	254/92	45	走向长壁	全陷	7	8	58
28		河滩沟矿西二区	5.12	30.5	100/188	348/154	30	走向长壁	全陷	4	131	10
29		五当沟矿东一区西翼	1.75	47	185/349	342/140	45	走向长壁	全陷	14	195	
30		五当沟矿东一区东翼	5.25	47.4	204/260	330/	45	走向长壁	全陷	20	163	
31	扎赉诺尔(侏罗纪)	十一井 340	4.2	8	108/123	500/215	60	走向长壁	全陷	15	288	
32		北斜井 311	5.9	6	37/51	1120/320	60	走向长壁	水砂充填	22		
33	辽源(侏罗纪)	保安一井 09 区一分层	2.1	24	107/133	135/66		走向长壁	全陷	9.5	2.7	57
34		09 区二分层	2.1	24	109/			走向长壁	全陷	9.5	2.7	57
35		太信矿采砂厂	4.5	6	311/			走向长壁	水砂充填	10		
36		西安老保井五路	1.5	25	61/83	125/45	15～30	走向长壁	全陷	10		
37		西安老保井六路	1.9	10	87/97	120/60		走向长壁	全陷			

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
25	包头(侏罗纪)	长汉沟矿东翼		34								81		75		80.9	81.2	80.7
26		大磁矿 22111		8								81	85.3	76.5				
27		大磁矿 2331										82		70				
28		河滩沟矿西二区						34.8	43.5	46.6		37	45.5	78.7		45.1		70.2
29		五当沟矿东一区西翼		58								63.4		86.5		55.2		
30		五当沟矿东一区东翼		49								44.2	78.6					
31	扎赉诺尔(侏罗纪)	十一井 340			14		96	52	58			69	72					
32		北斜井 311		292	14		175.0	45	45			59	68					
33	辽源(侏罗纪)	保安一井 09 区一分层		90	60							57	56	59～66		55～58		
34		09 区二分层		90	60			50		50		60		57				
35		太信矿采砂厂			60							68	59					
36		西安老保井五路						46	41	63		53	46	65				
37		西安老保井六路						44	51.5	53.5		55	65	57				

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)	θ (°)							
25	包头（侏罗纪）	长汉沟矿东翼				89.3	0.72	0.34	1.82		−33.6		−26.35
26		大磁矿 22111				90	0.30	0.16	2.38			−19.2	
27		大磁矿 2331				89.5	0.44	0.16	1.40			−7.6	
28		河滩沟矿西二区				73.6	0.39	0.38	1.56	3.8	−43.4		−30.5
29		五当沟矿东一区西翼				76.3	0.38		1.31				
30		五当沟矿东一区东翼				61.5	0.54		1.78			−7.3	
31	扎赉诺尔（侏罗纪）	十一井 340	46	49		83	1.14	0.21	1.25	−19.6	45.8		
32		北斜井 311				82	0.15	0.26	1.06	−4.4	4.8		
33	辽源（侏罗纪）	保安一井 09 区一分层				80	0.69						
34		09 区二分层				80	0.72						
35		太信矿采砂厂					0.13					12	38
36		西安老保井五路				73	0.92	0.28	2.8				
37		西安老保井六路				88	0.85	0.28	1.24	2.9		35	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
25	包头（侏罗纪石炭二叠纪）	长汉沟矿东翼	27	390	90	1965.11.14～1966.12.17	电算
26		大磁矿 22111	24	134	41	1964.10.27～1965.4.8	电算
27		大磁矿 2331	45	152	64	1968.2.13～1969.4.16	电算
28		河滩沟矿西二区	19.3			1979.5～1983.12.5	电算
29		五当沟矿东一区西翼	3	950	135	1977.12～1980.5.10	电算
30		五当沟矿东一区东翼	2			1976.7～1979.5.10	电算
31	扎赉诺尔（侏罗纪）	十一井 340	127	360	120	1981.8～1983.8	电算
32		北斜井 311	6.1	350	120	1974.10～1976.4	电算
33	辽源（侏罗纪）	保安一井 09 区一分层		240	90	1969.9.29～1970.4.18	电算
34		09 区二分层					手算
35		太信矿采砂厂					手算
36		西安老保井五路	24	251	102	1979.4.19～1979.12.4	电算，残区复杂条件
37		西安老保井八路	9	534	358	1980.4.30～1981.8.24	电算

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸 走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
38		平岗南小井	0.9 1.4	15	58			走向长壁	刀柱			
39	辽源	白泉井	2.6	2～11	121/125	230/110		走向长壁	全陷			
40	(侏罗纪)	梅河三井 11033	2.2	45～60	98/110	200/96		倾斜分层长壁	全陷			
41		梅河一井 2102	2.2	25	109/142	173/82		倾斜分层长壁	全陷			
42	蛟河	四　井	1.1	20	108		40	走向长壁	全陷			
43	(侏	乌林立井	1.3	13	47		40	走向长壁	全陷			
44	罗纪)	乌林立井	1.2	12	92		30	走向长壁	全陷			
45	鹤岗	富力矿工业广场	2.0	25	186/247	405/120	60	走向长壁	全陷	6.9	134	6.0
46	(侏	兴安矿北二层	2.0	26	50/76	120/66	50	走向长壁	全陷	10	40	
47	罗纪)	峻德矿三层一分层	2.0	32	95/159	700/95	40	走向长壁	全陷	31	74	
48		新一矿一段一分层	2.0	29	71/120	250/80	60	走向长壁	全陷	13	44	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩（m）	砂质页岩（m）	平均单向抗压强度（MPa）	厚度＞10m的砂岩、石灰岩 位量	厚度（m）	边界角 β_0（°）	γ_0（°）	δ_0（°）	φ（°）	移动角 β（°）	γ（°）	δ（°）	λ（°）	裂缝角 β''（°）	γ''（°）	δ''（°）
38		平岗南小井										54	67				72	
39	辽源（侏罗纪）	白泉井											57					
40		梅河三井 11033			15			55	32	65		63	57	71		62	60	69
41		梅河一井 2102			15							56	45					
42	蛟河（侏罗纪）	四　井						46	63.5			52.4	77.8	80.5				
43		乌林立井								67				71.5				
44		乌林立井								66				77				
45	鹤岗（侏罗纪）	富力矿工业广场		67									56					
46		兴安矿北二层										46	49.5	49.1				
47		峻德矿三层一分层						29				35						
48		新一矿一段一分层		55				46	48		45	50.4	49.7					

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
38	辽源（侏罗纪）	平岗南小井					0.43					8	9
39		白泉井				88	0.67		1.48				
40		梅河三井 11033				71	0.97	0.24	1.54				13.8
41		梅河一井 2102				78	0.54	0.34	1.90		5.4		
42	蛟河（侏罗纪）	四　井					0.6	0.44	2.2				
43		乌林立井					0.8	0.22	2.2				
44		乌林立井					0.7	0.32	2.8				
45	鹤岗（侏罗纪）	富力矿工业广场				88	0.3	0.25	1.0		5.6		
46		兴安矿北二层				70	0.4	0.12	0.9	−6.9	−7.4		23.4
47		峻德矿三层一分层				71.2	0.38	0.04	1.15	−3.3	−6.7		
48		新一矿一段一分层				71.3	0.64	0.60	1.20	−5.7	1.7		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
38	辽源（侏罗纪）	平岗南小井					电算
39		白泉井					电算
40		梅河三井 11033				1982.7.12～1983.5.20	电算
41		梅河一井 2102				1970.10.17～1971.6.4	电算，沿倾斜留 10m 煤柱
42	蛟河（侏罗纪）	四　井		450	100	1956.11～1958.7	手算
43		乌林立井		90		1963.2～1963.3	手算，短期站
44		乌林立井		150		1962.10～1962.11	手算，短期站
45	鹤岗（侏罗纪）	富力矿工业广场	17.2	186	45	1979.3～1982.1	电算
46		兴安矿北二层		210	105	1966.6	电算
47		峻德矿三层一分层		181	101	1982.1	电算
48		新一矿一段 -分层	4.2	188	100	1981.5	电算

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚（m）	倾角（°）	采深上山/下山（m）	工作面尺寸 走向/倾斜（m）	推进速度（m/月）	采煤方法	顶板管理方法	松散层（m）	砂岩（m）	页岩（m）
49	峰峰（石炭二叠纪）	3252	0.8 2.6	19	56/99	230/127	60	走向长壁	全陷	17	26	
50		3701	1.4	9	95/115	380/134	120	走向长壁	缓沉	16	35	8
51		2555	0.75 1.15	17	138/170	104/180	30	走向长壁	缓沉	22	13	117
52		0277	4.9	28	437/482	200/96	30	走向长壁	全陷	63	187	49
53		1610	1.4	12	182/220	145/176	45	走向长壁	缓沉	4	47	82
54		0252	2.4 2.5	11	114/152	220/180	48	走向长壁	全陷	7	62	7
55	开滦（石炭二叠纪）	马家沟矿小屈庄	4.5	30	180/239	150/77	45	走向长壁	全陷	30	116	49
56		范各庄矿南一区	7.4	14	176/340	350/178	50	走向长壁	全陷	105	71	25
57		林西矿建州营	5.6	25	342/440	220/230	33	走向长壁	全陷	40	91	78
58		林西矿任家套	6.3	22	244/306	290/160	42	走向长壁	全陷	40	91	78
59		林西矿黑鸦子	2.3	23	120/165	280/120	54	走向长壁	全陷	55	14	51
60		林西矿吕家坨	7.4	20	102/289	260/80	45	走向长壁	全陷	55	14	51

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
49	峰峰(石炭二叠纪)	3252		27	47.7	5	15	50		60		58 47	64 73	70				
50		3701	10	44	51.8			58		61		70		69				
51		2555	2	2	30.8			52				62.5		75				
52		0277		124	50.6							58						
53		1610	4	33	45.6			56.5		59		70	86	81				
54		0252		28	57.9	50	12			60				71.7				
55	开滦(石炭二叠纪)	马家沟矿小屈庄		41	50				37	56			51	74		71		
56		范各庄矿南一区		37						35			72	72				
57		林西矿建州营		61				51				59				61		
58		林西矿任家套		61				50	54			65				69		
59		林西矿黑鸦子		15				43	46			64				66		
60		林西矿吕家坨		15				56		53		66	74				76	

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
49	峰峰(石炭二叠纪)	3252			59	75	0.78	0.23	1.36	37	10	16	
50		3701	58	57	58	81	0.82	0.35	2.19	20		15	
51		2555			61	70	1.06		1.8	12			6.5
					62.5		0.95						
52		0277				82	0.72						
53		1601				80	0.91	0.16	2.0	21	12		
54		0252			67		0.84	0.24	3.1				
55	开滦(石炭二叠纪)	马家沟矿小屈庄				79	0.60	0.36	1.5				
56		范各庄矿南一区				84	0.89	0.36	1.3				
57		林西矿建州营				68	0.69	0.47	1.4				
58		林西矿任家套				76	0.55	0.47	1.5				
59		林西矿黑鸦子				77	0.67	0.34	1.5				
60		林西矿吕家坨				78	0.61	0.30	1.5				

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
49	峰峰（石炭二叠纪）	3252	26.8	245	176	1958.4.25～1959.6.15	手算，采厚不等，不在主断面，r 不可靠
50		3701	23.9			1977.12.6～1978.11.13	手算，初采
51		2555	15.2		130	1957.10～1958.6	手算，复采，有活化影响
52		0277	1.2			1975.5～1979.4	手算，初采，采动程度很小，下山影响远
53		1606	12.5	241	101	1977.9.21～1978.11.28	手算，复采、老区已采 20 余年
54		0252	54.2	509	180	1963.6.19～1966.5.2	手算，厚煤分层开采
55	开滦（石炭二叠纪）	马家沟矿小屈庄	17.2	540	330	1957.7～1958.12	手算
56		范各庄矿南一区	26.9			1964.10～1972.2	手算，煤层群连续开采
57		林西矿建州营	11.9	1260		1967.1～1971.8	手算
58		林西矿任家套	11.0	1188	756	1955.5～1959.1	手算
59		林西矿黑鸦子	12.2	648	324	1955.3～1957.5	手算
60		林西矿吕家坨	25.5	2304	420	1957.12～1964.5	手算，煤层群，多工作面，阶段，断层煤柱多

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
61	枣庄(石炭二叠纪)	4110	1.45	24	41/110	270/165		走向长壁	全陷	4	4	15
62		2042	1.45	12	19/42	200/96	48	走向长壁	全陷	5	1	11
63		2439	1.17	10.5	91/124	390/174	45	走向长壁	全陷	7	5	31
64		331	1.85	4	126/134	540/136		走向长壁	全陷	71	30	
65	新汶(石炭二叠纪)	孙村矿一采区	二层 2.0 四层 1.8	25	120/245	650/270	30	走向长壁	水砂充填	6～8	25	24
66		良庄矿二采区	1.9 2.3	20	60/166	/310	40	走向长壁	水砂充填	8		
67		协庄矿一、三采区	2.7 2.2	18	50/210	890/435	40	走向长壁	水砂充填	10	38	15
68		潘西矿一采区	2.2	22	67/115	150/344	44	走向长壁	全陷	0.3～9	14	11
69		协庄矿八采区	1.8	28	102/202	245/216	35	走向长壁	全陷	10	17	18
70	黄县	(第三纪) 洼里矿 1201	1.43	6	67/73	95/55		走向长壁	全陷			
71	合山(上二叠纪)	柳花岭矿 404	1.7	6	84/89	380/86	30	走向长壁	全陷	0～3		
72		柳花岭矿 504	1.5	6	86/90	222/110	30	走向长壁	全陷	0～3		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数											
			石灰岩（m）	砂质页岩（m）	平均单向抗压强度（MPa）	厚度＞10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度（m）	β_0（°）	γ_0（°）	δ_0（°）	φ（°）	β（°）	γ（°）	δ（°）	λ（°）	β''（°）	γ''（°）	δ''（°）
61	枣庄（石炭二叠纪）	4110	18	19						67.5		64.7	88.4	70.7				85
62		2042	9	3	37.4			60		62.5		70.5	75	64.4				
63		2439	20	39	37			60		69.5		76.5		88.9				
64		331		31				62	59	62		70	76.5	71				
65	新汶（石炭二叠纪）	孙村矿一采区		22	40～50							53	82	60				
66		良庄矿二采区			40～50							54						
67		协庄矿一、三采区		21	40～50				63			61	74	65				
68		潘西矿一采区	7.9	45	50							54	74	80				
69		协庄矿八采区		93	40～50							52				61.5		
70	黄县	（第三纪） 洼里矿 1201																
71	合山（上二叠纪）	柳花岭矿 404						72	81	82		74	83	83		88		
72		柳花岭矿 504						71		82		73		84		88		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
61	枣庄（石炭二叠纪）	4110	56.7	51		70	0.88	0.18	2.17	9	12	12	
62		2042	61	65	66	86.4	0.76	0.27	3.0	1.7	3.4	3.7	
63		2439	55		51	90	0.65	0.15	2.14	4		36	
64		331				88	0.78	0.37	2.34	21	25	15	
65	新汶（石炭二叠纪）	孙村矿一采区				63	0.13	0.42	1.57	41.7	49.2		
							0.17	0.57	1.20				
66		良庄矿二采区				73	0.16	0.4	1.15				
67		协庄矿一、三采区				70	0.14	0.36	1.0	27			
68		潘西矿一采区				72	0.68	0.27	2.46	16	15		
69		协庄矿八采区				71	0.60						
70	黄县	（第三纪） 洼里矿 1201	64.7	68.3	63	89	1.03	0.39	2.3				
71	合山（上二叠纪）	柳花岭矿 404	65	55	52	83	0.60	0.15	2.16	−11	−29		−36
72		柳花岭矿 504	66		55	84	0.57	0.15	2.56	−10		−22	−26

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
61	枣庄（石炭二叠纪）	4110	86.2	135		1965.12～1966.5	手算，负指数函数法电算
62		2042	69.1	60	30		负指数函数法电算、其余手算
63		2439	23	142	90		负指数函数法电算，其余手算
64		331					负指数函数法电算，其余手算
65	新汶（石炭二叠纪）	孙村矿一采区	2.17	8.20	45	二层 1956.1--1958.3	手算
			4.05	550	60	四层 1958.4～1959.9	
66		良庄矿二采区					手算
67		协庄矿一、三采区	3.4			1963.10～1967.10	手算
68		潘西矿一采区	18.8	300	90	1963.12～1964.10	电算
				210		1965.3～1965.10	
69		协庄矿八采区	7.7	284	110	1971.4～1972.3	手算
70	黄县	（第三纪）洼里矿1201					电算
71	合上（上二叠纪）	柳花岭矿 404	31	160	87	1974.8～1976.5	负指数函数法电算、其余手算
72		柳花岭矿 504	29	165	67	1975.1～1976.5	负指数函数法电算，其余手算

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚（m）	倾角（°）	采深上山/下山（m）	工作面尺寸走向/倾斜（m）	推进速度（m/月）	采煤方法	顶板管理方法	松散层（m）	砂岩（m）	页岩（m）
73	焦作（上石炭、下二叠纪）	冯营矿 1221	2.1	19	-88/132	580/135	30	走向长壁	全陷	50	51.8	9
74		焦西矿 106	7.0	9	105/114	282/70	50	走向长壁	全陷	49	21.0	2.5
75		焦西矿 106	2.2	9	105/114	282/70	46	走向长壁	全陷	49	21.0	2.5
76		焦西矿 102	2.2	9	89/101	273/80	47	走向长壁	全陷	48	20	2.4
77		焦西矿 102	4.6	9	89/101	273/80	54	走向长壁	全陷	48	20	2.4
78		焦西矿 102	7.0	9	89/101	273/80	54	走向长壁	全陷	48	20	2.4
79		朱村矿 151 上山	6.9	4	161/166	170/130	45	走向长壁	全陷	38	56.5	23.5
80		朱村矿 151 下山	6.9	4	161/166	170/130	45	走向长壁	全陷	38	56.5	23.5
81		朱村矿 151 走向	6.9	4	161/166	170/130	45	走向长壁	全陷	38	56.5	23.5
82		李封矿 603	6.3	5.5	248/263	145/162	35	走向长壁	全陷	51	87.8	23
83		马村矿 102 走向	2.2	8	115/130	198/90	80	走向长壁	全陷	18	61	12.5
84		马村矿 102 走向	4.4	8	115/130	198/90	80	走向长壁	全陷	18	61	12.5

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
73		冯营矿 1221		25.2		6	16	53	55	60	45	57	70	64		62	75	66
						58	19											
74		焦西矿 106		19	52			41			45	57		74.5		63.5		77
75	焦作(上石炭、下二叠纪)	焦西矿 106		19	52						45							
76		焦西矿 102		18.2	53						45					64	74	74
77		焦西矿 102		18.2	53						45					64	74	74
78		焦西矿 102		18.2	53			42	52.5	61.5	45	60.5	74	87		64	74	74
79		朱村矿 151 上山		44.4		12	27.8	40	43.5	40	45	52	68.5	67.2		62.5	73.5	63
						72	15.3											
80		朱村矿 151 下山		44.4							45							
81		朱村矿 151 走向		44.4							45							
82		李封矿 603		98.4		21	16.1	55.5	54	74	45	74.7	76.3	82.5		75		70
						61	13.9											
						122	12.2											
83		马村矿 102 走向		26	40	42	20				45							
						77	20											
84		马村矿 102 走向		26	40						45							

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
73	焦作（上石炭、下二叠纪）	冯营矿 1221				80	0.88	0.30	2.0	−13	−9	−11	
74		焦西矿 106				86	1.31	0.27	1.8	−2.8	−6.6	−13.5	
75		焦西矿 106				86	1.20	0.23	1.9	−2.9	−10.7	−9.7	
76		焦西矿 102				85.8	1.17	0.30	2.4	−9.2	−16.2	−5.3	
77		焦西矿 102				85.8	1.15	0.22	2.2	−6.1	−12.5	−3.5	
78		焦西矿 102				85.8	1.16	0.27	2.1	−4.2	−7.4	−1.7	
79		朱村矿 151 上山				88	0.92	0.31	1.8		6.7		
80		朱村矿 151 下山					0.79	0.37	1.8	0			
81		朱村矿 151 走向					0.69	0.24	1.8				
82		李封矿 603				88.7	0.78	0.28	3.3		−23.3	−34.2	−4.7
83		马村矿 102 走向					0.67	0.26	2.5			−18.2	
84		马村矿 102 走向					0.83	0.29	2.5			−15.4	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
73	焦作（上石炭、下二叠纪）	冯营矿 1221	33	270	150	1965.10～1966.10	手算
74		焦西矿 106	84	375	285	1958.1～1959.11	电算含水流砂层厚 4～5m
75		焦西矿 106	62			1958.1～1958.12	电算含水流砂层厚 4～5m
76		焦西矿 102	59.3	200	120	1957.1～1957.6	电算各观测站移动角大部
77		焦西矿 102				1957.1～1957.12	分为在非充分采动下由
78		焦西矿 102	80.4	450		1957.1～1958.7	实测曲线图上量取的
79		朱村矿 151 上山	13	855（三层）	245	1962.11～1965.10	
80		朱村矿 151 下山					电算
81		朱村矿 151 走向					电算
82		李封矿 603	15.6		107	1964.8～1967.3	电算
83		马村矿 102 走向			110	1956.10～1957.3	电算
84		马村矿 102 走向				1956.10～1957.9	电算

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚（m）	倾角（°）	采深上山/下山（m）	工作面尺寸走向/倾斜（m）	推进速度（m/月）	采煤方法	顶板管理方法	松散层（m）	砂岩（m）	页岩（m）
85	焦作（上石炭、下二叠纪）	马村矿102走向	6.6	8	115/130	198/90	80	走向长壁	全陷	18	61	12.5
86		马村矿102东倾斜	6.6	8	115/130	198/90	80	走向长壁	全陷	18	61	12.5
87		演马庄矿102	1.8	9	101/110	341/70	25	走向长壁	全陷	32	31	16
88	鹤壁（下二叠纪）	二矿	1.97	9	230/264	356/211	22.2	倾斜分层	全陷	77	52	4
89		四矿	3.97	8	235	323/238		水采	全陷	97	50	30
90		五矿	1.97	20	216/230	228/68	17.0	倾斜分层	全陷	157	30	21
91		六矿	3.47	19	113	500/189		水采	全陷	103		
92		八矿	2.00	23	159/176	256/43	35.1	倾斜分层	全陷	147	12	13
93		九矿	0.90	13	118/140	235/84	19.3	单一长壁	全陷	75	33	34
94	平顶山（石炭二叠纪）	十矿1251	2.5	9	100/118	182/110	26	走向长壁	全陷	55	15.1	42
95		八矿12031	2.1	23	212/255	794/138	16	走向长壁	全陷	153	13	35
96		十矿1252	2.0	11.5	95/135	160/182	25	走向长壁	全陷	55	15	42
97		六矿14110	3.0	4	268/295	540/140	29	走向长壁	全陷	13	1.5	135
98		五矿六盘区	2.1	20	78/111	390/93	37	走向长壁	全陷	45.7	5.6	14.5

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
85	焦作(上石炭、下二叠纪)	马村矿 102 走向		26	40					46.5	45			70				
86		马村矿 102 东倾斜		26	40			45	45		45		67.3					
87		演马庄矿 102		28		4	21	50.7		43.2	45	64	77.5	81.7		74	73	72
						53	13											
88	鹤壁(下二叠纪～)	二矿		93		102	12.8			61		76		71				
89		四矿		47		39	12.5	61				72						
90		五矿		21		51	14.4	61		66		74		91.5				
						1.0	15.7											
91		六矿		14					58				65					
92		八矿		28				55	51	74								
93		九矿		17		55	10	71	74			77	84					
94	平顶山(石炭二叠纪)	十矿 1251		8.5		2.1	9.2											
95		八矿 12031		20		2.1	9.2			52				61				
96		十矿 1252		8.5					79	69			89	77				
97		六矿 14110		57														
98		五矿六盘区		0.8														

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
85	焦作（上石炭、下二叠纪）	马村矿 102 走向					0.89	0.33	2.5			−13.3	
86		马村矿 102 东倾斜				87	0.89	0.20	1.8		−19.1		
87		演马庄矿 102				85	0.87	0.23	2.3			−11.7	
88	鹤壁（下二叠纪）	二矿	70		72		0.73		2.3	−13.5	0	0	−10.6
89		四矿					0.68	0.22	1.5	−43.9	0	0	0
90		五矿			69	87	0.35	0.23	1.9	−2.7	0	0	−17
91		六矿		60			0.76	0.28	1.9	0	−11.3	0	0
92		八矿			69	92	0.27	0.20	1.4	−0.1	0.3	−6.1	0
93		九矿				84	0.77	0.25	3.2	21	−17.1	0	0
94	平顶山（石炭二叠纪）	十矿 1251				83.7	0.91	0.28	1.6	−17.6	−16.1	−4.7	
95		八矿 12301				84	0.84	0.35	1.71	7.3			
96		十矿 1252				82.3	0.80	0.41	1.5		−12.4		−7.4
97		六矿 14110			59	85	0.83	0.35	2.5		−36		−50
98		五矿六盘区				77.0	0.80	0.36	1.5	−27.2	−11.8		−18.7

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
85	焦作（上石炭、下二叠纪）	马村矿 102 走向				1956.10～1958.2	电算
86		马村矿 102 东倾斜					电算
87		演马庄矿 102	32	364	138	1960.12～1962.12	电算流砂层厚 6.7m
88	鹤壁（下二叠纪）	二矿	8.3	393	177		电算
89		四矿					电算
90		五矿	3.4	314	99		电算
91		六矿					电算
92		八矿	1.6	98	42		电算
93		九矿	8.5	210	90		电算
94	平顶山（石炭二叠纪）	十矿 1251	26	384		1965.12～1967.3	电算，戊组煤
95		八矿 12031				1983.12～1987.7	戊组煤
96		十矿 1252	15	300		1965.12～1967.3	电算，戊组煤
97		六矿 14110			210	1988.5～1990.6	丁组煤
98		五矿六盘区	22	300		1966.3～1969.3	电算，丁组煤

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
99	平顶山(石炭二叠纪)	八矿 I1110	2.9	10	408/430	950/132		走向长壁	全陷	260	105	39
100		二矿 1404	1.4	8	165/191	266/159	33	走向长壁	全陷	24	38.9	57.7
101		二矿 2404	1.6	9.5	95/111	174/70	36	走向长壁	全陷	32	27.2	14.1
102		四矿四盘区	1.6	13	156/195	444/142	44	走向长壁	全陷	12	52	69
103		十二矿 15081、15061	2.7	8	109/149 240/274	494/135 1260/90		走向长壁	全陷	132	71	78
104	淮南(二叠纪)	李咀孜矿东三东 C_{13}^{1}	1.90	37	109/151	164/73	31.2	倾斜分层	全陷	34.2	28.5	14.5
105		李咀孜矿东三东 C_{13}^{2}	1.87	37	108/151	134/69	26.4	倾斜分层	全陷	34.2	28.5	14.5
106		新庄孜矿 4413C_{13}^{1}	2.0	15	298/325	220/98		倾斜分层	全陷	36	67	99
107		新庄孜矿南二石门倾斜 I	1.8	20	28/56	662/74	54	倾斜分层	全陷	20.2	15.6	8.7
108		李一矿二号风井 C_{13}^{1}	6.5	42	43.5/84	294/78		倾斜分层	全陷			
109		谢二矿 2841(3)C_{13}	6.6	19	270/306	350/116		倾斜分层	全陷	21.0	132	130
110		谢一矿风井南	2.8 (A_8上)	22.5	28/54	320/67		倾斜分层	全陷	21.0	23.0	5.0

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
99	平顶山(石炭二叠纪)	八矿 11110		41				63										
100		二矿 1401	3.9	43.9		24.8	10.5											
101		二矿 2404		17.4		6.3	8.8											
102		四矿四盘区		8.4		35	10.0											
103		十二矿 15081、15061		18		85	10.3											
						直接顶	46	55	56	64		62		80				
104	淮南(二叠纪)	李咀孜矿东三东 C_{13}^1		4.0						53				63				72
105		李咀孜矿东三东 C_{13}^2		4.0						58				65				70
106		新庄孜矿 4413C_{13}^1				1.52	26.0	47				72 5						
107		新庄孜矿南二石门倾斜 1		1.1		1.0	13.0	35			42	50				67.2	75.1	
108		李一矿二号风井 C_{13}^1						42.5				47						
109		谢二矿 2841 (3) C_{13}		28		218	37.0	47.5				64.0	75					
110		谢一矿风井南		13.8														

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角							
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)	θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
99	平顶山（石炭二叠纪）	八矿 11110				89	0.28	0.35	2.24				−0.4
100		二矿 1401				83.6	0.74	0.20	1.8	−27.4	−16.0		−45.0
101		二矿 2404				83.6	0.64	0.48	2.3				−5.4
102		四矿四盘区				83.5	0.76	0.23	2.0	−18.6	−23.1		−7.2
103		十二矿 15081、15061	64	75	65	86.7	0.73	0.34	1.21		−38		−19
104	淮南（二叠纪）	李咀孜矿东三东 C_{13}^1				70	0.58	0.40	1.6				
105		李咀孜矿东三东 C_{13}^2				70	0.84	0.40	1.8				
106		新庄孜矿 4413C_{13}^1				79	0.60	0.30	1.5				
107		新庄孜矿南二石门倾斜 I				87	0.67		1.8	3.0	8.8		
108		李一矿二号风井 C_{13}^1				73	0.69		2.0	−6	−20		
109		谢二矿 2841（3）C_{13}				78	0.77	0.21	1.9	−7			
110		谢一矿风井南											

续表

序号	矿区（地层时代）	观　测　站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备　　注
				总时间（d）	活跃期（d）		
99	平顶山（石炭二叠纪）	八矿 11110				1989.5～1990.3	
100		二矿 1401	11	300		1964.8～1965.7	电算，受未采三角煤影响
101		二矿 2404	25	306		1962.3～1963.2	电算
102		四矿四盘区	18	360		1965.10～1967.4	电算
103		十二矿 15081、15061	20			1984.11～1988.3	
104	淮南（二叠纪）	李咀孜矿东三东 C_{13}^{1}					手算，一分层，流砂层厚 11.8m
105		李咀孜矿东三东 C_{13}^{2}					手算，二分层
106		新庄孜矿 4413C_{13}^{1}					手算，开采 C_{13}^{1}煤层南翼
107		新庄孜矿南二石门倾斜 I					电算
108		李一矿二号风井 C_{13}^{1}					电算，第 I 倾斜线
109		谢二矿 2841（3）C_{13}					电算，C_{12}煤上段
110		谢一矿风井南					

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
111	淮南(二叠纪)	A_3下段	2.8	22.5	56/81	320/63		倾斜分层	全陷	21.0	23.0	5.0
112		A_1 I线	1.0~2.6	22	55/88.5	240/90		倾斜分层	全陷	21.0	23.0	5.0
113		A_1 II线	1.2	24	36/86	240/126		倾斜分层	全陷	21.0	23.0	5.0
114	阳泉(石炭二叠纪)	四矿	1.8	5	100	400/145	39	长壁	全陷	0	34	27
115		三矿	2.3	6	240	500/180	39	长壁	全陷	0	113	
116		二矿	1.5	3	140	410/120	41	长壁	全陷	1	50	36
117		二矿	2.0	5	120	310/90	57	长壁	全陷	1	36	4
118		一矿	2.1	4	190	200/90	60	长壁	全陷	2	93	38
119	徐州(石炭纪)	韩桥矿755	1.9	13	26/52	320/132	33.5	长壁	全陷	12	56.8	
120		董庄矿107	2.0	30	47 93~220	250/100	30	长壁	全陷	33	14.2	24.0
121		董庄矿113	2.1	33	49 95~224	300/124	42	长壁	全陷	33	14.2	24.0
122		权台矿110	2.1	25~38	39 125~168	450/170	40	长壁	全陷	17	9.8	2.9

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
111	淮南(二叠纪)	A_3下段		13.8														
112		A_1 I线		13.8								64						
113		A_1 II线		13.8							40	64						
114	阳泉(石炭二叠纪)	四矿		39						65		68						78
115		三矿		117						70				79				
116		一矿		53						52		63						72
117		二矿		79						66				71				
118		一矿		57						62				67				78
119	徐州(石炭纪)	韩桥矿755		0.3	43.5	直接顶	56.8	56.5	66.5		43.8	70	71			83	78.5	80
120		董庄矿107		11.5	34.2	2.6	14.2	45	40	60	43.8	56.3	58	75		69	78	75
121		董庄矿113		11.5	34.2	2.6	14.2	26	41	54	43.8	51.8	55.5	71.5		61.5	83	78
122		权台矿110			31.9			42.5	54		43.8	54.5	53.5			64	71	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
111	淮南（二叠纪）	A_3 下段											
112		A_1 I 线				68	0.68	0.42	1.7	16	5		
113		A_1 II 线				72	0.78	0.32	1.7	12	−6		
114	阳泉（石炭二叠纪）	四矿		61			0.83		1.9	18			
115		三矿					0.83		2.3	29			
116		二矿					0.90		2.5	13			
117		一矿					0.65		1.9	23			
118		一矿					0.76		2.0	20			
119	徐州（石炭纪）	韩桥矿 755	67	69.5		82	0.78	0.12	2.0				
120		董庄矿 107	50	67	50	78.5	0.83	0.3	1.4				
121		董庄矿 113	41	68	56	76.5	0.85	0.34	1.3				
122		权台矿 110	52.5				0.78						

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
111	淮南（二叠纪）	A_3下段					手算
112		A_1 I线					
113		A_1 II线					
114	阳泉（石炭二叠纪）	四矿	36	145	88	1972.3～1974.7	手算
115		三矿	18	325	165	1977.9～1978.3	手算
116		二矿	24	180	60	1971.5～1972.4	手算
117		二矿	17.8	220	126	1962.10～1963.5	手算
118		一矿	8	450	120	1964.9～1966.4	手算
119	徐州（石炭纪）	韩桥矿755	110	120	39	1957.5～1958.4	手算
120		董庄矿107	42		99	1965.7～1966.11	手算
121		董庄矿113	61		96	1966.4～1967.2	手算
122		权台矿110	47		90		手算

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
123	徐州	庞庄矿 502	2.0	16	84/113	205/82	42	长壁	全陷	64	10.4	32.1
124	淮部(上二叠纪)	牛马司矿 222	2.2	27	290/362	1260/153	23	长壁	全陷	3	25	12
125		牛马司矿 1128	2.2	21	240/270	400/100	33	长壁	全陷	3	16	10
126		洪山殿矿 1612.	2.0	34	105/124	190/62	32	长壁	全陷	4.5		33.7
127		洪山殿矿西四	2.0	43	70.6/167.6	85/70	13	长壁	全陷	0		45.6
128	南桐(上二叠纪)	2309	2.5	15	73	75/75	23	长壁	全陷		4.5	10.3
129		4106	3.0	37	138/154	217/56	35	长壁	全陷		5.0	19.3
130		4305	3.0	38	153/186	267/56	38	长壁	全陷		3.1	19.5
131		0362 一分层	1.2	31	128/270	322/280		长壁	全陷		9.3	28.8
132		二分层	2.5	31	80/210	166/254		长壁	全陷		9.3	28.8

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数											
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角			
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
123	徐州	庞庄矿 502		22.6	35			54	54	53.1	45	65.5	78.5	77		73	81.5	73
124	淮北(上二叠纪)	牛马司矿 222	280		71	砂岩 0～25 灰岩 37～317		49	57	57								
125		牛马司矿 1128	244	4	72			46	51	55								
126		洪山殿矿 1612	23	18.4	50	砂岩 0～22 灰岩 30～274		44	50	57		47	55	70				
127		洪山殿矿西四	28.1	17.6	57	灰岩 52.1～75.3		40	49	57		46	51	71		63	60	80
128	南桐(上二叠纪)	2309	39	18.6	62					54				70				
129		4106	97	24	65	90	56	50				55						
130		4305	119	24.4	66	90	79.5	50				52						
131		0362 一分层	126	34.4	68	90	85	55				60						
132		二分层	126	34.4	68	90	85	55				60						

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
123	徐州	庞庄矿 502		61	60.2	83	0.92	0.37	1.7				
124	淮部（上二叠纪）	牛马司矿 222				78							
125		牛马司矿 1128				81							
126		洪山殿矿 1612				65	0.63	0.24	1.6			−6	−6
127		洪山殿矿西四	44	51	57	61	0.63	0.24	1.6			−6	−3
128	南桐（上二叠纪）	2309					0.6	0.11	1.4			−0.18H	−0.31H
129		4106				73	0.6	0.17	1.5	+0.05H	−0.02H		
130		4305				80	0.6	0.23	1.3	−0.11H	+0.05H		
131		0362 一分层				78	0.6		1.45	−0.16H	−0.19H		
132		二分层				78	0.6		1.45	−0.16H	−0.19H		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
123	徐州	庞庄矿 502	43	291		1964.12～1966.3	手算
124	淮邵（上二叠纪）	牛马司矿 222		720	180	1975.8～1980.6	手算
125		牛马司矿 1128		420	120	1972.8～1975.9	手算
126		洪山殿矿 1612	26.5	315	90	1966.8～1967.5	手算
127		洪山殿矿西四	4.6	840	270	1973.7～1975.11	手算
128	南桐（上二叠纪）	2309				1956～1958.9	手算
129		4106				1958.9～1959.11	手算
130		4305				1956～1958.9	手算
131		0362 一分层				1959.11～1963.3	手算，概率积分法参数是由
132		二分层				1959.11～1963.3	一、二分层综合求得

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
133	南桐(上二叠纪)	1101 分层	1.2	31	90/238	312/270		长壁	全陷		8.3	54.3
134		二分层	2.4	31	92/186	94/174		刀柱	全陷		8.5	54.3
135		1102 一分层	1.2	31	183/340	280/154		长壁	全陷		8.5	54.3
136		二分层	2.7	31	170/210	210/84		长壁	全陷		8.5	54.3
137	田坝(上二叠纪)	1216	1.84	15~18	82/110	430/87	33	长壁	全陷	0~19	60	
138		1218	2.05	14~18	110/136	430/91	33	长壁	全陷	0~22	63	
139	羊场(上二叠纪)	293	1.9	40.5	168/213	340/90	24	长壁	全陷			
140		295	1.9	43	218/260	340/82	48	长壁	全陷			
141		191、193	1.8	62	58/128	200/73	18	掩护支架	全陷			
142		2191	1.72	52	139/182	180/78	25	掩护支架	全陷			

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>=10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
133	南桐(上二叠纪)	1101 一分层	85	16.0	64			51	70			55	75					
134		二分层	85	16.0	64			51	70			55	75					
135		1102 一分层	182	16.0	71	90	140	49	69			63	82.5					
136		二分层	182	16.0	71	90	140	49	69			63	82.5					
137	田坝(上二叠纪)	1216		34		5	13	56	58.3	60.8		64.6	63	72		63	62.5	69.3
138		1218		57		5	13	57.6	53.7	63.9		65.8	62	73.6		66		66.4
139	羊场(上二叠纪)	293						35	54	70		46.5	97	70.5				
140		295																
141		191、193						33.3	41.6	50		33.5		53				
142		2191						44	47.5	64.7		56	78	79				

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
133	南桐(上二叠纪)	1101 一分层				76	0.6		1.45	−0.04H	−0.29H		
134		二分层				76	0.6		1.45	−0.04H	−0.29H		
135		1102 一分层				78.5	0.6	0.25	1.79	−0.16H	0		
136		二分层				78.5	0.6	0.25	1.79	−0.16H	0		
137	田坝(上二叠纪)	1216	46.5	66.3	64.2	80.3	0.636	0.29	1.82	+6.2	−1.8	+9.2	
138		1218	53.5	65.8	61	80.2	0.657	0.22	1.79	14.5	−6.4	+9.6	
139	羊场(上二叠纪)	293				69	0.80	0.3	1.4	10.7	8.4		
140		295				71		0.5	1.3	13	20		
141		191、193				68	0.93	0.36	1.7	6.6			
142		2191				65		0.3	1.5	12.7	--		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
133	南桐（上二叠纪）	1101 一分层				1960.5～1962.2	手算，概率积分法参数是由一、二分层综合求得
134		二分层				1960.5～1962.2	
135		1102 一分层				1961.1～1962.5	
136		二分层				1961.1～1962.5	
137	田坝（上二叠纪）	1216	15.4	294	98	1977.4.16～1979.5.15	电算，上边界为小窑老区
138		1218	16.9	315	110	1980.1.28～1981.7.5	
139	羊场（上二叠纪）	293	5.4	227	117	1977.6～1978.4	手算
140		295				1978.3～1978.11	手算
141		191、193	3.5	335	152	1979.6～1980.6	手算
142		2191	2.4	309	107	1980.12～1981.6	手算

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
143	义马(侏罗纪、石炭二叠纪)	耿村 11061	2.4	12	265/295	690/129	65～70	综采	全陷	17.4	10～40	
144		跃进 14100	2.9	4～6	145/155	1154/134		综采	全陷	7.6	29	
145		新安矿 12091	2.0	6～9	224/196	340/118	23～25	炮采	全陷	15	106.9	
146	盘江(二叠纪)	老矿丘田沟	2.5	10	160	660/105	110	走向长壁	全陷	3.5	124	
147	英岗岭(二叠纪)	东村矿	1.6	9	303/287	553/88	27	走向长壁	全陷	8		
148	龙口(第三纪)	1103—1	2.1	10～12	145/245	808.5/86		走向长壁	全陷			
149		1203—1	2.3	8～14	158/264	679/119.5		走向长壁	全陷	40		
150	肥城(石炭二叠纪)	陶阳 9801	1.4	6		360/40～116	48	走向长壁	全陷	39.7	47.6	
151		杨庄 8608	1.7	8		475/70～170	53	走向长壁	全陷	48.2	85	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩（m）	砂质页岩（m）	平均单向抗压强度（MPa）	厚度＞10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度（m）	β_0（°）	γ_0（°）	δ_0（°）	φ（°）	β（°）	γ（°）	δ（°）	λ（°）	β''（°）	γ''（°）	δ''（°）
143	义马（侏罗纪、石炭二叠纪）	耿村 11061			60			59	62	63		78						
144		跃进 14100			60			45	52	37.4		75.5	87	98.5				
145		新安矿 12091			45			56.5	61.5	60		75	70.5	77.5				
146	盘江（二叠纪）	老矿丘田沟		15				63.5	54	59.3		67.5	59.5	65.5				
147	英岗岭（二叠纪）	东村矿			35			68		60		70.3		73		80		
148	龙口（第二纪）	1103—1			20			53	67	62	45	63	87	81				
149		1203—1		2.1				62	76	71	45	67	90	83				
150	肥城（石炭二叠纪）	陶阳 9801	4.7	8.8	24.5				52	52		66.3	74	74				
151		杨庄 8608	5	9	45	—125	18 砂	52.7	56.9	58.2		66.3	70.8	71.6				

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
143	义马（侏罗纪、石炭二叠纪）	耿村 11061			63	86	0.655	0.282	1.990	15.9		86	
144		跃进 14100			83.7	82	0.43		2.522	−2	39		65
145		新安矿 12091	74.5	73.5	60	87.5	0.65		1.96	17	47.08	47	47
146	盘江（二叠纪）	老矿丘田沟				80							
147	英岗岭（二叠纪）	东村矿	54			89							
148	龙口（第三纪）	1103−1					0.93	0.3	1.7				
149		1203 -1					0.93	0.3	2.1				
150	肥城（石炭二叠纪）	陶阳 9801				84							
151		杨庄 8608	57.3	65	61.1	84							

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
143	义马（侏罗纪、石炭二叠纪）	耿村 11061	11.24	318	195	1989.6～1990.12	电算
144		跃进 14100	26.91	525	105	1989.12～1991.7	电算
145		新安矿 12091	1.67	670	159	1991.2～1993.1	电算
146	盘江（二叠纪）	老矿丘田沟	36.4				
147	英岗岭（二叠纪）	东村矿	5.19	540	210	1991.8～1994.2	手算
148	龙口（第三纪）	1103—1	14.1				
149		1203—1	89.2				
150	肥城（石炭二叠纪）	陶阳 9801					
151		杨庄 8608					

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚（m）	倾角（°）	采深上山/下山（m）	工作面尺寸走向/倾斜（m）	推进速度（m/月）	采煤方法	顶板管理方法	松散层（m）	砂岩（m）	页岩（m）
152	石嘴山	2266（底）	4.7	19	252/284	750/138	72	综放	全陷		145	54
153		2332（底）	5.88	22	140/184	440/135	72	综放	全陷		115	21
154	华亭（侏罗纪）	杨矿 2426	2.2	16	90/110	350/105	38	长壁	全陷	4--10	91.6	1.45
155	大雁（侏罗纪）	一矿	5.2	16	74/123	445/174	60	综放	全陷	25	40	
156		一矿	2.3	19	88/120	420/150	90～100	高普	全陷	27	40	
157	铜川（石炭二叠纪）	鸭口 905	1.94	9.5	173/189	300/102	21	长壁	全陷	110	61	
158	长广（二叠纪）		1.8	70～80	367/502			水平分层	全陷			
159	乐平（三叠纪）											

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩（m）	砂质页岩（m）	平均单向抗压强度（MPa）	厚度＞10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度（m）	β_0（°）	γ_0（°）	δ_0（°）	φ（°）	β（°）	γ（°）	δ（°）	λ（°）	β''（°）	γ''（°）	δ''（°）
152	石嘴山	2266（底）		144	33.3				71	71		58	75			61		
153		2332（底）		114	35.6			57		66		58	66	74				
154	华亭（侏罗纪）	杨矿 2426						54	65	70	45	63	69	74		68.3	77.5	
155	大雁	一矿						50	23			68	59	62				
156	（侏罗纪）	一矿						36	25			52	56	64				
157	铜川（石炭二叠纪）	鸭口 905			24.5				45.5	56.5			60.3	77.5			81	75
158	长广（二叠纪）							56		65.5		62		71.5	65.5			
159	乐平（三叠纪）																	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
152	石嘴山	2266（底）			81	73	0.86	0.14	3.0		24	25	20
153		2332（底）			65	69	0.60	0.25	2.2～3.3	26	9	52	34
154	华亭（侏罗纪）	杨矿 2426				81	0.678	0.278	2.2～2.6	5.4	8.8	6.0	6.0
155	大雁（侏罗纪）	一矿	48	58	48	81							
156		一矿	54	60	48	84							
157	铜川（石炭二叠纪）	鸭口 905				84	0.86	0.3	1.8	19	17.3	18.1	18.1
158	长广（二叠纪）							0.384	2.2			$0.1H_0$	
159	乐平（三叠纪）					$90-0.44\alpha$	0.7	0.31	2.0			$0.1H_0$	

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
152	石嘴山	2266（底）	53.5	200	127	1993.8～1994.11	电算（重采）
153		2332（底）	46.1	281	146	1995.11～1997.6	电算（初采）
154	华亭（侏罗纪）	杨矿 2426		395		1987.7～1988.12	电算
155	大雁（侏罗纪）	一矿					
156		一矿					
157	铜川（石炭二叠纪）	鸭口 905		425	176	1990.12～1992.2	
158	长广（二叠纪）						
159	乐平（三叠纪）						

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质			
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)	石灰岩(m)
160		高坑 701	1.7	18	220/240	256/110		水采	全陷	3			
161		王家源龙家冲	1.5	12	85/110	270/90	36	长壁	全陷	7	120		
162	萍乡	高坑 707	1.0	4.0	144/150	230/76		长壁	全陷				
163	(三叠	王家源变电所	2.0	20	141/154	200/50	36	长壁	全陷	10	120		
164	纪)	高坑 6219 补站	1.1	40	90/160	120/90	36	长壁	全陷	80			
165		高坑 6219(棚)	1.05	40	120/220	300/74		长壁	全陷	80			
166		高坑 6219(最终)	2.25	45	120/220	300/160	36	长壁	全陷	80			

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质		角量参数										
			砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	边界角				移动角				裂缝角		
					β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
160		高坑 701		41.6			63				74				
161		王家源龙家冲		50		46			62	65					
162	萍乡	高坑 707			34				43	75	75		60		
163	(三叠	王家源变电所					58				66				
164	纪)	高坑 6219 补站				47				75.50				53	
165		高坑 6219(棚)			40	53	48		41.70	76.30	79				75
166		高坑 6219(最终)							37	74	77		41.50		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
160		高坑 701					0.61						
161		王家源龙家冲			78		0.62						
162		高坑 707	73	72			0.47						
163	萍乡	王家源变电所					0.70	0.3					
164	（三叠	高坑 6219 补站					0.40						
165	纪）	高坑 6219(棚)				52.30	0.46						
166		高坑 6219(最终)				52	0.635（初次采） 0.698（重复采）						

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延缓时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
160		高坑 701		383	102	1957.5～1959.4	只设走向线
161		王家源龙家冲	10.2	500	102	1966.8～1967.12	只设倾向线
162	萍乡	高坑 707				1961.1～1962.3	只设倾向线
163	（三叠	王家源变电所	7.1	540	360	1964.8～1967.1	
164	纪）	高坑 6219 补站	11.3	169	48	1978.2～1978.8	只设倾向线，求砂砾层移动角
165		高坑 6219(棚)	3.4			1975.9～1978.4	大麻槽第一煤层
166		高坑 6219(最终)				1975.9～1981.9	大麻槽第二煤层

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
167		元宝山三井下三层走向Ⅰ线	1.88	7°	171/211	120/420	1.09	倾斜长壁	全陷	35.1		
168		走向Ⅰ线	1.88	7°	171/211	120/420	1.09	倾斜长壁	全陷	35.1		
169		倾斜线	1.88	7°	171/211	120/420	1.09	倾斜长壁	全陷	35.1		
170		五家二井四区走向线	2.70	14°	132/154	332/99	0.59	走向长壁	全陷	42.4		
171	平庄(侏罗纪)	倾斜Ⅰ线	2.70	14°	132/154	332/99	0.59	走向长壁	全陷	42.4		
172		倾斜Ⅱ线	2.70	14°	132/154	332/99	0.59	走向长壁	全陷	42.4		
173		红庙二井二区5—1层北一片走向线	1.90	17°	210/254	640/125	1.3	高档普采	全陷	7.0		
174		倾向Ⅰ线	1.90	17°	210/254	640/125	1.3	高档普采	全陷	7.0		
175		倾向Ⅱ线	1.90	17°	210/254	640/125	1.3	高档普采	全陷	7.0		
176		红高二井二区5—1层北二片走向线	3.00	20°	235/310	800/175	2.0	综采	全陷	7.0		
177		倾向Ⅰ线	3.00	20°	235/310	800/175	2.0	综采	全陷	7.0		
178		倾向Ⅱ线	3.00	20°	235/310	800/175	2.0	综采	全陷	7.0		

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质			角量参数						
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	边界角				移动角		
						β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)
167	平庄(侏罗纪)	元宝山三井十三层走向Ⅰ线			30			58	43.2			79
168		走向Ⅱ线			30			58	43.2			79
169		倾斜线			30	66	72.5		43.2	75	82	
170		五家二井四区走向线			30			65				83.3
171		倾斜Ⅰ线			30	57.8				67.8	54.8	
172		倾斜Ⅱ线			30	55.0	49.5			63.5	77.0	
173		红庙二井二区5—1层北一片走向线			30			62.5				82.5
174		倾向Ⅰ线			30	52				70		
175		倾向Ⅱ线			30	50				69		
176		红高二井二区5—1层北二片走向线			30			61				72
177		倾向Ⅰ线			30	50				58		
178		倾向Ⅱ线			30	52				63		

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	角量参数				概率积分法参数					
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)							
167		元宝山三井上三层走向Ⅰ线					0.6	0.3	2.3		−32	0.2
168		走向Ⅱ线					0.5	0.36	2.2		−32	11.6
169	平	倾斜线					0.57					
170	庄	五家二井四区走向线										
171	～	倾斜Ⅰ线				87.3						
172	侏	倾斜Ⅱ线				85.0						
173	罗	红庙二井二区5−1层北一片走向线			44		0.35	0.3			90	
174	纪	倾向Ⅰ线	60			88	0.35	0.48		−10		
175	～	倾向Ⅱ线		62.5		88.5	0.36	0.48		15		
176		红高二井二区5−1层北二片走向线			41.5		0.36	0.22			53	
177		倾向Ⅰ线	58			85.5	0.3	0.5		−11		
178		倾向Ⅱ线					0.35	0.49				

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
167		元宝山三井十三层走向Ⅰ线	7.36	483	365	86.6～88.3	电算
168		走向Ⅰ线	3.76	483	365	86.6～88.3	电算
169	平	倾斜线	15.4	483	365	86.6～88.3	电算
170	庄	五家二井四区走向线		645	545	85.11～88.3	
171	（	倾斜1线		645	545	85.11～88.3	
172	侏	倾斜Ⅱ线		645	545	85.11～88.3	
173	罗	红庙二井二区5-1层北一片走向线		590	144	91.5～93.1	
174	纪	倾向Ⅰ线		590	144	91.5～93.1	
175	）	倾向Ⅱ线		590	144	91.5～93.1	
176		红高二井二区5-1层北二片走向线		850	365	92.7～94.11	
177		倾向Ⅰ线		850	365	92.7～94.11	
178		倾向Ⅱ线		850	365	92.7～94.11	

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
179	淮北(石炭二叠纪)	袁庄 3111	2.0	16	315/338	645/56—100	30	炮采	全陷	20	51	106
180		杨庄 641	2.4	14	95/137	360/170	30	炮采	全陷	69		
181		朔里 N311	2.4	4	88/108	300/140	50	综采	全陷	60	20	3
182		百善 675	2.1	5	202/215	500/175	30	炮采	全陷	145	22	7.5
183		石台子 332	1.9	5	67/75	150/101	36	炮采	全陷	49	7	
184		张庄 3131	2.7	15	79/112	650/120	42	综采	全陷	48	4	
185		刘桥 421	1.7	30	176/226	400/102	24.6	炮采	全陷	120	56	6
186	潞安(二叠纪)	五阳 7305(顶)	3.0	8	198/227	770/180	76	综采	全陷	22		
187		五阳 7305(底)	3.8	8	198/227	740/166	97	综采	全陷	22		

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	石灰岩(m)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
179	淮北(石炭二叠纪)	袁庄 3111	130			5	70								46.5	76	78	60
180		杨庄 641	29									64	80	77	46.5	74	78	68
181		朔里 N311		40		3	20					68.6	66	83	46.5			
182		百善 675													46.5			
183		石台子 332										82.6	79	69	46.5	80	65	64
184		张庄 3131	32									70.9		86.6	46.5	69	72	
185		刘桥 421		40		6	56	45	52	48	44		67.1		46.5	66	69	78
186	潞安(二叠纪)	五阳 7305(顶)		5.2				64	68	67	45	68	84	80		73	80	81
187		五阳 7305(底)						59	82	62	45	70	86			73	86	87

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角							
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)	θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
179	淮北(石炭二叠纪)	袁庄 3111				94	0.8	0.31	1.8				
180		杨庄 641	55	62	53	87.8	1.18	0.36	1.6	−3.7	−18	−18.0	−5.0
181		朔里 N311	65	68	57	88	1.1		1.7	−12			
182		百善 675			58	90	1.29	0.24	2.17	−18	−14	14	18
183		石台子 332	61	58	55	86	1.2	0.32	1.5	−9	−8	−6	
184		张庄 3131			65	87.5	1.1	0.34	1.9		−13		
185		刘桥 421				81	0.96	0.4	1.45	−2.0	−21		
186	潞安(二叠纪)	五阳 7305(顶)				82	0.72	0.26	2.5	34	30		
187		五阳 7305(底)				82	1.00	0.33	3.2	25	22		

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	最大下沉速度(mm/d)	移动延续时间		观测起止时间(年、月)	备注
				总时间(d)	活跃期(d)		
179	淮北(石炭二叠纪)	袁庄 3111	5	433	320	1982.10～1986.7	1. 概率积分参数用北京开采所 PC－1500 程序计算； 2. 边界角用综合法求取，$\varphi_0=40.4°$ $\delta_0=\gamma_0=68.7°$， $\beta_0=68.7-0.64\alpha$。
180		杨庄 641	40	274	142	1978.8～1979.12	
181		朔里 N311		260	67	1982.7～1983.6	
182		百善 675	14	510	318	1982.8～1985.5	
183		石台子 332	45	132	74	1983.10～1984.12	
184		张庄 3131	100	200	126	1983.5～1984.9	
185		刘桥 421		400	176		
186	淮北(石炭二叠纪)		61		107	1987.2～1990.4	电算
187			111		87	1987.2～1990.4	电算

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
188	兖州(石炭二叠纪)	兴隆矿 5306	7.8	4	391/433	160/400	61	综放(走向)	全部陷落	183		
189		兴隆矿 4314	8.2	4.3	319/331	1580/160	60～134	综放(走向)	全部陷落	197		
190		杨村矿三采区16上	1.25	6	250/320	560/480	58	倾斜长壁炮采	全部陷落	196		
191		北宿矿六采区16上	0.92	6.5	260/350	440/1300	60	走向长壁双对拉炮采	全部陷落	55		
192		鲍店矿 1308	8.5	4	400/455	154/1270	110	综放(倾斜)	全部陷落	194		
193		南屯矿 33上 03－1	2.9	3.5	284	154/1723	150	综采(倾斜)	全部陷落	112		

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩（m）	砂质页岩（m）	平均单向抗压强度（MPa）	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度（m）	β_0（°）	γ_0（°）	δ_0（°）	φ（°）	β（°）	γ（°）	δ（°）	λ（°）	β''（°）	γ''（°）	δ''（°）
188	兖州（石炭二叠纪）	兴隆矿 5306			23.1			49.7				70.6				78		
189		兴隆矿 4314			13.0			51.7		59		69.2		72.1				76.4
190		杨村矿三采区 16上	5.4		7.0			50.6		58.2		65.4		71				
191		北宿矿六采区 16上	5		24.5			59		60								
192		鲍店矿 1308			22.0			65	70	68		73.5	72	65.5				
193		南屯矿 33上03—1			17.2					57				69.2				67

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角	q	b	$\mathrm{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)	θ (°)							
188	兖州（石炭二叠纪）	兴隆矿 5306				82.5	0.807	0.275	2.1				
189		兴隆矿 4314				85.1	0.843	0.23	2.34	$0.062H$	$0.062H$	$0.062H$	$0.062H$
190		杨村矿三采区 16上	54.6		46	85.8	1.0	0.4	1.8		$0.18H$	$0.03H$	
191		北宿矿六采区 16上	45		56	89	0.8	0.33	1.8		$0.08H$	$0.11H_0$	0
192		鲍店矿 1308	49.2	59.6		86	0.83	0.24	2.53	20	22	55	45
193		南屯矿 33上 03—1				89	0.78	0.28	1.65			27.5	27+7—

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
188	兖州（石炭二叠纪）	兴隆矿 5306	116				电算
189		兴隆矿 4314	218				电算
190		杨村矿三采区 16 上	20.2	344	299		电算
191		北宿矿六采区 16 上	7.2				电算
192		鲍店矿 1308	102	550	370		电算
193		南屯矿 33 上 03—1	29.7	295	95		电算

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质			
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)	石灰岩(m)
194	澄合矿区(石炭二叠纪)	CD1250	2.19	7	285/301	520/125	42	炮	全陷	106.3			
195		CR22508	1.93	8	206/201	575/105		炮	全陷	26.2			
196		CQ5316	2.10	6	139/165.8	256/236		炮	全陷	8—147			
197		CQ5208	2.15		240	573/282		高档	全陷	110.0			
198		CQ5118	2.10	2—10	230/256	465/100		高档	全陷	120.0			
199		CW11501	5.70	2	210/239	158/158		综采	全陷	175.5			

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质				角量参数										
			砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
					位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
194	澄合矿区(石炭二叠纪)	CD1250					60	64	64	42	72	70	77.5		73	74	82
195		CR22508					74	75			75.6	74			76	77	
196		CQ5316					69.5					74	77.5			78	80
197		CQ5208						66					72				74
198		CQ5118					54		61		72		71		78		77
199		CW11501					59.9				63.0				69.1		

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角							
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)	θ (°)	q	b	tgβ	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
194	澄合矿区(石炭二叠纪)	CD1250			56	86	0.75	0.35	2.10	40	40	5	7
195		CR22508				88	0.73	0.36	2.50	24	24	36	26
196		CQ5316			69		0.60	0.26	2.10	−4	−4	−4	−4
197		CQ5208											
198		CQ5118				87	0.70	0.36	3.00	5	5	5	5
199		CW11501	70.0				0.90	0.27	2.00	24	24	24	24

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度 (mm/d)	移动延续时间 总时间 (d)	移动延续时间 活跃期 (d)	观测起止日期 （年、月）	备注
194	潞安矿区（石炭二叠纪）	CD1250		360	270	1987.4～1989.4	
195		CR22508				1985.11～1987.9	
196		CQ5316				1985.7～1988.1	
197		CQ5208				1982.9～1984.10	
198		CQ5118				1991.3～1993.12	
199		CW11501				1992.4～1994.7	

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	采矿要素							上覆岩层厚度及性质		
			采厚(m)	倾角(°)	采深上山/下山(m)	工作面尺寸走向/倾斜(m)	推进速度(m/月)	采煤方法	顶板管理方法	松散层(m)	砂岩(m)	页岩(m)
200	西山(石炭三叠纪)	西曲矿 12208	3.2	4	65/150	920/125	60	走向长壁	全陷	0	106	3
201		西曲矿 12209	3.25	3	65/90	1005/150	114	走向长壁	全陷	4	7	0
202		西曲矿 22101	3.18	2.5	220/255	440/120	78	走向长壁	全陷	80	82	2
203		西曲矿 22108	3.00	5	224/228	770/138	60	走向长壁	全陷	61	138	15
204		官地矿 42203	3.10	3	195/280	745/130	45	走向长壁	全陷	0	12	40
205		镇城底矿 12101	3.00	2	104/154	815/110	90	走向长壁	全陷	6	90	3
206		镇城底矿 12105	2.15	2	125/162	448/90	45	走向长壁	全陷	10	90	3
207		西铭矿 32814	2.00	6	214/238	870/126	30	走向长壁	全陷	0	177	110
208		西铭矿 32903	2.00	3	164/290	790/140	36	走向长壁	全陷	3	95	42

续表

序号	矿区(地层时代)	观测站	上覆岩层厚度及性质					角量参数										
			石灰岩(m)	砂质页岩(m)	平均单向抗压强度(MPa)	厚度>10m的砂岩、石灰岩		边界角				移动角				裂缝角		
						位置	厚度(m)	β_0(°)	γ_0(°)	δ_0(°)	φ(°)	β(°)	γ(°)	δ(°)	λ(°)	β''(°)	γ''(°)	δ''(°)
200	西山(石炭二叠纪)	西曲矿 12208		31		0	20	60	58			65	76			85		
						35	24											
						62	12											
						102	26											
201		西曲矿 12209		25				71		67		71		74		80		80
202		西曲矿 22101		9		91	20	67		58		74	72			79	79	79
						126	21											
						148	11											
203		西曲矿 22108		17		86	18		70				75					
						154	25											
						194	33											
204		官地矿 42203		49		31	30	57	72			71						
						87	17											
						116	14											
205		镇城底矿 12101		109		53	13			70				70				76
						87	16											
206		镇城底矿 12105		109					65				73					
207		西铭矿 32814		71		0	17		79				79					
						164	25											
						235	14											
208		西铭矿 32903		54		86	10		60				71					
						102	12											
						167	15											

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	角量参数				概率积分法参数						
			充分采动角			最大下沉角 θ (°)	q	b	$\operatorname{tg}\beta$	S_1 (m)	S_2 (m)	S_3 (m)	S_4 (m)
			ψ_1 (°)	ψ_2 (°)	ψ_3 (°)								
200	西山（石炭二叠纪）	西曲矿 12208	52			76	0.78	0.26	2.20	−20	−17	−10	−23
201		西曲矿 12209	52		54	86	0.78	0.26	2.0	−20	−10	−10	−23
202		西曲矿 22101					0.79	0.33	2.40	−8	−22	−25	−22
203		西曲矿 22108	57			87	0.80	0.33	2.20	−24	−30	−24	−23
204		官地矿 42203		58		86	0.80	0.30	2.20	−22	−22	−22	−20
205		镇城底矿 12101			61		0.85	0.28	2.00	−20	−20	−20	−15
206		镇城底矿 12105					0.80	0.33	2.20	0	−20	−16	−22
207		西铭矿 32814					0.50	0.25	2.50	−27	−24	50	−10
208		西铭矿 32903				87	0.80	0.30	2.20	−14	−14	−14	−17

续表

序号	矿区（地层时代）	观测站	最大下沉速度（mm/d）	移动延续时间		观测起止时间（年、月）	备注
				总时间（d）	活跃期（d）		
200	西山（石炭二叠纪）	西曲矿 12208				1988.6～1992.4	
201		西曲矿 12209	193.1	140	68	1989.5～1990.7	
202		西曲矿 22101	190.0	151	41	1990.5～1991.4	电算
203		西曲矿 22108	52.0	284	150	1991.8～1993.7	
204		官地矿 42203	33.0	370	180	1989.4～1990.7	
205		镇城底矿 12101	13.7	220	155	1989.7～1990.9	
206		镇城底矿 12105	52.0	248	90	1990.5～1991.2	
207		西铭矿 32814	24.0	310	120	1989.8～1991.11	
208		西铭矿 32903	4.0	398	130	1992.7～1993.8	

附表 5－2　部分矿区地表移动实测参数(据全矿区实测资料综合分析)

矿区	地质、开采技术条件	松散层移动角	边　界　角
峰峰	石炭二叠系，主要为砂岩、页岩、砂质页岩、薄层灰岩互层。松散层厚 0～30m，为砂质粘土。上四层煤总厚 8～9m，倾角 8°～30°，采深 90～460m，走向长壁全部陷落法开采	$\varphi=56°$	$\delta_0=58°$ $\beta_0=58°-0.3\alpha$ $\gamma_0=58°$
抚顺	新生代第三系，为油母页岩、泥岩、页岩。主采煤层平均厚 50m，倾角 20°～50°，采深 350～550m。采区走向长 320m，倾斜长 60～100m，用倾斜分层上行 V 型长壁水砂充填法开采。充填材料为废油母页岩	$\varphi=45°$	$\delta_0=54°$ $\beta_0=53°-0.27\alpha(14°\leqslant\alpha\leqslant47°)$ $\gamma_0=56°$
阜新	晚侏罗系，以页岩、砂质页岩、砂岩为主，坚固性系数 $f=1$～5。可采煤层总厚 22m，倾角 10°～31°，采深 50～350m，用走向长壁全部陷落法、刀柱法、水砂充填法和条带法开采	$\varphi=40°$(砂质粘土、含水较丰富) $\varphi=50°$(砂质粘土、含水一般)	$\delta_0=64°(69\leqslant H\leqslant475m)$ $\beta_0=61°(\alpha<10°)$ $\beta_0=65°-0.7\alpha(\alpha>10°)$ $\gamma_0=63°(10°<\alpha<31°)$

续表

矿区	移动角	裂缝角	最大下沉角	开采影响传播角	充分采动角
蜂峰	$\delta=74°$ $\gamma=63°+\alpha$ $\beta=70°-0.6\alpha$		$\theta=90°-0.6\alpha$	$\theta=90°-0.8\alpha$ $(50<H_0<300m)$ $\theta=90°-0.97\alpha$ $(300<H_0<550m)$	$\psi_3=58°$ $\psi_1=64°\sim0.55\alpha$ $\psi_2=55°+0.4\alpha$
抚顺	$\delta=70°\gamma_0=64°$ $\beta=70°-0.6\alpha$(西部) $\beta=77°-0.6\alpha$(东部) $\delta=65°$(重采) $r=63°+0.1\alpha$ $(20°\leqslant\alpha\leqslant40°)$	$\delta'=78°$ $\beta'=72°-0.44\alpha$ $(14°\leqslant\alpha\leqslant47°)$	$\theta=90°-0.8\alpha$(西部) $(15°\leqslant\alpha\leqslant32°)$ $\theta=97°-0.8\alpha$(东部) $(24°\leqslant\alpha\leqslant47°)$		$\psi_3=63°$ $\psi_1=57°$ $\psi_2=80°$
阜新	$\delta=72°$ $(56<H\leqslant119m)$ $\beta=73°(\alpha<9°)$ $\beta=79.6°-0.7\alpha$ $(10°\leqslant\alpha\leqslant31°)$ $\gamma=76°(\alpha\leqslant10°)$	$\beta'=91.4°-0.9\alpha$	$\theta=90°-0.9\alpha$	$\theta=90°-0.83\alpha$	$\psi_3=55°$ $\psi_1=49°+1.1\alpha$ $\psi_2=60°-1.1\alpha$

续表

矿区	下沉系数(初采、重采)	水平移动系数	主要影响角正切	拐点偏距
蜂峰	$q=0.78$(初采) $q=0.88$(厚煤层分层重复采动) $q=0.94$(近距煤层重复采动)	$b=0.25$		
抚顺		$b=0.314$		
阜新	走向长壁全陷法: ($50<H_0<350$m) $q=0.8$($H_0<50$m) $q=0.66$ 刀柱采煤法 $q=0.38$ 水砂充填法 $q=0.18$ 冒落条带法 $q=0.12$ 重复开采(活化系数): $56\leqslant H_0\leqslant 241$ $q_1=0.22$(一次重采) $q_2=0.09$(二次重采) $q_3=0.03$(三次重采) $360\leqslant H_0\leqslant 550$ $q_1=0.19$(一次重采) $q_2=0.06$(二次重采) $q_3=0.06$(三次重采)	$b=0.25$ ($H\leqslant 100$) $b=0.18$ ($H>100$)	$\mathrm{tg}\beta=1.2$ ($H\leqslant 50$m) $\mathrm{tg}\beta=1.7$ ($50<H\leqslant 100$m) $\mathrm{tg}\beta=2.6$ ($100<H\leqslant 300$m) $\mathrm{tg}\beta-2.74\sim 3.6$(360$<H<$550m) $\mathrm{tg}\beta=2.48+0.325n$ (重采,n 重采次数)	$S=0.14H$ ($H\leqslant 50$m) $S=0.3H$ ($50<H\leqslant 300$m)

续表

矿区	地质、开采技术条件	松散层移动角	边界角
淮南	二叠系，以页岩、砂岩、砂质页岩为主，第四系厚 18～128m，中部、东部以粘土、亚粘土为主，西部以砂质粘土、砂、泥灰岩为主。倾斜、缓倾斜煤层用倾斜分层人工假顶全部陷落法和单一长壁全部陷落法开采；急倾斜煤层用平板型掩护支架、伪倾斜柔性掩护支架、水平分层、倒台阶采煤法、全部陷落法管理顶板	$\varphi=41°$	$\delta_0=49°$ $\beta_0=49°-15°\sin\alpha$ $\gamma_0=54°$ $\lambda_0=40°$
鸡西	侏罗系，主要为砂岩、砂质页岩、页岩，坚固性系数 $f=3\sim10$。第四系厚 2～10m，煤层厚度 0.7～2.4m，倾角 3°～24°，采深 23～456m，用走向长壁全部陷落法开采，少部分用长壁带状充填法开采		$\delta_0=63°$ $\beta_0=59°$ $\gamma_0=60.5°$

续表

矿区	移动角	裂缝角	最大下沉角	开采影响传播角	充分采动角
淮南	$\delta=66°$ $\gamma=70°(\alpha<55°)$ $\beta=66°-22°\sin\alpha$ $(0<\alpha<90°)$ $\lambda=55°-e^{0.16\alpha-12}$ $(55°<\alpha<90°)$		$\theta=90°-0.6\alpha$ $(\alpha\leqslant55°)$ $\theta=1.42\alpha-18°$ $(55°\leqslant\alpha\leqslant76°)$ $\theta=\operatorname{arctg}\frac{2H_0}{D_{TS}}$ $(\alpha>76°)$		
鸡西	$\delta=73.5°$ $\beta=67°$ $\gamma=70.8°$	$\gamma''=83°$ $\beta''=80°$	$\theta=90°-0.64\alpha$ （初次采动） $\theta=98°-0.75\alpha$ （重复采动）		

续表

矿区	下沉系数(初采、重采)	水平移动系数	主要影响角正切	拐点偏距
淮南	$q=0.6+0.12\ln n$ (不包括急倾斜煤层) n—回采分层数	$b=0.25+0.0043\alpha$ ($15°<\alpha<50°$)	$\mathrm{tg}\beta=1.97-1.72\frac{\alpha}{H_0}$ (不包括急倾斜煤层)	$S=0.1H$ (不包括急倾斜煤层)
鸡西	全陷初采 $q=1.21-0.09\ln H$ ($32\leqslant H\leqslant 365$) 全陷重采 $q=0.75-0.80$	$b=0.25\sim 0.30$ ($200\leqslant H\leqslant 400$) $b=0.20\sim 0.25$ ($80\leqslant H\leqslant 200$) $b=0.15\sim 0.20$ ($40\leqslant H\leqslant 80$)	$\mathrm{tg}\beta=0.518+0.268\ln H$ ($35\leqslant H\leqslant 365$m)	$S_1=(0.2\sim 0.35)H_1$ $S_2=(0.12\sim 0.28)H_2$ $S_3=0.20H_0$ $S_4=(0.22\sim 0.35)H_0$

续表

矿区	地质、开采技术条件	松散层移动角	边界角
阳泉	石炭二叠系，主要为砂岩、砂质页岩，综合平均坚固性系数 $f=7.6$。可采煤层总厚约 10m，倾角 3°～6°，局部 10°～15°。主要地貌为山地，山势陡峭，覆盖层很薄。采深 50～450m，用走向长壁全部陷落法开采	$\varphi=55°$（黄土层） $\varphi=45°$（风化坡积物） $\varphi=35°$（含水坡积物）	$\delta_0=\beta_0=\gamma_0=65°$（按下沉 10mm 确定） $\delta_0=\beta_0=\gamma_0=50°$（按水平移动 10mm 确定）
枣庄	二叠系，以页岩、砂质页岩、薄层灰岩为主。可采 6 层，总厚 10～11m，倾角 0°～30°，大部分地区为 8°～15°，采深 36～300m。用走向长壁全部陷落法开采	$\varphi=45°$	$\delta_0=\gamma_0=63°$ $\beta_0=70°-0.7\alpha$
平顶山	石炭二叠系，为钙质页岩、页岩、砂质页岩及砂岩互层。第四系厚 10～260m，为残积、坡积、洪积物。可采 10 层，总厚约 15m，倾角 5°～50°，一般 8°～12°，采深 67～650m。用走向长壁全部陷落法开采	$\varphi=45°$ （$h:H_0\geqslant 50\%$） $\varphi=50°$ （$h:H_0<50\%$）	$\delta_0=54°$ $\beta_0=59-0.5\alpha$ $\gamma_0=60°$

续表

矿区	移动角	裂缝角	最大下沉角	开采影响传播角	充分采动角
阳泉	$\delta=\beta=\gamma=72°$ (煤层及地表倾角小于 5°) $\delta=\gamma=72°$ $\beta=72°-0.5\alpha$ (煤层倾角大于 5°)	$\delta''=\beta''=\gamma''=78°$	$\theta=90°-0.6\alpha$		$\psi_1=\psi_2=\psi_3=55°$ ($\alpha<5°$) $\psi_1=58°$ $\psi_2=53°$ $\psi_3=55°$ ($\alpha>5°$)
枣庄	$\delta=\gamma=76°$ $\beta=87°-\alpha$		$\theta=90°-0.6\alpha$		$\psi_1=59.9°-0.5\alpha$ $\psi_2=56.3°+0.43\alpha$
平顶山	$\delta=68°$ $\gamma=70°$ $\beta=70°-0.65\alpha$		1. 基岩 $\theta_{岩}=90°-0.75\alpha$ 2. 综合 $\theta=\operatorname{arctg}\left(\frac{H_0}{H_{岩}}\operatorname{tg}\theta_{岩}\right)$ $H_{岩}$—基岩厚，m	$\theta=\operatorname{arctg}\left(\frac{H_0}{H_{岩}}\operatorname{tg}\theta_{岩}\right)$	$\psi_1=60.5°-0.87\alpha$ $\psi_2=57.5°+0.34\alpha$

续表

矿区	下沉系数(初采、重采)	水平移动系数	主要影响角正切	拐点偏距
阳泉	$q=0.83$(反坡、山地) $q=0.70$(正坡、平地) $q_1=1.1q$(一次重采) $q_2=1.15q$(二次重采)	$b=0.22$	$\mathrm{tg}\beta=2.1$(初采) $\mathrm{tg}\beta=2.5$(重采)	$S=(0.2\pm0.02)H$ $(50\leqslant H<100\mathrm{m})$ $S=(0.12\pm0.03)H$ $(100\leqslant H\leqslant 300\mathrm{m})$
枣庄	$q=0.75$	$b=0.21$		
平顶山	$q=1.06e^{-\frac{0.479H_0}{D_1}}$ D_1—工作面斜长,m			

续表

矿区	地质、开采技术条件	松散层移动角	边界角
本溪	石炭二叠系和侏罗系，以砂岩、页岩、砂页岩为主，坚固性系数 $f=3\sim6$，采深 48～668m，倾角 5°～29°，用走向长壁全陷法开采		$\delta_0=69.5°$ $\beta_0=62.2°$ 初采
双鸭山	含煤地层为中生界侏罗系的城子河组及穆棱组。其上为白垩系、第三系玄武岩（局部）及第四系冲积层。煤层直接顶和老顶由粉砂岩、细砂岩、中砂岩组成，属中硬岩层、煤层倾角为 5～20°，采厚 1～2.1m，采深 45～250m 冒落法管理顶板，少数采用带状充填法		$\delta_0=61°$ （$H<100$m） $\delta_0=67°$ （$H>100$m） $\beta_0=65°-0.76\alpha$ $\gamma_0=65°$
淮北（包括部分皖北矿区）	冲积层为第四纪，第三纪，厚 30～300m，煤系地层为石炭二叠纪，以砂岩、泥岩为主，硬度为中等，可采煤层 1～5 层，煤厚 1～14m，单层厚大多在 2～4m，采深 60～700m，以炮采为主，少数为综采	$\varphi=40°$ （$h<100$m） $\varphi=42°$ （$h>100$m，$m\geqslant2.5$m） $\varphi=45°$ （$h>100$m，$m<2.5$m）	$\delta_0=\gamma_0=69°$ $\beta_0=69°-0.7\alpha$ $\gamma_0=40°$

续表

矿区	移动角	裂缝角	最大下沉角	开采影响传播角	充分采动角
本溪	$\beta=73°$(初采)			$\theta=11.2°-1.95\alpha$	
双鸭山	$\delta=\gamma=70°$ $\beta=70°-0.25\alpha$ $\gamma=70°$	$\gamma''=83°$ $\beta''=89°-0.14\frac{H}{m}$	$\theta=90°-0.64\alpha$	$\theta=90°-0.64\alpha$	$\psi_3=42°$ $\psi_2=55°$ $\psi_1=53°$
淮北	$\delta=73.0°$ $\gamma=73.3°$ $\beta=73°-0.57\alpha$	$\gamma''=67°$ $\delta''=\gamma''=78°$ $\beta''=78°-0.4\alpha$		$\theta_{岩}=94.09-0.89\alpha$ 重采与初采相同	$\psi_1=\psi_2=\psi_3=60°$

续表

矿区	下沉系数	水平移动系数	主要影响角正切	拐点偏距
本溪	$q=1.2-0.011Q$ （Q—上覆岩层砂岩所占百分数） $q_1=0.05$（一次重采）	$b=-2.043+0.57\ln Q$ （Q 为砂岩所占百分数）	$\mathrm{tg}\beta=2.0$（初采） $\mathrm{tg}\beta=2.6$（重采）	$S=0.103H$ （初采） $S=0.122H$ （重采，边界未对齐）
双鸭山	$q=0.66$（中硬） $q=0.50$ （有玄武岩时） $q=0.72$（中硬偏软）	$b=0.02\alpha+0.04$ （$\alpha=6\sim15°$） （安邦河区，扁食河区） $b=0.39$（七星河区，厚冲积层时）	$\mathrm{tg}\beta=1.56+0.005H$（中硬） $\mathrm{tg}\beta=0.93+0.005H$ （中硬偏软）	$S_3=S_4=-0.19H_0$ $S_1=-0.13H_0$ $S_2=-0.17H_0$
淮北	$q=0.5905+0.117\frac{D_0}{H_0}+0.5198\frac{h}{H_0}-0.0001H_{基}\pm0.104$ $q_1=0.18$（一次重采）	$b=0.2801+0.0037\alpha$ 或 $b=0.225+0.2116\frac{h}{H_0}$ $b_{重}=b_{初}$	$\mathrm{tg}\beta=1.593+0.1754\frac{h}{H}+0.0004H-0.0088\alpha\pm0.28$ 重采 $\mathrm{tg}\beta$ 较初采增加 0.25	$S_2=(-0.1949-0.2341\lg\frac{D_0}{H_0}+0.11\frac{h}{H_2})H_2$ $S_1=(-0.1531-0.088\lg\frac{D_0}{H_0}+0.1355\frac{h}{H_1})H_1$

续表

矿区	地质、开采技术条件	松散层移动角	边 界 角
大雁	煤系地层属侏罗系上统，上覆第四系松散沉积物，厚度为10～30m，煤层倾角13～25°，采深50～200m，岩性为软岩，开采方法走向长壁全部垮落法	$\varphi=38°$	$\beta_0=43°$ $\gamma_0=24°$
铜川	煤系地层为石炭二叠系，上覆岩层主要为砂岩，泥岩、砂质泥岩、松散层为第四纪黄土，厚度为0～200m，采厚1.3～5.0m，倾角6～10°，采深150～500m，全向长壁全部垮落法开采	$\varphi=64°$	$\delta_0=69°$ $\gamma_0=80°$
乌鲁木齐	侏罗系，主要为砂岩、砂质页岩、泥岩。第四系厚20～30m，可采煤层33层，总厚130～170m，倾角为60°～88°，采深70～200m，仓储式采煤法		
开滦	煤系地层为石炭二叠系，上覆岩层主要为砂岩、砂质页岩、页岩及泥岩。第四系松散层厚15～250m不等，部分含水丰富。可采煤层5～7层，有薄、中厚及厚煤层，煤层倾角10°～20°，局部为急倾斜及倒转	黄土，粘土为主 $\varphi=45°$ 以含水砂层为主 $\varphi=35°$ 以流砂层为主 $\varphi=30°$	$\gamma_0=46°+0.5\ (H-50)$ $(30°\leqslant\gamma_0\leqslant55°)$ $\beta_0=40°-0.6\ (\alpha-40°)$ $(28°\leqslant\beta_0\leqslant55°)$ $\delta_0=55°$

续表

矿区	移动角	裂缝角	最大下沉角	开采影响传播角	充分采动角
大雁	$\delta=63°$ $\gamma=58°$ $\beta=60°$		$\theta=82°$	$\theta_0=83°$	$\phi_1=51°$ $\phi_2=59°$ $\phi_3=48°$
铜川	$\delta=80°$ $\gamma=84°$		$\theta=90°-0.6\alpha$		
乌鲁木齐	顶板 35° 底板 65° 走向 70°				
开滦	$\gamma=55°+0.5(H-50)$ $(35°\leqslant\gamma\leqslant72°)$ $\beta=72°-0.67\alpha$ $(30°\leqslant\beta\leqslant72°)$ $\delta=70°$	$\beta'=74°-0.59\alpha$ $(33°\leqslant\alpha\leqslant74°)$	$\theta=90°-0.6\alpha$ $(\alpha\leqslant55°)$ $\theta=57°-0.8$ $(\alpha-55°)$ $(\alpha>55°)$		

续表

矿区	下沉系数（初采、重采）	水平移动系数	主要影响角正切	拐点偏距
大雁				
铜川	$q=\frac{H_{土}+0.765H_{岩}}{H_0}$			
乌鲁木齐				
开滦	缓倾斜　$q=0.74$ 急倾斜　$q=0.11$	缓倾斜　$b=0.34$ 急倾斜　$b=0.96$	上山，$tg\beta=1.8\sim2.0$ 下山，$tg\beta=1.4\sim1.6$	

续表

矿区	地质、开采技术条件	松散层移动角	边 界 角
萍乡、高安	上三叠安源煤系，主要为砂岩、粉砂岩。东部上覆第三系红色砂砾层，底部为茅口灰岩含水层。可采煤层五层，总厚度 10m 左右	$\varphi=55°$ $\varphi_0=55°$	$\gamma_0=46°$ $\beta_0=60°-0.6\alpha$ $\delta_0=60°$
英岗岭	二叠纪乐平煤系，主要为砂岩、泥岩互层。松散层 0～8m，为第四纪红土，开采煤层 6 号煤，平均厚度 1.6m，倾角 9°，采深 287～303m		$\beta_0=68°$ $\delta_0=60°$
盘江	三叠系，主要为砂岩、泥岩。煤层倾角 10°。主要地貌为山地。采深 129～290m，用走向长壁全部垮落法开采，煤层厚度 2～6m，倾角 2°～10°		$\gamma_0=54°$ $\beta_0=63.5°$ $\delta_0=59.5°$

续表

矿区	移动角	裂缝角	最大下沉角	开采影响传播角	充分采动角
萍乡、高安	$\delta=\gamma=74°$ $\beta=74°-0.8\alpha$ $(20°\leq\alpha<40°)$ $\beta=74°-\alpha$ $(\alpha<20°)$	$\delta''=75°$ $\beta''=42°$ $\gamma''=53°$	$\theta=90°-0.95\alpha$		
英岗岭	$\beta=70°20'$ $\delta=73°$	$\beta''=80°$	$\theta=89°$		
盘江	$\delta=65.5°$ $\beta=67.5°$ $\gamma=59.5°$		$\theta=80°$		

续表

矿区	下沉系数（初采、重采）	水平移动系数	主要影响角正切	拐点偏距
萍乡、高安	$q=0.64$ $q=0.48$（上覆岩层有第三系红色砂砾层 80m） $q_1=1.1$	$b=0.3$		
英岗岭	$q=0.633$	$b=0.254$		
盘江				

续表

矿区	地质、开采技术条件	松散层移动角	边界角
澄合	石炭二叠纪煤田，松散层为黄土，基岩为砂岩、粉砂岩、砂质泥岩和泥岩互层缓斜煤层，走向长壁全部垮落法开采 煤层厚度 2.6m，倾角 2°～10°	$\varphi=43°$	$\gamma_0=76.590°-25.644°V$ $\beta_0=70.444°-30.39°V$ $\delta_0=72.59°-27.513°V$ 式中 $V=h/H_0$（下同）
西山	石炭二叠系，主要为砂岩、砂质泥岩，主要可采煤层 6 层，总厚度约 16～18m，倾角一般 3°～8°，局部为 10°～20°。主要地貌为山地，山势陡峭，地形起伏剧烈，盖山厚度变化较大，采深一般小于 400m，大多为 100～300m。用走向长壁全部陷落法开采	$h=10m,\varphi=45°$ $h=10\sim20m,\varphi=50°$ $h=20\sim40m,\varphi=55°$ $h=40\sim60m,\varphi=60°$ $h\geqslant60m,\varphi=65°$ 如松散层含水量较大，上述 φ 值应减少 5°	$\alpha\leqslant5°,H\leqslant100m$ 时， $\beta_0=\gamma_0=\delta_0=55°$ $\alpha\leqslant5°$ $100m<H<300m$ 时， $\beta_0=\gamma_0=\delta_0=60°$ $\alpha\leqslant5°,H\geqslant300m$ 时， $\beta_0=\gamma_0=\delta_0=65°$ $\alpha>5°,\gamma_0=\delta_0$ $\beta_0=\delta_0-0.5\alpha$

续表

矿区	移动角	裂缝角	最大下沉角	开采影响传播角	充分采动角
潞合	$\delta=78.164°-16.571°V$ $\beta=75.869°-14.451°V$ $\gamma=76.003°-15.553°V$	$\delta''=85.322°-21.14V$ $\beta''=76.280°-10.563V$ $\gamma''=79.151°-13.34V$	$\theta=87°$	$\beta=90°-K\alpha$	
西山	$\alpha\leqslant5°$，$H\leqslant100m$ 时， $\beta=\gamma=\delta=68°$ $\alpha\leqslant5°$， $100m<H<300m$ 时， $\beta=\gamma=\delta=72°$ $\alpha\leqslant5°$，$H\geqslant300m$ 时， $\beta=\gamma=\delta=76°$ $\alpha>5°$，$\gamma=\delta$ $\beta=\delta-0.6\alpha$	$\alpha\leqslant5°$，$H\leqslant100m$ 时， $\beta''=\gamma''=\delta''=70°$ $\alpha\leqslant5°$， $100m<H<300m$ 时， $\beta''=\gamma''=\delta''=75°$ $\alpha\leqslant5°$，$H\geqslant300m$ 时， $\beta''=\gamma''=\delta''=80°$ $\alpha>5°$，$\gamma''=\delta''$ $\beta''=\delta''-0.6\alpha$	$\alpha\leqslant3°$ $\theta=90°-0.8\alpha$ $\alpha>3°$ $\theta=90°-0.6\alpha$	本矿区煤层倾角较小，开采影响传播角与最大下沉角可取相同的值	走向充分采动角 $\psi_3=58°\pm3°$， 下山充分采动角 $\psi_1=\psi_3-0.5\alpha$ 上山充分采动角 $\psi_2=\psi_3+0.5\alpha$ 开采深厚比 $H/M<30$，覆岩性质较软的用上限值；深厚比 $H/M>30$，覆岩性质较硬的用下限值

续表

矿区	下沉系数(初采、重采)	水平移动系数	主要影响角正切	拐点偏距
整合			$\mathrm{tg}\beta=0.209$	$S=(0.01\sim0.14)H$。
西山	在充分采动条件下，下沉系数为 $q=0.8\pm0.1$，式中上限用于重复开采或工作面宽深比 $L/H>1.0$，下限用于工作面宽深比 $L/H<0.3$ 的极不充分开采条件	在充分开采条件下地表水平移动系数：①开采深厚比 $H/M<30$，或采深 $H<50$m 且地表为马兰黄土新地或厚度较大的风化松散层时，$b=0.4$；②初次开采深厚比 $H/M>100$；且地表为基岩，或风化层厚度小于 2m，或地表为有植被的砂质粘土层，$b=0.25$；③一般条件下，$b=0.33$	在充分开采条件下，$\mathrm{tg}\beta=2.0\pm0.2$，上限用于开采深厚比 $H/M<30$，或采深 $H<50$m 且地表松散层较厚的条件，下限用于 $H/M>100$ 或地表松散层较薄的条件	在充分开采条件下，拐点偏距 $S_i=(0.1\pm0.05)H$，式中上限用于深厚比 $H/M<30$，且顶板岩性较硬的条件。下限用于深厚比 $H/M>50$，且顶板岩性较软的条件，一般情况下取 $S_i=0.1H_i$，i 取值为 1～4，H_1、H_2、H_3、H_4 表示下山、上山走向左和走向右工作面边界的开采深度

附表 5－3　按覆岩性质区分的地表

覆岩类型	覆岩性质		下沉系数 q	水平移动系数 b	移动角（°）		
	主要岩性	单向抗压强度 MPa			δ	γ	β
坚硬	大部分以中生代地层硬砂岩、硬石灰岩为主，其它为砂质页岩、页岩、辉绿岩	>60	0.27～0.54	0.2～0.3	75°～80°	75°～80°	δ－（0.7～0.8）α
中硬	大部分以中生代地层中硬砂岩、石灰岩、砂质页岩为主。其它为软砾岩、致密泥灰岩、铁矿石	30～60	0.55～0.84	0.2～0.3	70°～75°	70°～75°	δ－（0.6～0.7）α
软弱	大部分为新生代地层砂质页岩、页岩、泥灰岩及粘土、砂质粘土等松散层	<30	0.85～1.0	0.2～0.3	60°～70°	60°～70°	δ－（0.3～0.5）α

移动一般参数综合表（$\alpha<50°$）

边界角（°）			主要影响角正切 $tg\beta$	拐点偏移距 $\frac{S}{H_0}$	开采影响传播角 θ_0（°）
δ_0	γ_0	β_0			
60°～65°	60°～65°	$\delta_0-(0.7\sim0.8)\alpha$	1.2～1.91	0.31～0.43	$90°-(0.7\sim0.8)\alpha$
55°～60°	55°～60°	$\delta_0-(0.6\sim0.7)\alpha$	1.92～2.40	0.08～0.30	$90°-(0.6\sim0.7)\alpha$
50°～55°	50°～55°	$\delta_0-(0.3\sim0.5)\alpha$	2.41～3.54	0～0.07	$90°-(0.5\sim0.6)\alpha$

附表 5—4　松散层移动角 φ 值

松散层厚度 h (m)	干燥、不含水	含水较强	含流砂层
<40	50	45	30
40～60	55	50	35
>60	60	55	40

附表 5—5　按覆岩性质区分的重复采动下沉活化系数

岩性	一次重采	二次重采	三次重采	四次及四次以上重采
坚硬	0.15	0.20	0.10	0
中硬	0.20	0.10	0.05	0

附录六　近水体采煤的安全煤岩柱设计方法

一、水体下采煤的安全煤岩柱设计方法

（一）安全煤岩柱的设计与留设

（1）防水安全煤岩柱。留设防水安全煤岩柱的目的是，不允许导水裂缝带波及水体。其垂高（H_{sh}）应大于或等于导水裂缝带的最大高度（H_{li}）加上保护层厚度（H_b）（附图 6—1*a*，附图 6—1*b*），即：

$$H_{sh} \geqslant H_{li} + H_b$$

如果煤系地层无松散层覆盖和采深较小，则应考虑地表裂缝深度（H_{bili}），见附图 6—2，此时

$$H_{sh} \geqslant H_{li} + H_b + H_{bili}$$

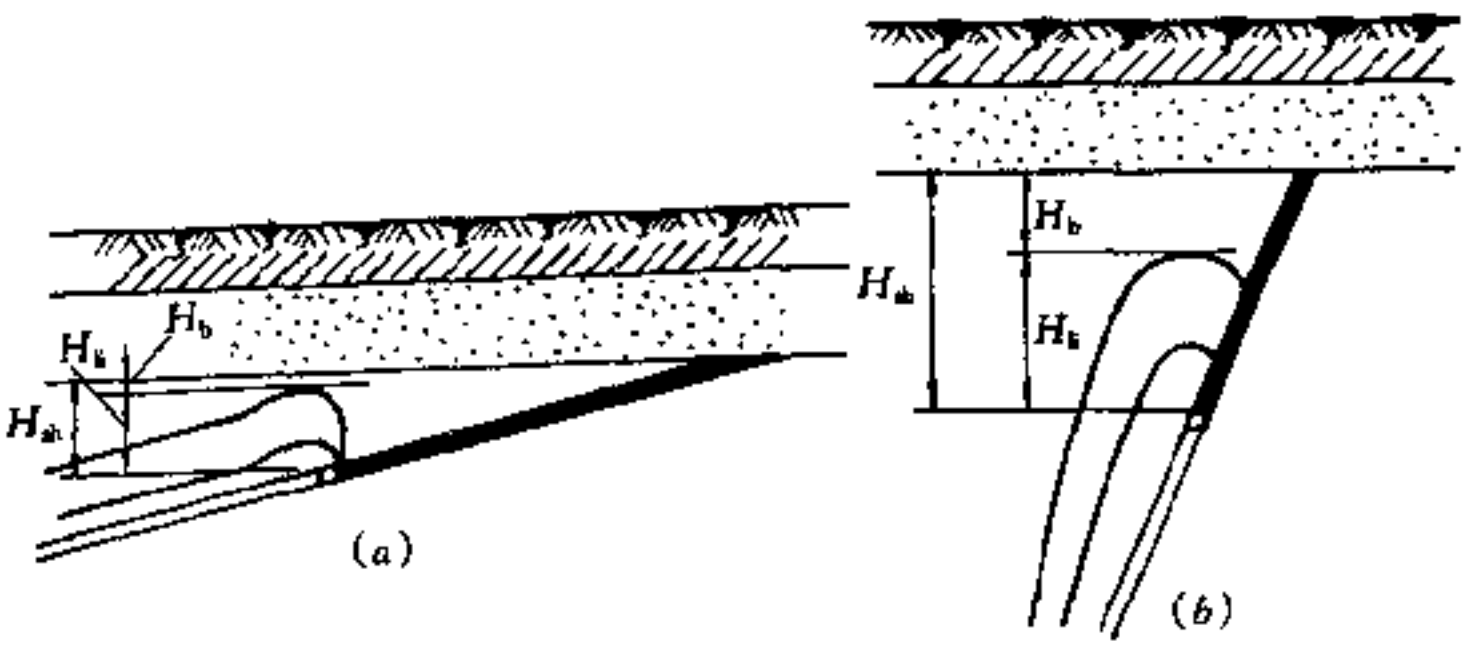
如果松散含水层为强或中等含水层，且直接与基岩接触，而基岩风化带亦含水，则应考虑基岩风化带深度（H_{fe}），见附图 6—3，此时

$$H_{sh} \geqslant H_{li} + H_b + H_{fe}$$

或者将水体底界面下移至基岩风化带底界面。

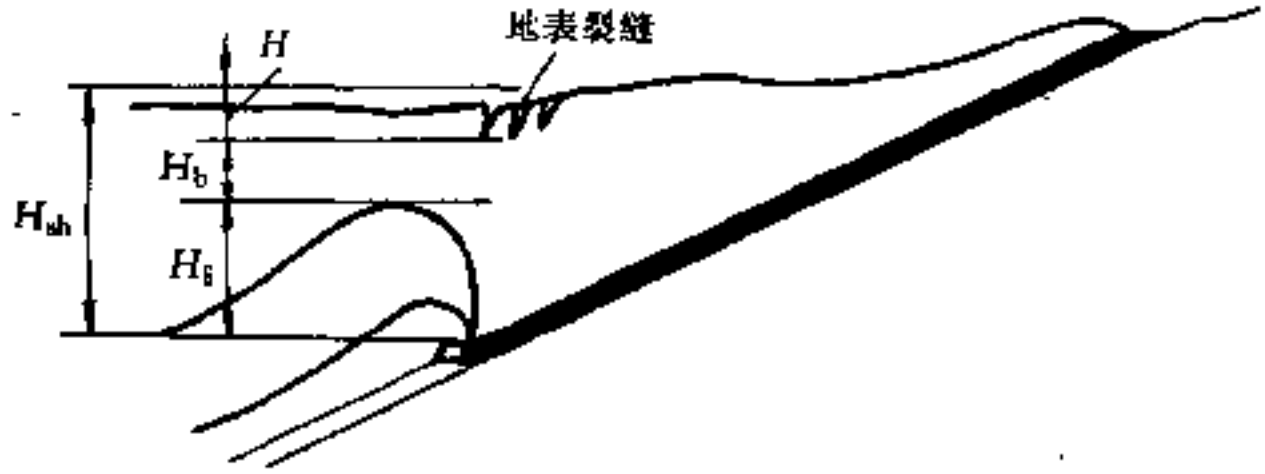
（2）防砂安全煤岩柱。留设防砂安全煤岩柱的目的，是允许导水裂缝带波及松散弱含水层或已疏降的松散强含水层，但不允许垮落带接近松散层底部。其垂高（H_s）应大于或等于垮落带的最大高度（H_m）加上保护层厚度（H_b）（附图 6—4），即

$$H_s \geqslant H_m + H_b$$



附图 6—1　防水安全煤柱设计

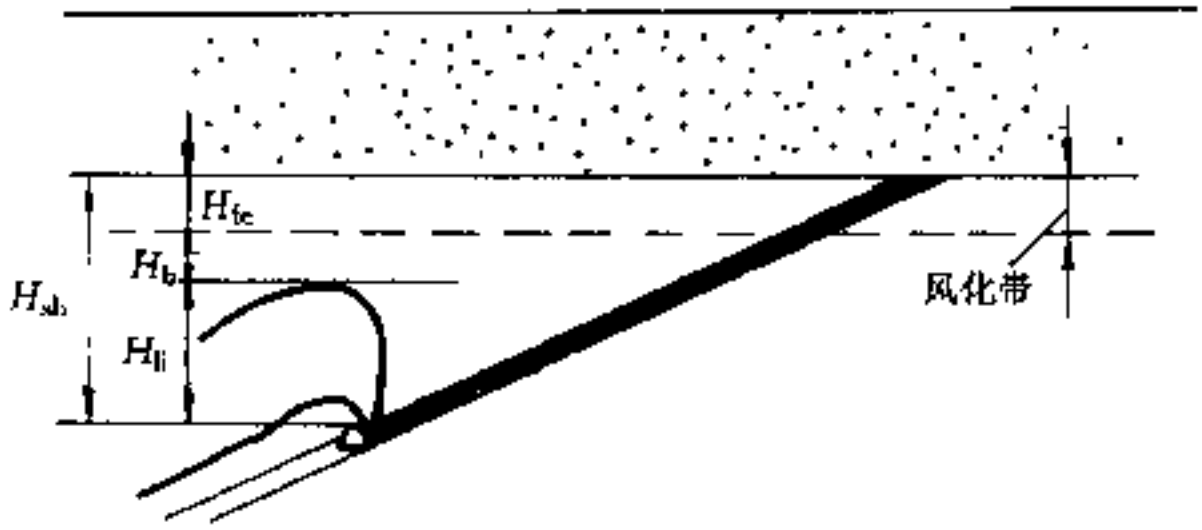
a—缓倾斜煤层；*b*—急倾斜煤层



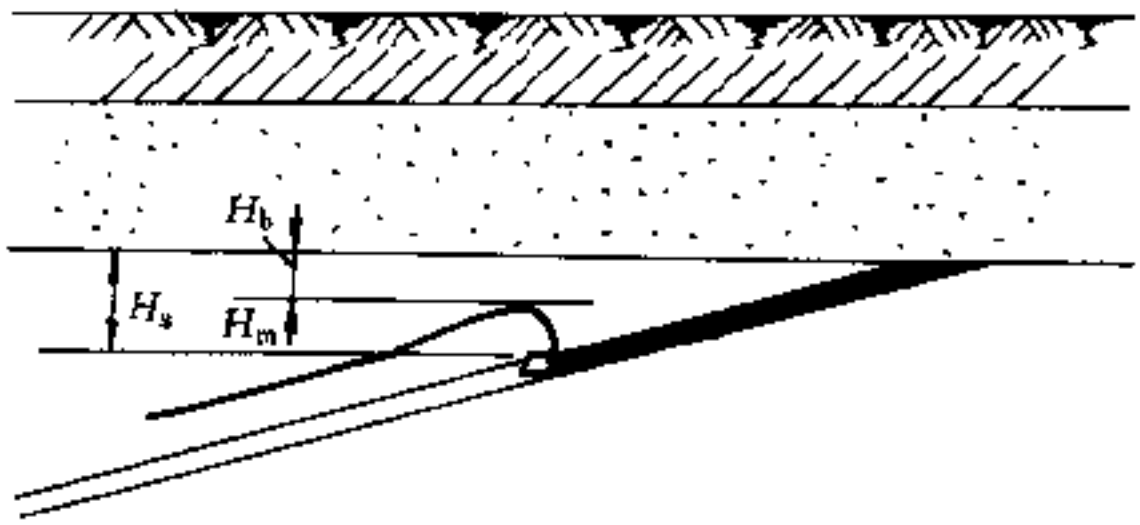
附图 6—2　煤系地质无松散层覆盖时防水安全煤柱设计

（3）防塌安全煤岩柱。留设防塌安全煤岩柱的目的，是不仅允许导水裂缝带波及松散弱含水层或已疏干的松散含水层，同时允许垮落带接近松散层底部。其垂高（H_t）应等于或接近于垮落带的最大高度（H_m）（附图 6—5），即 $H_t \approx H_m$。

（二）垮落带和导水裂缝带高度的计算



附图 6—3　基岩风化带含水时防水安全煤岩柱设计



附图 6—4　防砂安全煤岩柱设计

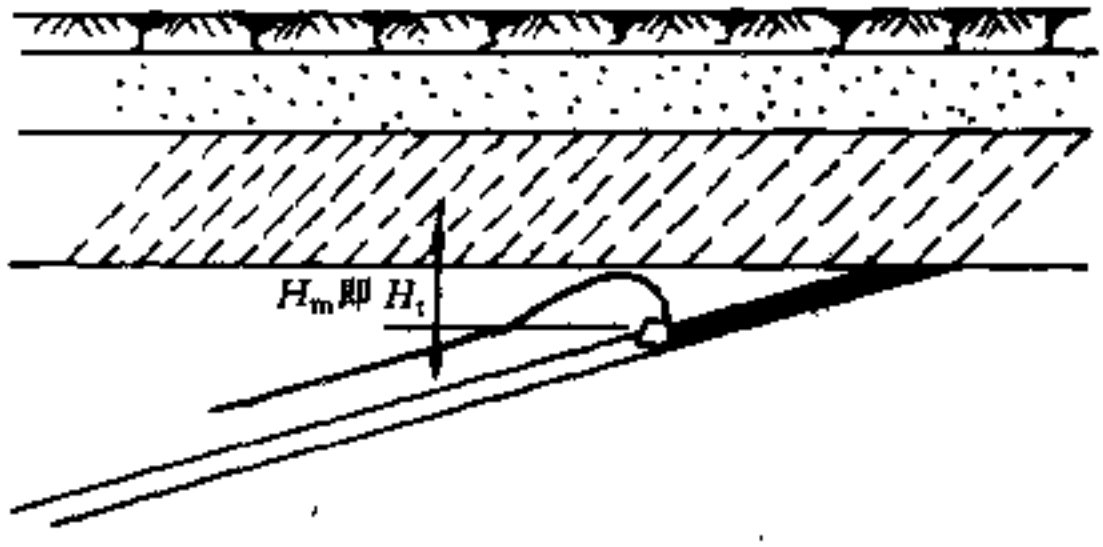
1. 缓倾斜（0°～35°）、中倾斜（36°～54°）煤层*

1）垮落带高度

（1）如果煤层顶板覆岩内有极坚硬岩层，采后能形成悬顶时，其下方的垮落带最大高度可采用下式计算：

$$H_m=\frac{M}{(K-1)\ \cos\alpha}$$

* 根据水体下采煤分别确定垮落带、导水裂缝带高度的需要，本规程采用不同于现行的煤层倾角分类。



附图 6－5　防塌安全煤岩柱设计

式中　M——煤层采厚；

K——冒落岩石碎胀系数；

α——煤层倾角。

（2）当煤层顶板覆岩内为坚硬、中硬、软弱、极软弱岩层或其互层时，开采单一煤层的垮落带最大高度可采用下式计算：

$$H_m=\frac{M-W}{(K-1)\cos\alpha}$$

式中　W——冒落过程中顶板的下沉值。

（3）当煤层顶板覆岩内为坚硬、中硬、软弱、极软弱岩层或其互层时，厚煤层分层开采的垮落带最大高度可采用附表 6—1 中的公式计算。

2）导水裂缝带高度

煤层覆岩内为坚硬、中硬、软弱、极软弱岩层或其互层时，厚煤层分层开采的导水裂缝带最大高度可选用附表 6—2 中的公式计算。

附表 6—1　厚煤层分层开采的垮落带高度计算公式

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

注：ΣM—累计采厚；公式应用范围：单层采厚 1～3m，累计采厚不超过 15m；计算公式中±号项为中误差。附表 6—2、附表 6—3 同。

附表 6—2　厚煤层分层开采的导水裂缝带高度计算公式

岩性	计算公式之一（m）	计算公式之二（m）
坚硬	$H_{li}=\frac{100\Sigma M}{1.2\Sigma M+2.0}\pm 8.9$	$H_{li}=30\sqrt{\Sigma M}+10$
中硬	$H_{li}=\frac{100\Sigma M}{1.6\Sigma M+3.6}\pm 5.6$	$H_{li}=20\sqrt{\Sigma M}+10$
软弱	$H_{li}=\frac{100\Sigma M}{3.1\Sigma M+5.0}\pm 4.0$	$H_{li}=10\sqrt{\Sigma M}+5$
极软弱	$H_{li}=\frac{100\Sigma M}{5.0\Sigma M+8.0}\pm 3.0$	

2. 急倾斜煤层（55°～90°）

煤层顶、底板为坚硬、中硬、软弱岩层，用垮落法开采时的垮落带和导水裂缝带高度可用附表 6—3 中的公式计算。

附表 6—3　急倾斜煤层垮落带、导水裂缝带高度计算公式

覆岩岩性	导水裂缝带高度（m）	垮落带高度（m）
坚硬	$H_{li}=\frac{100Mh}{4.1h+133}\pm 8.4$	$H_m=$（0.4—0.5）H_{li}
中硬、软弱	$H_{li}=\frac{100Mh}{7.5h+293}\pm 7.3$	$H_m=$（0.4—0.5）H_{li}

（三）保护层厚度的选取

1. 缓倾斜（0°～35°）、中倾斜（36°～54°）煤层

（1）防水安全煤岩柱的保护层厚度，可根据有无松散层及其中粘性土层厚度按附表 6—4 中的数值选取。

附表 6—4　防水安全煤岩柱保护层厚度（不适用于综放开采）

单位：m

覆岩岩性	松散层底部粘性土层厚度大于累计采厚	松散层底部粘性土层厚度小于累计采厚	松散层全厚小于累计采厚	松散层底部无粘性土层
坚硬	4A	5A	6A	7A
中硬	3A	4A	5A	6A
软弱	2A	3A	4A	5A
极软弱	2A	2A	3A	4A

注：$A=\frac{\Sigma M}{n}$；ΣM—累计采厚；n—分层层数；附表 6—5 同。

（2）防砂安全煤岩柱的保护层厚度，可按附表 6—5 中的数值选取。

附表 6—5　防砂安全煤岩柱保护层厚度　单位：m

覆岩岩性	松散层底部粘性土层或弱含水层厚度大于累计采厚	松散层全厚大于累计采厚
坚　硬	4A	2A
中　硬	3A	2A
软　弱	2A	2A
极软弱	2A	2A

2. 急倾斜（55°～90°）煤层

急倾斜煤层防水煤岩柱及防砂煤岩柱的保护层厚度，可按附表 6—6 中的数值选取。

附表 6—6　急倾斜煤层防水及防砂煤岩柱保护层厚度

单位：m

覆岩岩性	55°～70°				71°～90°			
	a	*b*	*c*	*d*	*a*	*b*	*c*	*d*
坚　硬	15	18	20	22	17	20	22	24
中　硬	10	13	15	17	12	15	17	19
软　弱	5	8	10	12	7	10	12	14

注：*a*—松散层底部粘性土层大于累计采厚；

b—松散层底部粘性土层小于累计采厚；

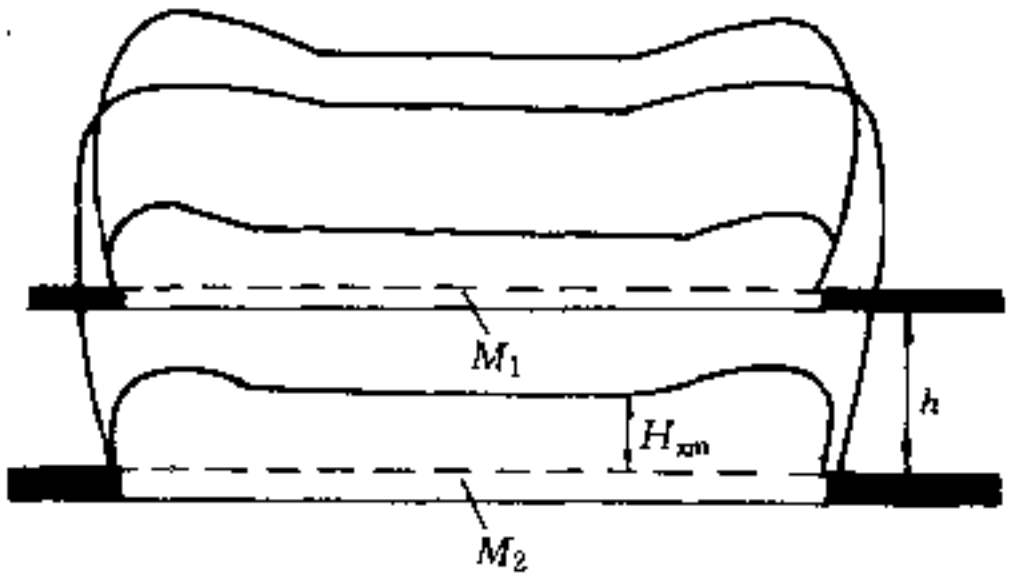
c—松散层全厚为小于累计采厚的粘性土层；

d—松散层底部无粘性土层。

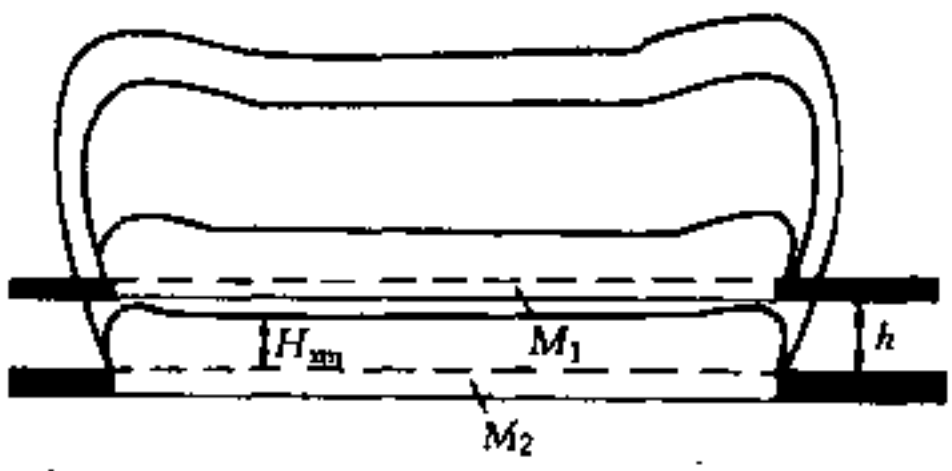
（四）近距离煤层垮落带和导水裂缝带高度的计算

（1）上、下两层煤的最小垂距 h 大于回采下层煤的垮落带高度 H_{xm} 时，上、下层煤的导水裂缝带最大高度可按上、下

层煤的厚度分别选用附表 6—2 中的公式计算，取其中标高最高者作为两层煤的导水裂缝带最大高度（附图 6—6）。



附图 6—6　近距离煤层导水裂缝带高度计算（$h>H_{zm}$）



附图 6—7　近距离煤层导水裂缝带高度计算（$h<H_{zm}$）

(2)下层煤的垮落带接触到或完全进入上层煤范围内时，上层煤的导水裂缝带最大高度采用本层煤的开采厚度计算，下层煤的导水裂缝带最大高度，则应采用上、下层煤的综合开采厚度计算，取其中标高最高者为两层煤的导水裂缝带最大高度（附图 6—7）。

上、下层煤的综合开采厚度可按以下公式计算（附图 6—8）。

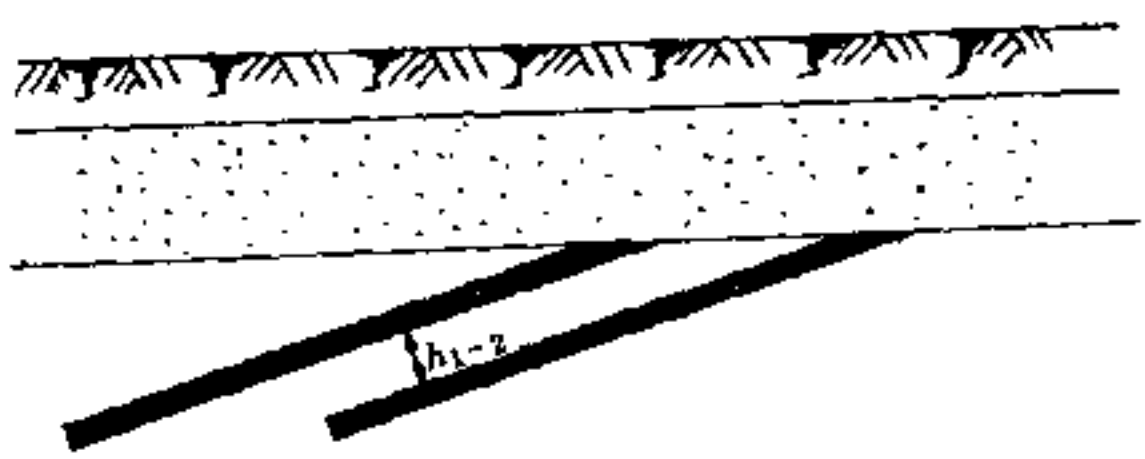
$$M_{z1-2}=M_2+\left(M_1-\frac{h_{1-2}}{y_2}\right),\ \text{m}$$

式中 M_1——上层煤开采厚度；

M_2——下层煤开采厚度；

h_{1-2}——上、下层煤之间的法线距离；

y_2——下层煤的冒高与采厚之比。



附图 6—8 缓倾斜近距离煤层的综合开采厚度

(3) 如果上、下层煤之间的距离很小时，则综合开采厚度为累计厚度：

$$M_{z1-2}=M_1+M_2,\ \text{m}$$

(五) 地表裂缝深度的实测结果

地表裂缝深度与岩性及采深采厚比等因素有关。我国部分煤矿地表裂缝深度的实测结果见附表 6—7。

二、水体上采煤防水安全煤岩柱设计方法

(一) 防水安全煤岩柱的设计

设计防水安全煤岩柱的原则是，不允许底板采动导水破坏带波及水体，或与承压水导升带沟通。因此，设计的底板防水安全煤岩柱厚度（h_s）应大于或等于导水破坏带（h_l）

附表 6—7　部分煤矿地表裂缝深度实测资料

矿区或矿名	采深采厚比	裂缝处岩（土）性	裂缝深度（m）	附注
阜新清河门矿		松散层	0.4～0.6	直接量测
开滦唐家庄矿		松散层	5～6	直接量测
开滦范各庄矿		松散层	1.76	直接量测
辽源胜利矿		松散层	5.0	直接量测
抚顺胜利矿		松散层	7～8	直接量测
新汶孙村矿		松散层	2.5～3.0	直接量测
枣庄柴里矿	11～12	松散层（砂质粘土）	6～10	直接量测
扎赉诺尔矿		松散层（砂质粘土）	1.9～2.0	直接量测
淮南毕家岗矿		松散层（砂质粘土）	2.8～3.0	槽探
合山柳花岭矿	30～40	松散层（砂质粘土）	2.1～4.1	槽探结果
淮南李咀孜矿	18～34	松散层（砂质粘土）	2.0～3.0	槽探结果
峰峰通二矿	40～80	松散层（砂质粘土）	6.0～8.0	深沟观测
峰峰通二矿	19	松散层（粘土、亚粘土）	>10.0	槽探结果

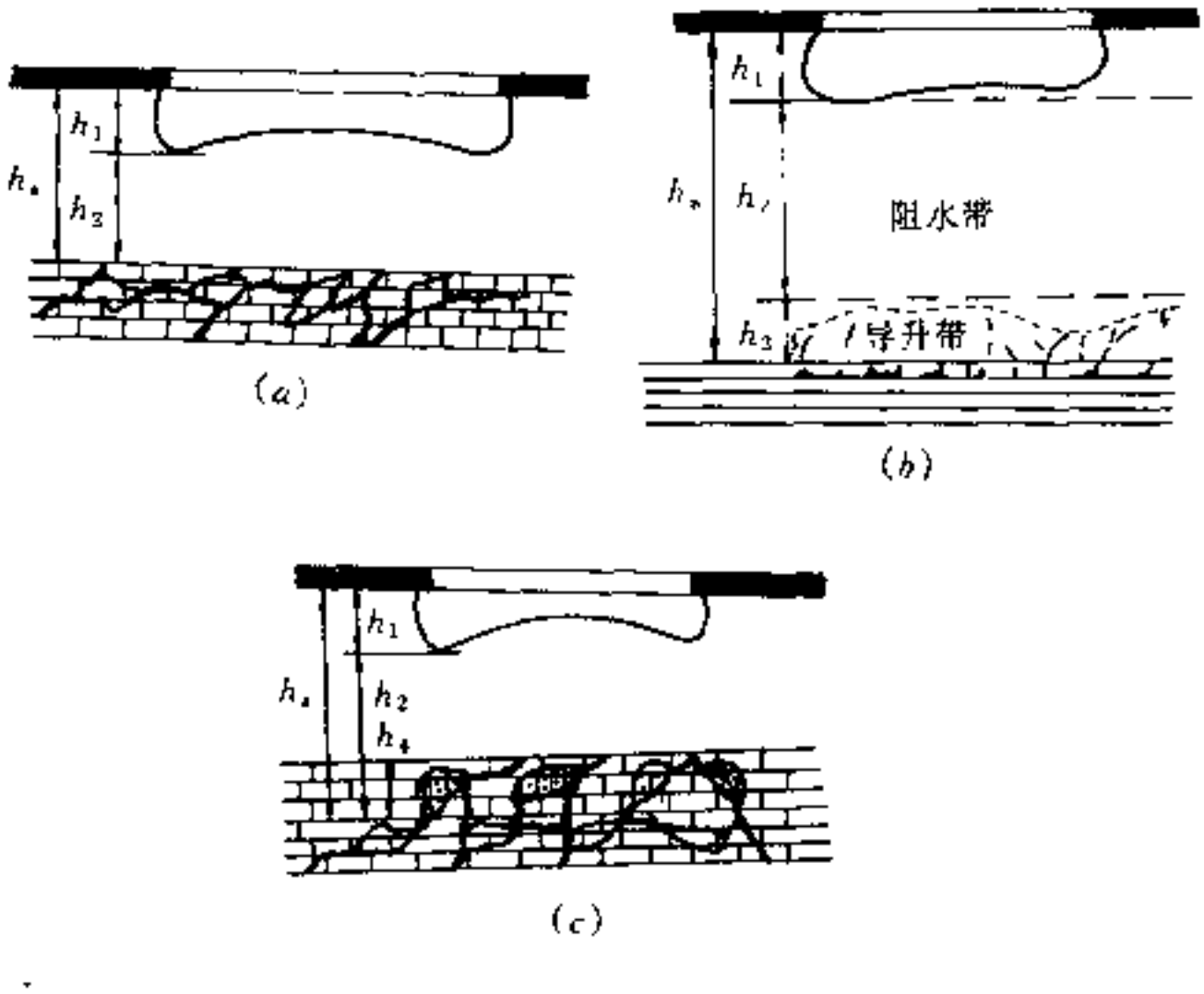
和阻水带厚度（h_2）之和（附图 6—9a），即：

$$h_a \geqslant h_1 + h_2$$

如果底板含水层上部存在承压水导升带（h_3）时，则底板安全煤岩柱厚度（h_a）应大于或等于导水破坏带（h_1）、阻水带厚度（h_2）及承压水导升带（h_3）之和（附图 6—9b），此时

$$h_a \geqslant h_1 + h_2 + h_3$$

如果底板含水层顶部存在被泥质物充填的厚度稳定的隔水带时，则充填隔水带厚度（h_4）可以作为底板防水安全岩柱厚度（h_a）的组成部分，见附图 6—9c，则



附图 6－9　底板防水安全煤岩柱设计示意图

a—无导升带的正常底板条件；*b*—存在导升带；

c—底板含水层顶部存在充填隔水带

$$h_s \geqslant h_1 + h_2 + h_4$$

（二）防水安全煤岩柱基本参数的计算

1．底板采动导水破坏带深度（h_1）的计算

1）统计公式法

底板采动导水破坏带深度可通过现场观测获得。我国煤矿的观测结果表明，底板采动破坏程度主要取决于工作面的矿压作用，其影响因素有开采深度、煤层倾角、煤层开采厚度、工作面长度、开采方法和顶板管理方法等。其次是底板

岩层的抗破坏能力，包括岩石强度、岩层组合及原始裂隙发育状况等。附表6—8中仅列出与底板采动破坏深度关系最密切的工作面斜长、采深、采厚和倾角等因素的实测参数，其统计范围工作面斜长30～200m，采深100～1000m，倾角4°～30°，一次采高0.9～5.4m（分层开采总厚<10m）。采用回归分析，只考虑工作面斜长，得出下述统计公式：

$$h_1=0.7007+0.1079L$$

$$h_1=0.303L^{0.8}$$

式中 h_1——底板采动导水破坏带深度，m；

L——壁式工作面斜长，m。

若考虑采深、倾角和工作面斜长，则可得下述统计公式：

$$h_1=0.0085H+0.1665\alpha+0.1079L-4.3579$$

式中 H——开采深度，m；

α——煤层倾角，(°)。

断层带附近的采动导水破坏带深度比正常岩层中增大约0.5～1.0倍。

附表6—8 实测工作面底板采动导水破坏带深度

序号	工作面地点	采深 H(m)	倾角 α(°)	采高 M(m)	工作面斜长 L(m)	破坏带深度 h_1(m)	备注
1	邯郸王凤矿1930面	103～132	16～20	2.5	80	10	
2	邯郸王凤矿1830面	123	15	1.1	70	6～8	
3	邯郸王凤矿1951面	123	15	1.1	100	13.4	

续表

序号	工作面地点	采深 H(m)	倾角 α(°)	采高 M(m)	工作面斜长 L(m)	破坏带深度 h_1(m)	备　注
4	峰峰二矿 2701 面	145	16	1.5	120	14	
5	峰峰三矿 3707 面	130	15	1.4	135	>10	
6	峰峰四矿 4804、4904 面		12		100+100	10.7	协调面开采
7	肥城曹庄矿 9203 面	132～164	18		95～105	9	
8	肥城白庄矿 7406 面	225～249		1.9	60～140	7.2～8.4	
9	淄博双沟矿 1024、1028 面	278～296		1.0	60+70	10.5	对拉面开采
10	澄合二矿 22510 面	300	8		100	10	
11	韩城马沟渠矿 1100 面	230	10	2.3	120	13	
12	鹤壁三矿 128 面	230	26	3～4	180	20	采 2 分层破坏达 24m
13	邢台矿 7802 面	234～284	4	3.0	160	16.4	
14	邢台矿 7607 窄面	310～330	4	5.4	60	9.7	
15	邢台矿 7607 宽面	310～330	4	5.4	100	11.7	
16	淮南新庄孜矿 4303 面	310	26	1.8	128	16.8	

续表

序号	工作面地点	采深 H(m)	倾角 α(°)	采高 M(m)	工作面斜长 L(m)	破坏带深度 h_1(m)	备　注
17	井陉三矿 5701 面	227	12	3.5	30	3.5	断层带破坏深度＜7m
18	井陉一矿 4707 小面	350～450	9	7.5	34	8	分层采厚 4m，破坏深度约 6m
19	井陉一矿 4707 大面	350～450	9	4.0	45	6.5	采一分层
20	开滦赵各庄矿 1237 面	900	26	2.0	200	27	包括顶部煤 8m 煤折合岩石底板约为 23m
21	开滦赵各庄矿 2137 面	1000	26	2.0	200	38	含 8m 煤且底板原生裂隙发育
22	新汶华丰矿 41303 面	480～560	30	0.94	120	13	

2）理论计算法

应用断裂力学及塑性力学理论，可得到下列公式：

(1) $h_1=\dfrac{1.57\gamma^2H^2L}{4R_c^2}$

(2) $h_1=\dfrac{0.015H\cos\phi_0}{2\cos\left(\dfrac{\pi}{4}+\dfrac{\phi_0}{2}\right)}\exp\left[\left(\dfrac{\pi}{4}+\dfrac{\phi_0}{2}\right)\mathrm{tg}\phi_0\right]$

式中 γ——底板岩体平均容重，MN/m^3；

H——采深，m；

L——壁式工作面斜长，m；

R_c——岩体抗压强度，一般取岩石单轴抗压强度的0.15倍，MPa；

ϕ_0——底板岩体内摩擦角，(°)。

2. 底板阻水带厚度（h_2）的计算

1）试验法

阻水系数是在现场用钻孔水力压裂法实测的表示单位底板隔水岩层平均阻水能力的系数，可用下式表达：

$$Z=\frac{P_b}{R}$$

式中 Z——阻水系数，MPa/m；

R——裂缝扩展半径，一般取40～50m；

P_b——岩体破裂压力，与地应力和岩体抗拉强度有关。

$$P_b=3\sigma_h-\sigma_H+T-P_0$$

式中 P_b——使岩体破裂时的临界水压力，MPa；

σ_h——作用于岩体的最小水平主应力，MPa；

σ_H——作用于岩体的最大水平主应力，MPa；

T——岩体的抗拉强度，MPa；

P_0——岩体孔隙中的水压力，MPa。

阻水带厚度等于作用在底板上的水压力（P）除以阻水系数（Z），即：

$$h_2=P/Z$$

我国部分矿区用钻孔水力压裂试验实测的各类岩层的阻水系数资料列入附表6—9、附表6—10。由表中资料可知：不同岩层阻水系数一般是：中、粗粒砂岩0.3～0.5MPa/m、细

砂岩约 0.3MPa/m 左右、粉砂岩约 0.2MPa/m 左右、泥岩 0.1～0.3MPa/m、石灰岩约 0.4MPa/m；断层带因其中充填物性质及胶结或密实程度不同，其阻水能力变化很大，按弱强度充填物考虑，其阻水系数为 0.05～0.10MPa。

2）理论计算法

采用薄板理论可得出，底板岩层阻水带厚度的计算公式为：

$$h_2=\frac{\sqrt{\gamma^2+2A\ (P-\gamma h_1)\ S_t}-\gamma}{AS_t}$$

式中 h_2——底板阻水带厚度，m；

h_1——底板采动导水破坏带深度，m；

γ——底板岩层平均容重，MN/m^3；

P——作用于该区底部的水压，MPa；

S_t——底板岩体抗拉强度，一般取岩石抗拉强度的 0.15 倍，MPa；

$$A=\frac{12L^2}{L_y^2\left(\sqrt{L_y^2+3L^2}-L_y\right)^2};$$

L——壁式工作面斜长，m；

L_y——沿推进方向工作面老顶初次来压步距，m。

3. 承压水导升带高度的确定

承压水导升带的高度（h_3）可采用物探和钻探方法确定，一般可在井下巷道中用电测深方法进行探测，必要时用钻探验证。当井下物探与钻探条件受限制时，也可通过以往勘探钻孔资料分析确定。断层带附近的承压水导升带高度一般比正常岩层中增大，有时甚至可到达或超过煤层。

4. 底板含水层顶部充填隔水带厚度的确定

附表 6—9　钻孔水力压裂试验底板岩层阻水系数资料

试验地点	岩性	试验序号	破裂压力 (P_b) (MPa)	阻水系数 (Z) (MPa/m)	平均阻水系数(Z_c) (MPa/m)	备　注
开滦赵各庄矿井下五道巷，取样深度434m	中粒砂岩	1	13.44	0.313	0.331	现场钻孔水力压裂试验，破裂半径 R 取43m
		2	15.00	0.349		
	细粒砂岩	1	10.44	0.243	0.285	
		2	14.00	0.326		
	粉砂岩	1	9.00	0.209	0.194	
		2	7.69	0.179		
	泥　岩	1	12.62	0.293	0.293	
	铝土岩	1	4.89	0.114	0.114	
开滦赵各庄矿井下十二道巷，取样深度1070m	中粗粒砂岩	1	25.00	0.581	0.491	室内三向圈压水力压裂试验，取样于开滦赵各庄矿。 三向围压： σ_1=24.0～24.5MPa σ_2=13.1～14.2MPa σ_3=19.0～20.5MPa
		2	27.00	0.628		
		3	20.00	0.465		
		4	12.50	0.290		
	中粒砂岩	1	15.00	0.349	0.377	
		2	9.00	0.210		
		3	20.0	0.465		
		4	14.00	0.326		
		5	23.00	0.535		
	细粒砂岩	1	13.00	0.302	0.302	
	细砂岩	1	5.00	0.116	0.209	
		2	13.00	0.302		
	泥岩	1	15.00	0.349	0.393	
		2	15.00	0.349		
		3	17.50	0.406		
		4	20.20	0.470		

续表

试验地点	岩性	试验序号	破裂压力(P_b)(MPa)	阻水系数(Z)(MPa/m)	平均阻水系数(Z_c)(MPa/m)	备注
焦作九里山矿，取样深度约300m	石灰岩	1	25.00	0.581	0.399	室内三向圆压水力压裂试验模拟焦作九里山矿三向围压： $\sigma_1=8.94$MPa $\sigma_2=3.84$MPa $\sigma_3=2.95$MPa
		2	10.50	0.244		
		3	16.00	0.372		

附表6—10 钻孔压水串通破坏试验底板岩层阻水系数资料

试验地点	岩性	压水孔间距(m)	水压力(MPa)	阻水系数(MPa/m)
峰峰二矿	砂质页岩（在采动破坏带内）	10	>1.24	>0.124
峰峰三矿	页岩层内	2.5	>2.50	>1.000
		1.7	>2.50	>1.471
峰峰三矿	砂质泥岩充填在古陷落柱内	1	2.7～2.9	>2.7～2.9
王凤矿小青煤绞车道	细砂岩			0.50
	铝土泥岩			0.43
王凤矿小青煤南五巷上山	断层带	10	2.2	0.22
王凤矿一坑	粉砂岩、中粒砂岩、铝土泥岩	13	1.21	0.093

续表

试验地点	岩　　性	压水孔间距（m）	水压力（MPa）	阻水系数（MPa/m）
马沟渠矿	石英砂岩、砂岩粉砂岩、铝土泥岩		0.73～0.80	0.13～0.24
鹤壁一矿	铝土泥岩、粗砂岩	2.45 6.80	0.78	0.112～0.325

底板含水层顶部充填隔水带厚度（h_4）可以采用物探和钻探方法综合确定，附表 6—11 为现场实测结果。

附表 6—11　各矿区奥陶系灰岩含水层顶部充填隔水带厚度实测资料

矿　　区	焦作	峰峰	邯邢	肥城	霍州	渭北、韩城
奥灰顶部充填隔水带厚度（m）	20～30	20	0～30	0～50	10～15	10～20
充填特征	有粘土充填裂隙	粘土或钙质充填裂隙	局部充填	粘土充填含水差	后期沉积物充填	充填

（三）防水安全煤岩柱安全度的评定

当计算所得的安全煤岩柱尺寸（h_a）小于煤层底至含水层顶之间的实际厚度（h_d）时，承压含水层上采煤的安全度符合要求：当计算所得的安全煤岩柱（h_a）大于实际厚度（h_d）时，可采用以下方法进一步评定：

1. 突水系数法

我国承压水上采煤的生产实践表明，底板突水系数可采用下式计算：

$$T_s=\frac{P}{M-C_p}\text{或}T_s=\frac{P}{h_d-h_1}$$

式中 T_s——突水系数，MPa/m；

P——实际水压力，MPa；

M——底板隔水岩层厚度，即 h_d，m；

C_p——底板采动破坏带深度，即 h_1，m。

当计算的突水系数小于临界突水系数时，可以实现安全开采，否则需要采用疏水降压、注浆加固等措施，以避免发生突水。附表 6—12 列出了部分矿井的临界突水系数值。

附表 6—12 部分矿井的临界突水系数值

矿区名称	峰峰	焦作	淄博	井陉
突水系数（MPa/m）	0.066～0.076	0.06～0.10	0.06～0.10	0.06～0.15

2. 经验类比法

通过分析大水矿区底板突水资料，得出了有关矿（区）底板实际厚度（h_d）与底板所能承受的极限水压力（P_j）的关系式：

1）淄博矿区

（1）黑山矿

$$P_j=0.00177h_d^2+0.015h_d-0.43$$

（2）石谷矿和夏庄矿

$$P_j=0.0016h_d^2+0.015h_d-0.3$$

（3）洪山矿和寨里矿

$$P_j=0.001h_d^2+0.015h_d-0.158$$

（4）双山矿和埠村矿

$$P_j=0.00084h_d^2+0.015h_d-0.168$$

2）焦作矿区

$$P_j=0.0017h_d^2-0.025h_d+0.33$$

3）峰峰矿区

$$P_j=0.0006h_d^2+0.026h_d$$

当底板所能承受的极限水压力（P_j）大于实际水压力（P）时不会发生突水，否则需要疏水降压后才能开采，即实现安全开采应满足以下条件：

$$P_j>P$$

3. 理论计算法

采用下式计算底板岩柱实际所能承受的极限水压力 P_j：

$$P_j=\frac{12L^2}{L_y^2\left(\sqrt{L_y^2+3L^2}-L_y\right)^2}(h_d-h_1)^2S_t+\gamma h_d$$

式中各符号意义同前。

当计算的极限水压力（P_j）大于实际水压力（P）时不会发生突水，否则需要疏水降压、注浆加固后才能开采，即达到：

$$P_j>P$$

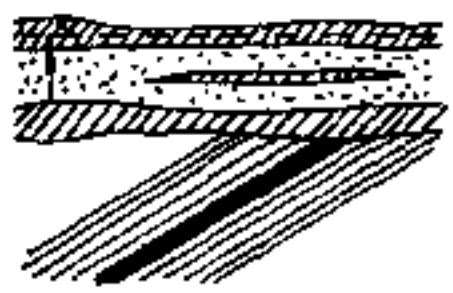
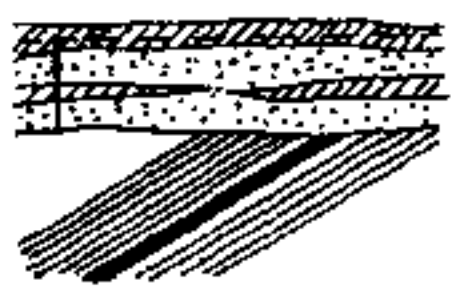
附录七　近水体采煤矿井（采区）涌水量计算方法

一、水体下采煤

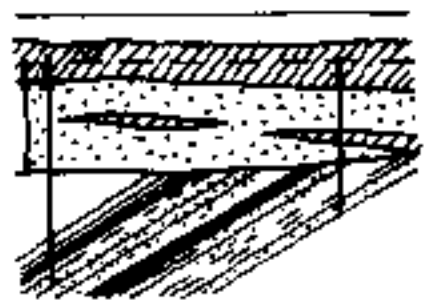
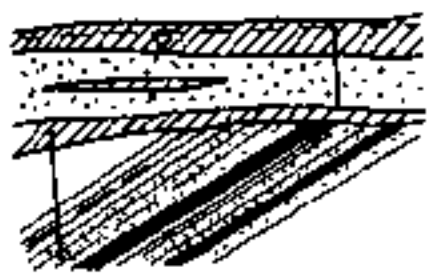
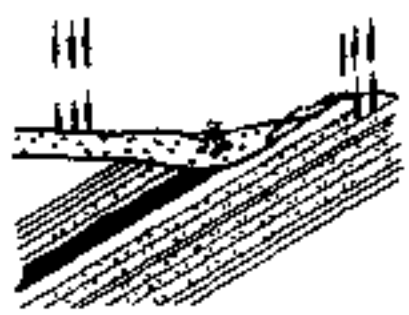
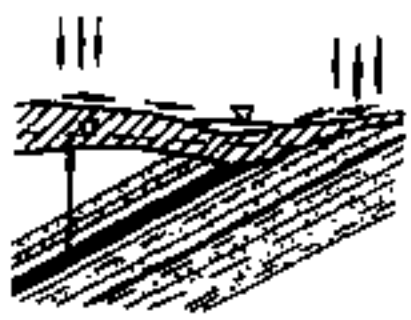
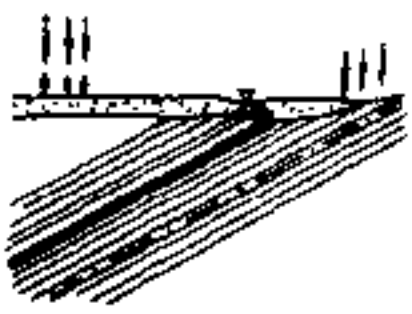
（一）典型计算模式

我国煤矿水体下采煤矿井（采区）涌水量可分为8种典型计算模式，见附表7—1。

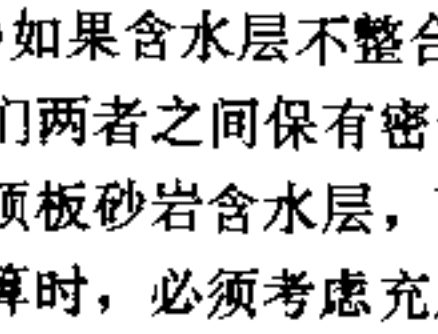
附表7—1　水体下采煤矿井（采区）涌水量的典型计算模式

计算模式		说明
序号	图形	
Ⅰ		煤层顶底板均为隔水层，第四系（或第三系、白垩系）底部亦为粘性土隔水层，再上为含水砂层与粘性土隔水层互层
Ⅱ		煤层顶底板均为隔水层，第四系（或第三系、白垩系）底部为含水砂层（或第三系、白垩系含水层），再上为地表或粘性土隔水层和含水砂层互层

续表

计算模式		说明
序号	图形	
Ⅲ		煤层顶底板内有一层或数层含水层，第四系（或第三系、白垩系）底部含水砂层（或第三系、白垩系含水层）与煤系直接接触，再上为地表或粘性土层与含水砂层互层
Ⅳ		煤层顶底板内有一层或数层含水层，第四系（或第三系、白垩系）为粘性土隔水层，再上为地表或含水砂层与粘性上隔水层互层
Ⅴ		煤层顶底板内有一层或数层含水层，煤系地层裸露，或仅有中厚或薄松散含水砂层覆盖，直接接触大气降水或地表水体补给
Ⅵ		煤层顶底板内有一层或数层含水层，煤系地层裸露，或仅有薄层第四系粘性土层覆盖，不直接受大气降水或地表水体补给
Ⅶ		煤层顶底板内均为隔水层，煤系地层裸露，或仅有薄松散含水砂层覆盖，直接接受大气降水或地表水体补给

续表

计算模式		说明
序号	图形	
Ⅷ		煤层顶底板内均为隔水层，煤系地层裸露，或仅有薄层第四系粘性土层覆盖，不直接接受大气降水或地表水体补给

(二)、计算原则

(1) 如果开采上限（煤层）与水体底界面之间全部为隔水层，凡导水裂缝带不波及水体时，可不计算矿井涌水量，例如Ⅰ型、Ⅱ型。当导水裂缝带高度未超过基岩表面时，第四系砂层水对矿井无充水影响，不必计算其涌水量。

(2) 如果开采上限（煤层）与水体底界面之间有一个或数个含水层时，凡导水裂缝带波及的含水层均会对矿井充水，应对其进行涌水量计算；反之则不必计算，例如Ⅳ型。当导水裂缝带仅在煤层顶板砂岩含水层中发育，尚未穿过第四系底部粘性土隔水层时，只需计算砂岩含水层对矿井充水形成的涌水量，而不需计算第四系砂层含水层的涌水量。

(3)如果含水层不整合分布在煤层顶板砂岩含水层之上，且在它们两者之间保有密切的水力联系时，虽然导水裂缝带仅波及顶板砂岩含水层，面未波及第四系含水砂层，进行涌水量计算时，必须考虑充入矿井的砂岩水是受第四系砂层水直接补给条件下的涌水量。例如Ⅲ型、Ⅴ型中的第四系砂层水，均可通过其下伏砂岩含水层的露头带进行渗透补给。

（4）判别大气降水和地表水体是否向工作面充水的原则是：当导水裂缝带发展到达地表，大气降水和地表水体均可通过裂缝灌入井下。当导水裂缝带的微小缝隙发展到基岩风化带和波及到含水砂层，并与地表裂缝有微弱连通时，地表水体将向工作面产生持续地渗透补给；而大气降水将向工作面产生周期性渗透补给。直到覆岩移动稳定，导水裂缝弥合或被充填堵塞后，大气降水及地表水体才会逐渐减少以至消失和停止向工作面补给。如果导水裂缝未能弥合，大气降水及地表水体将持续不断地向工作面充水，例如Ⅵ型、Ⅶ型、Ⅷ型。当导水裂缝带仅发育在顶板隔水岩层内，亦未穿过第四系隔水土层，更没有与地表裂缝串通时，例如Ⅵ型、Ⅷ型，则不必计算地表水体及大气降水向工作面的涌水量。

（5）Ⅴ型中煤层顶底板砂岩含水层之上为第四系砂层含水层，砂层可直接接受大气降水及地表水体的补给，该顶底板砂岩含水层属开放型水体，不论在浅部还是深部开采，都将有持续水流充入矿井，直到矿井开采结束。而Ⅳ型中的煤层顶板砂岩含水层，其上为第四系粘性土隔水层，砂岩露头风化带又能隔水。则该顶板砂岩含水层属封闭型水体，只要导水裂缝及地表裂缝没有将粘性土隔水层及隔水风化带的隔水性破坏，工作面仅受砂岩水影响，而与大气降水和地表水体无关。

（三）计算方法

水体下采煤矿井（采区）涌水量的正确计算，主要取决于对矿井充水条件的正确分析（如是否属于上述9种模式之一），以及计算方法和计算参数的合理选用，特别应考虑导水裂缝带对含水层的波及与否。

矿井涌水量的计算方法，目前尚欠成熟。故可采用多种

附表 7—3　矿井涌水量计算典型模式举例

计算模式	矿名	地表水体类型	松散层				基岩含水层	
			厚度(m)	组合结构	含隔水层岩性	含水层富水性	岩性	富水性
Ⅰ	孔集矿	下沉盆地积水	40～80	三层	泥灰岩(底部)	K=0.12～2.95 q=0.00011～0.014	砂岩	弱
	李嘴孜矿	淮河	40	三层	泥灰岩(底部)	K=0.0015～0.014 q=0.00032～0.00176	砂岩	弱
Ⅱ	唐山矿	下沉盆地积水	175	多层	砂砾层(底部)	K=2.4～4.8 q=2.11～8.20	砂岩	K=0.000307～3.64 q=0.000375～0.17
	红菱矿		110～120	多层	砂砾层(底部)	K=9.766 q=7.587	砂岩	弱
Ⅲ	石嘴山矿	下沉盆地积水	250	多层	砂砾层(底部)	K=0.49 q=0.192	砂岩	K=0.0893 q=0.0381
	柴里矿	下沉盆地积水	60～80	多层	砂砾层(底部)	K=0.1132 q=0.00891	砂岩	弱
	唐家庄矿徐家楼区	下沉盆地积水	150～180	多层	卵石层(底部)	K=1.97～38.6 q=0.17～12.5	砂岩	强

续表

计算模式	煤系地层时代	地层倾角(°)	安全煤岩柱尺寸(m)	已采煤层层数	已采量大范围	实测涌水量(m^3/h)	导裂波及水体与否
I	石炭、二叠纪	70～90	90～120	10	一个水平	105～263	波及泥灰岩
	石炭、二叠纪	43～51	60	10	一个水平	65～150	波及泥灰岩
I	石炭、二叠纪	85	70	10	三个水平	600～800	波及砂砾层
	石炭、二叠纪	25～40	70	3	一个水平	210	波及砂砾层
II	石炭、二叠纪	20～25	70			40～60	
	石炭、二叠纪	0～12	20	1	一个水平		波及砂砾层
	石炭、二叠纪	20	60		二个水平	3900（最大）	波及砂砾层

续表

计算模式	矿名	地表水体类型	松散层				基岩含水层	
			厚度(m)	组合结构	含隔水层岩性	含水层富水性	岩性	富水性
N	大黄山矿	下沉盆地积水	10～20	二层	粘土沙层(底部)	$K=0.4246$ $q=0.117$	砂岩	弱
	刘桥矿	排水沟	130	多层	砂质粘土层(底部)	$K=1.47\sim4.9$ $q=0.49\sim0.64$	砂岩	强
V	南桐矿	蒲河	3～7	单层	砂砾层	$K=98.4$	石灰岩	强
	兴安矿	小鹤立河	5～31	单层	砂砾层	$K=8.18\sim48.7$ $q=3.0\sim14.0$	砂岩	强
VI	清河门矿	清河	3～6	单层	粘中砂卵石层	$K=300.0$ $q=14.4$	砾岩	强
	田师付矿	杉松河	0		砂砾层(底部)		砂、砾岩	强
VII	富源矿	徐家庄小河	0～5	单层	砂砾粘土层		页岩、砂岩	弱
VIII	新庄孜矿	沼泽	20	单层	粘土层		页岩、砂岩	弱

续表

计算模式	煤系地层时代	地层倾角(°)	安全煤岩柱尺寸(m)	已采煤层层数	已采最大范围	实测涌水量(m^3/h)	导裂波及水体与否
Ⅳ	石炭、二叠纪	40～85	18～20		二个水平	300～420 最大 528	未波及砂层
	石炭、二叠纪	25～42	50	1	一个水平	200	未波及砂层
Ⅴ	上二叠纪	26～40	33～129	4	一个水平	最大 492	波及石灰层
	侏罗纪	26	20	8	三个水平	500～800 最大 1200	波及砂砾层
	中上侏罗纪	10～25	36～268	1	一个水平	最大 650	波及砂卵石层
Ⅵ	侏罗纪	4～45	130	8	一个水平	600～660	未波及砂砾层
Ⅶ			70～92	1	一个水平	5	未波及地表
Ⅷ	石炭、二叠纪	19～25	47	10	四个水平	265～413	未波及地表

方法和公式进行计算，以便相互补充。对于均质含水层，比较常用的为类比法和解析法，其计算方法和计算公式见附表7—2，其余的计算方法和计算公式可参阅有关水文地质手册。

（四）典型实测结果

我国许多煤矿进行了各种类型的水体下采煤，并对其实际涌水量进行了较长期的测定。现将这些矿井的地质开采技术条件、涌水量实测结果以及相应的计算模式列于附表7—3，供类似条件矿井（采区）计算涌水量时类比参考。

二、水体上采煤

进行水体上采煤时，矿井（采区）涌水量预计是完全需要的，比较常用的有类比法和解析法，其计算方法和计算公式可参见附表7—2，也可参阅有关水文地质规程和手册。

附录八　建（构）筑物、水体、铁路压煤量及其采出量的计算原则和统计报表格式

一、计算原则

(1)在矿井设计图纸中已设计为煤柱的煤量为压煤量，其采出部分为采出量。

(2) 针对建筑物、水体、铁路和井筒，已在矿井设计中规定采取一定措施的情况下才能开采的煤量（如果用充填法或条带法开采，增加排水能力，构筑防水闸（墙）、布置疏排水巷道和钻孔，垫高、维修铁路路基等）为压煤量，其采出部分为采出量。

(3) 在本矿井目前技术条件下，需要经过专门研究设计和采取一定技术措施(包括监护性观测和补充钻探工程等)后才能开采的各类建筑物、水体、铁路下的煤量，可作为压煤量，其采出部分为采出量。

(4) 顶板为砂岩水、灰岩岩溶水，底板为灰岩岩溶水的压煤量或采出量均指在本矿井目前技术条件下需要经过专门研究设计和采取一定技术措施后才能开采或采出的煤量。

(5) 对砂层和砂砾层（或流砂层）水体下的煤层的压煤量和采出量，应根据是否需要经过专门研究设计和采取一定技术措施的原则，可只将矿井设计图中已设计为煤柱的煤量或第一、二区段的煤量计入压煤量或采出量。如果煤柱以下的煤量不需采取任何技术措施能够正常进行开采的，则不计

附表 8--1　建（构）筑物、水体、

省　　矿务局

矿名	全矿总压煤量			建筑							
	生产水平以上	可采量地质量	占同口径总量（%）	城镇压煤	矿外工业广房压煤	矿外公用房屋住宅压煤	矿区本身建筑压煤	井筒工广煤柱	村		
	全矿井	可采量地质量							共计		
									个数	户数	压煤量

附表 8—2　建（构）筑物、水体、

省　　矿务局

矿名	全矿压煤总采出量		建筑物							
	数量	占全矿总产量比例（%）	城镇下采出量	矿外工业厂房下采出量	矿外公用房屋住宅下采出量	矿区本身建筑下采出量	井筒工广煤柱内采出量	村庄下采		
								未搬迁			搬
								个数	户数	煤量	个数

铁路压煤量统计表

单位：万 t　　统计数字截止日期

物下				水体下					铁路下(含车站、桥涵)				水体上
压			合计	河、湖水库、堤坝、压煤	顶板砂岩水、石灰岩水压煤	松散砂水层压煤	塌陷坑积水及其它	合计	一、二级铁路压煤	三级铁路压煤	矿区专用铁路压煤	合计	底板石灰岩承压水上压煤量
其中：必须搬迁的													
个数	户数	压煤量											

铁路压煤采出量统计表

单位：万 t　　统计数字截止日期

下			水体下					铁路下(含车站、桥涵)				水体上
出量		合计(不含搬迁后的)	河、湖水库、堤坝下采出量	顶板砂岩石灰岩水下采出量	松散层砂层水下采出量	塌陷坑积水及其它水下采出量	合计	一、二级铁路下采出量	三级铁路下采出量	矿区专用铁路下采出量	合计	底板石灰岩承压水上采出量
迁后的												
户数	煤量											

入压煤量或采出量。

（6）凡在本矿井目前技术条件下不需经过专门研究设计和采取任何技术措施可进行开采，且对各类水体、建（构）筑物和铁路的正常状况和矿井安全生产无有害影响的煤量，均不计入压煤量和采出量。

（7）两种或以上受护的压煤量和采出量，按其较重要的受护物只统计一次。

二、统计报表格式

压煤量和采出量的统计报表格式可参照附表 8—1 和附表 8—2。

附录九　建（构）筑物、水体、铁路及主要井巷保护煤柱留设方法举例

例 1　用垂直剖面法设计房屋保护煤柱

所设计的保护煤柱为一幢五层职工宿舍楼。该楼房平面尺寸及形状如附图 9—1 所示。房屋长轴方向与煤层走向线的夹角 $\theta=45°$。煤层倾角 $\alpha=21°$，厚度 $M=2.83$m，房屋下方煤层埋藏深度 $H=240$m，基岩岩性坚硬，松散层厚度 $h=20$m，弱富水。

根据附录五中附表 5—2 及附表 5—6，设计保护煤柱时选用以下移动角值：

$\delta=\gamma=75°$，$\beta=\delta-K\alpha=75-0.8\times21°=58°$，$\varphi=45°$

按第 14 条规定，五层职工宿舍楼属Ⅱ级保护对象。其围护带宽度按第 17 条规定为 15m。

用垂直剖面法设计该楼房保护煤柱步骤如下：

(1) 如附图 9—1 所示，为划定楼房受护面积，在平面图 (1∶2000) 上房屋的角点 1、2、3、4 处作平行于煤层走向和倾斜方向的直线，得直角四边形 $abcd$，即受护边界。在 $abcd$ 外侧加宽度为 15m 的围护带，其外边 $a'b'c'd'$ 为受护面积边界。

(2) 过四边形 $a'b'c'd'$ 中心点作煤层倾斜剖面 $A-B$ 和走向剖面 $C-D$，然后在 $A-B$、$C-D$ 剖面上分别求出保护煤柱边界。

(3) 在 $A-B$ 剖面图 (1∶2000) 上标出地表线、楼房轮

廓线、松散层、煤层等，并注明煤层倾角 $\alpha=21°$，煤层厚度 $M=2.83$m，房屋下方煤层埋藏深度 $H=240$m，并简要绘出地层柱状图。

（4）在平面图上将 $A-B$ 剖面线与受护面积边界之交点转绘到 $A-B$ 剖面图的地表线上得 M、N 点，由 M、N 点以 $\varphi=45°$作直线至基岩面得交点 M'、N'。然后，在煤层上山方向以 $\beta=58°$由 N' 点作直线与煤层底板相交于 n' 点；同理，在煤层下山方向以 $\gamma=75°$由 M' 点作直线与煤层底板相交于 m' 点，n'、m' 点分别为沿煤层倾斜剖面上保护煤柱的上、下边界。将 m'、n' 点投影到平面图上，得 m、n 点。

（5）将平面图上剖面线 $C-D$ 与受护边界之交点转绘到 $C-D$ 剖面图的地表线上得 P、Q 点。在 $C-D$ 剖面图上由 P、Q 点以 $\varphi=45°$作直线，与基岩面相交于 P'、Q' 点。然后，以 $\delta=75°$由 P'、Q' 点分别作直线。

（6）将 $A-B$ 剖面图上 n'、m' 点分别投影到 $C-D$ 剖面图上，与 $C-D$ 剖面图上基岩内的两条斜线相交，得交点 e'、f' 及 g'、h'。$e'f'$ 为煤柱上边界线在 $C-D$ 剖面上的投影，$g'h'$ 为煤柱下边界线在 $C-D$ 剖面上的投影。

（7）将 e'、f'、g'、h' 点分别转绘到平面图上，得 e、f、g、h 点。连接 $efhg$ 点形成一个梯形，即为所求保护煤柱平面图。

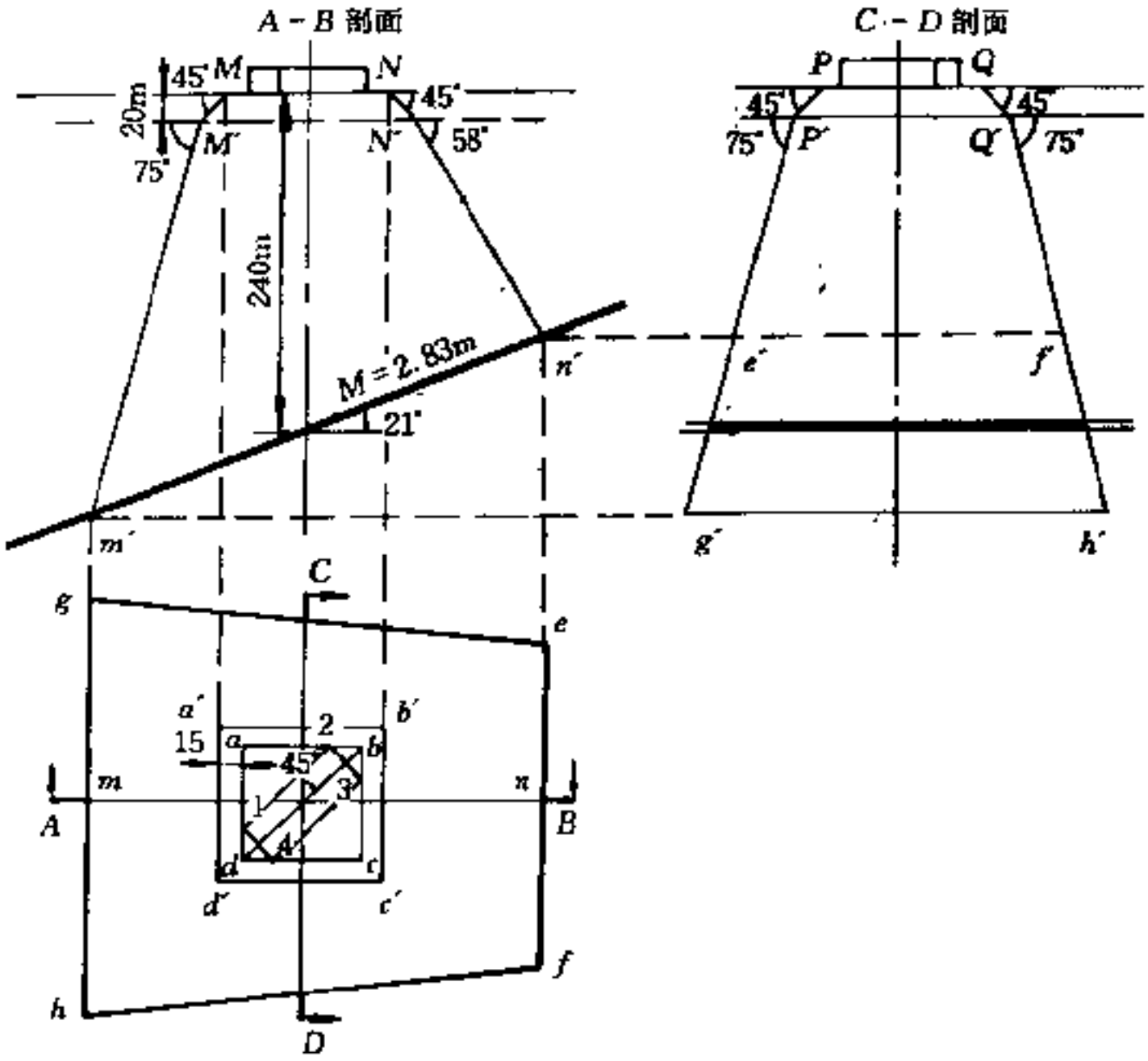
例 2　用垂线法设计建筑群保护煤柱

某建筑群均为三层以上的居民住宅楼，其平面轮廓及尺寸如附图 9－2 所示。该建筑群下方为一厚煤层，倾角 $\alpha=14°$，厚度 $M=7.50$m，松散层厚度 25m，建筑群下方煤层埋藏深度 $H=190\sim230$m。

设计保护煤柱时选用以下移动角值：

$\delta=\gamma=73°$，$\beta=73°-0.5\alpha=60°$，$\varphi=45°$

围护带宽度的确定：按第14条规定，三层以上住宅楼属Ⅰ级保护对象，按第17条规定，其围护带宽度为15m。



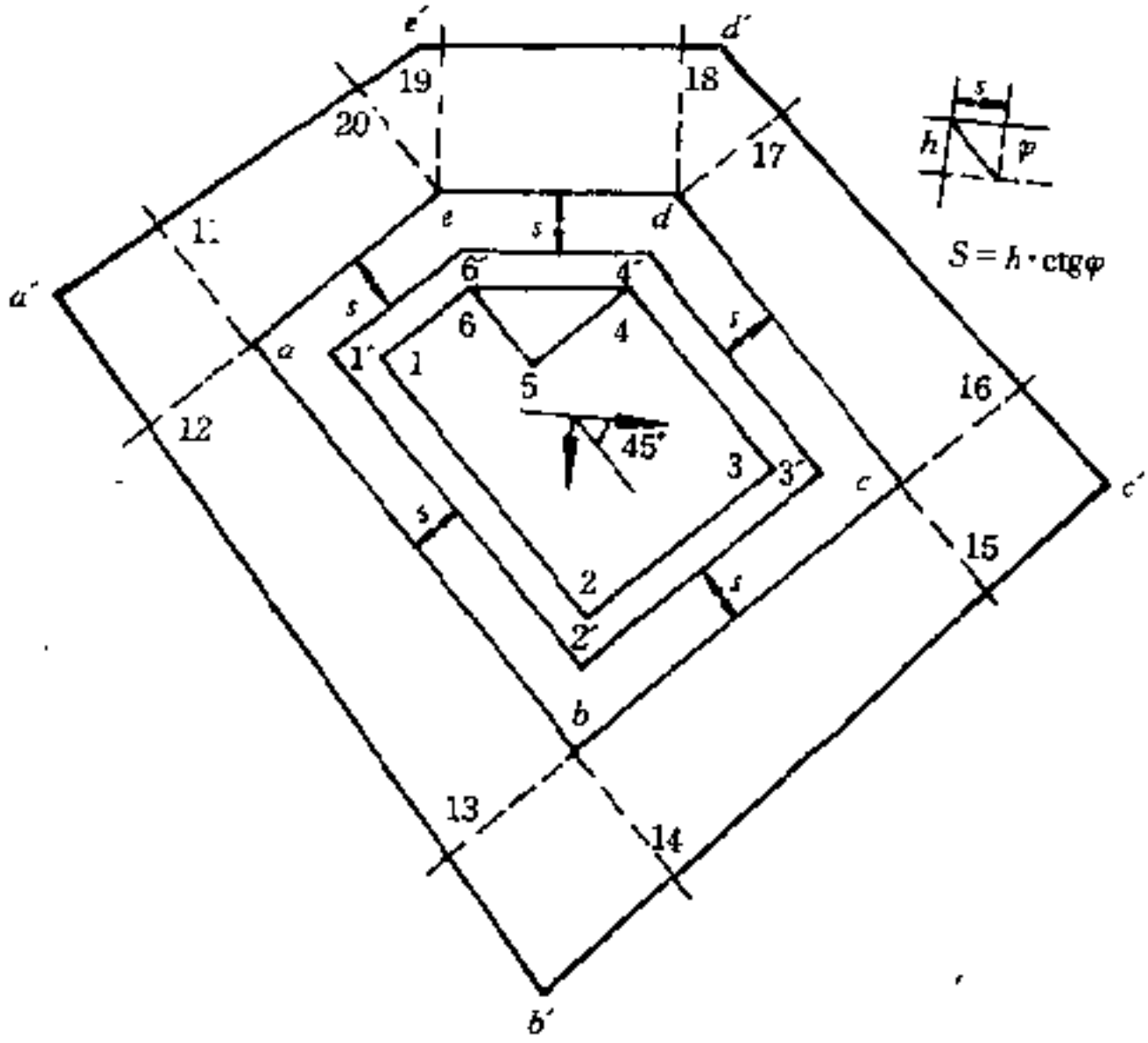
附图 9—1　用垂直剖面法设计房屋保护煤柱

用垂线法设计该建筑群保护煤柱步骤如下：

（1）受护边界及受护面积的确定。在平面图上（附图9—2）确定受护边界为12346五边形。在五边形外侧加圈护带15m，得受护边界1′2′3′4′6′。

（2）在受护边界1′2′3′4′6′向外按宽度 $s=h\mathrm{ctg}\varphi=25\times$

ctg45°＝25m 划出 *abcde* 五边形，保护煤柱边界可根据五边形 *abcde* 用垂线法设计。



附图 9—2　用垂线法设计建筑群保护煤柱

（3）由 *a*、*b*、*c*、*d*、*e* 各点分别作线段 *ab*、*bc*、*cd*、*de*、*ea* 的垂线。各垂线长度 *q*、*l* 按第 21 条的公式计算。计算起始数据为：

①斜交剖面移动角 β'、γ'，本例中 *ab*、*dc* 和 *ae*、*bc* 边的 $\theta=45°$，*cd* 边的 $\theta=10°$，$\alpha=14°$，$\beta=66°$，$\gamma=73°$，$\delta=73°$。根据第 20 条中公式求出：$\theta=45°$时，$\beta'=69°$，$\gamma'=73°$；$\theta=10°$时，$\beta'=66°$，$\gamma'=73°$。

②*a*、*b*、*c*、*d*、*e* 各点（$H-h$）值计算。本例中用作图

法求出，各点的（$H-h$）值如下：

$(H-h)_a=178$m，$(H-h)_b=217$m，$(H-h)_c=186$m，$(H-h)_d=158$m，$(H-h)_e=161$m。

根据上述起始数据，按第22条计算各点的q、l值，计算结果见附表9—1。

附表9—1　垂线长度q、l计算结果

计算点号	a		b		c		d		e	
$H-h$（m）	178		217		186		158		161	
垂线	$a-11$	$a-12$	$b-13$	$b-14$	$c-15$	$c-16$	$d-17$	$d-18$	$e-19$	$e-20$
q	63.7					66.6	56.3	62.9	64.2	57.6
l		57.5	70.1	70.1	60.1					

（4）在各垂线上，按比例尺截取各线段的计算长度，用直线分别连接垂线各端点相交成五边形a'、b'、c'、d'、e'。该五边形轮廓即为建筑群保护煤柱边界的平面图。

例3　用数字标高投影法设计工业场地保护煤柱

某矿的工业场地为长方形，其长轴方向与煤层走向的夹角$\theta=45°$（附图9—3）。该地区地势平坦，地面标高平均为+80m，基岩面坡度较大，且与煤层倾向一致。基岩面等高线及煤层底板等高线如附图9—3所示。用数字标高投影法设计保护煤柱步骤如下：

（1）工业场地受护面积的确定。本例中受护对象轮廓为长方形。在长方形的外围划出工业场地的围护带。根据第72条规定，工业场地围护带宽度取15m。由此得出受护边界$abcd$。

d。计算时根据“保护煤柱空间体的侧平面上等高线的等高距应和煤层等高线的等高距相同”的原则，取 $D=20$m。各 d 值计算结果列于附表 9—2 中。

(7) 按附图 9—3 中平面图比例尺在 $a'b'$ 一侧绘出倾角为 β' 的保护煤柱侧平面等高线。其走向线方向确定方法如下：在 $a'b'$ 直线上找出基岩面标高为+40m 的 M 点。从 M 点起作 $a'b'$ 边垂线，在该垂线上以 $d=9$m 为平距，划分出标高为+20、0、−20、−40、……的标高分级点。将诸分级点中标高为+20m 的 N 点与 $a'b'$ 边上标高为+20m 的 M' 点相连，得线段 $M'N$。该线段即为保护煤柱空间体侧平面等高线的走向线。根据该走向线方向及各标高分级点绘出保护煤柱侧平面等高线。

(8) 将保护煤柱侧平面等高线与煤层中的同值等高线(本例中 $a'b'$ 一侧的同值等高线为−120、−140、−160) 的交点相连，即得保护煤柱侧平面与煤层的交线 $a''b''$。此交线即为保护煤柱一侧的边界。

(9) 同理可在 $b'c'$、$c'd'$、$d'a'$ 各侧面分别求出保护煤柱边界 $b''c''$、$c''d''$、$d''a''$。

(10) $a''b''c''d''$ 即为用数字标高投影法设计的保护煤柱边界。

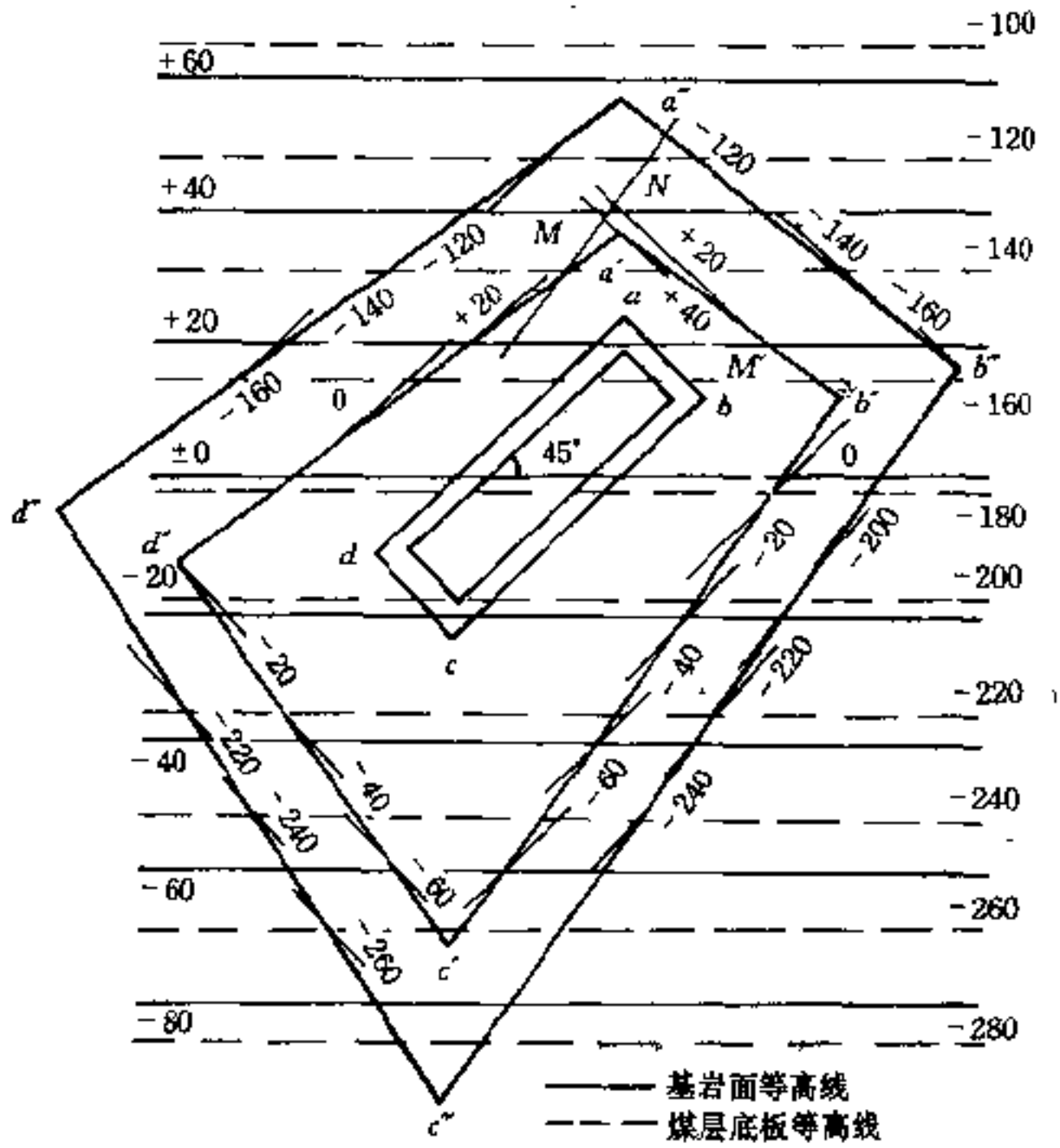
例 4　急倾斜煤层群立井保护煤柱设计

某矿开采急倾斜煤层群 (3 个煤层)，煤层倾角 68°，各煤层厚度及间距如附图 9—4 所示。立井井筒位于煤层底板一侧。

根据第 74 条规定，立井及工业场地保护煤柱在煤层倾斜剖面上用 λ 角设计，在煤层走向方向上用 δ 角设计。用垂直剖面法设计保护煤柱步骤如下：

(1) 地面受护面积的确定。过工业场地角点作平行于煤

层走向或倾斜方向的直线得四边形 1234。在四边形外围加围护带，按第 71 条规定，围护带宽度取为 20m，得地面受护边界 1′2′3′4′。

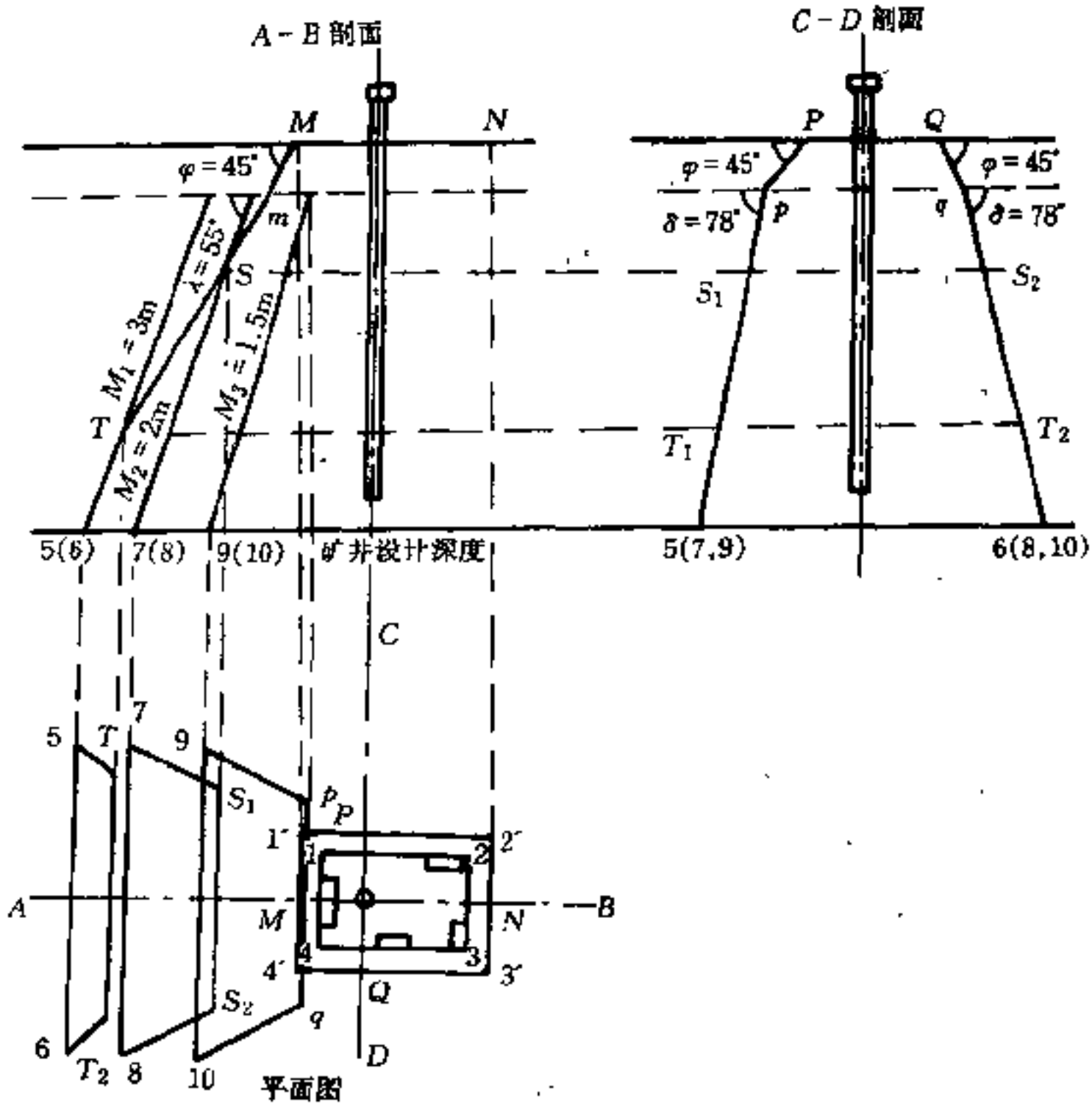


附图 9—3　用数字标高投影法设计工业场地保护煤柱

(2) 过井筒中心作沿煤层倾斜方向的剖面 $A-B$，及走向方向的剖面 $C-D$。

(3) 参数选取。

$$\delta=78°,\ \lambda=55°,\ \varphi=45°$$



附图 9－4　急倾斜煤层群立井保护煤柱设计

（4）将平面图上受护边界投影到 $A-B$ 剖面上，得 M、N 点。过 M 点以 $\varphi=45°$作直线，交基岩面于 m 点。由 m 点以 $\lambda=55°$作直线，该直线与 M_1、M_2 煤层交于 T、S 点。此两点分别为该二煤层的开采下限。$A-B$ 剖面上 msT 直线及矿井设计深度以内所圈定的煤层均为 $A-B$ 剖面的保护煤柱，转

绘到平面图上。

(5) 同理，将平面图上受护边界投影至 $C-D$ 剖面上，得 P、Q 点。由 P、Q 两点以 $\varphi=45°$作直线交基岩面于 p、q 点。由 p、q 两点以 $\delta=78°$作直线。两直线与设计深度所圈定的煤层为走向剖面 $C-D$ 上保护煤柱的垂直投影图，转绘到平面图上。

在平面图上 $T_1T_2$65 为 M_1 煤层保护煤柱边界，$S_1S_2$87 为 M_2 煤层保护煤柱边界，pq109 为 M_3 煤层保护煤柱边界。

例 5　立井防滑煤柱设计

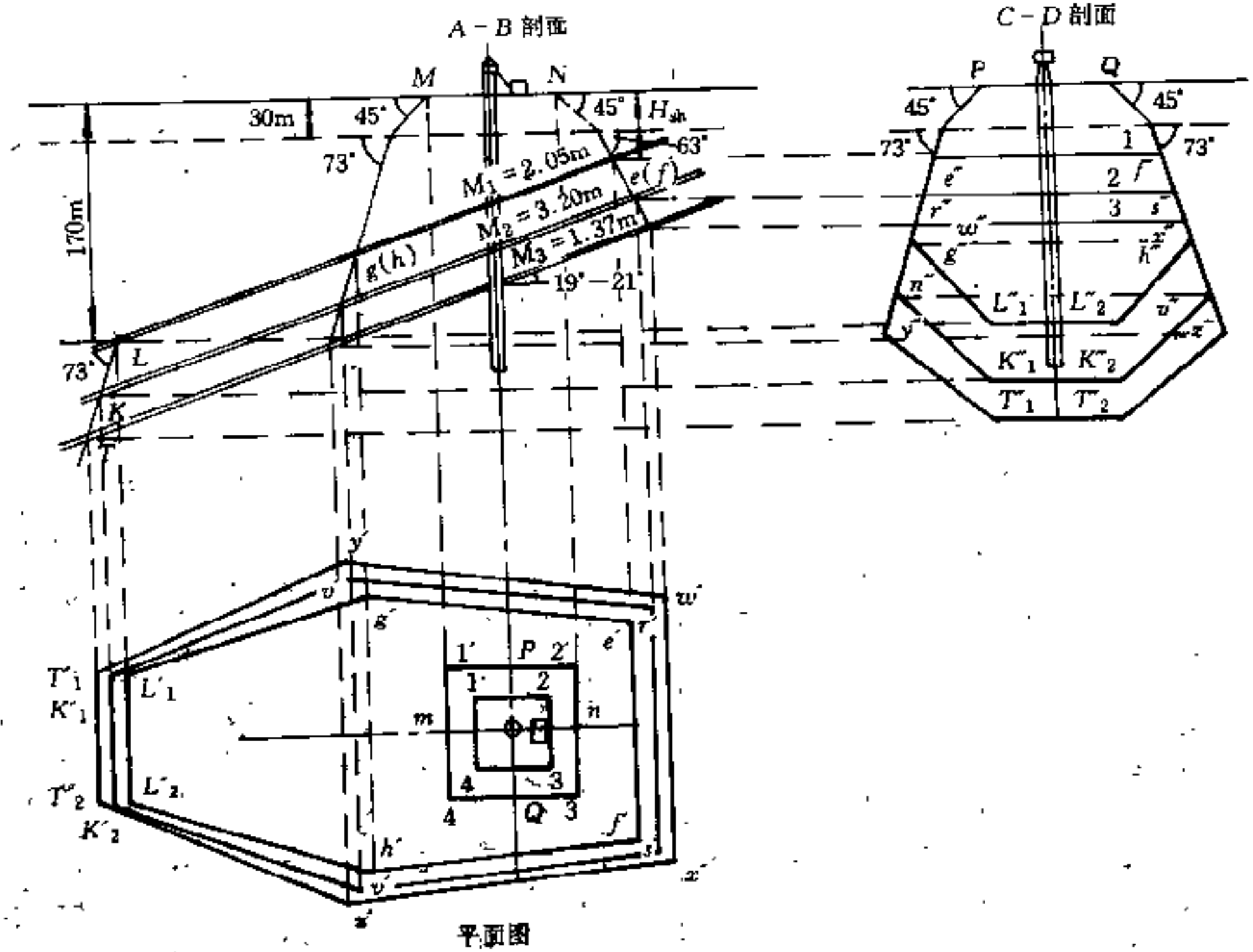
某矿立井穿过一层软弱岩层，立井垂深 200m，可采煤层三层，其厚度分别为 $M_1=2.05$m、$M_2=3.20$m、$M_3=1.37$m，各煤层埋藏深度如附图 9—5 所示。煤层倾角 19°～21°，松散层厚度 30m，井口仅有井架及提升机房。本矿区观测资料表明，存在岩层沿软弱面滑移的条件。故按第 74 条和第 75 条规定，应考虑留设防滑煤柱。其步骤如下：

(1) 地面受护面积的确定。由于井口附近除井架及提升机房外，无其它重要建筑物。在确定地面受护面积时，应考虑护井煤柱，本例中护井煤柱为 20m（可根据具体条件取值）。为此，在地面井口井壁起向上山、下山及走向向外各推 20m，取正方形作为井口受护边界。如果提升机房位于该受护边界以外，应以提升机房外边界为受护面积边界，本例中地面受护边界为 1234 四边形（附图 9—5）。根据第 71 条规定，立井围护带宽度为 20m，由此得地面受护边界 1′2′3′4′。

(2) 采用垂直剖面法按一般原则首先设计出立井保护煤柱。设计方法及步骤详见本附录例 1。所用参数为：

$$\varphi=45°,\ \delta=73°,\ \gamma=73°,\ \beta=73°-0.5\alpha=63°$$

(3) 1#煤层（M_1 煤层）防滑煤柱下边界的确定。



平面图

附图 9－5　立井防滑煤柱设计

根据第 75 条规定，1#煤层（煤层群的最上层）应留设防滑煤柱的深度按下式计算：

$$H_B = H_S \sqrt[3]{n} + H_上$$

式中 H_S 为发生滑移的临界深度，由于本矿区无实测资料，可按附表 9—3 选定。

附表 9—3　H_s 值　　单位：m

h（m）	煤层倾角 α					
	15°	25°	35°	45°	55°	60°
≤5	30	60	90	110	140	155
10	30	70	100	130	160	180
15	35	80	115	145	180	200
≥20	50	115	160	200	255	285

用内插法计算得 $h=30$m，$\alpha=20°$时，$H_S=85$m。

n 为开采煤层数，本例中 $n=3$；$H_上$ 为 1#煤层立井保护煤柱上边界垂深，本例中 $H_上=48$m。所以

$$H_B = H_S \sqrt[3]{n} + H_上 = 85 \times 1.44 + 48 = 170\text{m}。$$

根据计算结果 $H_B=170$m，在煤层倾斜剖面 $A-B$ 上按比例尺找出 $H_B=170$m 水平线与 1#煤层 M_1 底板相交于 L 点。将 L 点分别投影到平面图上和 $C-D$ 剖面图上。在平面图上得防滑煤柱下边界 $L'_1L'_2$，在 $C-D$ 剖面图上得防滑煤柱下边界线 $L''_1L''_2$。在 $C-D$ 剖面上，分别过受护面积边界点 P、Q 作垂线与 $L_1^*L_2^*$ 水平线相交于 L''_1、L''_2 两点。$h''g''L''_1L''_2$ 为防滑煤柱垂直投影。$f''e''g''L''_1L''_2h''$为包括防滑煤柱在内的保护煤柱垂直投影。

将 $L''_1L''_2$ 转绘到平面图 $L'_1L'_2$ 线上，得 L'_1、L'_2 两点，则

$h'g'L'_1L'_2$ 为防滑煤柱水平投影图。$f'e'g'L'_1L'_2h'$ 为包括防滑煤柱在内的保护煤柱水平投影图。

(4) 2#、3#煤层防滑煤柱下边界的确定。

根据第75条规定，在 $A-B$ 剖面上由 L 点以 $\gamma=73°$ 作直线，与2#、3#煤层分别相交于 K、T 两点。该两点即为2#、3#煤层防滑煤柱下边界点。

将 K、T 两点分别投影到平面图及 $C-D$ 剖面上，得 $K'_1K'_2$、$T'_1T'_2$、$K''_1K''_2$、$T''_1T''_2$ 直线。在 $C-D$ 剖面上，从 P、Q 两点所作直线与 $K''_1K''_2$ 直线相交于 K''_1、K''_2 两点；与 $T''_1T''_2$ 直线相交于 T''_1、T''_2 两点。则 $V''U''K''_1K''_2$ 为2#煤层中防滑煤柱垂直投影图，$s''r''U''K''_1K''_2V''$ 为2#煤层中保护煤柱垂直投影图。$z''y''T''_1T''_2$ 为3#煤层中防滑煤柱垂直投影图，$x''w''y''T''_1T''_2z''$ 为3#煤层中保护煤柱垂直投影图。

将 K''_1、K''_2 及 T''_1、T''_2 各点分别转绘到平面图上，得 K'_1、K'_2 及 T'_1、T'_2 各点，则 $V'U'K'_1K'_2$ 为2#煤层防滑煤柱水平投影，$S'T'U'K'_1K'_2V'$ 为2#煤层保护煤柱水平投影，$z'y'T'_1T'_2$ 为3#煤层中防滑煤柱水平投影图，$x'w'y'T'_1T'_2z'$ 为3#煤层中保护煤柱水平投影图。

例6　斜井及工业场地保护煤柱设计

某矿有三层煤层，其厚度分别为 $M_1=2.05$m、$M_2=1.05$m、$M_3=3.75$m，煤层倾角 $\alpha=34°$，松散层厚度 $h=20$m。该煤层组用斜井开拓，井筒倾角25°，穿过Ⅰ、Ⅱ号煤层。井底车场位于Ⅱ号煤层和Ⅲ号煤层之间，地面工业场地位于煤层底板一侧。要求为地面工业场地、斜井井筒和井底车场设计保护煤柱。

为方便起见，先分别设计工业场地、井底车场和斜井保护煤柱，然后予以合并。

1. 技术参数选择

根据该矿实测资料，确定 $\varphi=45°$，$\delta=\gamma=75°$，$\beta=75°-0.3\alpha=65°$。

根据第 72 条规定，工业场地围护带宽度定为 15m。

该矿实际经验表明，主要井巷上面和两侧的护巷岩（煤）柱宽度应为 20m。在平面图上，斜井井筒、井底车场护巷煤柱用虚线圈出（附图 9—6）。

2. 工业场地保护煤柱设计

（1）在煤层倾斜剖面 $A-B$ 上，由工业场地受护边界 N 点在松散层内以 $\varphi=45°$作直线，在基岩内以 $\gamma=75°$作直线，与 M_1 煤层交于 1（2）点，得保护煤柱下边界点。保护工业场地时，在煤层底板方向不需设计保护煤柱，在 M_2、M_3 煤层内不需设计工业场地保护煤柱。

（2）在煤层走向剖面 $C-D$ 上，由受护边界 N、p 分别以 $\varphi=45°$、$\delta=75°$作直线得两斜线 $n_1$1、$n_2$2。将 $A-B$ 剖面上 1（2）投影至 $C-D$ 剖面与 $n_1$1 直线交于 1 点，与 $n_2$2 直线交于 2 点，1、2 点即为保护煤柱下边界，煤柱上边界以煤层露头线为界。

（3）将 $A-B$ 及 $C-D$ 剖面上 n_0、1（2）、n_1、n_2、1、2 各点转绘到平面图上，得梯形 $n_1n_2$21，即为平面图上工业场地保护煤柱边界线。

3. 斜井井筒保护煤柱设计

（1）在 $A-B$ 剖面上，由斜井与井底车场交点用 $\gamma=75°$作直线与 M_1、M_2 煤层交于 13（14）、15（16）点，该两点为井筒保护煤柱在 M_1、M_2 煤层中的下边界。

（2）M_1 煤层中斜井井筒保护煤柱上边界即为煤层露头处的 n_0 点。在 M_2 煤层中斜井护巷岩柱顶部边界（图中虚线，

(3) 在 M_3 煤层中不需设计保护煤柱。

例 7　反斜井及工业场地保护煤柱设计

某矿开采缓倾斜煤层，用反斜井开拓，煤层倾角为 $\alpha=11°$，厚度 $M=2.20$m。斜井倾角 23°。斜井倾向与煤层倾向相反。井口工业场地建筑物位置详见附图 9－7。斜井倾斜长 415m。井口地面标高＋41.073m，井底水平标高－122.57m。松散层厚度 $h=15$m，用垂直剖面法设计斜井及工业场地保护煤柱。其步骤如下：

(1) 受护边界的确定。如附图 9－7 所示，在平面图上工业场地受护边界为矩形 1234，根据第 72 条规定，工业场地围护带宽度为 15m，故其受护面积为 1′2′3′4′。

斜井护巷岩柱宽度，根据该矿经验取为 15m。在主、副斜井巷帮向外量取 15m；得斜井受护边界 1_0562_0，不另加围护带宽度。

(2) 岩层移动角选定。

$\delta=75°$，$\gamma=75°$，$\beta=75°-0.5\alpha=70°$，$\varphi=45°$

(3) 在平面图上过斜井受护边界中心线、沿煤层倾斜方向作 $A-B$ 剖面，过工业场地中点、沿煤层走向作 $C-D$ 剖面，并绘出工业场地、斜井及井底车场投影位置。

(4) 在 $A-B$ 剖面上设计保护煤柱边界。

①由工业场地受护面积边界 M、N 点，在松散层内以 $\varphi=45°$作直线与基岩面相交。在基岩内，由基岩面上交点，分别以 $\gamma=75°$、$\beta=70°$作直线与煤层底板相交，得 3″（4″）、2″（1″），即为工业场地保护煤柱上、下边界点。

②斜井井筒保护煤柱下边界，即为井口在煤层上的垂直投影 S（T）（只留斜井保护煤柱时，下边界仍由井口受护边界点按移动角设计，见图中虚线）。斜井与煤层的交点为 6

(5) 点。

③斜井井底车场保护煤柱上边界应根据第 81 条规定设计到 h_{sh}的高度为止。

$$h_{sh}=30-25\frac{\alpha}{\rho}=25\text{m}$$

为此，从巷道顶板向上量垂高等于 25m 作一水平线与煤层底板的交点为 8 (7) 点。

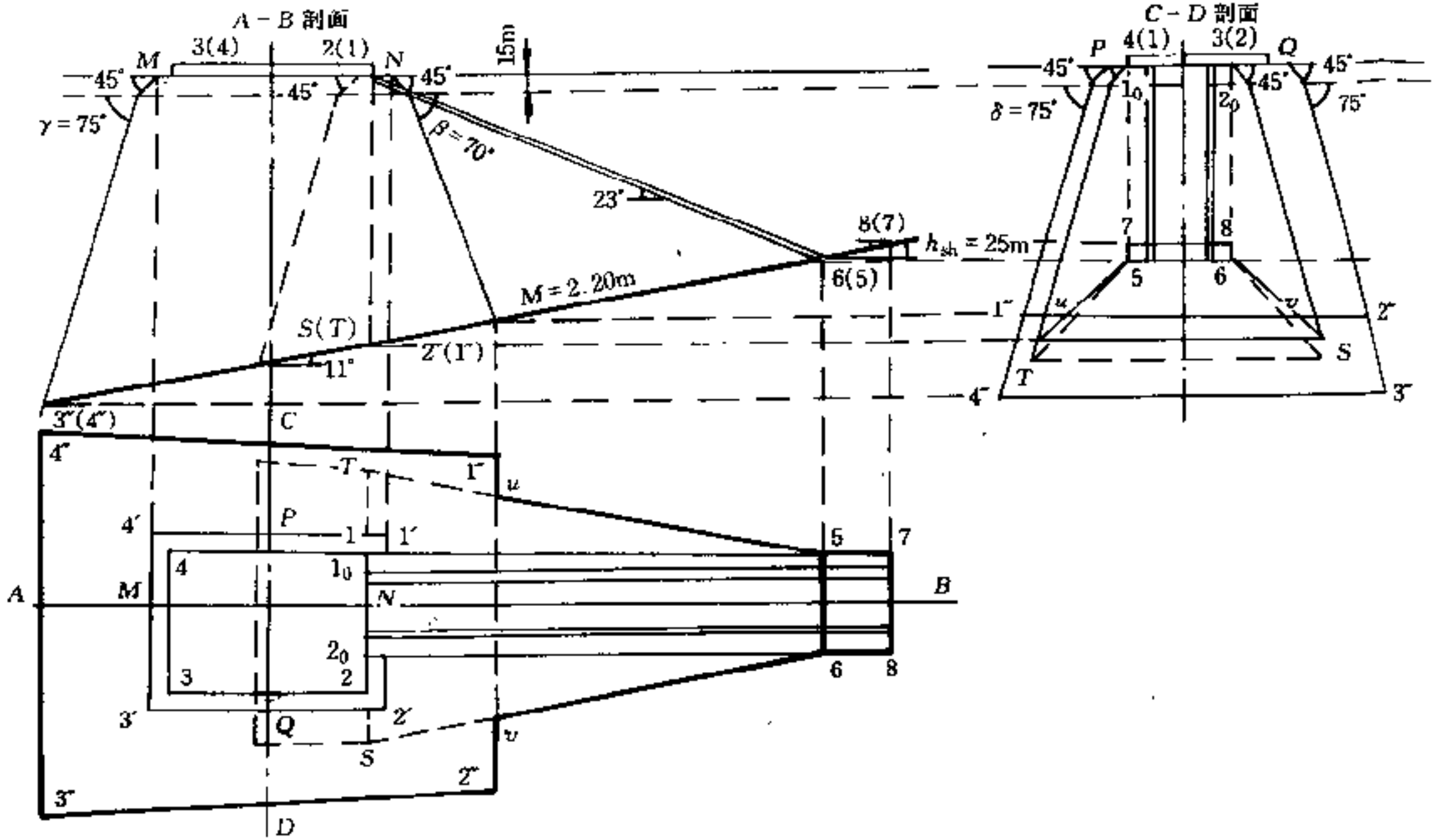
④由 8 (7) 点沿煤层至 3″ (4″) 为工业场地、斜井及井底车场保护煤柱在 $A-B$ 剖面上的投影。

(5) 在 $C-D$ 剖面上设计保护煤柱边界。

①由工业场地受护面积边界 P、Q 点，以 $\varphi=45°$在松散层内作直线，再以 $\delta=75°$在基岩内作直线。将 $A-B$ 剖面上 2″ (1″) 点投影至 $C-D$ 剖面上得 1″、2″，即为工业场地保护煤柱上边界。同理，将 3″ (4″) 点投影至 $C-D$ 剖面得 4″、3″，即工业场地保护煤柱下边界。梯形 1″、2″、3″、4″为工业场地保护煤柱在 $C-D$ 剖面上的投影。

②斜井在 $C-D$ 剖面上保护煤柱的设计方法。在 $C-D$ 剖面上，由斜井受护边界 1_0、2_0 点，以 $\varphi=45°$在松散层内作直线，以 $\delta=75°$在基岩内作直线，将 $A-B$ 剖面上 S (T) 点投影到 $C-D$ 剖面得 T、S，即为斜井保护煤柱下边界 (包括在 1″、2″、3″、4″以内)。同理，将 $A-B$ 剖面上 6 (5) 点投影至 $C-D$ 剖面上，得水平线，再由 1_0、2_0 点作铅垂线与该水平线相交于 5、6，5、6 即为斜井保护煤柱上边界。由于在 6 (5) 点处斜井与煤层相交，故以斜井受护面积边界作为该煤柱上边界宽度。

③井底车场煤柱边界是将 $A-B$ 剖面上 8 (7) 点投影至 $C-D$ 剖面与铅垂线 1_0、7 和 2_0、8 相交于 7、8 点，长方形 5、



附图 9—7　反斜井及工业场地保护煤柱设计

6、8、7 即为井底车场保护煤柱在 $C-D$ 剖面的投影。

（6）在平面图上设计保护煤柱边界。

①将 $A-B$ 和 $C-D$ 剖面上工业场地保护煤柱投影边界按投影原则分别投影到平面图上，得 1″、2″、3″、4″为工业场地保护煤柱平面投影。

②同理，将 $A-B$ 和 $C-D$ 剖面上斜井保护煤柱边界投影到平面图上，得 5、6、S、T 为斜井保护煤柱平面投影。

③同理，在平面图上得井底车场保护煤柱 5、6、8、7。

（7）在平面图上 4″、1″、U、5、7、8、6、V、2″、3″为工业场地、斜井和井底车场保护煤柱的总合图。

例 8　铁路保护煤柱设计

某矿区有国家一级铁路线通过。铁路下方的煤层埋藏深度为 120～310m，厚度 $M=2.0$m，倾角 $\alpha=15°$。煤系岩层为中等硬度，以砂岩、砂质页岩互层为主。铁路线路位置及煤层底板等高线详见附图 9－8。松散层厚度 $h=20$m，为正常湿度的砂质粘土，地面平均标高为＋70m。用垂直剖面法设计铁路保护煤柱。其具体步骤如下：

（1）受护面积的确定。在平面图（附图 9—8）上按第 59 条规定，在路堤部分以路堤坡脚外 1m 为受护边界。由此得 $abcdeff'e'd'c'b'a'$。

根据第 59 条规定，其围护带宽度为 20m。在受护边界外围划出圈护带，则得 $a_1b_1c_1d_1e_1f_1f'_1e'_1d'_1c'_1b'_1a'_1$ 为受护面积。

（2）移动角选定：

$$\varphi=45°,\ \delta=\gamma=80°,\ \beta=80°-0.8\alpha=68°$$

（3）根据线路特征，作 6 个横向竖直剖面：$A-A'$、$B-B'$、$C-C'$、$D-D'$、$E-E'$、$F-F'$。

（4）在平面图上，根据煤层底板等高线求出各剖面上受护面积边界点下方煤层埋藏深度（各点处的煤层底板标高减去地表标高），列于附表 9—4。

附表 9—4　铁路线路各剖面特征表

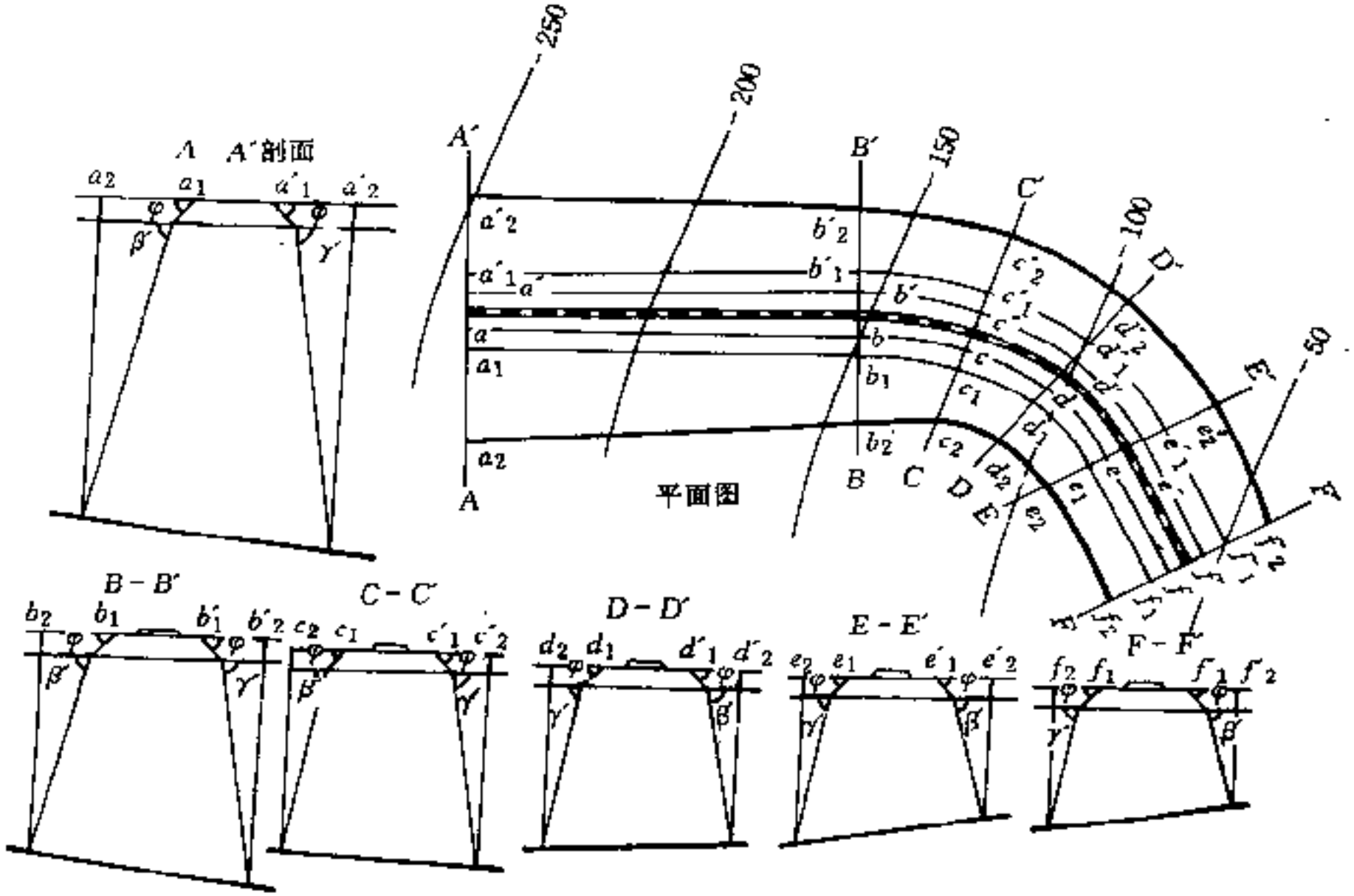
剖　面	H_1（m）	H_2（m）	θ	β'	γ'
$A-A'$	309	314.5	67	77	80
$B-B'$	219	227	67	77	80
$C-C'$	195.5	199	86	80	80
$D-D'$	176	170	73	78	80
$E-E'$	157	145	51	74	80
$F-F'$	133	120	51	74	80

（5）在平面图上量出各剖面处受护边界与煤层走向的夹角 θ，并列于附表 9—4。根据第 20 条规定，计算各剖面上的斜交剖面移动角 β'、γ' 值，列于附表 9—4。

（6）作 $A-A'$ 横向竖直剖面图，由受护边界点 a_1、a'_1 以 $\varphi=45°$ 作直线到基岩面，然后从该两交点分别以 $\beta'=77°$、$\gamma'=80°$ 作直线与煤层底板相交，得交点。在 $A-A'$ 剖面图上，将交点投影到地面上得 a_2、a'_2 点 a_2、a'_2 为该剖面上铁路保护煤柱边界在地表的投影。

（7）用同样方法求出 $B-B'$、$C-C'$、$D-D'$、$E-E'$、$F-F'$ 剖面上的铁路保护煤柱边界在地表的投影 $b_2b'_2$、$c_2c'_2$、$d_2d'_2$、$e_2e'_2$、$f_2f'_2$。

（8）将所求各点转绘到平面图上，用圆滑曲线连接各点，得曲线 $a_2b_2c_2d_2e_2f_2$ 和 $a'_2b'_2c'_2d'_2e'_2f'_2$。两曲线以内的煤层为铁路保护煤柱。



附图 9—8　铁路保护煤柱留设

例 9　铁路立交桥保护煤柱设计

某矿井田内有铁路立交桥一座（附图 9—9）。桥上为矿区专用铁路线，桥下为国家一级铁路线。今欲在矿区专用铁路线下采煤，需设计国家一级铁路线及立交桥保护煤柱，其允许水平变形值为 2mm/m。

该立交桥处地质开采技术条件为：松散层厚度 7m，煤层埋深 293m。煤层倾角 14°，煤厚 $M=2.10$m，立交桥长轴方向与煤层倾斜方向一致。

根据第 16、17、18、19、20 条规定，采用垂直剖面法设计立交桥保护煤柱。由于该保护煤柱宽度尺寸较小，应对其水平变形值进行验算，以确保立交桥不受采动影响。其步骤如下：

（1）地面受护面积的确定。在平面图上，受护边界应以线路两侧路堑顶边缘为界（图中 1—2 和 3—4 两直线），并在受护边界两侧各加 15m 宽的围护带。

（2）参数选择。

$$\varphi=45°,\ \delta=78°,\ \gamma=78°,\ \beta=78°-0.7\alpha=68°$$

（3）由于立交桥长轴方向和国家一级线路方向与煤层倾斜方向一致。本例中只考虑沿煤层走向方向设计保护煤柱边界，即附图 9—9 中沿煤层走向剖面上的保护煤柱边界 pq。设计方法详见例 1 中 $C-D$ 剖面保护煤柱。

（4）煤柱宽度尺寸验证。为了保证立交桥的水平变形值不超过其允许值，应进行水平变形值预计：

①预计参数选择：

$$q=0.67,\ \mathrm{tg}\beta=1.85,\ S_3=0.1H,\ b=0.3$$

②已知 $H=293$m，$M=2100$mm，$\alpha=14°$，反求允许变形

值点处的$\frac{x}{r}$值。

根据：$\text{tg}\beta=\frac{H}{r_3}$，$r_3=\frac{H}{\text{tg}\beta}=\frac{293}{1.85}=158\text{m}$

$$W_{cm}=q\cdot M\cdot\cos\alpha=0.67\times2100\times0.9703=1365\text{mm}$$

$$\varepsilon_{cm}=1.52b\frac{W_{cm}}{r_3}=3.94\text{mm/m}$$

待求点 $\varepsilon_{cx}=1\text{mm/m}$

（因双向半无限叠加，取 $\varepsilon_x=\frac{2\text{mm/m}}{2}$）。

按$\frac{\varepsilon_x}{\varepsilon_{cm}}=\frac{1}{3.94}=0.245$为引数，查表得：

$$\frac{x}{r}=0.93,\quad x=0.93r$$

③确定允许变形值处的保护煤柱宽度。

因 $x=0.93r=0.93\times158=147\text{m}$

故计算保护煤柱宽度为：$L=2x=2\times147=294\text{m}$

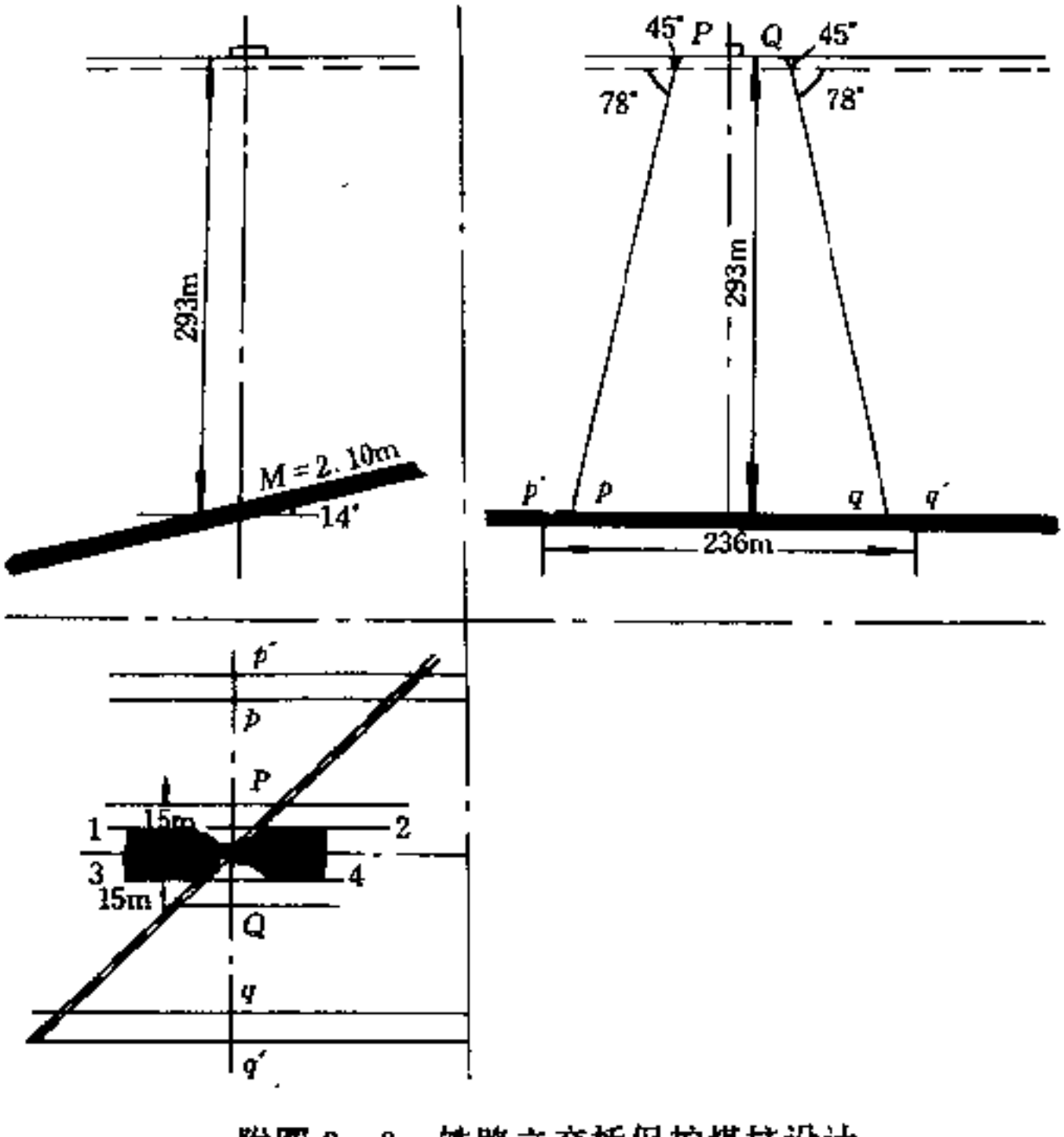
实际设计保护煤柱宽度应减去两侧的拐点偏距为：

$$l=L-2s=294-58=236\text{m}$$

而按移动角法所设计保护煤柱宽度为：$pq=204\text{m}$。为了使立交桥处的 ε_x 叠加值不超过允许值 $\varepsilon=2\text{mm}$，必须增大煤柱尺寸，即需增加 $236-204=32\text{m}$，故保护煤柱两侧各增加 16m。附图 9—9 中 qq' 及 $p'p$ 为增加的保护煤柱宽度。

例 10　水体保护煤柱设计

某矿采区上方地表有水库一座，最高洪水深 17m，坝顶高 20m，其范围及位置见附图 9—10。水库下方为含水砂砾层，厚 10m，基岩风化带垂深 10m，富水性强，煤层厚度 $M=6.5\text{m}$，倾角 $\alpha=20°$，采用倾斜分层长壁下行陷落法分三个分层开采。煤层覆岩岩性中硬。要求设计该水库及库坝下方



附图 9—9　铁路立交桥保护煤柱设计

保护煤柱。

根据第 44 条规定，采用垂直剖面法设计保护煤柱，其步骤如下：

（1）技术参数选定。

①岩层裂缝角取 $\delta''=80°$；移动角取：

$$\varphi=45°,\ \delta=73°,\ \beta=73°-0.6\alpha=61°$$

②防水安全煤岩柱高度计算。

根据附录六，防水安全煤岩柱尺寸应为：

$$H_{sh}=H_{Li}+H_b+H_{fc}$$

因 $H_{li}=\dfrac{100\Sigma M}{1.6\Sigma M+3.6}+5.6=\dfrac{100\times 6.5}{1.6\times 6.5+3.6}+5.6=52\text{m}$

$$H_b=6\,\frac{\Sigma M}{n}=6\times\frac{6.5}{3}=13\text{m}$$

$$H_{fe}=10\text{m}$$

故 $$H_{sh}=52+13+10=75\text{m}$$

(2) 受护面积的确定。在井上、下对照图上按水库平面范围确定受护面积。由于库坝属水工建筑物，其围护带宽度根据第 49 条规定取 15m。无库坝处仅考虑最高洪水位线，不另加围护带。

(3) 通过水库底界面的最低标高处，作煤层倾斜和走向剖面图 $A-B$、$C-D$。

(4) 在 $A-B$ 剖面图上，首先在煤层浅部一方，即水库受护边界点确定煤层倾斜上山一侧的煤柱边界。由于上山一侧为库坝（水工建筑物），其保护煤柱边界应以移动角法设计。本例中先以 $\varphi=45°$作直线，然后以 $\beta=61°$继续作直线与煤层顶板相交于 S 点，得出库坝保护煤柱上边界点。

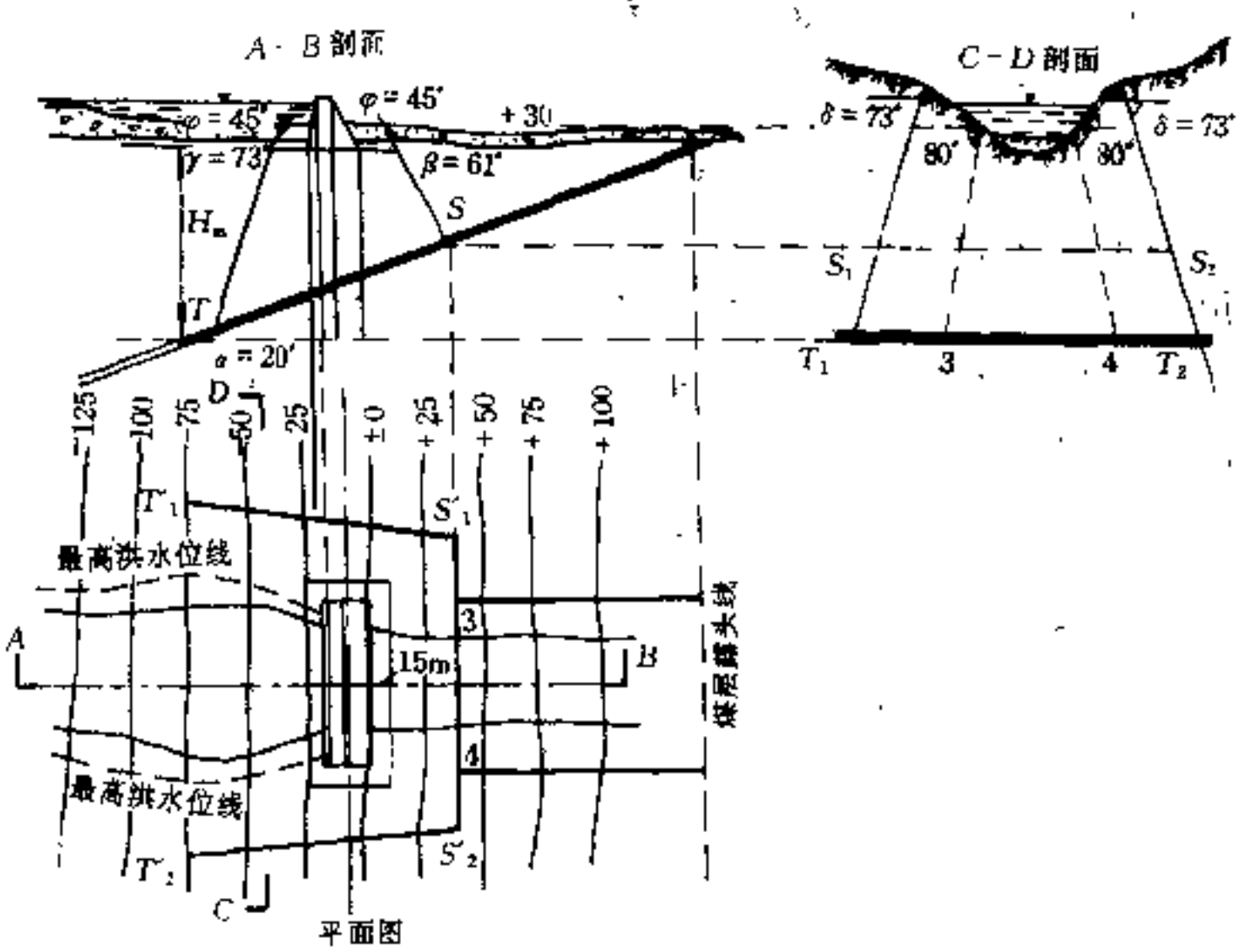
然后，通过水库底界面（本例中为砂砾层底板）的最低标高点处作水平线。由此水平线向下量出防水煤岩柱高度 $H_{sh}=75\text{m}$，再过其下端点作水平线与煤层相交，得出水库下方保护煤柱下边界点 T。

(5) 在走向剖面 $C-D$ 图上，以最高洪水位为受护边界，以移动角 $\delta=73°$作直线与煤层底板相交于 S_1、S_2、T_1、T_2。将 S_1、S_2、T_1、T_2 转绘到平面图上，得 T'_1、S'_1、S'_2、T'_2，即为库坝保护煤柱平面图。

(6) 本例中应进行如下验证：如果单独作出的库坝保护煤柱下边界超过水库保护煤柱，应取库坝保护煤柱下边界作

为水库下采煤的开采上限。反之，以水库保护煤柱边界为其开采上限。本例中库坝保护煤柱下边界在水库保护煤柱边界以内，故取水库保护煤柱边界为最终边界（即水库下采煤的开采上限）。

（7）库坝外的河床仍须留设保护煤柱。为此，根据第44条规定在走向剖面 $C-D$ 图上定出库坝外河床受护边界，以裂缝角 $\delta''=80°$ 作直线与煤层底板相交于3、4点。将3、4点转绘到平面图上。在平面图上，以3、4两点为基点，平行于河床作平行线，至煤层露头线。此为库坝外河床的保护煤柱边界。



附图 9—10　水体保护煤岩柱设计

例 11　煤层向、背斜构造地区保护煤柱设计

按下列情况举例如下：

1. 建筑物位于向斜轴部上方时保护煤柱的设计（附图 9—11*a*）

（1）在煤层倾斜剖面上由受护边界 M、N 点，以 φ 角作直线至基岩面 $I—I$ 点。

（2）在基岩内，由于向斜翼上岩（煤）层倾角的变化，在采用 $\beta=\delta-k\alpha$ 确定保护煤柱上边界时，应选用不同的 β 值。为计算方便，按倾角相差 10°为间隔，用 α_1 求出 β_1，由 Ⅰ 点以 β_1 作直线交于 Ⅱ 点（Ⅱ 点处的岩层倾角 α_2 比 Ⅰ 点处 α_1 相差 10°）。

（3）用 α_2 求出 β_2，由 Ⅱ 点以 β_2 作直线至煤层底板 m、n 点。如果在 Ⅱ 点至煤层之间岩层的倾角仍变化很大（大于 10°），应按上述原则确定出点 Ⅲ、Ⅳ、……直至煤层底板。

（4）在煤层走向剖面上，保护煤柱边界设计的方法是，过向斜轴面与煤层交点 O 处作走向剖面，以 φ、δ 角在松散层和基岩内作直线，得出保护煤柱的上、下边界。

2. 建筑物位于向斜一翼上方时保护煤柱的设计

第一种情况：向斜构造煤岩层倾角小于或等于 45°（附图 9—11*b*）时：

（1）在倾斜剖面上，由 M 点在松散层内以 φ 角作直线，在基岩内以 β 角作直线与煤层底板相交得 m 点，为保护煤柱上边界。

（2）由 N 点在松散层内以 φ 角作直线，在基岩内以 γ 角作直线与煤层底板相交得 n 点，为保护煤柱下边界。如果该直线与向斜轴面相交（设交点为 A），则由交点以 β 角作直线与煤层底板相交于 n 点。此时 n 点为保护煤柱下边界。

（3）保护煤柱走向方向边界的设计方法同前。

第二种情况：向斜构造煤岩层倾角大于45°（附图9—11*c*）时：

（1）在倾斜剖面上，保护煤柱上边界仍采用φ、β角设计。

（2）保护煤柱上边界设计方法如附图9—11*c*所示。由N点以φ角在松散层内作直线至基岩面，在基岩内以α_1角作直线至向斜轴交于A点。α_1为有建筑物一翼的煤层平均倾角。由A点以β角作直线与煤层底板相交于n点，n点为保护煤柱下边界。

（3）为了防止保护煤柱在大倾角条件下出现滑移现象，保护煤柱应具有一定的平面尺寸。为此，要求保护煤柱下边界（n点）至向斜轴面的水平距离不小于d值。d值按下式计算：

$$d=H_B\frac{(\sin\alpha_3-\cos\alpha_2\cdot\mathrm{tg}\rho')\ \mathrm{ctg}\alpha_3}{2\ (\mathrm{tg}\rho'\cdot\cos\alpha_2+\sin\alpha_2)}=KH_B$$

式中 α_3——煤层露头至$\alpha=\rho'$的点一段内煤层平均倾角；

H_B——为$\alpha=\rho'$的点处煤层埋藏深度（m）；

ρ'——软弱面上（有时为岩层与煤层的接触面）的内摩擦角值，当本矿无实测ρ'值时，取$\rho'=13°$；

α_2——向斜另一翼的煤层倾角；

K——系数，可按附表9—5确定。

3. 建筑物位于背斜轴部上方时，保护煤柱边界的设计

第一种情况：背斜两翼煤层倾角小于55°（附图9—11*d*）时：

（1）在倾斜剖面上，由受护边界以φ角在松散层内作直线，以γ角在基岩内作直线，与煤层底板相交于m、n点，为保护煤柱边界。

（2）在背斜轴面与煤层交点O处作走向剖面。在走向剖

附表 9—5　系数 K 值（当 $\rho'=13°$时）

α_2 (°) \ α_3 (°)	14	16	20	25	30	39	45	51
1	0.145	0.377	0.692	0.922	1.047	1.119	1.095	1.030
5	0.113	0.295	0.542	0.721	0.819	0.876	0.857	0.807
10	0.090	0.234	0.428	0.571	0.648	0.693	0.678	0.638
15	0.075	0.194	0.357	0.475	0.539	0.577	0.564	0.531
25	0.057	0.148	0.272	0.362	0.411	0.440	0.430	0.405
35	0.047	0.123	0.225	0.300	0.341	0.364	0.357	0.335
45	0.041	0.108	0.197	0.263	0.299	0.319	0.321	0.294

面上以 φ、δ 作直线，得出保护煤柱的走向边界。

第二种情况：背斜两翼煤层倾角大于 55°（附图 9—11e）时：

（1）在倾斜剖面上，如果以 φ、γ 所作直线不与煤层相交，则以矿井设计深度作为保护煤柱下边界线。

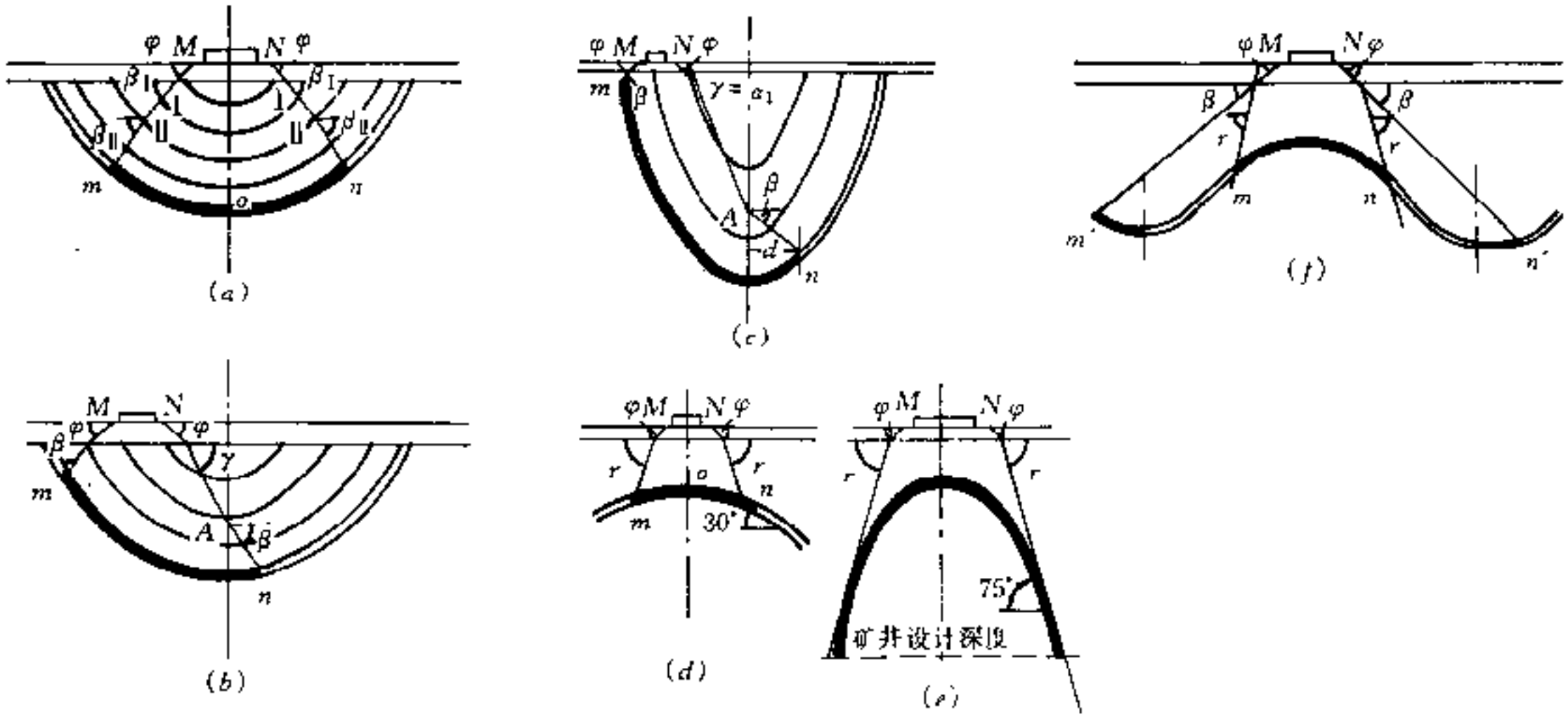
（2）在走向剖面上，以 φ、δ 作直线设计保护煤柱的走向边界。

第三种情况：为复式向背斜，背斜两翼煤层倾角小于 55°（附图 9—11f）时：

（1）背斜区域内保护煤柱的设计方法见附图 9—11d。

（2）根据具体情况，在向斜部分也要求设计保护煤柱。设计方法如下：在倾斜剖面上，由受护面积边界以 φ、β 作直线，与向斜部分的煤层底板相交于 m'、n'。m'、n' 点为向斜区域内保护煤柱上边界点。而保护煤柱下边界取向斜轴面与煤层的交点。

（3）在走向剖面上，保护煤柱边界的设计方法同前。



附图 9－11　向、背斜构造地区保护煤柱设计

a—建筑物位于向斜轴上方；*b*—建筑物位于向斜一翼上方（$\alpha \leqslant 45°$）；

c—建筑物位于向斜一翼上方（$\alpha > 45°$）；*d*—建筑物位于背斜上方（$\alpha \leqslant 55°$）；

e—建筑物位于背斜上方（$\alpha > 55°$）；*f*—复式向、背斜构造

附录十　煤矿开采损坏建筑物补偿办法

附表 10—1　砖混结构建筑物补偿比率

损坏等级	建筑物损坏程度	损坏分类	处理方式	补偿比率（%）
Ⅰ	自然间砖墙上出现宽度 1～2mm 的裂缝	极轻微损坏	粉刷	1～5
	自然间砖墙上出现宽度小于 4mm 的裂缝；多条裂缝总宽度小于 10mm	轻微损坏	简单维修	6～15
Ⅱ	自然间砖墙上出现宽度小于 15mm 的裂缝；多条裂缝总宽度小于 30mm。钢筋混凝土梁、柱上裂缝长度小于 1/3 截面高度；梁端抽出小于 20mm；砖柱上出现水平裂缝，缝长大于 1/2 截面边长；门窗略有歪斜	轻度损坏	小修	16～30
Ⅲ	自然间砖墙上出现宽度小于 30mm 的裂缝；多条裂缝总宽度小于 50mm；钢筋混凝土梁、柱上裂缝长度小于 1/2 截面高度；梁端抽出小于 50mm；砖柱上出现小于 5mm 的水平错动；门窗严重变形	中度损坏	中修	31～65
Ⅳ	自然间砖墙上出现宽度大于 30mm 的裂缝；多条裂缝总宽度大于 50mm；梁端抽出小于 60mm；砖柱出现小于 25mm 的水平错动	严重损坏	大修	66～85
	自然间砖墙上出现严重交叉裂缝、上下贯通裂缝，以及墙体严重外鼓、歪斜。钢筋混凝土梁、柱裂缝沿截面贯通，梁端抽出大于 60mm，砖柱出现大于 25mm 的水平错动；有倒塌危险	极严重损坏	拆建	86～100

注：当地有具体规定者，按当地标准选用。

附表 10—2　建筑物折旧系数

建筑年限（年）	<5	5～10	11～15	16～20	21～40	>40
折旧率（%）	0	5～15	16～25	26～35	36～65	>65

注：仅适用于农村房屋。当地有具体规定者，按当地标准选用。

一、建筑物补偿费计算公式：

$$A=\sum_{i=1}^{n} B\ (1-C)\ D_iE_i$$

式中　A——建筑物的补偿费，元；

B——计算基数。系指与当地有关部门协商确定的建筑物补偿单价，元/m^2；

C——建筑物折旧率，按附表 10—2 确定；

D_i——建筑物受损自然间的补偿比率，按附表 10—1 确定；

E_i——受损自然间的建筑面积，m^2；

n——建筑物受损自然间数。

二、说明：

煤矿开采损坏建筑物补偿是对具有合法土地使用权，持有准建证和房产证的合法建筑物依法给予的合理经济补偿。对于在煤矿企业已依法办理土地征用手续的土地上，未经煤矿企业同意所兴建的一切非法建（构）筑物、工业设施等一律不予经济补偿。

H—— 坡体垂高，m；

c——滑动面内聚力，kPa；

T——坡体下滑力，kN；

S——坡体抗滑力，kN；

AD——滑坡体主剖面上的滑动面长度，$AD=L$，m；

CD——滑体后壁张开性裂缝深度，$CD=Z$，m；

α——坡面倾角（°）；

β——滑面倾角（°）；

ϕ——滑面内摩擦角（°）；

λ——侧压力系数，$\lambda=\frac{\mu}{1-\mu}$，$\mu$ 为泊松比；

P—— 坡体采动程度系数：

$$P=\frac{M\cdot D}{H_0\cdot F}\mathrm{tg}\alpha\leqslant 10$$

其中：M 为坡体下方煤层开采厚度（m）；H_0 为坡体下方平均开采深度（m）；D 为坡体下方开采宽度（m），如 $D\geqslant 1.5H_0$ 时，取 $D=1.5H_0$。F 为岩性系数，可按附表 11－1 选取：

附表 11－1　岩（土）性系数 F

（用于坡体采动程度系数 P 值的计算）

岩（土）名称	F	岩（土）名称	F
坡积物及亚砂土	1.0～1.2	砂质页岩（钙质胶结）	1.8～2.0
亚粘土～粘土	1.2～1.4	中硬砂岩和石灰岩	2.0～2.2
泥岩和粉砂岩	1.4～1.6	坚硬砂岩和石灰岩	2.2～2.5
泥质页岩和砂质泥岩	1.6～1.8	极坚硬灰岩和石英砂岩	2.8～3.0

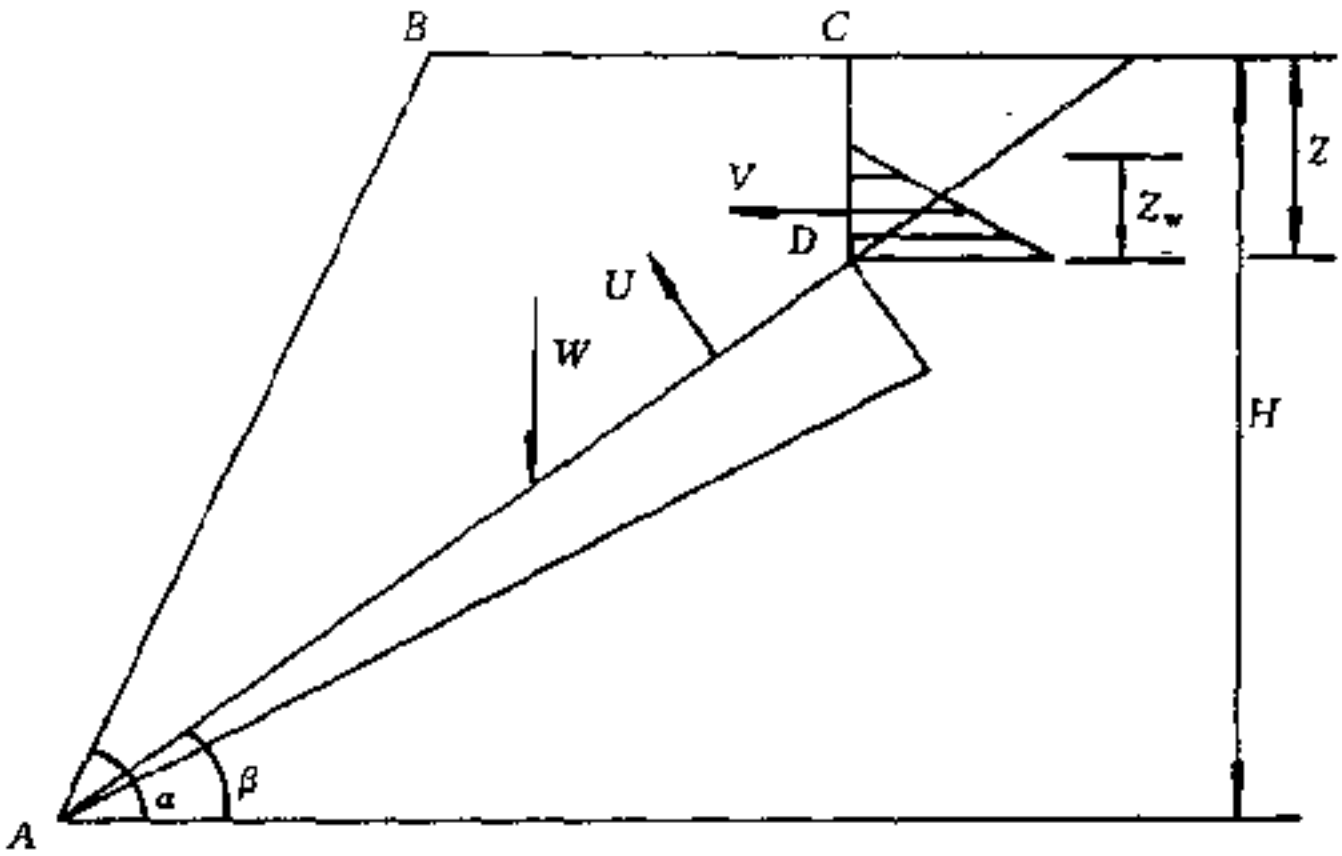
η、ζ—— 计算系数：$\eta=\dfrac{P\cdot w}{H_i-H}$ （当 $H_i<H$ 时，$\eta=\dfrac{P\cdot W}{H_i}$）；

$\xi=\dfrac{H}{H_i}$（当 $H_i<H$ 时，$\xi=1.0$）。

其中：w 为坡顶边缘下沉值（m）；H_i 为坡顶至开采煤层底板垂高（m）；i、i' 为坡顶边缘最终和动态倾斜值：倾向与坡体相同时取正值（相反取负值）；ε、ε' 为坡顶边缘最终和动态水平变形值：拉伸为正值（压缩为负值，动态取正值）；

K——坡体稳定性评价系数：$K>1$，坡体稳定；$K\leqslant 1$，坡体不稳定。

2. 具有静水压力的单滑面采动坡体（附图 11－2）



附图 11－2　具有静水压力的单滑面采动坡体计算示意图

$$S=\{W\{(1-\eta)\cos\beta-P[\lambda(\varepsilon+\varepsilon')+\xi(i+i')]\sin\beta\}-U-V\sin\beta\}\operatorname{tg}\phi-[\eta\cos\beta\operatorname{tg}\phi-(1-\eta)]cL \quad (11-4)$$

$$T=W\{(1+\eta)\sin\beta+P[\lambda(e+e')+\xi(i+i')]\cos\beta\}+V\cos\beta+\eta cL\sin\beta \qquad (11-5)$$

$$K=\frac{S}{T} \qquad (11-6)$$

式中 U——静水压力；

V——裂隙水侧压力：$V=\frac{1}{2}\gamma_w Z_w^2$；

L——滑动面长度：$L=\frac{H-Z}{\sin\beta}$；

W——滑体重量：$W=\frac{1}{2}\gamma H^2\left[\mathrm{ctg}\beta-\mathrm{ctg}\alpha-\left(\frac{Z}{H}\right)^2\mathrm{ctg}\beta\right]$；

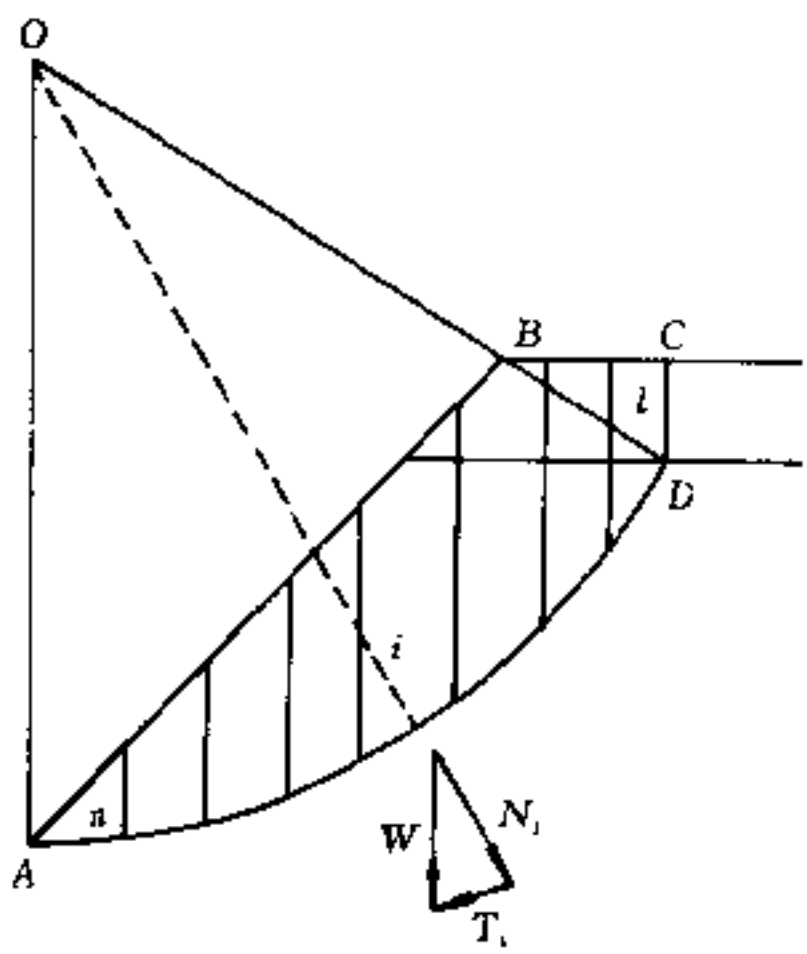
γ_w——水体视密度（kN/m³）；

Z_w——张性裂缝中充水深度（m）；

其它符号意义同前。

3. 厚表土层圆弧形滑面采动坡体（附图 11—3）

将滑坡体按岩性、坡度和采动程度分成 n 个垂直条块，任一条块（i）的抗滑力 S_i 和下滑力 T_i 可根据是否存在静水压力，分别采用式 11—1 至式 11—6 中的有关公式计算，坡体稳定性系数 K 等于各块体抗滑力总和与下滑力



附图 11—3 圆弧形滑面采动坡体计算示意图

总和之比：

$$K=\frac{\sum_{i=1}^{n}S_i}{\sum_{i=1}^{n}T_i} \tag{11-7}$$

二、滑动角与滑动面的推断

(1)坡体内有明显的外倾式软弱层理面或断裂结构面时，即可根据该层理面或结构面推断采动坡体潜在滑动面（AD）及其倾角（β）。

(2)坡体内无明显的外倾式软弱层理或断裂结构面时，采动滑坡的形式多为崩塌，崩塌体多为坡体前缘和表层风化剪变带。在干旱和半干旱地区，坡体表层风化剪变带的厚度大约为10～20m，发生采动崩塌的潜在崩塌面倾角（β）和坡体高度（H）有关，其经验数据见附表11—2。

(3) 厚表土层圆弧形滑面采动坡体的潜在滑面及后壁裂缝位置，可按非理想松散层介质极限平衡理论用图解趋近法确定，主要参数为内摩擦角ϕ，滑体后壁的张性裂缝深度可根据本矿区采动裂缝发育深度的经验数据确定。

附表11—2　采动坡体崩塌角（β）参考值

岩（土）名称	坡体高度（m）			
	$H<10$	$10<H<30$	$30<H<50$	$H>50$
坡积物及砂质粘土	>55°	55°～50°	50°～45°	45°～40°
具有垂直节理的亚粘土	>60°	60°～55°	55°～50°	50°～45°
中硬砂岩及砂质页岩	>65°	65°～60°	60°～55°	55°～50°
坚硬砂岩及砂质页岩	>80°	80°～75°	75°～70°	70°～65°

三、采动坡体稳定性计算有关力学参数的参考值（附表11－3）

附表 11－3　采动坡体稳定性计算力学参数参考值

岩　（土）　名　称	内摩擦角 ϕ（°）	内聚力 c（kPa）	侧压系数 λ
坡积物及亚砂土	20～23	13～18	0.32～0.35
亚粘土和砂质粘土	20～24	22～26	0.32～0.35
泥岩和粉砂岩	22～25	35～50	0.32～0.35
砂质页岩和砂质泥岩	22～26	55～65	0.32～0.35
钙质胶结的砂质页岩	26～28	70～90	0.32～0.35
中砂岩和石灰岩	26～30	80～120	0.30～0.33
坚硬砂岩和石灰岩	28～32	120～150	0.25～0.30
石英砂岩和极硬灰岩	30～35	150～200	0.20～0.25

附录十二　经济评价的计算方法

1. 增量净收益的计算方法

$$\Delta R=\sum_{t=1}^{n}(\Delta CI-\Delta CO)_t$$

式中　ΔCI——增量现金流入，按附表 12—1 中序号 1 计算；

ΔCO——增量现金流出，按附表 12—1 中序号 2 计算；

n——计算期（$n\leqslant 3$ 年）。

2. 增量净现值的计算方法

$$\Delta NPV=\sum_{t=1}^{n}(\Delta CI-\Delta CO)\ (1+ic)^{-t}$$

式中　ΔCI——增量现金流入；

ΔCO——增量现金流出；

ic——最低内部收益率，取值可等于同期银行利率；

n——计算期（$n>3$ 年；当 $n>20$ 年时，取 $n=20$ 年）。

附表 12—1　效益和费用能与原系统分开时增量净收益与增量净现值计算表

序号	项　　目	合计	1	2	3	……	n
1	增量现金流入（ΔCI） （1.1＋1.2）						
1.1	增量销售收入						
1.2	回收增量流动资金						

续表

序号	项　　目	合计	1	2	3	……	n
2	增量现金流出（ΔCO） （2.1+2.2+2.3+2.4+2.5+2.6）						
2.1	增量自有资金						
2.2	增量借款本金偿还						
2.3	增量借款利息支付						
2.4	增量经营成本 （2.4.1+2.4.2+…+2.4.7）						
2.4.1	增量材料费						
2.4.2	增量电费						
2.4.3	增量工资及福利						
2.4.4	增量修理费						
2.4.5	增量 50%维简费						
2.4.6	增量地面塌陷补偿费						
2.4.7	增量措施费、科研费等其它费用						
2.5	增量销售税金及附加 （2.5.1+2.5.2+2.5.3+2.5.4）						
2.5.1	增量增值税						
2.5.2	增量城市建设维护费						
2.5.3	增量教育费及附加						
2.5.4	增量资源税						
2.6	增量更新改造投资						
3	增量净现金流量（$\Delta CI-\Delta CO$） （1−2）						
4	增量净收益 $\Delta R=\Sigma$（$\Delta CI-\Delta CO$）						
5	折现率 $(1+ic)^{-t}$						

续表

序号	项　　目	合计	1	2	3	……	n
6	增量净现金流量现值（3×5） $(\Delta CI-\Delta CO)(1+ic)^{-t}$						
7	增量净现值 $\Delta NPV=\Sigma(\Delta CI-\Delta CO)(1+ic)^{-t}$						

附表 12-2　效益与费用不易分开时增量净收益与增量净现值计算表

序号	项　　目	合计	1	2	3	……	n
1	新系统现金流入（$CI_{新}$） （1.1+1.2）						
1.1	销售收入						
1.2	回收流动资金						
2	新系统现金流出（$CO_{新}$） （2.1+2.2+2.3+2.4+2.5+2.6）						
2.1	自有资金						
2.2	借款本金偿还						
2.3	借款利息支付						
2.4	经营成本 （2.4.1+2.4.2+…+2.4.7）						
2.4.1	材料费						
2.4.2	电费						
2.4.3	工资及福利						
2.4.4	增量修理费						
2.4.5	50%维简费						

续表

序号	项　　目	合计	1	2	3	……	n
2.4.6	地面塌陷补偿费						
2.4.7	措施费、科研费等其它费用						
2.5	销售税金及附加						
2.6	更新改造投资						
3	新系统净现金流量（$CI_{新}-CO_{新}$）（1－2）						
4	原系统现金流入（$CI_{原}$）（4.1＋4.2）						
4.1	销售收入						
4.2	回收流动资金						
5	原系统现金流出（$CO_{原}$）（5.1＋5.2＋5.3＋5.4＋5.5＋5.6）						
5.1	自有资金						
5.2	借款本金偿还						
5.3	借款利息支付						
5.4	经营成本（5.4.1＋5.4.2＋…＋5.4.7）						
5.4.1	材料费						
5.4.2	电费						
5.4.3	工资及福利						
5.4.4	增量修理费						
5.4.5	50%维简费						
5.4.6	地面塌陷补偿费						
5.4.7	措施费、科研费等其它费用						
5.5	销售税金及附加						

续表

序号	项　　目	合计	1	2	3	……	n
5.5	更新改造投资						
6	原系统净现金流量（$CI_{原}-CO_{原}$） （4—5）						
7	增量净现金流量（$\Delta CI-\Delta CO$） （3—6）						
8	增量净收益 $\Delta R=\Sigma\ (\Delta CI-\Delta CO)$						
9	折现率 $(1+ic)^{-t}$						
10	增量净现金流量现值（7×9） $(\Delta CI-\Delta CO)\ (1+ic)^{-t}$						
11	增量净现值 $\Delta NPV=\Sigma\ (\Delta CI-\Delta CO)\ (1+ic)^{-t}$						