矿床水文地质学

沈继方 于青春 胡章喜 编著

中国地质大学出版社



封面设计：吴继红

ISBN 7-5625-0663-9/P・238　定价 2.30 元

矿床水文地质学

沈继方　于青春　胡章喜　编著

中国地质大学出版社

·（鄂）新登第12号·

内容简介

本书较全面地介绍了与矿床开采有关的水文地质、工程地质和环境地质问题。前三章着重从矿坑充水角度，系统阐述了矿坑充水水源与充水途径、矿床水文地质类型、矿坑涌水量预测方法。后两章则综合考虑矿产资源开发、供水需求和环境保护等方面问题，并讨论了矿床疏干排水所引起的人为地质作用与环境问题，如地面塌陷与沉降、水源枯竭、环境污染；介绍了各种行之有效的防治水方法；阐述了矿区地下水调查与调控的原则、特点及实例。

本书可作为水文地质与工程地质专业本科生的教材，也适用于从事有关矿床水文地质工作的科技人员参考。

矿床水文地质学

沈继方　于青春　胡章喜　编著

出　　版　中国地质大学出版社（武汉市·喻家山·邮政编码 430074）
责任编辑　邓祥明　　**责任校对**　陈爱玲
印　　刷　中国地质大学出版社印刷厂
发　　行　湖北省新华书店经销

开本 787×1092 1/16　印张 8.375　字数 209 千字
1992 年 10 月第 1 版　1992 年 10 月第 1 次印刷　印数 1—3000 册

ISBN 7-5625-0663-9/P·238　定价 2.30 元

前　言

本书是以1988年沈继方、陈植华所编写的内部试用教材《矿床水文地质学》为基础，根据现行的大学本科《水文地质与工程地质》专业教学计划要求，并结合作者近年来的科研、生产成果及教学实践编写而成。这次编写对内容做了大量充实和更新，在结构上也做了较大的变动。全书无论从指导思想、基本观点到具体选材，均具有自己独特的风格，特别是反映了现代水文地质学科发展的新动向，突出了与工程地质学科的相互交叉和联系。

作者编写此书的原则是：突出重点，削枝强干；以基本概念、基本原理的介绍和分析为核心，辅以典型实例解剖；以提高学生分析问题和解决问题的能力为目标。

本书共分五章。其中，绪论及第一、二、四章，第五章第1、2、3、4节由沈继方编写；第三章由于青春编写；第五章第5节由胡章喜编写。

本书编写过程中，曾参阅一些矿区尚未公开发表的资料，并得到有关同行的鼓励和支持。书稿完成后，承蒙沈照理教授和田开铭教授进行了认真的审阅。作者在此表示衷心的感谢。

矿床水文地质学在国内尚属首次单独成书出版，由于作者的水平所限，书中一定存在不少问题，恳请读者给予批评和指正

编　者

1992年2月于武汉

目　录

绪　论 …… (1)
第一节　矿床水文地质学的概念与性质 …… (1)
第二节　矿体赋存特征及开采方式 …… (1)
第三节　矿坑涌水现象与突水灾害 …… (4)
第四节　矿床水文地质研究的目的、任务与特点 …… (6)
第一章　矿坑充水条件 …… (8)
第一节　矿坑充水水源 …… (8)
第二节　天然局部充水途径 …… (15)
第三节　人为充水通道的形成机理与预测 …… (18)
第四节　矿井碎屑流形成机理与预防 …… (31)
第二章　矿床水文地质类型 …… (35)
第一节　矿床水文地质类型的分类原则与分类方案 …… (35)
第二节　孔隙充水矿床 …… (37)
第三节　裂隙充水矿床 …… (39)
第四节　岩溶充水矿床 …… (44)
第五节　高温充水矿床 …… (54)
第三章　矿坑涌水量预测方法 …… (57)
第一节　矿坑涌水量的概念与预测要求 …… (57)
第二节　常用的矿坑涌水量预测方法 …… (58)
第三节　解析法 …… (62)
第四节　数值法 …… (72)
第四章　矿床开采过程中的人为作用与环境问题 …… (80)
第一节　概述 …… (80)
第二节　岩溶充水矿床疏干排水时的地面塌陷 …… (81)
第三节　孔隙充水矿床疏干排水时的次生固结作用和地面沉降 …… (92)
第四节　水源枯竭 …… (97)
第五节　环境污染 …… (97)
第五章　矿区地下水的调查与调控 …… (100)
第一节　矿床水文地质调查的目的与特点 …… (100)
第二节　广东凡口铅锌矿勘探阶段的水文地质调查实例 …… (100)
第三节　矿床水文地质调查中几个值得注意的问题 …… (105)
第四节　矿区地下水防治方法 …… (110)
第五节　矿区地下水的综合调控 …… (122)
主要参考文献 …… (127)

绪　论

第一节　矿床水文地质学的概念与性质

矿床水文地质学是水文地质学科中的一个独立分支，专门研究矿床水文地质条件及其与矿床开采的关系，即研究矿床开采所引起的与地下水有关的一系列问题（其中包括水文地质、工程地质与环境地质等方面）以及调查、预测、解决这些问题的方法。

矿床是在地壳中由地质作用形成的、具有开采和利用价值的地质体，它是矿体自然分布和排列的总和。矿床水文地质条件即指矿床所处地段地下水的分布、埋藏、补给、径流和排泄、水质和水量及其动态等方面的特征，以及决定这些特征的自然的与人为的环境。矿床水文地质学的研究对象不包括气、液体（天然气和石油）矿床和易溶的盐类（如钾、钠、钙、镁的氯化物和硫酸盐）矿床，因为这两者都有特殊的水文地质问题和相应的专门研究方法。所以矿床水文地质学的研究对象仅是非易溶固体矿床分布地段的地下水及周围环境与采矿活动之间相互关系。

矿床水文地质学作为一门具有独立系统的学科，是在本世纪 20 年代以后才逐渐形成的。它首先创建于前苏联，并随着我国和世界采矿事业的发展而不断完善。现代矿床水文地质学的研究内容和研究方法，都是由多门地质学科（水文地质学、工程地质学、环境地质学、矿床学、采矿学）交叉构成的，因而是一门综合性和实用性的边缘地质学科。

第二节　矿体赋存特征及开采方式

矿床水文地质条件及其与采矿活动的关系取决于矿体赋存特征和开采方式，因此本节概略介绍有关矿床学和采矿学方面的一些基本知识。

一、矿体赋存特征

矿体赋存特征可用其形状、厚度、产状（倾角）和围岩组合关系等几个方面来表征，因此，可根据形状、厚度和产状对矿体进行分类。

从水文地质角度出发，按矿体形状可划分为层状矿体和非层状矿体两类。前者主要为沉积作用形成，一般分布面积广，且连续稳定，如煤、沉积型铁矿；后者主要是岩浆热液及汽化作用形成的金属和非金属矿，一般分布不稳定，常成脉状和不规则透镜状产出。

层状矿体依其厚度可分为极薄层（<0.8m）、薄层（0.8—4.0m）、中厚层（4—10m）、厚层（10—30m）和极厚层（>30m）；依其倾角可分为水平与微倾斜（<5°）、缓倾斜（5—30°）、倾斜（30—55°）和急倾斜（>55°）等。

矿体是矿石的自然集合体，是构成矿床的主体和核心。从广义的角度来讲，矿体周围的岩石都可叫围岩。但根据岩层与矿体的相对位置可区分为：顶板（矿体上部的岩层）、底板（矿体下部的岩层）和围岩（矿体两侧的岩石）。

二、矿床开采方式

矿床因矿体的赋存和埋藏条件不同，而采用不同的开采方式。不同开采方式对围岩及其地下水的揭露和破坏不同。矿床的开采方式，大致可以分为两大类：即露天开采和地下开采。矿体埋藏较浅且厚度大时，可采用露天开采。其优点是施工简便，采掘能力大，效率高，成本低。露天开采时直接在地面开挖采矿工程，其总体称为露天采（矿）场（图 1）。

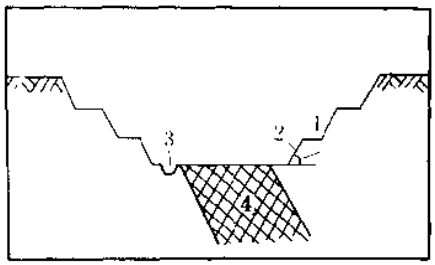


图 1　露天采矿场示意剖面图

1—台阶；2—台阶坡面；3—排水沟；4—矿体；5—台阶面坡角

矿体埋藏较深时，多采用地下开采方式。为了从地下深处采出矿石，首先要将地表与矿体联系起来，并在地下形成必要的行人、运输、通风、排水和供电系统，因此就要在矿体及近矿围岩中开挖井筒（由地面进入地下的主通道）和各种用途的巷道及硐室。地下采矿井巷的种类很多，图 2 所示即为地下开采矿山的主要井巷类型。

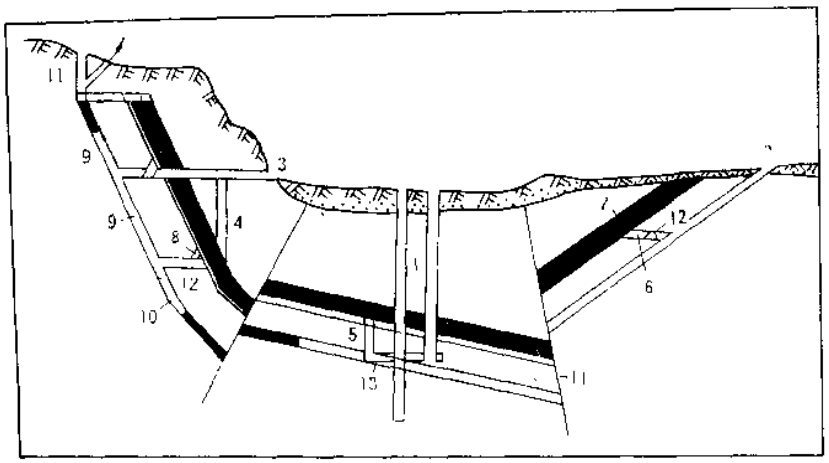


图 2　地下开采矿山井巷综合示意图

1—立井；2—斜井；3—平硐；4—暗立井；5—溜井；6—石门；7—煤（矿）门；8—煤（矿）仓；9—上山道；10—下山道；11—风井；12—岩层平巷；13—煤（矿）层平巷

图 2 上所有的巷道按其空间位置可分为三种：

1. 直立巷道

（1）立井　立井又称竖井，有直接通往地面的出口，是由地面进入井下的主要通路，一般位于整个地下井巷系统的中部，常为一对，分主井、付井。担负全矿提升矿石任务的叫主井，担负矿井人员升降及材料、设备、矸石等提升任务的叫付井。

(2)小井　小井也是与地面相通的一种立井，但断面和深度均较小，一般位于井巷系统之边缘浅部，多用于通风，并兼作安全出口，故常称风井。

(3)暗井　暗井或称盲井，不直接与地面相通，担负从下水平往上水平提升矿石的任务。

(4)溜井　溜井无通往地面的出口，形状与暗井相同，但断面较小，用于自上向下溜放矿石。

2. 水平巷道

(1)平硐　平硐在地面有直接出口，作用同于立井，也有主、副之分，专用于通风的则叫通风平硐。

(2)平巷　平巷不直接与地面相通，是沿矿层或岩层走向开挖的水平巷道，分别称矿层平巷或岩层平巷。

(3)石门和矿门　即穿过岩层或矿层并与之直交或斜交的水平巷道。

3. 倾斜巷道

(1)斜井　斜井在地面有直接出口，作用同于立井，也有主、副之分，专门用于通风的则称通风斜井。

(2)上山　上山无直通地面的出口，位于开采水平运输大巷以上，沿矿层或岩层向上掘进的倾斜巷道，自上往下运送矿石。

(3)下山　下山无直通地面的出口，位于开采水平运输大巷以下，沿矿层或岩层向下掘进的倾斜巷道，自下往上运送矿石。

(4)溜道　溜道无直通地面的出口，用于自上向下溜放矿石。

上述竖井、斜井和平硐是由地面进入地下的主要通路，代表三种不同的矿山开拓方式，通常根据井筒形式划分为竖井开拓、斜井开拓和平硐开拓。除图2中所表示的各种基本巷道外，井下还建有井底车场，它是井筒附近各种辅助巷道和硐室的总称。前者环绕井筒用来联结各主要平巷，后者用来做为水泵房、水仓、机车库、机修房、变电室、调度室、休息室等，所以井底车场是井下的运输枢纽。

由一个井筒在地下联结形成的整个井巷系统称为矿井或矿坑，划归一个矿井开采的矿床部分称为井田，井田是矿田的一部分。处于同一地质构造内同一成因的全部矿床称为矿田，如山东莱芜铁矿田、淄博煤田。矿田特别是煤田的规模常很大，面积可达数百到数千平方公里，矿石储量从数亿到数百亿吨。显然，不能用一个矿井来开采，必须根据国民经济的需要，以及技术、经济上的合理性，将其划分为一些较小的部分——井田。井田范围根据矿井生产能力和自然条件进行圈定，其边界可以是自然的(如断层)，也可以是人为的(如在相邻井田之间保留一定宽度的矿柱做为边界)。有些金属矿田规模很小，矿田就是一个井田。

一般井田面积仍很大，其倾向长度可达千米，走向长度可达数公里，矿产的储量可供开采几十年甚至百余年。为了在此范围内有计划地进行开采，需要将井田进一步划分。如图3所示，在开采倾斜矿层时，首先是在垂向上按一定的高度划分为几个阶段。两阶段之间以水平面为界，两边则直达井田边界，上、下界面用其标高表示。每个阶段都有自己的运输大巷和井底车场，通常在阶段的上界面布置通风平巷，在阶段的下界面布置运输大巷和井底车场，担负这一阶段的主要运输和提升任务，因而以下界面的标高值代表阶段，称为开采水平，一般简称水平(金属矿山常称中段)。阶段大小用阶段垂高表示，随矿种、矿体倾角、矿井规模不同而异。一般煤矿的阶段垂高较大，多在100m左右；金属矿的阶段垂高较小，多在50m左右。合理确定阶段垂高，对保证巷道的稳定性有很大意义。

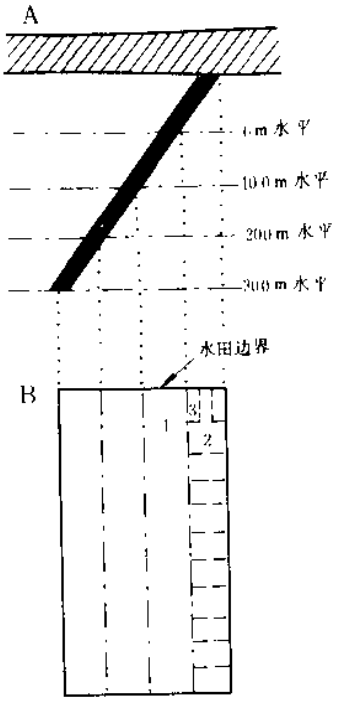


图 3　井田横剖面 A 与平面投影 B 示意图
1—阶段；2—采区；3—区段

当阶段走向长度较大时，在全阶段布置采矿工作面，会给开采造成很大的困难。这时可沿走向进一步把阶段划分成较小的单元，即采区。阶段垂高大时，还可在采区内，根据采矿方法，沿矿层倾向分为若干个适合于采矿机械设备工作的区段。一般在区段矿层的下部掘进运输平巷，在上部掘进回风平巷，则构成一个采矿工作面系统。

井田划分为阶段以后，就可以进行矿井建设。首先掘进为全矿井和一个阶段服务的巷道，称开拓巷道，如井筒、井底车场、阶段运输和回风平巷、采区石门、总回风巷道、风井等；其次掘进为采区服务的运输和通风巷道，称准备或采准巷道；最后在矿层中掘进为采矿工作面直接服务的回采巷道，如工作面上部的回风平巷、下部的运输平巷、切割眼。然后就可进行开采。

采矿工作面也叫回采面，回采后的空间称为采空区，依对采空区的不同处理，可将采矿方法分为：

(1)空场法——采空区不需人为处理，故又称自然支撑法，适于围岩稳定的薄矿层；

(2)崩落法——让采空区顶板自然崩落，故对围岩破坏较严重，适于围岩较稳定的矿床；

(3)留矿柱法——采空区之间，保留适当的矿柱，以支护顶板，故丢矿较多，适于围岩不稳定的矿床；

(4)充填法——采空区用碎石、泥砂或水泥等进行人工充填，故对围岩破坏小，但成本高，适用于条件复杂(如水下采矿)而价值高的矿床。

第三节　矿坑涌水现象与突水灾害

开拓井巷系统和回采矿石，必然破坏矿体围岩或顶底板含水岩层，揭露一些地下导水通道，从而使地下水及与之联系的其他补给水源(如地表水、大气降水)流入井巷，这种现象称为矿坑涌水；井巷顶底或侧帮及回采工作面的局部，迅速形成的集中涌水，则称突水。

矿坑涌水和突水是矿产资源开发过程中常见的一种水患，不仅会给井巷开拓和回采工作带来困难，需要耗费巨资建立防排水工程，增加采矿成本；超过排水设备能力的大型突水(突水点峰值流量超过 $1m^3/s$)，还会造成重大的人身伤亡事故和整个矿井的淹没停产。山东淄博煤田北大井在 1935 年日伪统治时期发生的大突水，就是我国煤田开采史上一个典型的例子。这次突水的峰值流量达 $7.4m^3/s$，造成井下 535 名工人全部死亡的惨案。该矿井在淹没 39 年之后，于 1974 年才得以恢复生产。我国自 1949 年中华人民共和国成立以来，矿床水文地质研究及矿井防治水工作才受到重视，并得到迅速发展，新、老矿区都开展了大量调查，为矿山建设提供了必要的基础资料，促进了矿产资源的开发和利用，也避免了由于涌水造成的重大人身伤亡事故。但是随着采矿事业的迅速发展，矿山建设规模的扩大和开采深度的增加，矿坑涌水和突水仍十分突出，特别是一些受岩溶水威胁的老矿区，由于以往基础水文地质工作比较薄弱，难

以及时准确地预测和预报突水，还常出现淹井事故。1984 年 6 月 3 日在开滦煤田范各庄矿发生的一场特大突水，就是近期的一个典型例子。这次突水，其水量之大，在世界采矿史上是空前的。突水发生后仅 21 个小时就将年产 3×10^6t 煤的范各庄矿全部淹没，根据淹没体积测算，突水高峰期(11 小时)的平均涌水量为 34.22m³/s，分别是国外最大突水量(南非西德律方天金矿：5.7m³/s)和我国历史上最大突水量(山东淄博北大井)的 6 倍和 4.6 倍；3 天以后巨大的水压又突破边界隔离矿柱，淹没了年产 2×10^6t 煤的吕家坨矿，并通过边界煤柱向北侧年产 3×10^6t 煤的林西矿渗水，使林西矿面临淹没威胁而被迫停产；与林西矿相邻的唐家庄矿和赵各庄矿，由于边界隔离煤柱受开采破坏已残缺不全，也受到威胁而处于半停产状态(两矿年开采量共 5×10^6t)。这次罕见的特大突水，虽然由于突水前的预兆明显，根据矿井地质和水文地质工作者的据理推断，事先从井下撤出了绝大部分人员，没有造成严重的人身伤亡事故，并在国内各方面专家及有关治水力量的支持和协作下，仅用一年多时间，就使 5 个矿先后恢复生产，充分显示了中国人民的智慧和力量，为此《光明日报》在 1985 年 8 月 7 日发表了头版头条新闻报道“开滦矿务局战胜罕见的透水灾害”。但是，这次突水所造成的损失是巨大的，据不完全统计，直接和间接造成的国民经济损失达 40 亿元。一年治水所耗费的人力、物力、财力也是惊人的，从当时主要治水工程(见图 4)投入的工程量和基本物质，就可见其规模之大：①在吕家坨、范各庄两矿安装大型潜水泵共 20 台，以大于 5m³/s 的流量进行强排，控制水位上涨，才确保其他相邻三矿未被淹没。②分别在吕家坨矿与范各庄矿和林西矿边界修建堵截工程，共打钻孔 40 个，总进尺 9 729.75m，投入的主要堵水物质和数量如下：细砂 5.03×10^4m³；石渣 2.12×10^4m³；水泥 9 110t；水玻璃 90.15t。③查明和封堵突水通道——陷落柱，施工钻孔 35 个，总进尺 23 000m，投入的主要堵水物质和数量如下：石渣 2.59×10^4m³；砂子 0.48×10^4m³；粉煤灰 300t；水玻璃 4 000t；水泥 7×10^4t。

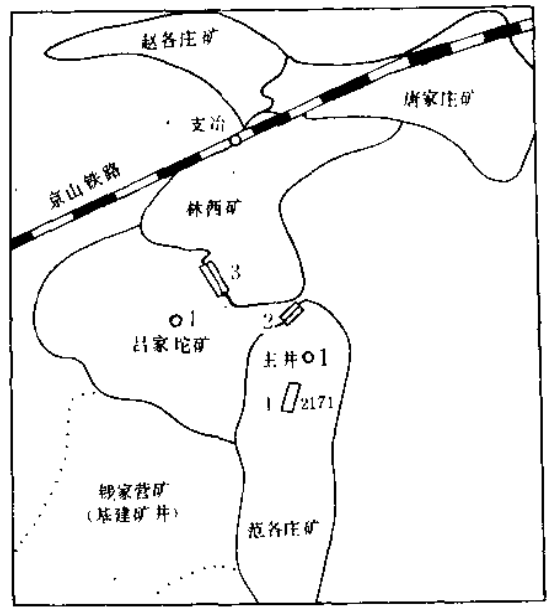


图 4　范各庄等井田相对位置及 2171 陷落柱突水治理总方案布置略图

1—矿井排水(水泵 10 台，排水量 18×10^3m³/s)；2—边界三条截水过水巷截流工程；3—边界煤柱加固工程；4—突水陷落柱堵水工程

当时在三个注浆工地，共开动钻机 40 台进行注浆封堵。工程完工后，从 1985 年 3 月开始排水，恢复矿井。75 天共从矿井排出淹没水量 1 200 多万吨。

此外，这次突水还使区域地下水资源和地面环境遭到破坏。突水后开平煤田东部奥陶系岩溶水水位大幅度下降，距突水点 12.5km 远的长观孔水位下降值达 51.44m，使地面的许多供水井吊泵失去供水能力，造成东部矿区 10 万人口生产和生活用水的困难；覆盖在奥陶系之上的第四系松散层中，还相继出现了 17 个塌坑，其直径最大达 23.5m，最深达 12m，使地面及建筑物遭到破坏。此例充

分说明，研究和查明条件，加强分析和预测，做到防患于未然，减少或避免造成灾害，具有重要意义。

我国大多数煤田、一些接触交代型的金属矿和南方湘、桂、粤等省区中低温热液多金属矿的开采，常受到岩溶水的威胁，突水成为矿山建设和生产的主要障碍。有的矿区，每采一吨矿石，需要排出近 100t 的地下水；个别煤矿的吨煤排水费超过煤本身的售价；华北大量深埋的优质煤，由于受岩溶水威胁而不敢开采，一些矿井只采上部煤层、不仅造成开采上的极不合理，而且使这些矿井达不到应有的开采年限，出现"未老先衰"的现象。这些都说明，重视研究矿床水文地质条件与采矿的关系，做好矿坑涌水的预测和预防，是加速开发矿产资源的重要保证；反之，若情况不明，盲目开采，即使水文地质条件简单的矿区，也有可能出现人为的水害。

此外，由于采矿工程和矿坑排水，使地下水头压力、矿山压力与围岩之间失去平衡，从而引起一系列的工程地质作用和现象。如地下采空区顶板冒落和塌陷、巷道底板鼓胀、露天采矿场边坡的滑动、碎屑流的溃入等，均可造成严重的危害，并加剧水患，必须同时加以研究和防范。

矿坑涌水，特别是大型突水，不仅危害矿山本身，影响采矿工业的发展，而且由于单纯排水，大幅度降低地下水位，疏干含水层，还常引起区域性的水源枯竭、水质污染，破坏地面和生态环境等问题。所以，对矿坑涌水和突水进行监测和预防，减少和限制其危害，今后应同时作为矿山建设和生产与地区规划和建设中的重大研究课题。要摒弃传统矿床水文地质学的单纯排水概念，对矿区地下水，既要充分认识到它对矿坑的危害而要加以防范，又要作为宝贵的供水资源加以保护和利用。矿山建设必须贯彻排、供结合的方针，综合考虑防治矿井水患、保护水资源和矿区以至区域环境。

矿坑涌水和突水既取决于矿体赋存状况和水文地质背景，也与开采方法和矿井管理制度有关。查明矿床地质结构，掌握矿区地下水系统的范围、边界、补给条件，建立和健全长观网，了解地下水情的发展趋势，预测和预防突水；对矿产资源的开发进行科学管理，限制地方和个人的滥采和破坏；对矿区地下水源进行统一合理的调控。则能达到既保护水资源，又不破坏地面环境与生态，并杜绝巨、大型突水淹井事故，从而实现矿山安全生产，提高经济效益，并有利于矿区工农业生产的发展和人民生活水平的提高。实施这一综合的整体设想，既有赖于科技人员加强系统观念和环境保护意识，更有赖于矿山主管部门、社会力量和各级人民政府的支持和干预。

第四节　矿床水文地质研究的目的、任务与特点

根据上述认识，可把矿床水文地质研究的目的概括如下：为正确布署综合防治水害、全面利用和保护矿区水资源的系统工程提供水文地质论证，以便将矿区地下水调控到既有利于矿产资源经济合理的开发，又有利于环境保护和人民生活水平提高及工农业生产发展的最佳状态。

目的规定了任务，矿床水文地质的研究任务与其他任何应用科学一样，不外乎以下两条：

一、充分认识自然的客观规律

在查明和掌握矿床开采前矿区与区域水文地质背景的基础上，分析矿坑充水条件，对矿床充水程度作出定量评价，并对矿床开采后矿区与区域水文地质条件的变化趋势和对环境质量的影响程度作出预测和论证。

二、合理改造和控制自然

提出矿区水源的多目标管理模型，进行综合调控。

矿床水文地质研究，是在矿产储量调查和开发时，对矿床自然条件和开采条件进行综合评价的重要组成部分，应贯穿在矿产区域普查、矿床地质勘探、矿山建设和生产的全过程中，并延续到闭矿以后的若干年内。不仅要研究矿床开采前初始水文地质条件，测预矿床开采后水文地质条件变化的可能和方向，提出最佳调控方案；而且要研究采矿活动干扰下实际的变化过程，以便对比、验证原来的认识和结论，这样，才能有效地指导矿区地下水的调控，并能进一步充实、提高和发展矿床水文地质理论。

第一章　矿坑充水条件

矿坑涌水现象及其过程称为矿坑充水。矿坑充水特点及充水强度(矿坑水*的涌入方式、水量大小和动态)取决于矿坑充水条件,只有查明矿坑充水条件,才能正确预测矿坑涌水量,有效防治矿坑涌水。因此,研究矿坑充水条件是矿床水文地质学的核心内容之一。

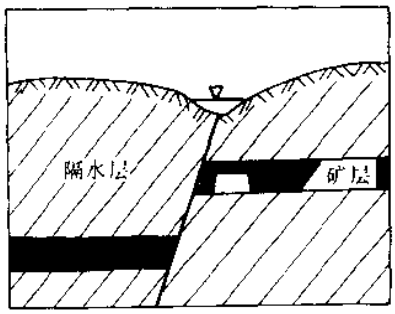


图 1-1　矿坑充水分析示意图

矿坑充水条件受一系列自然因素和人为因素控制,综合分析这些控制因素,可将矿坑充水条件概括为两个方面,即充水水源与充水途径。前者系指矿坑水的来源,或与矿坑有水力联系的储水体(层);后者系指水源与矿坑联系的方式,或水进入矿坑的通道。二者的统一和有机结合,才能构成矿坑充水。如图 1-1 所示,矿层深埋地下,假定顶、底板均为巨厚、稳定的隔水层,地表有河水从切断矿层的断层带上流过,断层成为河水唯一可能与矿坑发生联系的天然通道。若断层导水,河水可通过断层带与矿坑联系,进入矿坑,成为该矿的充水水源,而断层构成充水途径;若断层不导水,即没有充水途径,则河水也不能成为充水水源。可见充水水源和充水途径必须结合起来分析,才有实际充水意义。但在矿坑充水的形成作用上,水源是必要条件,途径是充分条件。

第一节　矿坑充水水源

地下水、大气降水、地表水、老窑和废弃井巷的积水,均可构成矿坑充水水源。各类水源与矿坑的联系程度和方式存在差异(见图 1-2),因而具有不同的充水特点和影响因素。

一、地下水

埋藏在矿层顶、底板(围岩)岩层中的地下水是矿坑最基本的充水水源。依其与矿层的相互关系可分为直接水源和间接水源(如图 1-2 所示)。直接水源必然被矿坑直接揭露,其充水作用随巷道掘进和矿石回采而延续,形成的矿坑总涌水量与巷道掘进长度和回采面积成正相关;间接水源只能通过局部导水通道与矿坑发生联系。

某一岩层中的地下水构成充水水源时,则此岩层称为充水岩层。地下水源的充水特点和强度与充水岩层的性质密切相关,其主要有下面两个控制因素。

1. 充水岩层的空隙介质类型及发育特征

依空隙介质差异划分的不同地下水类型(孔隙水、裂隙水和岩溶水),是控制矿坑充水条件

* 凡是涌入矿山井巷系统而被排出的水,均称为矿坑水。

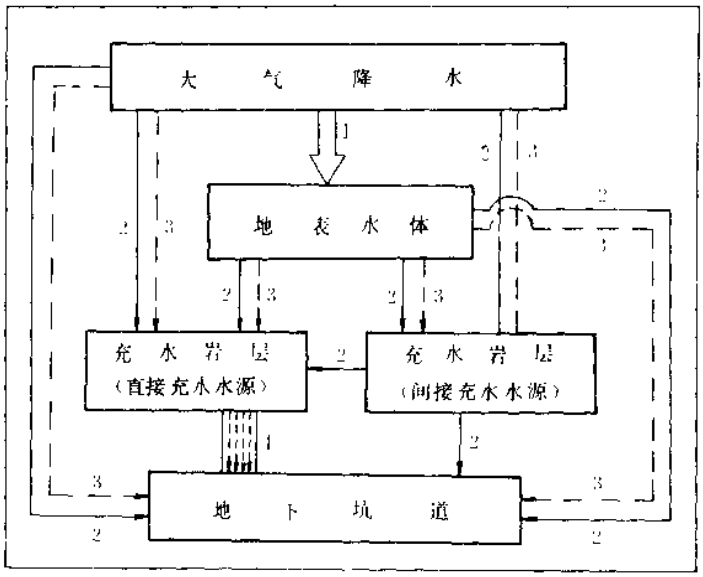


图 1-2 基本充水水源与矿坑的联系方式

1—直接降落；2 局部（集中）导水通道；3—通过空隙（孔隙，裂隙）介质均匀渗透；4—相互接触，坑道直接揭露地下水

的内在因素，决定矿床水文地质类型及其充水特点（参看第二章）。

2. 充水岩层中地下水的性质及水量大小

地下水源的性质与水量决定矿坑涌水量大小（或排水强度）和充水岩层疏干的难易程度。因而，必须在矿床水文地质调查中查明和确定。

流入矿坑的地下水包括两个性质完全不同的组成部分。一部分为地下水的贮存量，在矿床水文地质中习惯上称为静储量，以充水岩层空隙中所含的水体积表示，其大小主要决定于充水岩层的储水和给水能力；另一部分为地下水的补给量，矿床水文地质学中习惯上称为动储量，它是与一定的补给和排泄相联系，以地下径流的形式出现在充水岩层中，并以径流量表示，其大小主要决定于含水系统规模和补给条件。补给条件包括三个方面：①岩层透水性和厚度决定充水岩层接受补给的能力。②充水岩层的出露面积代表接受大气降水入渗补给的范围，决定垂向补给量大小。③周边界条件反映与区域含水系统的联系，决定侧向补给量大小。

若充水水源以地下水的贮存量为主，则矿坑涌水特点是：疏干排水初期涌水量相对较大，随着时间的延续逐渐减小，容易疏干；若充水水源以地下水补给量为主，则矿坑涌水量相对较稳定，矿床不易疏干。可见，查清水源的性质具有重要意义。但是，地下充水水源的性质及补给量的大小在矿井疏干排水过程中是会变化的，为说明此问题，有必要从概念上来讨论矿井排水量的构成和含水层的一般疏干过程。

在无垂向入渗补给和排泄的情况下，若矿井以流量 Q_d 对充水岩层进行排水，并在时间 t 内形成了相当大范围的降落（减压）漏斗，当未达到补、排边界时，矿井排出的总水量应等于降落（减压）漏斗内被排除（释放）的地下水贮存量（弹性贮量），即

$$Q_d t = V_d = \Delta V, \tag{1-1}$$

式中：V_d 为 t 时间内排水总量，等于降落（减压）漏斗的体积乘以给水度（贮水系数）；ΔV 为充

水岩层中地下水贮存量的变化量。

可见，排出的总水量全部来自贮存量的消耗。因此，在矿井排水未影响到含水系统的补、排边界，原补给量和排泄量改变之前，即使 $Q_d < Q_r$（充水岩层中地下水的原补给量），降落（减压）漏斗也会继续发展，充水岩层在此地段也会被疏干。

若矿井排水影响范围到达含水系统的补、排边界，引起补给量增大或排泄量减小，此时排水量的构成如下：

$$V_d = \Delta V_r + \Delta V_i - \Delta V_s \tag{1-2}$$

式中：ΔV_r 为同时期内含水系统补给量的增加量；ΔV_i 为同时期内含水系统排泄量的减少量。

当补给量的增加量与排泄量的减少量之和等于排水量时，即

$$V_d = \Delta V_r + \Delta V_i \tag{1-3}$$

则 $\Delta V_s \to 0$，此时充水岩层中的地下水重新达到稳定流动，降落（减压）漏斗不再发展，必须有新的涌水点出现，使 V_d 增大，才能破坏(1-3)式的均衡关系。新增加的 ΔV_d 需由进一步消耗贮存量来补偿，则降落（减压）漏斗进一步发展，疏干范围扩大。这也就是矿坑排水对充水岩层的疏干过程。

第二章中图 2-8 所示的河南焦作煤田九里山矿井总涌水量多年动态曲线，就是上述矿井排水过程中补、排条件变化的反映。

(1-3)式是判断能否形成稳定条件井流的基本条件。(1-2)式是矿坑涌水量计算中应遵循的水均衡原则，它不仅是定量计算的基础，也是勘探工作指导思想的出发点。这说明，对地下水源的评价，除应研究含水层本身的水文地质参数（渗透系数、含水层厚度、给水度或贮水系数、入渗系数等）评价其导水能力外，还必须研究其补给条件，查清排泄方式和排泄量；不仅要研究补、排条件的现状，还应分析补、排条件在矿井排水过程中的变化。

二、大气降水

大气降水是地下水的主要补给来源，因此，矿坑充水特征一般都或多或少受到大气降水的影响。矿坑涌水量的动态曲线往往与当地大气降水过程图具有相似性（图 1-3），常表现出明显的季节变化和多年周期变化。

除露天采矿场外，大气降水对地下矿坑的充水作用不仅取决于大气降水本身的特点，还受到地表入渗条件的制约。所以，从充水水源角度研究大气降水时，必须综合考虑这两方面的条件。

1. 降水量的大小和分布

矿坑涌水量大小往往与月累积降水量密切相关。由于降水量在一年内分布不均匀，形成雨、旱两季，矿坑涌水量也相应地有旱季正常涌水量（Q_0）与雨季最大涌水量（Q_{max}）之分，两者相差悬殊。前者相对较小而且稳定，来自充水岩层中地下水源的基流量；后者为雨季剧增的峰值涌水量，滞后于降水量峰值一定的时间段出现，常对矿井构成威胁。如北京西山长沟峪煤矿 1979 年的正常涌水量仅 $3.58\times10^{-2}m^3/s$，而雨季的集中降水可直接通过与采区相通的老窑及地表塌陷坑灌入坑道，于 8 月 16 日形成了相当于正常涌水量 48 倍的最大涌水量，超过矿井设计排水能力而淹井。又如湖南香花岭多金属矿新风矿区，平时矿坑涌水量约 $10m^3/h$，而雨季暴雨直接经地表岩溶通道灌入，曾出现高达 $3\times10^4m^3/h$ 的瞬时水量，在矿坑内外造成灾害性破坏。可见以大气降水为直接充水水源的矿井，预测雨季最大涌水量及采取相应的雨季防洪措施是矿山生产中的重要研究课题。

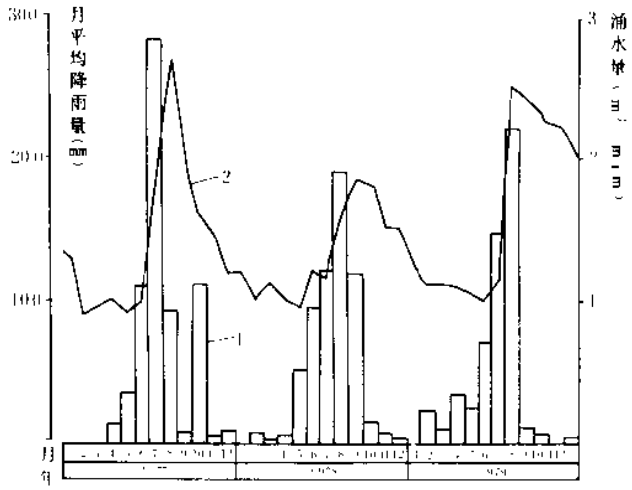


图 1-3　矿坑涌水量随降水量变化曲线(京西王平村矿)
1—降水量;2—矿坑涌水量

将矿坑年最大涌水量与正常涌水量的比值定义为季节变化系数(η):

$$\eta = \frac{Q_{max}}{Q_0} \tag{1-4}$$

它可用来评价降水的充水程度。由于年最大涌水量受到年降水量的控制,具有多年的周期性变化,一个矿区的Q_{max}值和η值均不是常数,其大小在不同降水类型年相差很大(表 1-1),这乃是年降水量变化的反映。

表 1-1　北京西山长沟峪煤矿 1974—1979 年矿坑涌水量变化对比

年份(年)	1974	1975	1976	1977	1978	1979
降水类型*	丰水年	枯水年	平水年	丰水年	平水年	丰水年
$Q_0(m^3/s)$	2.97×10^{-2}	2.97×10^{-2}	3.13×10^{-2}	2.80×10^{-2}	4.87×10^{-2}	3.58×10^{-2}
$Q_{max}(m^3/s)$	1.324	5.92×10^{-2}	8.30×10^{-1}	1.412	3.56×10^{-1}	1.732
η	44.62	2.01	26.48	50.43	7.28	48.34

注:* 年降水量大于多年平均年降水量时称丰水年;年降水量接近多年平均年降水量时称平水年;年降水量小于多年平均年降水量时称枯水年。

2. 降水性质与地表入渗条件

由于大气降水一般是通过岩层的空隙入渗而与地下矿坑相联系,因此矿坑涌水量的大小和动态不完全取决于降水量的大小,还和降水强度与地表入渗的配合有关。只有降水强度与地表入渗条件相适应的降水,才能全部对矿坑充水显示其作用。降水强度可用单位时间的降水量来表征,我们将它定义为小时降水量。地表入渗条件由入渗通道(充水途径)性质和地形汇水类型决定。降水入渗通道可分为面状渗入式和集中灌入式两种,地形汇水类型可分为散流地形(坡度大,切割强烈的山脊和山坡)、滞流地形(坡度小或较平坦的平原和台地)和汇流地形(低

洼谷地）等三类。在相同的地表入渗条件下，不同强度和分布的等量降水，引起的矿坑涌水量增量不同。若大气降水为面状渗入方式，降水入渗量将受到入渗速率的限制。对于汇流地形中的灌入式通道，矿坑涌水量增量可随降水强度增大而增加。如表 1-2 所示，北京西山大台矿区 1979 年的年降水量与 1971 年、1977 年相接近，而最大降水月（8 月）的总降水量和日最大降水量都比其它两年小，但该月 91%的降水量是在 6 天之内连续分布的，且其强度与入渗速率相适应，因而出现了全矿涌水量的最高记录，可见强度超过入渗速率的降水只能部分对矿坑充水，因而作者提出了有效降水量的概念。有效降水量在数值上小于或等于实际降水量，系指对矿坑涌水量能产生增量，或对充水岩层中地下水有补给能力的降水量，它排除了受地表入渗条件和包气带吸收等因素影响所产生的无效部分；其大小取决于降水性质和地表入渗条件，可依矿区多年降水与矿坑涌水量（或充水岩层的地下水位）的对应系列资料，确定它与实际年降水量和月降水量的相关关系。据此就可利用当地气象站的预测数据，预测雨季矿坑涌水量增量。

表 1-2　北京西山大台煤矿矿坑涌水量与降水量对比

年份	年降水量 (mm)	日最大降水量 (mm)	矿坑最大涌水量 (m^3/s)	雨季矿坑涌水量增量 (m^3/s)
1971	689.4	122	0.453	0.405
1977	669.7	51.4	0.639	0.554
1979	695.1	35	1.231	1.14

以上分析说明，对以大气降水为主要充水水源的矿床，在开采期间应系统观测矿坑涌水量和降水量，同时研究降水性质和地表入渗条件，以便掌握它们之间的对应关系。

三、地表水

位于矿区或矿区附近的地表水体，能否成为矿坑充水水源，关键在于二者之间有无水力联系，即是否存在充水途径。地表水体和矿坑之间的联系通道可分天然的和人为的两类。前者有充水岩层（地表水体作为充水岩层的补给源或排泄基准）和导水断裂带；后者有地下采空区的顶板破坏带和疏干排水范围内的岩溶地面塌陷。

地表水体成为矿坑充水水源时，它对矿坑的充水程度取决于以下几个方面。

1. 地表水体的性质和规模

常年性的大水体可成为定水头补给边界，使矿坑涌水量呈现大而稳定的特点，不易疏干，淹井后很难恢复；季节性水体只能定期（雨季）间断补给，矿坑涌水量大小随季节变化，受大气降水过程控制，但与同条件下仅受大气降水充水作用的矿坑相比，涌水量的动态有一定的差异，主要表现在雨季矿坑涌水量的增减速率不同，即增加快减少慢，特别是位于流域面积较大的河谷中下游的矿坑更为显著，这是因为河谷本身不仅提供了良好的入渗条件，而且还汇集上游广大集水面积内由降水转化为地表径流的部分，从而增大了降水的影响强度，并延长了降水的影响时间，因而雨季动态曲线的上升幅度相对增强，而雨后的降幅过程相对减弱。

2. 地表水体与矿坑的相对位置

地表水体与矿坑的相对位置包括两个方面：其一是指两者位置高程的相对关系。显然，只有位置高程大于矿坑的地表水体，才有成为充水水源的可能；其二是指两者之间的距离。开采埋藏标高低于地表水体的矿床时，若其间为相对隔水岩层，只有处于矿体开采破坏带之内的地

表水体，才能对矿坑起充水作用；若其间为相对均质的透水岩层，一般情况下，矿坑距离地表水体越近，影响越大，充水作用越强。矿坑与地表水体之间的垂距，决定地表水体入渗量的大小，随着矿坑的埋深增大，垂距加长，地表水体的渗入影响会逐渐减弱，所以地表水体对深部开采水平的影响弱于浅部，达到一定深度，则影响消失。矿坑与地表水体之间的水平距离，决定地表水体是否位于矿坑疏干排水的影响范围之内，对于其内可以构成定水头的地表水体，距离矿坑越近，充水作用越强，矿坑涌水量越大。如图 1-4 所示，矿层及充水岩层为水平产状，河水（视为定水头）通过河谷中的砂砾石层与充水岩层（含水层）发生水力联系，位于同一水平的坑道 a、b、c 随着与河谷之间距离的缩短，其水力坡度逐渐增大，因而其矿坑涌水量（Q_a、Q_b、Q_c）也相应增大。

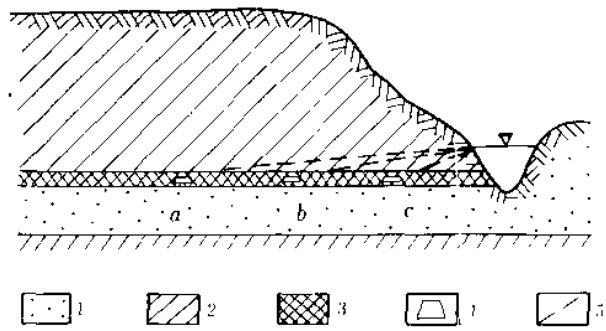


图 1-4　排水坑道与河流距离示意图

1—含水层；2—隔水层；3—矿层；4—排水坑道；5—排水水位线

3. 矿坑与地表水体之间的岩石透水性

岩石透水性控制了疏干排水影响的范围、垂直入渗水流的大小及影响深度，因而是决定地表水体能否使矿坑充水的关键。二者之间若为相对隔水岩层，地表水体即使在矿坑附近，只要采动破坏带不波及到，也不会起充水作用；若二者之间为强透水岩层，地表水体即使远离矿坑，也可形成强烈充水。此外，由于基岩透水能力的各向异性，位于同一矿坑不同方向的地表水体，其充水作用可相差悬殊，这在岩溶化充水岩层疏干排水时表现得最为突出。如湖南涟邵煤田恩口矿区，由于主要充水岩层茅口灰岩的岩溶呈条带状发育，某一井田在矿坑排水时，其影响范围沿南北条带方向迅速扩展，达到和越过数公里之外的小河，造成河床塌陷，河水下灌；而垂直条带方向相距仅数百米的东部露头区泉水却不受其影响。

四、老窑及废弃井巷的积水

老窑和废弃的旧巷道中往往有大量积水，其水体积有时可达几十万方，它们对其下或相邻采区有很大的威胁，特别是历史上的老窑，其位置难以预测，一旦揭露会发生突水。如江西某矿井，在一次放炮爆破岩石时，揭穿了一个老窑，约有 10^7t 的积水突然溃入巷道，十分钟即将矿井淹没，并造成人身伤亡事故。老窑积水往往具有一定的水压，即使水量不大而不能导致淹井，但其较大的水压对巷道顶板岩石和支护具有破坏性，能直接威胁现场作业工人的安全。老窑积水的充水特点是：来势猛、时间短、破坏性大。老窑和废弃矿井的积水一般为“死水”，属于静水量，即使水量很大也是容易疏干的；若知道采空面积和开采上、下限，可以估算其积水量并进行

探放。

波兰 M·诺勾兹对淹没的煤矿废弃巷道，提出了计算积水量 V 的经验公式，即

$$V = C\frac{AM}{\cos\alpha}$$

式中：A 为淹没采空区面积的水平投影；M 为已采煤层厚度；α 为煤层倾角；C 为积水系数。

积水系数 C 为积水体积与采煤体积之比，其大小取决于深度、岩石压力和开采方法，见表 1-3 和图 1-5。

表 1-3 积水系数(C)近似值(据 M·诺勾兹)

C 值 / 采矿方法 / 开采深度 H(m)	冒落法		充填法		
	短壁工作面	长壁工作面	岩石压力 P (MPa)	水砂充填	矸石充填
200	0.438	0.322	5.2	0.255	0.137
400	-	0.213	10.4	0.237	0.097
600	-	0.141	15.6	0.218	0.068
800	-	0.095	20.8	0.200	0.047
1 000	-	0.062	26.0	0.187	0.033

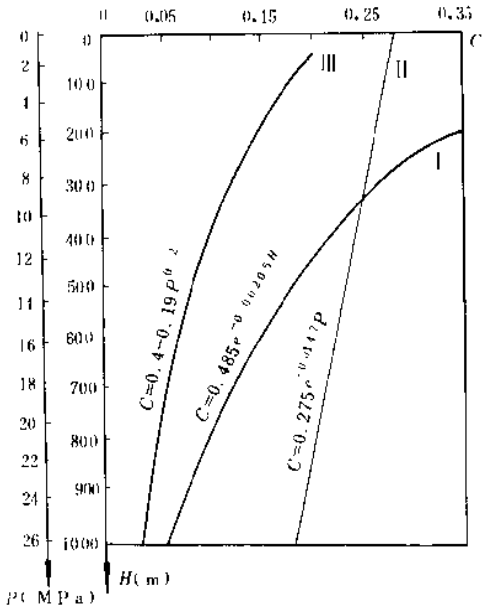


图 1-5 积水系数(C)随深度(H)和压力(P)变化曲线

1—冒落法；2—水砂充填法；3—矸石充填法

此外，积水处于长期封闭、停滞状态，一般属硫酸型水，呈酸性，对井下设备有一定的腐蚀作用，但也可以利用其水质特征，有效地探放，并指导生产巷道的掘进方向。如山西霍县曹村煤矿就曾根据硫酸根离子的含量变化及其等值线，圈定老窑积水的影响范围和探水线位置，使生产巷道平行于等值线的方向推进，取得显著效果(探放老窑积水 4×10^4t；减少无效进尺 55 000m；扩大原设计面积 4×10^5m²；增加地质储量 16×10^5t)。

第二节　天然局部充水途径

一、断裂构造

一切大小断裂都可能成为充水水源进入坑道的途径。各矿层(体)间有不透水层隔开的充水岩层中地下水，往往是通过断裂带突入矿坑的。如华北石炭—二叠系煤田的底板奥陶系碳酸盐岩岩溶裂隙水，一般都是以断裂带为导水通道；前述山东淄博北大井的特大型突水，据矿井恢复时查明，就是发生在一正断层的上盘(见图 1-6)。

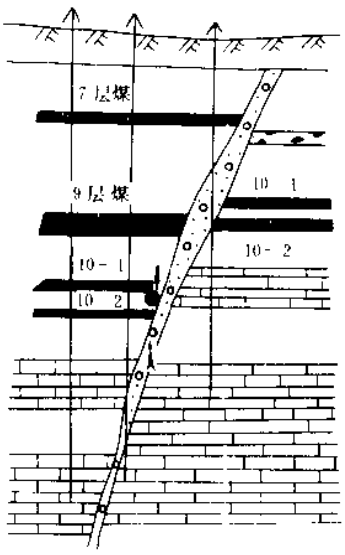


图 1-6　山东淄博北大井突水点
(1935 年 3 月 13 日剖面)
(转引自《矿井岩溶水防治》)

断裂构造能否成为充水途径，关键在于它的透水性。断裂带的透水性主要取决于两盘的岩性，而且往往与两盘岩石的透水性一致。很多实际资料证明，发育在不同岩性段的同类型断裂，或同一断裂通过不同岩性的部位，其透水性可以有明显差异。为此作者依物理力学性质将岩石分为三类：①软柔性岩，如页岩、泥灰岩、凝灰岩等；②硬脆性岩，如石英岩、硅质岩；③脆性可溶岩，如石灰岩、白云石。若两盘均为软柔性岩石时，其透水性则与断裂的力学性质有关，压性和压扭性断裂常不透水，而张性断裂可具弱透水性；若两盘均为硬脆性或脆性可溶岩时，断裂带多数具透水性；若两盘为不同岩类的组合，则透水性就比较复杂，需要根据具体情况进行分析。

规模较大的断裂带，两盘地层岩性在其走向和倾向上均可能出现各种不同的组合情况，因而其透水性复杂多变；即使发育在同一岩性中，由于岩层本身透水性不均一，断裂带后期的充填、胶结或破坏作用，其不同部位也会有强弱之分。现以广东凡口曲塘矿区 F_1 断裂为例，说明岩性对断裂带透水性的控制以及其他因素的综合影响。

凡口曲塘矿区的 F_1 断裂，是一条规模较大的压性断层，已控长度 2 200m，平均断距 176m，并经过后期多次构造运动的影响。由于它在确定主要充水水源的边界和矿坑涌水特点上具有举足轻重的地位，必须准确评价其透水性，所以矿区勘探阶段布置大量专门性工程对其进行了研究(图 1-7)。

研究结果证实，该断层带的透水性沿走向和倾向均有变化。走向上通过不同岩性段时透水性不同：北部隔水地层段(上泥盆统帽子峰页岩 D_{3m})不透水；其他垂天群岩溶含水层段透水，但透水性有从北往南减弱趋势，与两盘岩溶发育程度变化一致。沿倾向上断层的透水性随深度增加而减弱，160m 以下，断层破碎带后期胶结较好，透水性很差。该例说明大型断裂的透水性必须分段进行详细研究。

根据大量实际资料，综合各类断裂的水文地质特征，我们提出了如表 1 4 所示的断层分类表：

表 1-4　按水文地质特征的断层分类

类型	水文地质特征及意义	力学性质	两盘岩性
富水断层	1. 断层破碎带具有较大的储水空间，其透水性大于两侧正常岩层的透水性。 2. 主要起汇集两盘含水层中地下水的作用，并有较充足的补给水源。	各种力学性质的断层	单一厚层脆性可溶岩
		张性及张扭性	单一厚层硬脆性岩层
导水断层	1. 透水性强，但本身储水空间不大。 2. 主要起沟通所切穿的各含水层之间(或含水层与地表水体之间)水力联系作用。	张性及张扭性	各种岩性岩层的互层
储水断层	与周围含水层(或含水带)没有水力联系，或联系很弱，自成孤立的脉状含水带，在地形相对高差大的地段，可具有较高的压力水头。	张性及张扭性	硬脆性或软柔性岩层
阻水断层	断盘阻水：一盘不透水，形成天然的地下挡水帷幕；一盘透水，形成富水带。	各种力学性质的断层	一盘为硬脆性岩层，一盘为软柔性岩层
	构造岩阻水，起切断两侧地下水联系的作用 1. 不透水的糜棱岩、断层泥。 2. 后期充填的岩脉、或被粘土物质胶结的角砾岩。	1. 压性及压扭性	1. 硬脆性岩层或薄层脆性可溶岩与软柔性岩层的交互。
		2. 张性及压扭性	2. 除与1相同外，还包括单一的厚层脆性可溶岩
无水断层	仅断裂风化带有少量带状裂隙水，整体为不透水	各种力学性质的断层	均为软柔性岩层

各类断裂的充水作用，可归纳为以下五个方面：①构成矿坑的直接充水水源。富水断层和储水断层都可起这种作用，不同的是前者能成为经常性的稳定充水水源；后者仅能成为暂时性充水水源，坑道揭露时，会发生突然涌水，但易疏干。如河北某矿开挖斜井时，遇一张性储水断层，开始水由炮眼射出，远达 3m，数月后即干枯。②破坏顶、底板隔水层的连续性，沟通其上下充水岩层，使之与矿坑或地表水体之间发生水力联系，成为地下水或地表水的充水途径。导水断层常起这种作用，当它和大的含水系统或地表水体发生联系时，坑道一旦接近或揭露它，可造成灾害性突水事故。③使充水岩层与矿层接近或直接接触。如华北石炭—二叠系煤田，常常由于断层错动，把底部奥陶系岩溶含水层抬高到与可采煤层接近或直接接触的位置，因而易引起严重突水事故，如图 1-8 所示，中马村矿 1301 工作面位于两断层之间的地堑块段，就是由于断层使两侧的奥陶系灰岩(O)和石炭系第二层灰岩(L_2)相对抬升 100m 左右，接近开采地段而造成突水。④降低隔水顶底板岩层的力学强度，形成突水的薄弱带。国内外的突水资料均表明，突水点主要分布在断裂带及其附近。发生突水的断裂有的规模很小，在天然条件下属无水或阻水断层，可起隔水作用，但由于岩层受到破坏，降低了力学强度，当开挖井巷揭露它时，在矿山压力和水压力共同作用下，就会由隔水转变为透水。如有的矿区掘进巷道穿过断层带时，开始并无涌水现象，经过一段时间或回采工作面扩大到一定长度时，才了生底鼓、破裂，继而突水，这就是不透水断层在开采条件下，破坏了平衡状态转变为透水的反映，在评价断层透水性时应特别加以注意。⑤构成隔水边界，限制充水岩层的分布和补给范围。阻水断层常起这种作用，特别是处于矿区边界的区域性大断层，可构成矿区边界的天然不透水围幕，切断区域含水系统与矿区的联系，减少或完全截住充水岩层的侧向补给来源；在特定条件下，还可以形成封闭的水文地质单元，使充水岩层容易疏干。

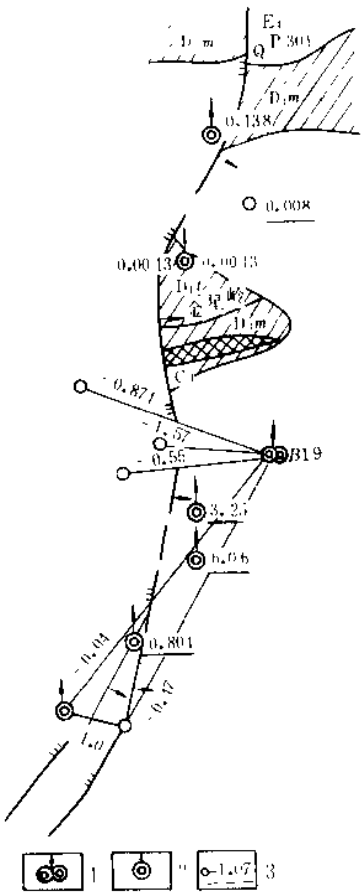


图1-7 凡口曲塘矿区 F_1 断裂带平面展布及勘探工程分布图

1—群孔抽水；2——般抽水孔，右边数字为单位涌水量(l/s.m)；3—抽水时观测孔及水位下降值(m)

(据广东地矿局修改)

二、岩溶陷落柱

岩溶陷落柱是由于下伏碳酸盐岩地层中，发育有大型岩溶洞穴，导致上覆的非可溶性岩层不稳定，不断向下垮落而形成的柱状体，这种柱状陷落体是碳酸盐岩岩溶化所引起的继生地质现象，在我国华北地区的石炭—二叠纪煤系地层中广为分布。

华北地区的奥陶系马家沟组灰岩顶部，岩溶发育，有很多巨大的洞穴存在，致使上部顶板石炭—二叠纪煤系地层在自重压力下，不断向下垮落，形成陷落柱，并成为奥陶系灰岩和煤系地层之间的联系通道。井巷或采煤工作面接近陷落柱时，则可能产生突水。前述开滦煤田范各庄矿 1984 年的特大突水，就是奥陶系马家沟组灰岩中的岩溶裂隙水，通过陷落柱上升至工作面附近，突破煤壁而造成的。

范各庄矿的可采煤层有二叠系的 5、7、8 三层煤，石炭系的 9、11、12 三层煤，直接充水的含水层是 5 煤顶板和 12 煤底板的砂岩，最下部可采的 12 煤与奥陶系灰岩之间还有 180m 厚的煤系砂页岩相隔，若无断裂和陷落柱等特殊导水通道，一般不会造成突水灾害。而范各庄矿位于开平向斜奥陶系灰岩承压水盆地的天然排泄区，岩溶发育，多处顶板坍落形成陷落柱，自矿井开采以来，已在井下相继揭露了 9 个，先后造成三次突水。1984 年的突水发生在 2171 工作面，导水通道——陷落柱和工作面的相对位置关系如图 1-9 所示。经大量勘探钻孔控制，陷落柱规模和形态已查明(见图 1-10)为一高约 280m(从奥陶系顶面算起)的弯曲柱体，在顶部有 8--32m 的空洞，其上为 5 煤顶板砂岩，表明仍处在进一步发展中；形状不规则，断面面积在 1312.5 3647m² 之间变化；柱体内为煤系地层的破碎岩块，十分松散，导水性良好。在未突水前，奥陶系灰岩中的水主要通过陷落柱内的岩块间孔隙，渗透补给 12 煤底板和 5 煤顶板的砂岩裂隙水，柱体有一定的阻水能力；当 2171 工作面的巷道煤壁被突破后，水量不断增加，大量碎石也随水溃入巷道，从而造成淹井。该例充分说明，岩溶陷落柱是华北地区石炭—二叠系煤田中底板岩溶裂隙水的重要充水通道，必须加以重视和研究。但是，并非所有岩溶陷落柱都可构成充水通道，只有处在现代岩溶水强径流带和集中排泄带并隐伏埋藏在地下水头面之下者，才能构成突水的潜在威胁。矿坑充水是由充水水源和充水途径二者有机的结合造成的，因此，应在查明充水岩层岩溶发育特征、地下水量与水压分布的基础上，研究陷落柱的位置和导水性。

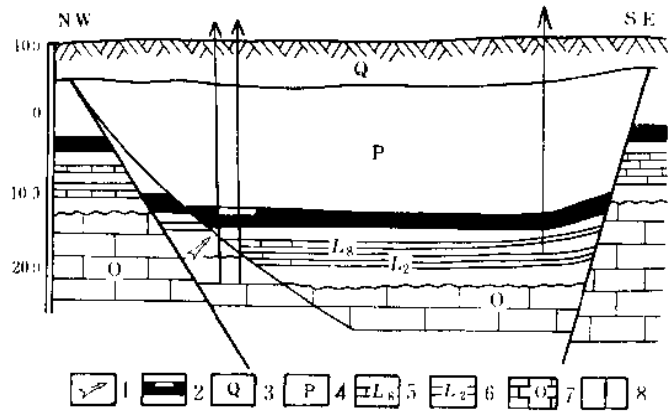


图 1-8　中马村矿 1301 工作面突水点示意剖面

1—突水点；2—煤层及采空区；3—第四系；4—二叠系砂页岩；5—石炭系第八层灰岩；6—石炭系第二层灰岩；7—奥陶系灰岩；8—钻孔

（转引自《应用岩溶学与洞穴学》）

第三节　人为充水通道的形成机理与预测

一、底板突破

当充水岩层为矿层的间接底板时，其中的地下水都具有承压性，作用在巷道隔水底板上的水压随埋深增加而升高。当水压值超过巷道隔水底板的强度时，则可破坏底板，使水涌入巷道，这种现象称为底板突破或底板突水（图 1-11）。底板突破既是一种矿山工程地质现象，也是一种人为充水途径，研究这种突水作用的实质，就是评价巷道底板的稳定性。

底板突水问题在我国煤田矿山中非常突出。华北地区石炭—二叠纪煤系底板的可采煤层和岩溶含水层之间，虽然有砂页岩和铝土层相隔，但其厚度不稳定，一般为 25—95m，因此巷道底板抵抗水压的能力差异很大，且作用在其上的水压值随开采深度的增加而增大。目前华北地区浅部煤层已接近采完，开采深度逐渐下移，有的已达 1000m 以上，底板突水问题日趋严重。我国南方的上二叠统龙潭煤系的底板茅口灰岩，也是厚达几百米的强透水的岩溶承压含水层，底板突水同样成为矿井生产中的主要问题。

为了防治底板突水，必须了解突水的机理和控制因素，据此进行预测。底板突水的危害程度取决于承压含水层的性质和规模，这一点在下章的岩溶充水矿床中将涉及到，本节仅讨论有关突水可能性的判断及预测问题。

根据大量矿山突水资料的分析，可把底板突水的形成条件归纳为图 1-12 所示的组合关系。图 1-12 说明底板突水同时取决于底板含水层和隔水层，能否突破的关键是含水层的水压值和隔水层阻抗水压的能力。后者又取决于隔水层的厚度和岩性；若岩性相同，则强度效应的差异可以忽略。因此在预测底板突水的可能性时，常采用临界水压值（H_t）和临界隔水层厚度

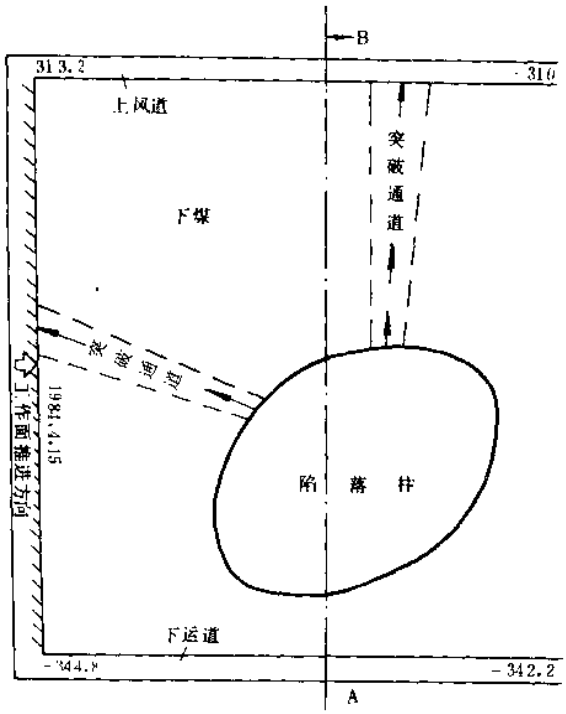


图 1-9 范各庄矿 2171 工作面陷落柱平面投影示意图

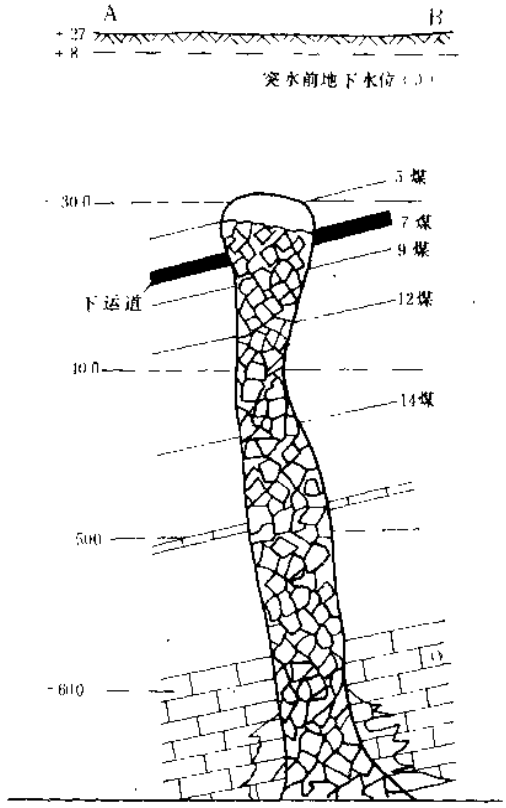


图 1-10 范各庄矿 2171 工作面陷落柱剖面示意图

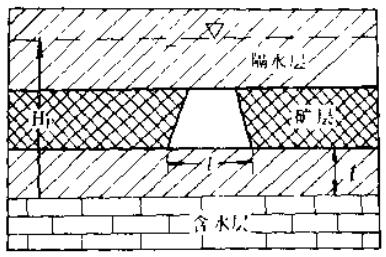


图 1-11 巷道底板隔水层承受水压示意图

(t_l),将这两个综合性指标作为评价的依据。

临界水压值定义为某一厚度的隔水底板所能承受的最大水压值,此值与隔水层一定的厚度相对应,因此是隔水层厚度的函数。临界隔水层厚度定义为能承受某一水压值作用的隔水底板所需要的最小厚度,此厚度与一定的水压值相对应,因此是作用水压值的函数。突水预测就是确定临界水压值或临界隔水层厚度。

巷道掘进过程中的突水预测,可以采用斯列萨列夫公式来确定 H_t 或 t_l。

$$H_t = 2K_p \frac{t_p^2}{l^2} + r_R \cdot t_p \tag{1-5}$$

$$t_l = \frac{l(\sqrt{r_R^2 l^2 + 8K_p H_p} - r_R l)}{4K_p} \tag{1-6}$$

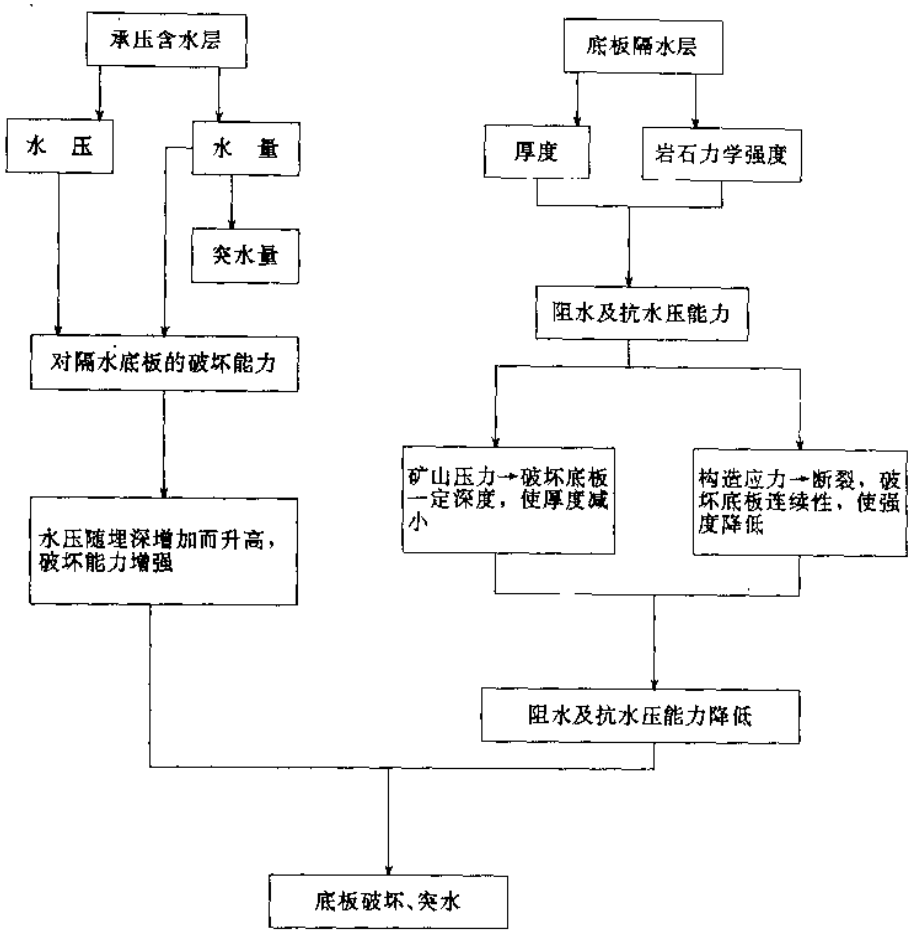


图 1-12　底板突水形成条件的组合关系

式中：H_t 为隔水底板所能承受的极限水压值(N/m²)；H_p 为作用于巷道底板上的实际水压值(N/m²)；t_p 为底板隔水层的实际厚度(m)；t_t 为能抵抗住实际水压(H_p)的临界隔水层厚度(m)；l 为采区巷道底宽(m)；K_p 为隔水底板岩层抗张强度(MPa)；r_R 为隔水底板岩石容重(N/m³)。

当 $H_p<H_t$ 或 $t_p>t_t$ 时，巷道底板稳定，无突水可能或可能性小。

当 $H_p>H_t$ 或 $t_p<t_t$ 时，巷道底板不稳定，有突水可能。

公式(1-5)是根据材料力学理论，把巷道隔水底板看成是一个长度为 l、两端固定、承受均布荷载的梁，处于极限平衡状态时建立的；公式(1-6)是公式(1-5)的解。使用以上公式时要注意两点：第一，实际岩层中水压的分布是否符合建立公式时假定的受力条件；第二，实际裂隙岩体的抗张强度要比小块完整岩样的强度低几倍至十几倍，若无现场原位试验资料，而是选用岩样的实验室测定值，必须根据实际裂隙发育程度的差异加以修正，对于各种岩石组合的隔水底板，应有一定数量各类岩石物理力学性质指标的数据，以便取用其统计平均值。

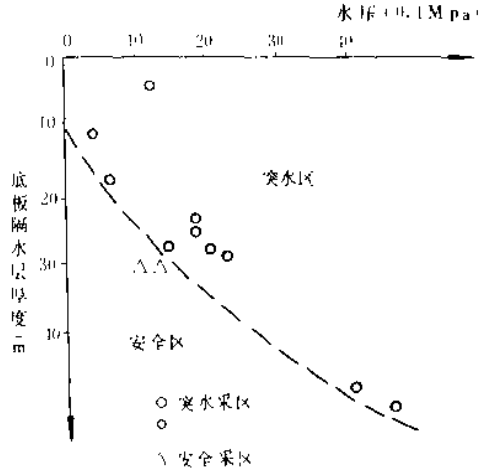


图 1-13　夏庄矿底板突水临界线
（据淄博矿务局）

同采工作中底板稳定性的评价及突水预测目前多采用经验公式或统计方法。对于已有多年采矿历史的老矿山，可以利用采区的实际资料，绘制底板突水临界线，来确定临界水压值或临界隔水层厚度，预测新开采地段或延深水平时的突水可能性。取一直角坐标系，以采区底板所承受的实际水压值为横坐标，底板隔水层厚度为纵坐标，将所有采区标示在该直角坐标图上，画出突水采区与安全采区之间的分界线，即为突水临界线(图 1-13)。临界线上每一点的横坐标代表与这一点纵坐标隔水层厚度相对应的临界水压值；纵坐标则代表与横坐标水压值相对应的临界隔水层厚度。

根据淄博、峰峰等煤田大量矿山开采资料绘出的突水临界线，都与图 1-13 曲线相似。其特点是曲线不通过坐标原点，在纵坐标上有一段截距，说明由于矿山压力的作用，在水压等于零的情况下，底板仍有一定的破坏。截距大小代表矿山压力对底板的破坏深度。一些煤矿矿井的实际观测数据表明，矿山压力对底板的破坏深度(h)与工作面采宽(l_x)显著相关，经过回归分析，得到如下关系式：

$$h = 0.294 l_x^{0.81} \tag{1-7}$$

该式说明，缩短工作面采宽，可以减小底板破坏深度。因此，在承压含水层之上采矿时，这项工作可作为防止底板突水的一项重要措施。

各矿区资料的统计分析还表明，突水临界线可用抛物线方程来描写，其通用形式为

$$P_L = AM^2 + BM + C \tag{1-8}$$

式中：P_L 为临界水压值；M 为巷道底板隔水层厚度；A、B、C 为取决于巷道底板岩石物理力学性质和开采方法的系数，可根据矿区已有突水资料，用最小二乘法确定。

我国煤炭系统多年来还采用突水系数这一概念，在回采工作中对底板稳定性进行评价，预测突水的可能地段。突水系数定义为含水层水压和隔水层厚度的比值，可表示为：

$$T = P/M \tag{1-9}$$

式中：T 为突水系数(0.1MPa/m)；P 为作用在巷道底板上的水压值(0.1MPa)；M 为底板隔水层厚度(m)。

所以突水系数即每米隔水层厚度所承受的水压值。每米隔水层厚度所能承受的最大水压值，称为临界突水系数，以 T_s 表示，根据临界突水系数可以确定临界水压值。预测突水的关键是正确选定临界突水系数值，一些大型煤田已依历史突水资料提出过适用的经验数据(见表 1-5)，据此对华北煤田可取 $T_s=0.5$(0.1MPa/m)，作为评价底板突水的下限。

临界突水系数不是一个定值，不同矿区甚至同一矿区的不同开采水平都有所不同，前述突水临界线的型式已清楚地揭示了这一点。这是因为底板阻抗水压的能力还与岩性、构造破坏程度及埋藏深度等因素有关。为使突水系数的数值具有普遍对比意义，能适用复杂多变的环境，必须进一步考虑以下因素的影响：

表 1-5 某些矿区曾选用的临界突水系数值

矿区名称	T_s(0.1MPa/m)	选用根据
峰峰	0.73	90%的突水点 $T>0.73$(0.1MPa/m)
焦作	0.67	93%的突水点 $T>0.66$(0.1MPa/m)
淄博	0.67	86%的突水点 $T>0.66$(0.1MPa/m)

1. 底板岩石类型及组合关系

不同岩石的力学强度是不同的，所以同一厚度不同岩性的隔水底板抵抗水压的能力不同，计算突水系数时，应以反映岩石力学强度的等效厚度来代替底板隔水层的实际厚度。根据等效隔水层厚度的意义，对它的性质作以下规定：①数值上不等于真厚度；②强度和隔水性能是均质的；③抵抗水压的能力在整体上与实际隔水层等效。

采用一个强度比值系数 δ 对实际厚度进行修正，即可得等效隔水层厚度 M_e。

$$M_e=\sum_{i=1}^{n}\delta_i M_i \tag{1-10}$$

式中：M_i 为某类岩石的实际厚度；δ_i 为某类岩石的强度比值系数；n 为岩类数目。

确定等效隔水层厚度的关键，是要提供一个统一的强度比值系数。目前，国内还缺乏公认和法定的研究数据。王梦玉曾根据邯邢地区现场压水试验所获得的各种岩层单位极限强度，提出了如表 1-6 所示的强度比值系数。在实际工作中，也可以根据矿区隔水底板各类岩石的力学试验结果，并结合测得的裂隙参数差异及钻孔岩心采取率和冲洗液消耗量等资料综合考虑，得出各矿所适用的数值，表 1-7 就是根据这一原则确定的北京西山杨坨煤矿七煤底板岩石强度的比值系数。

表 1-6 某些岩石的强度比值系数

岩石名称	比值系数 δ_i
砂岩	1
砂质页岩	0.7
页岩(铝土)	0.5
断裂带	0.35
灰岩	0

表 1-7 北京西山杨坨矿七煤底板岩石强度比值系数

岩石类型	比值系数	岩石类型	比值系数
泥质岩类	1.00	粗砂岩类	1.65
结晶岩类	1.33	铁质砂岩类	1.10
粘土岩类	0.32	岩屑砂岩类	1.08
钙质砂岩类	1.34	砾岩类	0.90

确定等效隔水层厚度时，还应考虑各种岩类的组合关系。比如强度较高的粗碎屑岩和碳酸盐岩，若构成底板的中间岩层，可对整体强度起增强作用，但若位于底板下部，而且直接覆盖在承压含水层之上时，由于存在导水裂隙，不起隔水作用，而成为承压含水层的组成部分，在确定

等效厚度时，应不予考虑。

2. 构造断裂带

底板突水绝大多数发生在断裂带，如前所述，有些断层虽然本身不透水，但构成了隔水底板的强度相对减弱带，实际突水系数增大。如图 1-14 所示，假定矿层隔水底板为厚 M 的均一岩性，承受的水压值为 H，在断层带上，由于地层错动，底板的实际厚度减小了，其相应的等效厚度也因强度降低而大大小于实际厚度（据表 1-6 取断裂带强度比值系数为 0.35），所以实际突水系数显著高于正常地段，容易突水。

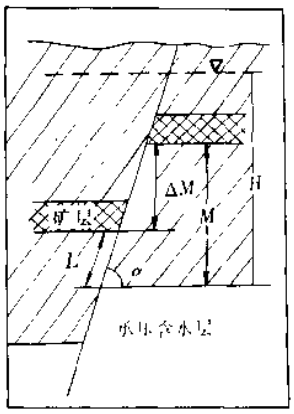


图 1-14　底板断裂带突水系数计算示意图

断裂带突水，一般发生在相对下降盘，其突水系数（T_f）的计算如图 1-14 所示，可采用以下公式：

$$T_f = \frac{P}{0.35L} \tag{1-11}$$

$$L = \frac{M - \Delta M}{\sin\alpha}$$

式中：P 为相对下降盘隔水底板上作用的水压值（若以水柱高度表示，其大小相当于图 1-14 中的 H）；L 为相对下降盘隔水底板顶面至相对上升盘底板承压含水层顶面之斜距；M 为底板隔水层厚度；ΔM 为断层的垂直断距；α 为断层面倾角。

3. 开采深度

由图 1-13 可知，T_s 实际上对应于不同的水压值，而水压值随开采深度增加，因此对下同的开采水平，应分别确定临界突水系数。焦作煤田曾据大量突水资料总结出 T_s 随深度增加的经验公式：

$$T_{s(0)} = 0.36$$

$$T_{s(0\text{米})} = T_{s(0)} + n \cdot h \tag{1-12}$$

式中：$T_{s(0)}$ 为 0 米标高以上临界突水系数（0.1MPa/m）；$T_{s(0\text{米})}$ 为 0 米标高以下任一深度 h 的临界突水系数（0.1MPa/m）；h 为从 0 米标高到计算水平增加的深度（m）；n 为临界突水系数随深度增加的变化率，取 0.058（0.1MPa/m）。

对全焦作矿区，曾将计算的 $T_{s(0\text{米})}$ 值乘以 0.9 的安全系数进行验证，效果良好（表 1-8）。但是，以上经验公式和验证结果，仅依焦作煤田 −200m 标高以上的开采资料得出，能否推广到以下的深度和其他矿区，还有待研究。

表 1-8　焦作煤田临界突水系数（$T_{s(0\text{米})} \times 0.9$）验证表

矿区	开采标高 (m)	水压 (0.1MPa)	平均隔水层厚度 (m)	实际突水系数 T_s(0.1MPa/m)	临界突水系数 $T_{s(0\text{米})} \times 0.9$	预测	实际
朱村	−45	16.21	22	0.74	0.57	应突水	突水
天宫	100	23.30	20	1.16	0.86	应突水	突水
王封	−23	14.50	18	0.80	0.45	应突水	突水
冯营	−150	29.38	30	0.98	1.11	不突水	未突水
小马	−50	19.25	45	0.43	0.60	不突水	未突水
田门	−40	18.23	35	0.52	0.54	不突水	未突水

利用突水系数评价承压含水层之上的底板稳定性，进行突水预测时，可以编制突水系数等

值线图。突水系数等值线图或直接根据钻孔的水压值和底板隔水层厚度(等效厚度)来编制;或根据承压含水层的等水压线图来编制;对断裂带要单独计算突水系数值,圈定可能突水的危险地段,从而采取有效的防范措施。

近年来,国内一些科技工作者,对煤层底板突水机理,从不同角度,进行力学分析,探寻预测突水的新理论公式,煤炭科学研究院北京开采研究所张金才,采用弹塑性理论分析底板隔水层的受力状况,提出预测底板突水的极限水压力公式即为一例。

$$P_1 = \frac{\pi^2[3(l_x^4 + l_y^4) + 2l_x l_y]}{6l_x^2 l_y^2 (l_x^2 + \upsilon l_y^2)} \times (h - h_1)^2 \tau_0 + \gamma h \tag{1-13}$$

$$P_2 = \frac{12 l_x^2}{l_y^2(\sqrt{l_y^2 + 3l_x^2} - l_y)^2} \times (h - h_1)^2 \sigma_0 + \gamma h \tag{1-14}$$

式中:P_1 为据弹性理论求解的极限水压力;P_2 为据塑性理论求解的极限水压力;τ_0 为底板岩层的平均抗剪强度;σ_0 为底板岩层的平均抗拉强度;h 为底板岩层的厚度;h_1 为底板采动破坏深度;υ、γ 分别为底板岩层的泊松比及平均容重;l_x、l_y 分别为工作面的采宽及底板卸压的长度。当 P_1 与 P_2 同时大于实际的水压力 P 时,则底板稳定,否则将发生底板突水。

底板突水机理的研究还不太成熟,确定性的定量评价方法还有待进一步研究和探讨。鉴于控制突水因素的复杂性和多样性,可以根据已有突水点的条件和突水标志等方面的信息,进行多元统计中的判别分析。考虑到有些因素的综合作用,以及难以获得定量数据,建议采用数量化理论(Ⅰ)对突水条件具备与否进行判断,从而达到预测突水危险区的目的。

数量化理论是多元统计的一个分支,于 50 年代由日本的林知也夫提出。该理论的特点是采用定性变量研究事物间的联系和规律性。即利用可能搜集到的各种信息确定地质、水文地质领域的不确定性和复杂性因素。所以数量化理论在地质、水文地质领域是有广泛应用前景的。

在数量化理论中,把定性变量称为项目,把各项目所能取的状态称为类目,比如岩性是项目,灰岩、砂岩、页岩等是这个项目的类目。

数量化理论(Ⅰ)和多元统计中的判别分析类似,需要确定的基准变量都是定性变量,但判别分析中的自变量(说明变量)只含定量变量,而数量化理论(Ⅰ)可包括定性变量。具体步骤如下:从分析各种影响因素入手,并收集一切与突水点有关的指示标志,选定自变量;将判别函数的基准变量定为"稳定"与"不稳定"两组,根据一定数量的采区资料得到项目、类目的反应及基准变量的观测值,建立判别方程和判断。判别函数的混合模型(兼有定性和定量变量)可表现为以下形式:

$$y_i^t = \sum_{l=1}^{q} w_l x_i^t(l) + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{r_j} \sigma_i^t(j,k) b_{j,k} \tag{1-15}$$

y_i^t 为第 t 组第 i 个观测样品的基准变量定性数据($t=1,2$,即分为"稳定"与"不稳定"两组);$x_i^t(l)$ 为第 t 组第 i 个观测样品中第 l 个定量变量的数据;$\sigma_i^t(j,k)$ 为第 t 组第 i 个观测样品中第 j 个项目的第 k 个类目的定性数据,它的取值是 1 或 0,所以定性变量又称二态变量;w_l 和 $b_{j,k}$ 是待定系数,可根据最小二乘原理求解。

判别方程为:

$$\hat{y}_i = \sum_{l=1}^{q} \hat{w}_l x_i(l) + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{r_j} \sigma_i(j,k) \hat{b}_{j,k} \tag{1-16}$$

按照极值原理,取判据

$$y_0 = \frac{\sigma_2}{\sigma_1 + \sigma_2}\bar{y}_1 + \frac{\sigma_1}{\sigma_1 + \sigma_2}\bar{y}_2 \tag{1-17}$$

其中 $\bar{y}_1$、$\bar{y}_2$ 分别为取自 1、2 两个母体的判别得分均值；σ_1、σ_2 为相应的方差。

若 $\hat{y}_i > y_0$，则判断底板不稳定，预示评价单元有突水可能。

若 $\hat{y}_i < y_0$，则判断底板稳定，无突水可能。

这一方法可以充分利用一切能反映底板不稳定的因素、预示突水可能的信息，具有信息广、综合性强、判断明确等优点，但其具体应用还有待进一步探讨与研究。

二、顶板破坏

开采矿体在地下形成采空区，采空区上方顶板岩层失去支撑和平衡后，会产生变形，以致破坏，这就会给上部含水层或地表水体等提供人为充水途径。因此，对埋藏在强含水层或地表水体之下的矿床，都要评价顶板的稳定性，预测它可能破坏的最大高度。

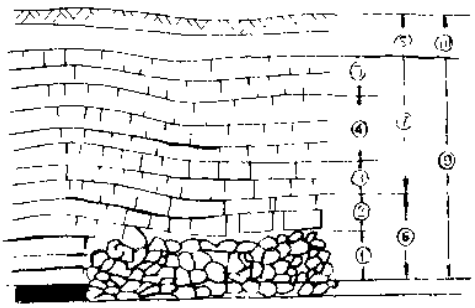


图 1-15　采空区顶板破坏及其分带示意图

1—不规则冒落；2—规则冒落；3—严重开裂；4—一般开裂；5—微小开裂；6—冒落带；7—导水裂隙带；8—整体移动带；9—破坏性影响区；10—非破坏性影响区

1. 顶板破坏特征

根据煤矿开采的观测资料，可得顶板破坏特征的综合形态(图 1-15)，按顶板岩层的破坏程度和形式，可将整个破坏影响区在剖面上划分为三带。

Ⅰ 冒落带　是直接顶板分裂为碎块向下垮落的范围。这一带岩石碎胀，松散堆积。堆积的碎块透水性好，可形成上部地下水或地表水向下灌入的通道，所以一般不允许这一带发展到上部强含水带或地表水体，否则不仅会引起突水，还会导致流砂冲溃。

Ⅱ 导水裂隙带　为Ⅰ带之上大量出现切层、离层的人工采动裂隙的范围。这一带能透水，是上部强含水层或地表水体的渗入或突水通道，能使矿坑涌水量急剧增加。

Ⅲ 整体移动带　位于Ⅱ带之上，有时为至地表的整个范围，一般表现为整体弯曲变形或剪切位移。该带透水性与破坏前原岩比较，变化不大，不会构成充水通道。

在层状矿床，特别是煤系地层中，当采用全部垮落方法进行开采时，一般顶板破坏都会出现以上的三带。但从充水途径的角度来考虑，只有Ⅰ、Ⅱ两带是有意义的。Ⅰ、Ⅱ两带的形态特征，受到矿层赋存条件——矿层倾角和顶板岩性控制。图 1-16、1-17、1-18 所示各类顶板破坏形态的显著差异，说明采空区顶板的破坏特征随矿层倾角不同而变化。实际观测证明，矿层倾角对回采工作面矿山压力的影响很大，因而导致顶板岩层的运移规律不同。如图 1-19 所示，若顶板岩层的质量为 W，随倾角增大，必然使沿层面的切向下滑力($Q_2 = W \cdot \sin\alpha$)增加，而作用于层面的垂直压力($Q_1 = W \cdot \cos\alpha$)却减小。此外，由于倾角增加，采空区顶板冒落的岩块难以在原地堆积，容易沿底板下滑，使采空区形成如图 1-20a 所示情况，即下部充填较满，而上部悬空，造成回采工作面支架受力不均(如图 1-20b)。尤其是急倾斜矿层最突出，基本上改变了原来的规律性。

顶板岩性对破坏特征也有明显的影响。如巨厚坚硬岩层组成的顶板，不易冒落，形成大面积的悬顶。在这种情况下，对于水平及缓倾斜岩层，当采空区达到一定的规模时，有可能突发巨块冒落，造成灾难性破坏；对于急倾斜煤层，由于采空区未被冒落的岩块充填，上方煤柱失去支

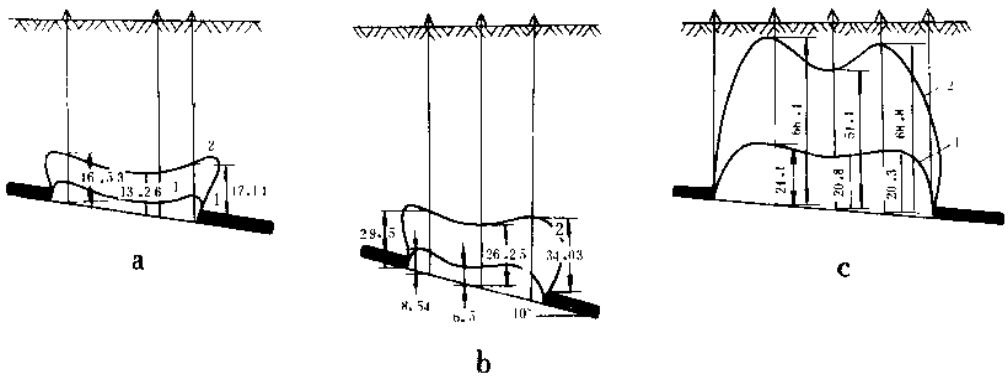


图 1-16　实际测定的缓倾斜不同类型岩层采空区顶板破坏形态

1—冒落带；2—导水裂隙带

a—顶板为软岩层；b—顶板为中硬岩层；c—顶板为坚硬岩层

（据《矿山压力及其控制》，1984）

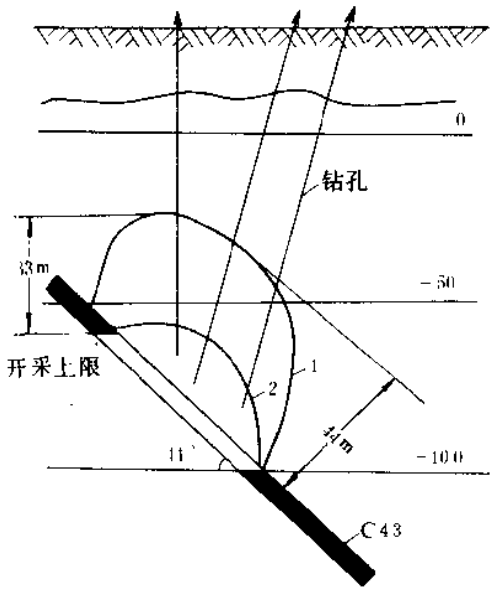


图 1-17　中等倾斜煤层中硬顶板破坏形态

（淮南一矿 C_3 槽第三分层实测剖面）

1—冒落带；2—裂隙带

（据煤炭科学院）

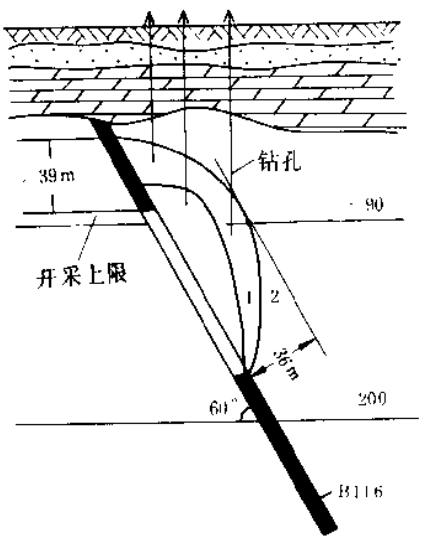


图 1-18　急倾斜煤层坚硬顶板破坏形态

（淮南李咀孜煤矿实测剖面）

1—冒落带；2—裂隙带

（据煤炭科学院）

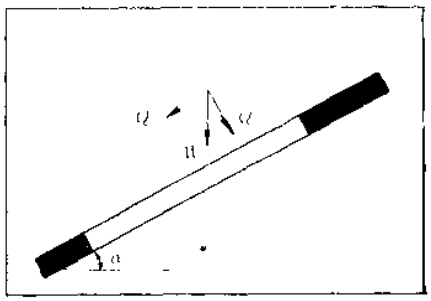


图 1-19　倾角对矿山压力的影响

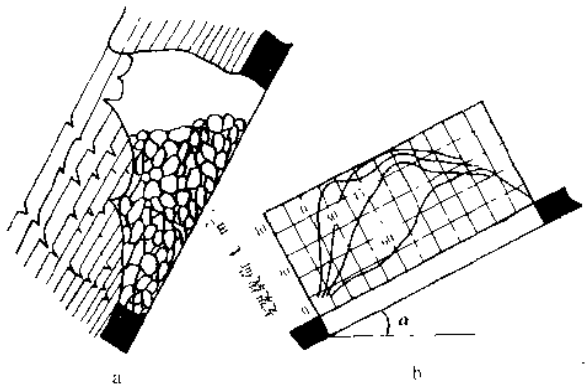


图 1-20　采空区冒落岩块滑移及其造成的后果
（据《矿山压力及其控制》，1984）

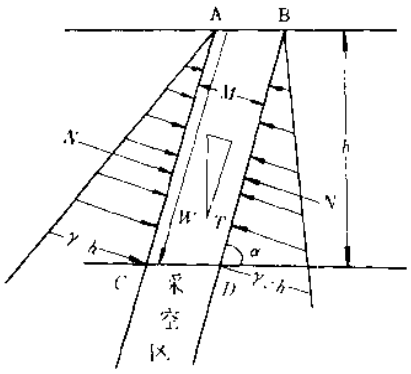


图 1-21　急倾斜煤柱稳定性分析

撑，会出现整体向下滑落的现象。这种现象，在北京西山各煤矿（如大台、长沟峪）常常出现，称之为“抽冒”。

急倾斜煤层的“抽冒”现象，在京西各煤矿可发展到很大的高度，造成上水平煤柱的不稳定和破坏，浅部开采水平可以一直发展到地表，突然形成槽形塌坑。为预测“抽冒”的可能性，可在定性分析采区地质结构的基础上，采用岩石力学的极限平衡理论，建立煤柱稳定的极限平衡公式，进行粗略评价。如图 1-21 所示，ABCD 为夹于隔水层顶底板之间的煤柱，其下为采空区，其上为地表。对该煤柱稳定性的力平衡分析如下：

单宽煤柱的重力

$$W = \gamma \cdot M \cdot L\left(L = \frac{h}{\sin\alpha}\right)$$

单宽煤柱在仅有重力作用下的下滑力

$$T = W \cdot \sin\alpha = \gamma \cdot M \cdot h$$

顶、底板的层面法向压力

$$N = \frac{1}{2}\gamma \cdot h \cdot l = \gamma \cdot h^2/2 \cdot \sin\alpha$$

由顶、底板摩擦阻力所产生的抗滑力

$$F = 2N\mathrm{tg}\varphi = \gamma \cdot h^2 \cdot \mathrm{tg}\varphi/\sin\alpha$$

定义抗滑力与下滑力的比值为平衡系数 K，即

$$K = \frac{F}{T} = \frac{h}{M} \cdot \frac{\mathrm{tg}\varphi}{\sin\alpha}$$

当 $K=1$ 时，为平衡状态；$K>1$ 时，煤柱稳定；$K<1$ 时，煤柱不稳定。所以，根据参数 h、M、φ、α 就可以判断采空区上方煤柱的稳定性，并计算“抽冒”高度（即煤柱下滑高度）的最大值，

$$h_{max} = M \cdot \mathrm{tg}\varphi/\sin\alpha \tag{1-18}$$

表 1-9　采用会部垮落方法管理顶板时，计算冒落带和导水裂隙带最大的经验公式（根据北京煤炭科学院的资料编制）

地质条件		经验公式表达式		用最小二乘法确定表达式中待定系数后的计算式		备注
矿层倾角	顶板岩性	冒落带最大高度	裂隙带最大高度	冒落带最大高度	裂隙带最大高度	
缓倾斜和倾斜矿层	隔水性不好的坚硬岩石	$H_1=\dfrac{M}{B_1M+C_1}$	(1)以采厚或分层累积采厚为计算因子的表达式 $H_1=\dfrac{M}{B_2M+C_2}$ (2)以分层层数 n 和累积采厚 M 为计算因子的表达式 $H_1=\dfrac{M}{En+F}$	$H_1=\dfrac{100M}{2.1M+17}\pm2.5$	$H_1=\dfrac{100M}{1.2M+2.0}\pm8.9$ $H_1=\dfrac{100M}{2.4n+2.1}\pm11.2$	M—矿层采厚或累积采厚 n—矿层分层层数 B_1,B_2,C_1,C_2,E,F—与顶板岩性有关的系数，是依淮北、枣庄、辽源、肥城、本溪等矿区27个煤矿30个工作面，约200个观测资料确定的，式中的±8.9等值代表计算中的误差。 坚硬岩石抗压强度为40—60MPa，如石英岩、玄武岩、硅质胶结的砂岩和砾岩； 中硬岩石的抗压强度为20—40MPa，如砂质页岩，泥质胶结的砂岩； 软弱岩石的抗压强度小于20MPa，如风化岩层、页岩、粘土岩、泥质胶结的粉砂岩等。
	隔水性较好的中硬岩石			$H_1=\dfrac{100M}{4.7M+19}\pm2.2$	$H_1=\dfrac{100M}{1.6M+3.6}\pm5.6$ $H_1=\dfrac{100M}{3.3n+3.8}\pm5.1$	
	隔水性好的软弱岩石			$H_1=\dfrac{100M}{6.2M+32}\pm1.5$	$H_1=\dfrac{100M}{3.1M+5.0}\pm4.0$ $H_1=\dfrac{100M}{5n+5.2}\pm3.5$	
	隔水性好的软弱风化岩石			$H_1=\dfrac{100M}{7.0M+63}\pm1.2$	$H_1=\dfrac{100M}{5.0M+8.6}\pm3.0$	
急倾斜矿层	隔水性不好的坚硬岩石	$H_1=(0.4-0.5)H_1$	$H_1=\dfrac{Mh}{Rh-S}$		$H_1=\dfrac{100Mh}{4.1h+133}\pm8.4$	M—矿层累积采厚。 h—回采阶段垂高。 R,S—与顶板岩性有关的系数，是依淮南孔集、李咀孜煤矿，徐州新河煤矿17—93个观测值确定的。 公式中的±8.4等值的意义同上。
	隔水性较好或好的中硬及软弱岩石				$H_1=\dfrac{100Mh}{7.5h+293}\pm7.3$	

2. 顶板破坏带最大高度的确定

从突水角度出发，确定顶板冒落带，导水裂隙带以及急倾斜煤层下滑高度的最大值是在强含水层或地表水体之下采矿、确定安全开采深度或安全开采上限的基础。由于不同倾角岩层的顶板破坏形态存在较大差异对冒落带和导水裂隙带高度特做如下规定：以55°倾角为界，凡倾角小于55°者，采用顶板法线方向的高度；凡倾角大于55°者，采用铅垂方向的高度（见图1-22）。

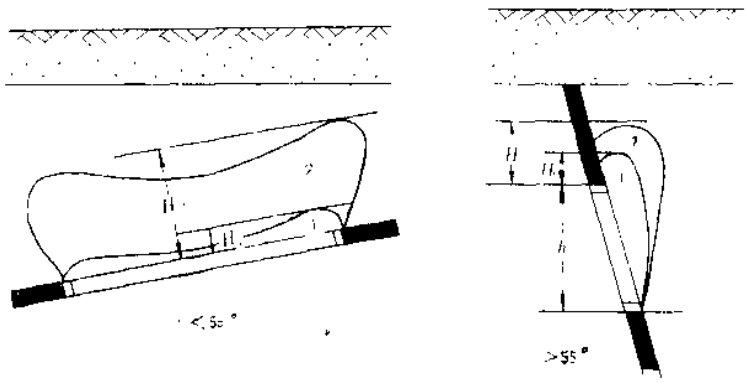


图1-22 顶板破坏性影响区最大高度分布示意图

H_1 冒落带高度；H_2 导水裂隙带高度

由于顶板破坏的机理比较复杂，难以建立预测其最大高度的完善理论公式，通常是根据实际观测资料，采用关系曲线图解法或数理统计方法建立经验公式（如表1-9）。此外，国内过去曾广泛使用原苏联某矿山测量研究所建立的计算公式，即

$$H_1 = \frac{M}{(K-1)\cos\alpha} \tag{1-19}$$

$$H_2 = (2-3)H_1 \tag{1-20}$$

式中：H_1 为冒落带最大高度；H_2 为导水裂隙带最大高度（包括 H_1 在内）；M 为矿层厚度或采厚；α 为矿层倾角；K 为岩石碎胀系数，指岩层冒落碎胀后的体积与原体积（未冒落前相同部分）之比（表1-10）。

表1-10 不同岩层的碎胀系数

碎胀系数 / 岩性 / 矿层厚度（m）	软粘土页岩	坚硬页岩、砂质页岩	砂岩
<1	1.15—1.2	1.2—1.25	1.3—1.4
1—2	1.2—1.3	1.3—1.35	1.4—1.5
2—3	1.3—1.35	1.35—1.4	1.5—1.6

根据我国矿山实验，公式（1-19）对急倾斜煤层不适用。

顶板冒落带、导水裂隙带和煤柱下滑最大高度是确定防砂或防水安全矿（岩）柱的依据，如图1-23和表1-11所示。

表 1-11　防砂与防水保安矿(岩)柱的计算公式

保安矿(岩)柱类型	计　算　公　式	
	矿层倾角<55°	矿层倾角>55°
防砂保安矿(岩)柱 H_s	$H_s = H_1' + H_c$ $H_1' = H_1 \cdot \cos\alpha$	$H_s = H_1$(或 H_3) $+ H_c$
防水保安矿(岩)柱 H_w	$H_w = H_2' + H_c$ $H_2' = H_2 \cdot \cos\alpha$	$H_w = H_2$(或 H_3) $+ H_c$

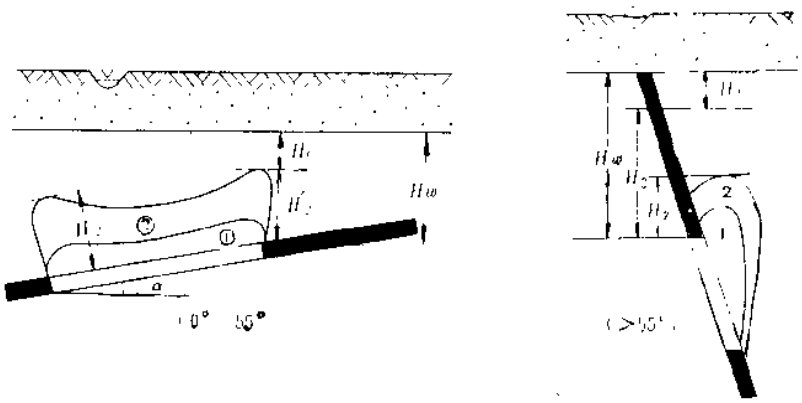


图 1-23　防水保安矿(岩)柱的构成
①—冒落带;②—导水裂隙带

图 1-23 和表 1-11 中的 H_c 为保护层厚度,其取值随岩性不同而异,一般砂页岩为 20—30m,粘土层为 5—10m。中国矿业大学葛中华等对水下开采中保护层厚度的确定曾进行了详细研究,并得出以下结论:①保护层本身的渗透性是影响其厚度的决定性因素,二者成正相关。渗透系数 K 值大于 0.05m/d 的岩层不能做为保护层,无论留设多厚都起不到防水作用;渗透系数小于 0.001m/d 的岩层,仅需留 3—5m 的保护层即可满足要求。②当上覆水体的水头 $H>0$ 时,不同厚度的保护层都仍有一定的下渗量,证明渗透是绝对的,不渗透是相对的,故留设保护层的目的是要把下渗量控制在某一水量之内,因而留设保护层厚度应以允许下渗量为依据。③上覆水体的水头对保护层厚度影响很大,水头与厚度间近似直线关系。④矿层倾角、采厚和分层开采数对保护层厚度影响小,可忽略不计。

顶板破坏与底板突破,都可以看成是一种随机过程,大量整理分析和归纳采矿所积累的实际资料,着重研究它们与影响因素之间的统计规律性,确定主要因子的分布特征,得出其概率密度函数或分布函数,并建立相应的统计模型或随机模型,可作为今后定量预测与预报的研究方向。

三、地表塌陷

地表塌陷一方面可为大气降水和地表水提供直接进入坑道的途径,增加矿坑充水水源和水量;另一方面还严重地影响各种地面建筑及设施。矿区地表塌陷有两种类型:

1. 开采塌陷

开采塌陷是指在采空区正上方及其周围的地表由于开采矿体引起地表变形、移动从而产生的破坏。在开采缓倾斜及中等倾斜矿层时，当采深、采厚比值小于 20—25，或者在某些特殊的地质及水文地质条件下，如果处理不当，地表容易出现漏斗状塌坑。如：①在采深小、矿层厚的情况下，若采区内采厚不均一，造成顶板岩层破坏高度不一致，则地表容易产生塌陷。②在松散的孔隙含水层下采矿时，若地质条件不清，盲目提高开采上限，致使冒落带发展到松散层底部，会引起水和泥砂冲溃，同时地面形成漏斗状塌陷。③重复开采，引起上覆岩层中的裂隙扩大，使松散含水层的水、砂下泄，也可能引起地表塌陷。④在导水断裂带附近开采时，由于断层突水，可能引起地表塌陷。

开采急倾斜矿层时，不仅采空区上方地表可能出现漏斗状塌坑，还可能沿矿层走向出现槽形塌沟，特别是当顶底板岩层坚硬、不易冒落时，由于矿层本身的整体滑塌一直达到地表，可形成深达几十米以至上百米深的塌沟。

地表开采塌陷与采空区之间的水力联系如何，是决定其充水意义的关键。从我国一些煤矿水体下采煤的实例看出：凡是开采深度（从松散覆盖层底面算起）大于导水裂隙带最大高度、或有粘土层直接覆盖在基岩之上的矿山，除个别采深采厚比值极小的情况外，地表塌陷与采空区无直接水力联系，不能构成大气降水或地表水的直接充水途径；相反，凡是开采深度小于导水裂隙带最大高度，或没有粘土层覆盖的矿山，除少数采深采厚比值很大的情况外，地表塌陷与采空区有直接联系，构成大气降水和地表水的直接充水途径。地表的粘土类覆盖层，即使是与含水砂层的互层，也起着隔绝地表塌陷与采空区之间水力联系的作用。开采无松散层或极薄松散层覆盖的矿层时，地表塌陷往往与采空区具有水力联系。特别是开采顶板坚硬的急倾斜矿层、采深采厚比值很小时更为显著，如上节提到的大台煤矿和长沟峪煤矿，即是这种情况的例证。其中长沟峪煤矿长沟峪采区的北沟和东沟，降雨入渗率分别达到 81.2% 和 90%，成为该区入渗率最高的地区。

2. 岩溶塌陷

由于对岩溶充水岩层进行疏干，在其排水影响范围内地表所产生的塌陷，其波及面积广，危害性极大。关于其形成机理、控制因素、预测方法等将在第四章详细论述。

第四节　矿井碎屑流形成机理与预防

地下开拓巷道及回采矿石，除常出现突水灾害外，在特定条件下，还可以发生固、水混合物的冲溃，从而酿成严重事故。突入矿井的固、水混合物，据其组成和存在状态，称为碎屑流。随矿坑充水条件而异，碎屑流有三种不同的物质来源，因而具有不同的物质组成和突出机理。按其物质组成分别称之为沙石流、泥石流和煤泥流。前两者与地表水和岩溶水的突入相伴随，其突出机理与突水相同；后者发生于煤矿井下巷道掘进过程中，有其特殊性，这是本节介绍的重点。

一、沙石流（即流砂）

该类碎屑流主要发生在开采孔隙充水矿床的矿井中，碎屑主要来源于地表或河床的第四系松散沉积物，其储积场所位于开拓工程的上方，与采空区冒落带有关，往往受重力作用突入。处于滨河地带厚层孔隙含水层或河床之下的开采地段，由于超限开采，冒落带发展到接近或达

到松散层，则可引起流砂冲溃。如徐州新河矿的 502 工作面，在开采急倾斜（倾角 87℃）煤层时，上有 49m 厚的第四系松散覆盖层，为防止突水和流砂，曾留有 31m 高的煤柱，但由于局部超限开采，酿成沙石流突入的事故，仅 3.5 小时，沙、石就充满了 1200m 长的巷道，地面随之出现漏斗形塌坑。

关于流砂的形成机理可参阅有关工程地质类的教科书或文献。

二、泥石流

该类碎屑流发生在开采岩溶充水矿床的矿井中，主要来源于溶洞充填物，其次为岩溶陷落柱的垮落物，是在矿井疏干排水条件下，随突水而发生，一般滞后于突水一段时间，随水流流速的增加大量溃入巷道，危害极大。如凡口曲塘矿区，0m 中段坑道突水期间，溶洞充填物随之冲溃，造成 0m 及－40m 中段的所有巷道、水仓被淤积，厚达 1m 以上，淹没了铁轨，在恢复矿井时，清理出泥沙 10 000m³；同时使井下 11 个放水钻孔（占总数的 23%）堵塞，降低疏干效果，延长了疏干时间。

岩溶充水矿井疏干排水时，溶洞充填物形成井下泥石流突入巷道的现象与地下水位降低，改变溶洞充填物的受力状况，破坏了原有的力学平衡有关，这一点在第四章地面塌陷部分将进行详细分析。

三、煤砂流（或煤泥流）

该类碎屑流发生在煤矿矿井中，系指老窑充填的煤岩（顶板岩石和煤层夹石）碎屑堆积物，经饱水后形成具流动性质的固水混合相，突入下方或侧方巷道的现象，以往习惯上称为煤泥流。根据室内对王平村矿井下突出的煤泥样品所进行的粒度成分，水理与物理性质的分析得出，这是一种既不同于流砂，也不同于泥石流的特殊碎屑流，就其颗粒级配、流动介质和运移方式来看，称为煤砂流较为适宜。本节结合王平村矿的实例分析，探讨煤砂流的形成机理、预测方法与防治措施。

王平村矿位于北京西山门头沟区境内的中低山地带，主要开采石炭系 3、5、6 槽煤。区内断裂、褶皱构造发育，北部岩层急倾（倾角大于 60°）。该矿浅部老窑甚多，窑内不仅积水，而且有煤、岩碎屑的混杂堆积物充填。由于 5、6 槽煤在平安沟一带出露地表，且一般厚度大于 3m，平均 10m 左右，决定了区内小窑多沿沟分布，特别集中于左岸急倾斜煤层出露地带。该矿主要开采煤层的顶板砂岩均含裂隙水，且地表采动裂隙和塌坑发育，有利于大气降水及地表径流渗入。平安沟下开采急倾斜煤层，潜伏着煤砂流突出的最大可能性。

该矿自 1981—1983 年出现过三次煤砂流突出事件（表 1-12），我们对其形成环境、发生条件和煤砂样品进行了专门分析，得出以下认识。

表 1-12　王平村矿煤砂流突出基本情况调查

序号	位置	时间	煤层槽别	堵塞巷道长度（m）	煤砂体积（m³）	地表现象	其它
1	+230m 水平东四石门	1981 年 9 月 6 日	5	62	600	塌坑	第一次造成 5 人死亡，2 人重伤。
2	+230m 水平零石门上东坡八反眼	1982 年 5 月 2 日	5	67	240—295		突前工作面变冷，煤层反潮，从发现到涌入巷道整个过程持续时间大约一天。
3	+230m 水平焦岭二楼四反眼	1983 年 9 月 15 日	5	47	170—210		

1. 煤砂流的基本性质

从老窑中突入巷道的煤砂流，其物质组成主要是压碎的煤块与煤末，其中还混杂有少量垮落的顶板岩石、煤层夹石和小窑支护物，后期被水饱和或过饱和构成可流动的两相体系。固相

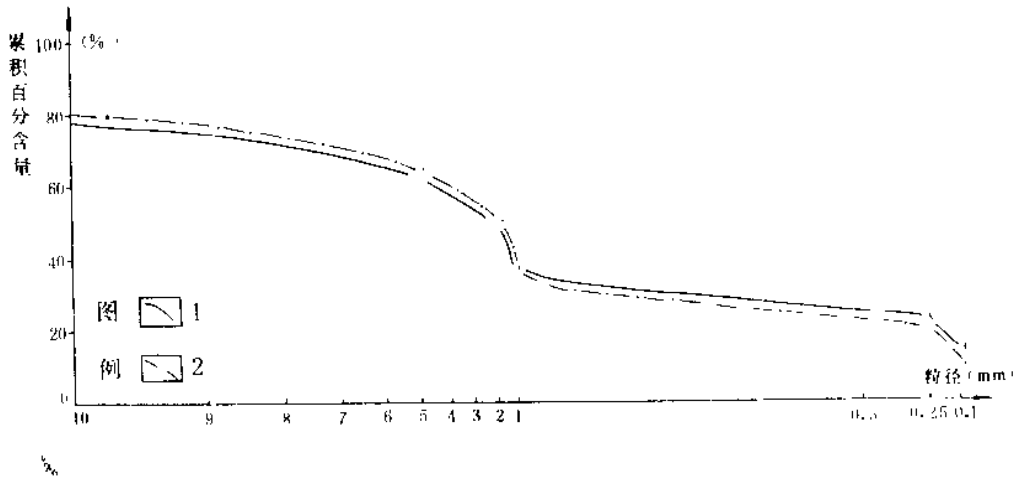


图 1-24 煤砂颗粒级配累积曲线

1—＋230m 水平零石门八反眼突出的煤砂；2—＋230m 水平焦岭二楼四反眼突出的煤砂

煤砂的粒度分析结果(图 1-24)表明：不同突出点的颗粒级配彼此非常接近，都很不均匀，以粗碎屑为主，相当于角砾 砂粒，属于砂砾类。煤砂流的容重在 1.53—1.65kg/cm³ 之间，具有较高的势能。由此可见，一定的颗粒级配，具有较好的渗透饱水条件，是形成煤砂流组成的必要条件。

2. 煤砂流的形成环境

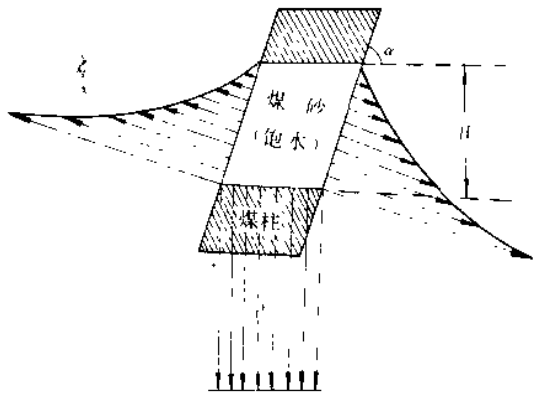


图 1-25 煤砂对围岩的压应力分布曲线

有了煤砂的物质基础，还必须具备一定的地质及开采条件，才能发生煤砂冲溃，构成煤砂流。

具可流动性的煤砂对围岩产生的静压力比比水大，其大小与煤砂体的规模有关，且随埋深呈非线性增加(图 1-25)。

此外，煤层产状越陡，煤砂对围岩产生的静压力就越大，故煤砂流易发生在岩层急倾斜的构造变动区，王平村矿几次发生煤砂流的部位均证实了这一点。

煤砂流的形成还必须具备一定的水文地质条件。煤砂或是埋藏于局部隔水层之上，接受上部地表入渗水流，构成局部饱水煤砂柱；或是处于地下水位之下，长期处于饱水状态，才能使之成为具有可流动性的两相体。煤砂流和突水不同，只能在具备一定的势能条件下发生，所以仅出现在巷道的顶部和

侧方。

巷道开拓穿越煤层或接近煤砂体时，改变了天然状态下煤柱（或岩柱）与煤砂体之间的应力平衡状态，若煤砂体对煤柱（或岩柱）的静压力超过其极限强度，由构成煤砂流，溃入巷道，因此可根据一般力学平衡原理评价巷道顶板及侧帮的稳定性，从而预测煤泥流发生的可能，采取相应的防治措施。

不论是巷道顶板还是侧帮发生煤泥流，其强度均与煤泥体的高度有关，相同规模的煤泥体由于煤层倾角不同，高度可有较大差异，所以急倾斜煤层区较缓倾斜区易发生。此外也受到采空区或巷道直接顶板岩层物理力学性质的影响。

对于煤砂流的防治一般可考虑根据巷道（或采空区）顶板稳定性分析，计算所得的最小安全高度（对顶板）或厚度（对侧靠），采用一定的安全系数，留设保安煤柱（或岩柱）；还可预先探放水，破坏其发生条件。据样品的实验室测定，煤泥流中的水，以结合水和重力水两种形式存在，后者约占 40%，当其排除时，流动性大大减弱，巷道揭露不能形成煤泥流。然而开采急倾斜煤层引起煤柱“抽冒”和地面塌陷是一个不能回避的问题，因此其防治措施还必须结合一般顶板稳定性评价，综合考虑。

国外对煤泥流也有专门的研究，如南斯拉夫一些煤矿曾多次因煤泥流造成灾害性事故，他们的研究结果认为：老矿中聚集的煤、岩碎屑混合物，悬浮于由粘土分解形成的流动介质之中，形成密度约为 1.4kg/cm^3（或更大），并具有较高势能的均匀流体；具有特定胶体性质的煤层同生粘土是煤泥流产生的主要原因，因为它在水中具有高度的分散性能，可和煤末聚结成小于 1cm 的块体存在于老矿中，吸收一定的水分后再释放，则变成紧密的固体物质，但在矿压影响下，立刻触变而流动，由于它具有较高的密度，一旦涌入工作面的采空区，就会破坏所遇到的一切。

上述三类矿井碎屑流的发生，均导致地表塌陷。碎屑流突入巷道是矿区地表塌陷的前奏和序幕，而地表塌陷则是井下突出一定强度碎屑流的最终结果和表现。沙石流和煤沙流导致开采塌陷，局限于采空区上方，其预测和防治属于顶板稳定性评价和保安矿（岩）柱的合理留设范畴；泥石流导致岩溶塌陷，可广布于岩溶充水岩层的疏干降位漏斗范围内，其预测与防治的研究和岩溶塌陷相联系，二者不可割裂开来。

从本章前述内容可知，矿坑充水条件是采矿工程与水文地质环境及一系列工程地质作用的综合体现。据波波夫（П. В. Попов）等人的观点，工程地质作用的内涵，就是地质环境对人类活动的反应。人类采矿活动使岩层不稳定，产生了顶底板破坏、地表塌陷等工程地质现象，而从矿坑充水角度，它们又构成了人为充水途径，改变和恶化了充水条件，进而影响区域水文地质背景；此外，矿山开采过程中，产生的其他工程地质现象，也多与地下水的存在和活动有关，如矿井碎屑流，露采场边坡滑动。可见矿山水文地质与工程地质问题相伴随出现，互为因果，彼此制约，不可人为割裂开来。从这点出发，矿坑充水条件应是一个综合性的动态概念。首先，要采用综合研究方法，不仅要综合研究水源与通道，而且要综合研究水与岩，即要研究水源存在条件下，顶底板或围岩以及整个采区或排水疏干漏斗区的岩体工程地质性质，评价其稳定性；要综合研究水文地质环境与工程地质作用。其次，要采用动态研究方法研究采矿活动前的天然条件与环境，还要研究采矿活动过程中水文地质条件的改变，人为工程地质作用的发生、发展及研究采矿活动停止和条件的复原。

第二章　矿床水文地质类型

第一节　矿床水文地质类型的分类原则与分类方案

根据充水条件划分的矿床类型，称矿床水文地质类型。矿床水文地质类型的划分是对矿床水文地质条件及其与采矿活动相互关系的高度概括，其目的是为了指导矿床水文地质调查和矿区水源的综合调控。因此分类时应遵循以下两条原则：①必须突出控制矿坑充水条件的主导因素，以便揭示主要问题；②力求概念明确，形式简单，便于在生产实际中应用。

由于地区、矿种和研究者的观点不同，国内外很多专家和学者曾在各自的实践和认识基础上提出过各种分类方案。国外前苏联的Л.Н.谢戈列夫，他在1940年提出了第一个矿床水文地质分类，他以地质断面特征为基础，把矿床划分为三大类：Ⅰ 地质断面中主要是坚硬裂隙岩层的矿床；Ⅱ-地质断面中主要是疏松砂质粘土岩层的矿床；Ⅲ-地质断面中主要是喀斯特和易溶解岩层的矿床。随后又有С.П.普罗霍洛夫（1945、1951）С.В.特罗扬斯基（1947）、Г.Н.卡宾斯基（1947）、П.П.克利门托夫（1953）、Н.П.普洛特尼科夫（1957、1969）等人先后从不同的角度提出了自己的分类。

我国矿床水文地质分类始于本世纪50年代，最初的分类方案也是以地质剖面岩性为主要依据，如1955年沈尔炎对我国煤田按开采方式（地下和露天开采）、岩性（疏松未胶结、坚硬裂隙、喀斯特化岩石）和水文地质条件复杂程度（简单、复杂、极复杂）分别划分了组、类和级。1959年原地质部水文地质工程地质局及研究所编著出版了《中国固体矿床水文地质分类》一书，提出了以气候为首要因素的分类方案（表2-1），并根据开采方式和复杂程度进行了分级。在此基础上，从60年代以来，地矿系统先后数次制定和颁发的矿区水文地质工作规范，均按主要充水岩层来划分矿床类型。

表2-1　中国固体矿床水文地质分类

组	亚　组	类
Ⅰ．干旱地区范围内 Ⅱ．非干旱地区范围内	1．侵蚀基准面以上 2．侵蚀基准面以下，远离地表水体，但为静储量小的构造 3．侵蚀基准面以下，远离地表水体，但为静储量大的构造 4．侵蚀基准面以下，近地表水体	A．充水岩层以坚硬裂隙岩层为主的矿床 Б．充水岩层以疏松及半胶结的岩层为主的矿床 В．充水岩层以喀斯特化岩层为主的矿床 Г．充水岩层以坚硬裂隙或喀斯特化岩层为主，并为厚的疏松含水层覆盖的矿床 Д．产于多年冻土层的矿床

纵观国内外专家提出的各种分类方案，其共同点都是以影响充水条件及程度的主要因素作为划分的依据。各种分类方案，可参阅有关矿床水文地质方面的书籍，在此不一一加以介

绍。

根据前面提出的分类原则和第一章对充水条件的分析，再结合生产实践中使用的矿区水文地质工程地质工作规范，我们归纳出表 2-2 所示的分类方案：

表 2-2　一般固体矿床水文地质分类方案

一类	型	级
Ⅰ. 充水岩层以松散未胶结的孔隙岩层为主的矿床	1. 充水岩层为矿层直接顶板 2. 充水岩层为矿层间接顶板	A. 开采时的水文地质及工程地质条件简单
Ⅱ. 充水岩层以坚硬的裂隙岩层为主的矿床	1. 充水岩层为矿层直接顶板 2. 充水岩层为矿层间接顶板	B. 开采时的水文地质及工程地质条件中等
Ⅲ. 充水岩层以碳酸盐岩类的岩溶化岩层为主的矿床	3. 充水岩层为矿层直接底板 4. 充水岩层为矿层间接底板	C. 开采时的水文地质及工程地质条件复杂

我们认为，不同时期的分类，反映了矿床水文地质研究的进展，从考虑地质断面岩性的角度转到考虑充水岩层空隙性的角度来划分矿床水文地质类型，这是对充水条件认识上的深化。主要充水岩层的空隙性质是决定矿坑充水条件的根本因素，应是划分矿床水文地质类型的主要依据，为此，按三种不同空隙类型（孔隙、裂隙、岩溶），划分了三个基本的矿床水文地质类型（表 2-2）：Ⅰ-充水岩层以松散未胶结的孔隙岩层为主的矿床，简称孔隙充水矿床；Ⅱ-充水岩层以坚硬的裂隙岩层为主的矿床，简称裂隙充水矿床；Ⅲ-充水岩层以碳酸盐岩类的岩溶化岩层为主的矿床，简称岩溶充水矿床。

主要充水岩层和矿层的不同接触关系，将直接影响矿坑的充水方式，从而对矿床水文地质的调查方向、工作量布署、矿坑充水程度的定量评价方法以及矿山防排水、综合调控充水水源的措施等均有一定的影响。所以又按充水岩层与矿层（体）的组合关系分为四种基本型式：①直接顶板充水型；②间接顶板充水型；③直接底板充水型；④间接底板充水型。①、③型的主要充水岩层与矿层直接接触，矿坑不可避免或容易揭露地下水，可能形成全面充水状况，常需预先疏干开采地段。②、④型的主要充水岩层与矿层之间有稳定的相对隔水层，地下水只能通过局部导水通道或隔水层薄弱地带突入矿坑，需要评价隔水层的稳定性。

以上划分的类和型，仅反映了矿床基本充水特征上的差异，可以指出一般问题和研究方向，但要具体指导水文地质调查工作量的布署、矿井防治水和调控措施，还必须考虑矿床开采时水文地质及工程地质条件的复杂程度。复杂程度一般划分为三级（简单、中等、复杂），可根据以下几方面考虑：①矿区地形条件。地形直接决定矿坑充水水源的汇集和排泄条件，因此是矿坑充水程度和疏干难易程度的主要控制因素，其中当地（指矿床所在水文地质单元或地下水系统分布区）最低排泄基准面与矿体埋藏标高的相对关系，是决定矿坑充水程度的重要方面，据此可将矿床分为两大类：一类为矿体埋藏于当地最低排泄基准面之上的矿床，一般分布在山区的分水岭和斜坡地带，地形不利于矿坑充水水源的汇集，而有利于矿坑自然排水，其主要充水水源往往为大气降水，基本上属简单级；另一类为矿体埋藏于当地最低排泄基准面之下的矿床，一般分布在山前平原或山间盆地中，地形有利于充水水源的汇集，而不利于矿坑排水，且常有地表水补给，当其他条件相同时，与前一类矿床相比，开采条件比较复杂。②主要充水岩层的透水性、空间分布规模和补给条件。③构造断裂的发育程度及其水文地质性质。④地表水体的性质、规模、与矿坑之间的距离及水力联系程度。⑤顶底板（或

围岩）的稳定性。

复杂程度是一个综合性的相对概念，在同一矿区不同地段可以不同，而且随调查过程对条件认识的逐步深化以及开采方法、技术水平等人为因素的影响而有所不同，因此[illegible]定量化。此外，规范中对不同复杂程度矿区所确定的工作[illegible]可作为布置调查工作的依[illegible]但切忌单纯、机械的套用。

第二节　孔隙充水矿床

本类矿床在我国多分布于沿海丘陵地带和海滩、山前冲洪积平原、山间盆地、河流阶地和河床沉积以及山谷的缓坡地带，主要是产在第三系及第四系岩层中的矿床。有原生的第三系褐煤及油页岩矿；有次生的第四系残坡积和冲积的各种砂矿；另外，一些上覆巨厚强透水孔隙含水层，而矿体产在弱透水（或相对隔水）坚硬基岩中的矿床亦属此类。

一、矿坑充水特征

孔隙充水矿床主要受孔隙岩层的岩性结构（颗粒成分、胶结程度）、埋藏条件、规模及与地表水联系程度的控制。开采时的矿坑充水具有如下特点：①矿坑涌水量动态受大气降水影响明显，季节变化系数大。这是由于充水岩层埋藏浅，多接近或裸露于地表，主要受大气降水的就地渗入补给所致；②往往有地表水的影响，矿坑充水程度受地表水性质及流域面积大小的控制；③岩层强度低，稳定性差，工程地质条件复杂。孔隙水不仅成为矿坑的充水水源，而且改变岩层的物理力学性质，引起一些特殊的工程地质问题，如粘土的膨胀、流砂的冲溃、露天采矿场边坡的滑动等；④多采用露天开采，边坡渗透变形及稳定性是其主要问题。对于露天采场来讲，水压问题与涌水问题相比更为重要。实践中不难看到，从矿坑边坡渗出的涓涓滴水，会使边坡失去稳定而造成体积达数十万立方米的塌方，这是由于地层中水流渗透压力作用的结果。渗透压力即动水压力，它是一种体积力，其数学表示式为

$$f_s = -\gamma_w \cdot J$$

式中：γ_w 为水的密度；J 为水力梯度。

渗透压力的大小不取决于渗透量，可认为与透水性无关。对于露天矿来讲，透水性愈弱的地层，排水愈困难，难以消除剩余水头值，因而对边坡影响越大。

二、实例分析

1. 元宝山煤矿

该矿位于内蒙、赤峰老哈河与英金河的河谷冲积平原之上（图 2-1）。老哈河距露天采场南部边界 3 km，其流域面积 33 076km²，历年最大洪峰流量 9 500m³/s，最小流量 0.92m³/s。英金河流经露天采场中部，为老哈河左岸的最大支流，其流域面积 10 570km²，历年最大洪峰流量为 2 510m³/s，最小流量 0.26m³/s，（农灌季节常断流）河床宽达 200—300m。矿区基岩构造为一 NE-NNE 向被断层所截的不完整平缓向斜，由晚侏罗世的煤系地层组成，其岩性为粉、细砂岩、泥岩、砾岩及煤层，平均厚度 340m，由上而下沉积了十二个煤组，其中二—六煤组赋存浅，厚度大而稳定，为主要开采对象（图 2-2）。煤系地层富水性弱，渗透系数小于 0.02m/d，钻孔单位涌水量小于 0.03 l/s·m。第四系冲积层在整个矿区直接覆盖在煤系地层之上，该冲积层以松散的卵砾为主，夹有砂砾石，厚 10—50m，为透水性极强的潜水含水层，

渗透系数为144—332m/d，钻孔单位涌水量为53—160l/s·m。可见第四系孔隙潜水含水层为该矿的主要充水岩层。地下水的流向基本与河流一致，地表水（英金河）在露天区范围内虽然和地下水没有直接水力联系，但在区外芦家营子以上，英金河河水补给孔隙潜水。所以英金河的流域面积也成为矿区地下水的受水面积，大气降水不仅直接在矿区垂直入渗补给地下水，而且主要通过地面或地下径流的形式汇集到露天矿区，成为丰富的补给源。潜水排泄条件较好，在英金河下游至老哈河河床两岸以及老哈河的左侧沿岸，可明显看到由于地下水的排泄，形成了一条长约2km的清水带，显然未来疏干排水，势必造成泉水的消失和河水倒灌，从而增大矿坑涌水量。以上条件说明，元宝山煤床属于水文地质条件复杂的直接顶板型孔隙充水矿床。

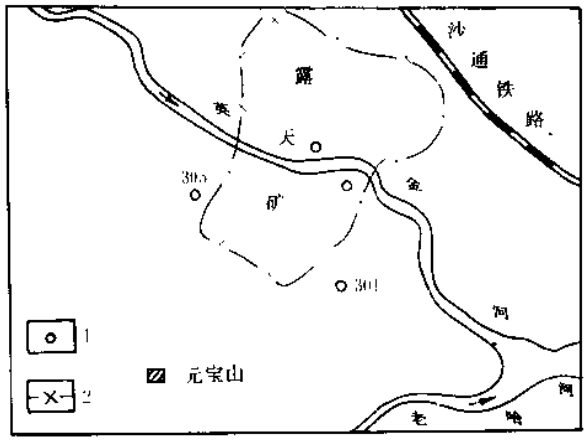


图2-1 元宝山露天矿平面位置示意图
1—第四系抽水孔；2—露天矿边界

2. 抚顺露天矿

抚顺露天矿位于浑河河谷平原中。浑河呈东西向通过矿区北面，为矿区地下水的排泄基准，矿体埋藏标高均低于该排泄基准面。

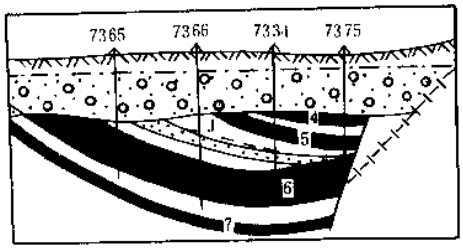


图2-2 元宝山地质剖面图
（据辽宁104队）

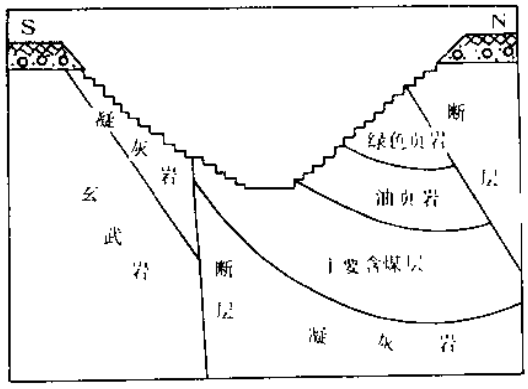


图2-3 抚顺露天矿区示意剖面图

该露天矿区在构造上是个北倾的单斜，岩层倾角20—30°。基底是太古界的花岗片麻岩，其上为厚达400—500m的抚顺岩系，该岩系从下往上为：凝灰岩，厚80m；主要含煤层，厚100m；油页岩，厚120m；绿色页岩。凝灰岩组成采场南面的非工作帮，绿色页岩组成采场北面的工作帮（图2-3）。最上面覆盖有第四系冲积层，由砂质粘土、细砂、粗砂及卵石组成，厚仅十多米，但为主要充水岩层。其下绿色页岩和油页岩是良好的隔水层，凝灰岩、玄武岩、片

麻岩含裂隙水，但水量很小，北帮的涌水量仅 4.2—8m³/h。全矿总涌水量为 1 000m³/h，并不算大。但是采场边坡极不稳定，多次发生巨大的滑坡，其总体积在 $1.8\times10^5m^3$ 以上，几乎遍及采场的南帮。历次发生滑动的岩石都是软质凝灰岩，在滑动面上常见有水渗出。滑坡的产生一方面是由于采矿场开挖后形成的高边坡，破坏了岩体的稳定性；另一方面是由于矿坑排水和雨水渗入该层裂隙，水在流动时形成动水压力使岩体的不稳定性增加，同时也与凝灰岩吸水后的可塑状态有关，再则，岩层倾向露天采场也是促使岩层滑动的因素。

综上所述，可以认为抚顺露天矿为水文地质及工程地质条件复杂的顶板孔隙充水矿床。

第三节　裂隙充水矿床

一、矿坑充水特征

裂隙充水矿床受到裂隙发育程度和分布规律的控制，天采时的矿坑充水具有如下特点：

1. 矿坑涌水量一般比较小

裂隙岩层的贮水能力和接受补给的能力受到裂隙数量和大小的限制。据我们野外调查，正常情况下（指不受构造应力集中、地形卸荷和人工采动等局部因素影响），岩层裂隙率小于1%，隙宽不超过1mm，透水性较弱。裂隙充水矿床在我国多分布在山区的分水岭或斜坡地带，地形不利于大气降水入渗，裂隙水的贮存量和补给量均相对较小，所以矿坑正常涌水量一般在每分钟数吨以下，对矿井下构成威胁。巷道揭露裂隙充水岩层时，常见的涌水方式是淋水、滴水和渗水，对该类充水岩层不需要采取专门的疏干措施，矿床地段的裂隙水可随开采过程的排水逐渐自行疏干。

2. 具有不均一性和方向性

由于裂隙发育的不均一和定向展布，巷道揭露充水岩层时，只是一定方向的局部线和点上集中出水。对于下同岩性互层的沉积岩来讲，其中的裂隙发育程度和分布由于受区域构造应力场控制，一般相对均匀，可形成透水性较均一的层状含水系统，如煤系地层中所夹的砾岩和砂岩层。但巷道揭露这些层状含水系统时，仍然由于裂隙的定向分布和不同方向裂隙组隙宽的差异，不同方向开挖的巷道涌水点的数目和涌水量的大小不同。如北京西山侏罗系煤系地层中，有数层石英砂岩，其中以层面裂隙最发育，致使煤系地层仅顺层导水，垂直岩层则阻水，矿山巷道只有在揭露层面裂隙时才发生涌水；垂直岩层走向的石门易揭露层面裂隙，涌水量大，而平巷揭露层面裂隙少，则涌水量小。对于巨厚层的沉积岩，特别是非层状的岩浆岩、裂隙发育的下均一性更突出，地下水主要集中分布在局部巨型裂隙发育处，形成脉状含水带，巷道揭露时，可发生突水，所以要特别注意研究和确定局部巨型裂隙发育的部位。

3. 疏干排水的影响范围小

裂隙岩层的弱透水性，使疏干降落漏斗难以向外扩展，正常情况下，仅局限在数百米甚至数十米以内。

上述特点说明，裂隙充水矿床一般属于简单型或中等复杂型。但当矿体埋藏于当地最低排泄基准面以下并具备下列任一条件时，应将矿床作为复杂类型来考虑。这些条件为：①位于大的地表水体或强含水层之下，采空区顶板导水裂隙带可能构成充水途径；②断裂构造沟通大的地表水体或区域强含水系统；③矿床地段巨型裂隙和断层发育，容易造成局部突水；④玄武岩构成顶底板或围岩，其中存在熔岩洞穴。

二、实例分析

1. 广东省云浮县大降坪黄铁矿床

该矿可作为一般裂隙充水矿床的典型例子。矿区位于山区分水岭斜坡地带，大降坪河和大台河分别流经矿区东南和西北两侧。大降坪河在大降坪村附近河水水位为130m，是矿区的足最低排泄基准，矿体主要埋藏在130m标高之上（图2-4）。

矿区构造复杂，岩层褶皱强烈，断裂发育，主要表现为轴向近南北的向斜和倒转背斜以及平行于轴向的断层。断层中以F_1、F_3、F_4规模最大，特别是F_4，形成了很宽的破碎带，为矿液的主要通道，块状黄铁矿皆沿断层下盘富集。

矿区地层主要是一套浅变质岩系，由片岩、千枚岩、石英岩和结晶灰岩组成，从老到新可划分为五层，分别以D^a、D^b、D^c、D^d、D^e表示。这套变质岩系，从总体来看，透水性不强。根据勘探资料确定出如下的含水层（或带）：

（1）风化裂隙潜水含水带　此含水带主要分布于F_3和F_1之间以及F_4以东靠近地表浅部的风化带中，一般厚10—30m，但透水性甚弱，渗透系数$K=0.060—0.051$m/d，钻孔单位涌水量$q=0.045—0.070$ l/s·m。

（2）风化、溶蚀裂隙潜水含水带　此含水带主要分布于F_3和F_4之间的含矿层（D^c）中，厚60—110m，上部由铁帽与粉状黄铁矿（风化带）组成，下部由块状黄铁矿组成，较富水。

（3）层状裂隙承压含水层　此含水层主要分布在F_4以西D^a和D^b层的石英岩和石英片岩中，厚度最大达147.29m，该层在西部400m标高以上广泛出露，构成广大的补给区，因此承压水的测压水面较高，钻孔揭露该层时，水位可高于孔口，但孔口自流量最大仅0.45 l/s。

（4）脉状承压含水带　F_4断裂带直接切割层状裂隙承压含水层，起汇集和排泄该承压水的作用，构成一个脉状承压含水带。CK220孔揭露该带时，水位高出地面20多米，涌水量可达29.4 l/s，经一年自流后，仍稳定在16.58 l/s左右。

此外，矿区东部山前还分布有2—6m厚的第四系孔隙含水层，但对矿床开采无影响。

该矿为露天开采。显然，F_4是底板承压水进入露采场的途径，但因含水层透水性弱，其水量对露采场不构成严重威胁；其他分布在矿层及近矿围岩中的裂隙潜水，可随开采过程被揭露而自行疏干；大气降水是露采场的直接充水水源，特别是暴雨，对生产威胁大，但其影响是暂时性的；该矿矿体绝大部分埋藏在当地最低排泄基准之上，有利于自然排水；北部虽然有部分矿体埋藏标高低于大台河河床标高（285m），且距大台河较近，但矿体和大台河之间的岩石透水性很弱，两者之间没有水力联系，开采引起的人工破坏带和疏干排水的降落漏斗均不能扩展至大台河，地表水对矿床开采没有影响。总的来看，该矿条件比较简单，仅在局部地段，由于F_4断层的充水作用，其复杂程度偏于中等。

2. 新疆阿尔泰山某矿

该矿可以作为比较复杂的裂隙充水型矿床的实例。矿床是一条大型花岗伟晶岩矿脉，由近于直立的大型岩钟和倾向西南的波状缓倾斜部分组成。矿体绝大部分埋藏在当地最低排泄基准面——额尔齐斯河河床以下，且设计的露采场北部距额尔齐斯河仅400m（图2-5）。矿脉上、下围岩为斜长角闪岩，呈大型捕虏体赋存于花岗岩基之中（图2-6）。

角闪岩和伟晶岩矿脉中发育有裂隙网络系统，形成一个在整体上具有密切水力联系，但透水性不均一的含水岩体，在这里我们统一简称为角-伟含水组。矿带及顶底板内广泛发育有与接触面正交的张扭性裂隙，构成强透水带，其中有一组陡倾角（70—80°）张开裂隙，含水

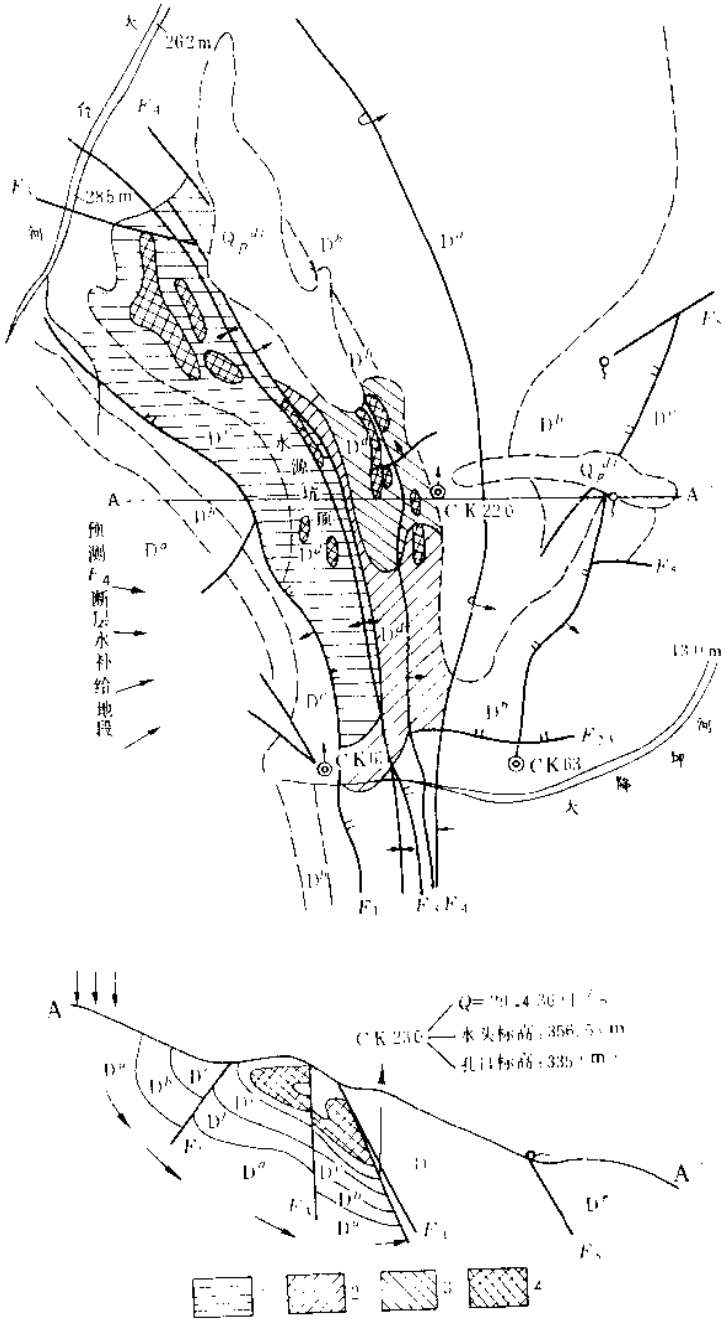


图 2-4　大降坪矿区水文地质略图

1—水文地质条件简单区（$q<0.1$ l/s·m）；2—水文地质条件简单偏中等区（$q=0.1$—1 l/s·m）；3—水文地质条件中等偏简单区（$q>1$ l/s·m）；4—矿区

（据矿区勘探报告）

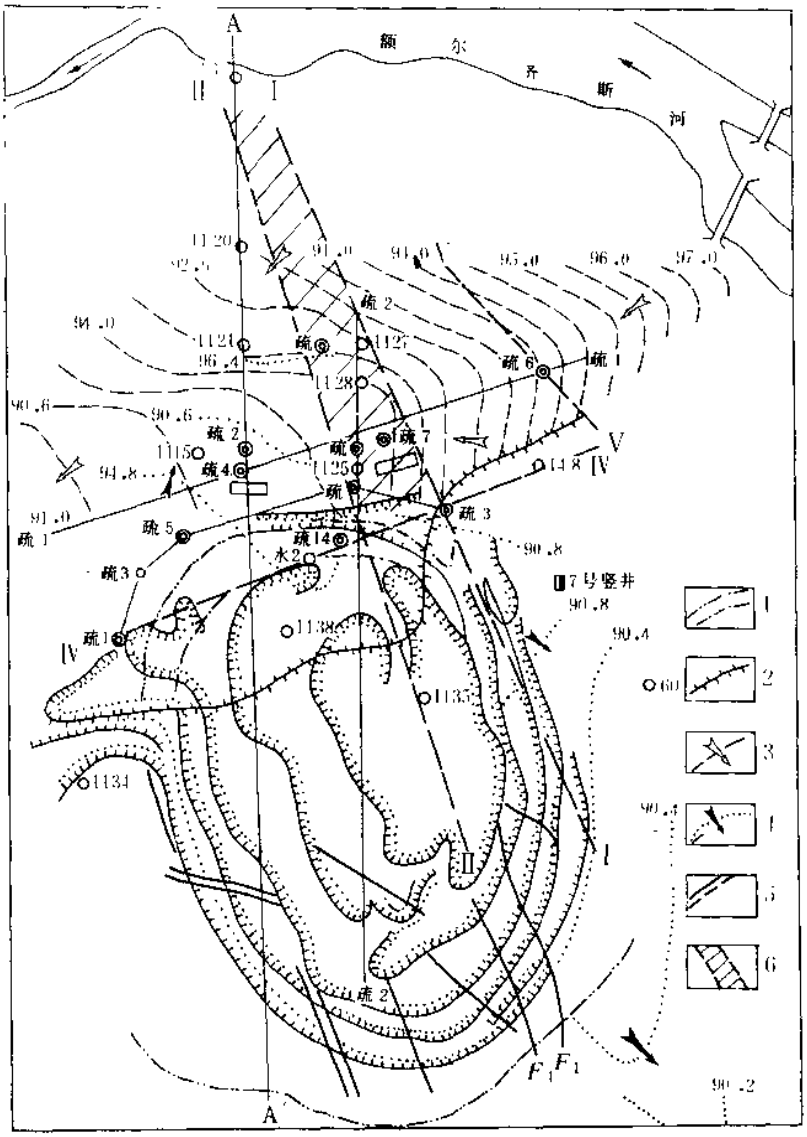


图 2-5　阿尔泰山某矿床水文地质图

1—最终开采范围的大方案和小方案边界；2—砂砾含水组与角-伟含水组分界线；3—砂砾含水组等水位线及地下水天然流向；4—角-伟含水组等水位线及地下水天然流向；5—实测及推测断层；6—强下渗段

（据宁重华）

量较大，钻孔单位涌水量高达 2—7 l/s·m，渗透系数为 1—30m/d。

矿区外围的大型花岗岩基，可视为隔水边界。矿区北部地表分布有第四系冲积层，其上部为厚 20—25m 的砂砾，卵石层，下部厚 20—50m 的中、粗砂层，含孔隙潜水，简称砂砾含水组。钻孔单位涌水量 $q=1.41$—2.09 l/s·m，渗透系数 $K=3.9$m/d，其底部有厚 0.5—10m 的亚粘土夹块石透镜体断续地覆盖在角-伟含水组之上。第四系砂砾含水组与角 伟含水组之

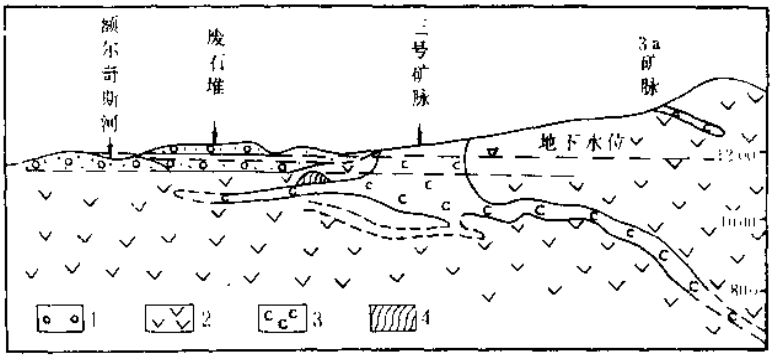


图 2-6　A—A′ 水文地质剖面

1—砂砾石；2—角闪岩；3—矿脉；4—片岩

（据宁重华）

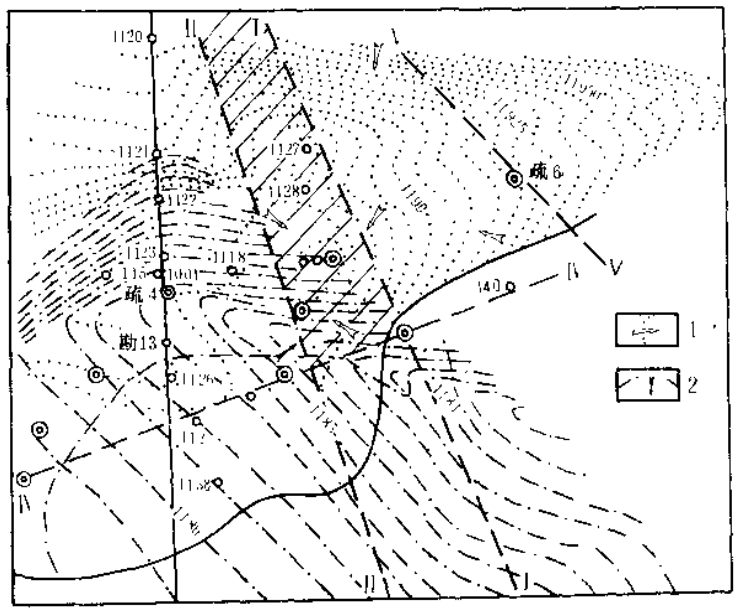


图 2-7　二号竖井第五次疏干试验初期等水位线图

1—砂砾含水组地下水等水位线及流向；2—角-伟含水组地下水等水位线及流向

（据宁重华）

间具有密切的水力联系，在角-伟含水组中抽水和进行疏干时，砂砾含水组中也形成明显的降落漏斗，特别是在Ⅰ、Ⅱ两条大裂隙之间的狭长地带尤为明显（图 2-7），成为河水通过砂砾石含水组垂直下渗补给角-伟含水组的通道。

由于该区气候干旱，角-伟含水组绝大部分被斜长角闪岩所包围，故大气降水的渗入补给

微弱，矿床疏干所需排除的地下水贮存量有限，露采场的主要充水水源，实际上是角 伟含水组从河水及砂砾石含水组获得的垂直下渗补给量。直接充水岩层是角-伟含水组，河水及第四系孔隙水仅起补给源的作用，其补给途径是局部强透水带的垂直下渗，由于补给量受到角-伟含水组透水性（接受补给能力）的限制，远不如河水和孔隙水的直接充水作用强烈。

综上所述，该矿应属水文地质条件复杂、直接顶底板型的裂隙充水矿床。

第四节　岩溶充水矿床

岩溶充水矿床在我国分布很广，几乎遍及全国各省、自治区，涉及金属、非金属、煤等各类矿种。大部分矽卡岩类型矿床、北方的石炭-二叠系煤田、南方的二叠系煤田及部分中低温热液矿床都属此类。该类矿床的矿坑充水条件一般都较复杂，是近年来矿床水文地质的主要研究对象。

一、矿坑充水特征

岩溶充水矿床的矿坑充水条件，首先取决于充水岩层的岩溶发育特征。众所周知，岩溶是在裂隙渗流介质的基础上进一步分异扩容的结果，无论从总体和局部来看，岩层的贮水能力和导水能力，都随着岩溶的发育而增强。岩溶水分布的不均一性、方向性和集中程度，较之裂隙水更甚，因此该类矿床的矿坑充水条件与前两类相比有明显差异，并具有以下几个较突出的特点：

1. 矿坑涌水量大

国内外的大水矿山，除少数是露天开采的孔隙充水矿床外，几乎都是岩溶充水矿床。矿田的总涌水量可达每天几十万立方米，单个矿井的涌水量也常为每天 20 000m³ 以上。如河南焦作煤田，据 1977 年统计资料，全区排水量 $60\times10^4m^3/d$；11 个生产矿井中，除田门矿由于受到补给条件的限制，涌水量较小外，其他都超过 $2\times10^4m^3/d$；李封矿和演马庄矿的涌水量高达 $13\times10^4m^3/d$。这正是由于岩溶介质在贮水和导水能力上的相对优势，导致岩溶水的贮存量和补给量较之其他空隙类型中的地下水大得多的缘故。

2. 以集中突水为主要充水方式

突然冲溃的危险是该类矿床开采过程中的主要问题。由于岩溶发育强烈分异，导致岩溶水分布极不均匀，从而使矿坑充水呈现高度集中的突发形式，在矿坑涌水量大小和突水点的分布上也表现出明显特征。

（1）矿井总涌水量往往取决于几个大的突水点，单点突水量可达每小时数千立方米。

（2）矿井总涌水量的变化极不稳定，而是随大突水点的出现短时间剧增，其多年动态曲线呈现出不均匀地跳跃式上升。图 2-8 所示的焦作煤田九里山矿矿井总涌水量动态曲线就反映了这一种变化趋势。

（3）突水点往往集中出现在某一方向或某一地段上。这说明岩溶介质渗流场不仅极不均一，而且表现出强烈的各向异性，只有岩溶发育的地下水强径流带才和矿坑发生密切水力联系，成为疏干排水的主要来水方向和集中突水的地段（表 2-3）。

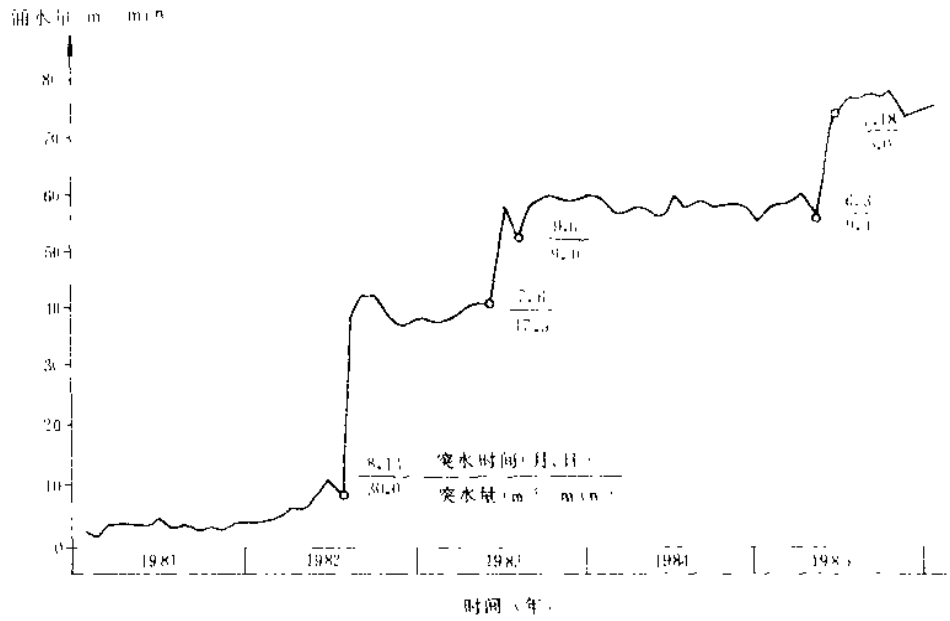


图 2-8　焦作煤田九里山矿矿井总涌水量动态曲线

（据陈新伟毕业论文，1986）

表 2-3　煤炭坝各矿井涌水量及突水点分布表

矿井名称	突水点集中分布的巷道或地段	涌水量在全矿井中所占比例
西峰仑	西大巷（复向斜转折端部位）	90%以上
瓦庙冲	-100m 水平东西大巷（F_6—F_7 两断层间）	95%以上
竹　山	井筒附近（F_6—F_7 两断层之间）	95%以上
跃　进	东　大　巷	80%以上

突水点和涌水量集中的充水方式，使开采的岩溶充水矿床矿井常出现这种情况：在几乎完全干燥无水的地段，邻近可能潜伏一个巨大的蓄水洞穴或导水断层，一旦揭露就会造成突水灾害，酿成事故。所以，认识岩溶充水矿床矿井涌水量大的特点必须和集中突水联系起来，但并不是所有巷道的所有地段都会出现大的涌水点，也不是所有岩溶充水矿床的正常涌水量都很大，只有在查明岩溶的发育规律基础上才能掌握矿井充水的时空变化。

3. 矿井排水的影响范围可以扩展很远

矿井排水影响范围大可能改变区域水文地质条件，破坏自然环境。

岩溶介质的强透水性，有利于矿坑水获得区域侧向地下径流的补给。若充水岩层构成大的岩溶含水系统，在矿井长期排水、大幅度降低地下水位的情况下，疏干降落漏斗可以扩展很远。如煤炭坝矿区，据 1979 年资料，8 个生产矿井总排水量为 $2\times10^5 m^3/d$，排水中心地下水位下降 156m，疏干漏斗面积达 $200km^2$ 以上，导致远离矿床地段的地表水倒灌补给。矿坑排水在矿区形成新的人工排泄点，当其中心水位下降至天然排泄区的标高之下时，就会从根

本上改变区域地下水的天然补、排条件，矿坑排水中心成为新的最低排泄基准，原来的排泄区则转变为补给区，出现井、泉干涸、河水断流、地下分水岭外移、汇水面积扩大、增强补给量等现象。可见矿坑排水不仅可以完全袭夺地下的天然排泄量，还可获得大于前者的补给增量。

此外，如第一章所述，岩溶充水矿井疏干排水的结果，还常出现地面塌陷和井下泥沙冲溃。

以上矿坑充水特征说明，对于岩溶矿床充水条件的评价，切忌以下两点：①以个别钻孔或局部地段的勘探、试验资料所获的水文地质参数，来进行整体评价。②以短期、小降深的水文地质试验结果来作为矿床开采疏干评价的依据。

上述岩溶充水矿床的充水特征，是从岩溶介质和岩溶水的一般特点出发，相对于孔隙和裂隙充水矿床而言的。广布于我国各地的岩溶充水矿床，由于其分布区在自然背景上的差异，岩溶发育程度和岩溶水分布特征都不尽相同，故矿坑充水特征也有明显区别，因此岩溶充水矿床又可进步一划分为亚类，而各亚类又有其独特的水文地质问题。

岩溶含水层的含水空间形态是岩溶发育特征的具体体现，它比较集中地反映了气候、地形、构造、岩性等自然地理和地质条件，又在很大程度上控制着岩溶水的分布和水动力特征，从而决定矿坑充水的基本特点。下面分述的岩溶充水矿床，即是依主要充水岩层的岩溶空间形态划分的三个亚类。

二、以溶隙充水为主的岩溶充水矿床

此亚类矿床主要分布在岩溶作用相对较弱的我国北方大部分地区，即秦岭—大别山—淮河一线以北的中朝准地台大地构造单元范围内。如华北的石炭-二叠系煤田，冀鲁的矽卡岩型铁矿；辽宁、鲁南等地的非金属和多金属矿等。其充水岩层有震旦纪、寒武纪、奥陶纪、石炭纪等不同时代的碳酸盐岩系，而其中以奥陶系马家沟组分布最广，是本亚类矿床中影响最大的充水岩层，对其研究具有普遍意义（见表 2-4）。

表 2-4　北方一些奥陶系大型储水构造概况

水文地质单元	奥陶系出露面积 km^2	奥陶系分布面积 km^2	排泄区泉群流量 m^3/s	单元内矿床名称
河北井径	1 176	2 700 （汇水面积）	12.7	井径煤田
河北邢台	350	3 000	4—6（一般） 11（最大）	邢台煤田，邑城煤田，西石门、中关、王窑、北铭河、西郭庄铁矿
河北峰峰	1 260	2 400	6.9（一般） 38.5（最大）	峰峰煤田，玉树岭、杨二庄铁矿
河南焦作		2 727 （汇水面积）		焦作煤田
山西霍县	1 150		7.23（一般） 9.8（最大）	霍县煤田
山东淄博	1 417		1.74—4.99	淄博煤田

（引自岩溶充水矿山回访报告专辑）

以溶隙为主的岩溶充水矿床，其充水岩层的岩溶形态主要为溶蚀裂隙，常常构成包括有

小溶洞（河北邯邢地区一般洞高于小0.5m）、溶孔的溶隙网络系统。溶隙网络是在区域性构造裂隙网络的基础上，在亚湿润、亚干旱的气候环境中长期缓慢溶蚀而成。溶隙网络的连通性较好，整个网络系统具有密切的水力联系，从而形成统一的含水系统和地下水面（或水压面），排水时能在很大范围内出现统一的降落漏斗（或降压漏斗）。在构造断裂发育带，溶隙密度增大，形成强径流带，该带上水力坡度平缓，有的仅为万分之几，抽水时水力（或压力）传递很快，矿区一定范围内观测孔水位近似同步等幅下降。

由于中朝准地台的相对稳定性，形成规模宏大的开阔褶皱，奥陶系灰岩则形成大型水文地质单元（含水系统），其汇水面积很大，具有丰富的地下水贮存量和补给量，使矿坑充水条件复杂化。

以溶隙为主的岩溶充水矿床的水文地质条件一般都比较复杂，现以山东莱芜铁矿田业庄矿区和焦作煤田中马村矿区为例加以说明。

1. 莱芜铁矿田业庄矿区

莱芜铁矿田位于莱芜断陷盆地之中。盆地外侧东、南、北三面主要由古老变质岩系组成的低山，汶河自东向西纵贯盆地中部，成为盆地内的汇流、排水通道。盆地内的基岩地质构造及主要含水层中地下水的运动方向如图2-9所示。沿矿山背斜轴部侵入的闪长岩与奥陶系灰岩接触带，形成了矽卡岩型的铁矿。奥陶系灰岩的岩溶发育，透水性极强，在盆地周围裸露地表，接受大气降水的入渗补给；而在盆地内部则为第四系冲洪积层及第三系红层所覆盖。第三系红层由盆地边缘向中心逐渐加厚，局部凹陷可达千米，为岩溶水的隔水顶板。

业庄矿为莱芜铁矿田之一，位于矿山背斜东南翼中部。矿体埋藏在盆地的最低排泄基准面以下，底板为燕山期闪长岩，顶板为奥陶系马家沟组灰岩，上覆约80—100m厚的第三系红层和10m左右的第四系地层。

闪长岩仅在风化带内含有水量不大的裂隙潜水，深部可视为隔水层。马家沟组一般厚250m左右，裂隙岩溶发育，透水性强，为主要充水岩层。1975年进行坑道放水，当降深值达59.04m时，涌水量为$10.6\times10^4m^3/d$，影响范围近$100km^2$，估计其动储量为$9.5\times10^4m^3/d$，静储量为$1.1\times10^3m^3/d$。上覆第三系为粘土质粉砂岩和砾岩，一般厚75—175m，透水性弱，亦可视为隔水层，但局部地段变薄或缺失，形成马家沟组的“天窗”，沟通第四系孔隙潜水和地表水与岩溶水的水力联系。“天窗”地段在矿区疏干岩溶含水层时，还将产生地表塌陷，1975年放水时，泉河“天窗”周围出现塌坑11个。第四系孔隙含水层主要分布在矿区南侧，呈东西向延伸纵贯全区，属汶河二级阶地，为厚3—6m的夹砾石粗砂层，据副井抽水试验，$q=1.56$ l/s·m，$K=72.14m/d$。

通过分析勘探和放水试验资料，认为马家沟组岩溶含水层以侧向径流补给为主，其绝大部分来自矿区南部寒武、奥陶系岩层露头区（图2-10）；此外，疏干排水时还接受“天窗”地段第四系孔隙水和汶河水的下渗补给。天然状态下，岩溶水以上升泉（郭娘泉）形式向第四系含水层排泄，孔隙水则排向汶河；疏干排水条件下，岩溶水水位下降，从而改变原来补、排关系，且“天窗”地段的塌陷，提供了孔隙水集中下渗的通道，并形成地表水倒灌的新情况。

从上述可见，业庄矿区主要充水岩层的透水性强，侧向补给量充沛，且有第四系孔隙水和地表水通过“天窗”塌陷的垂直下渗补给；矿体位于当地排泄基准面以下，与主要充水岩层直接接触，所以属于水文地质条件复杂，以溶隙为主的直接顶板型岩溶充水矿床。

2. 焦作煤田中马村矿

焦作煤田位于太行山南麓的山前冲洪积平原上，区内地层呈单斜构造，主要发育高角度

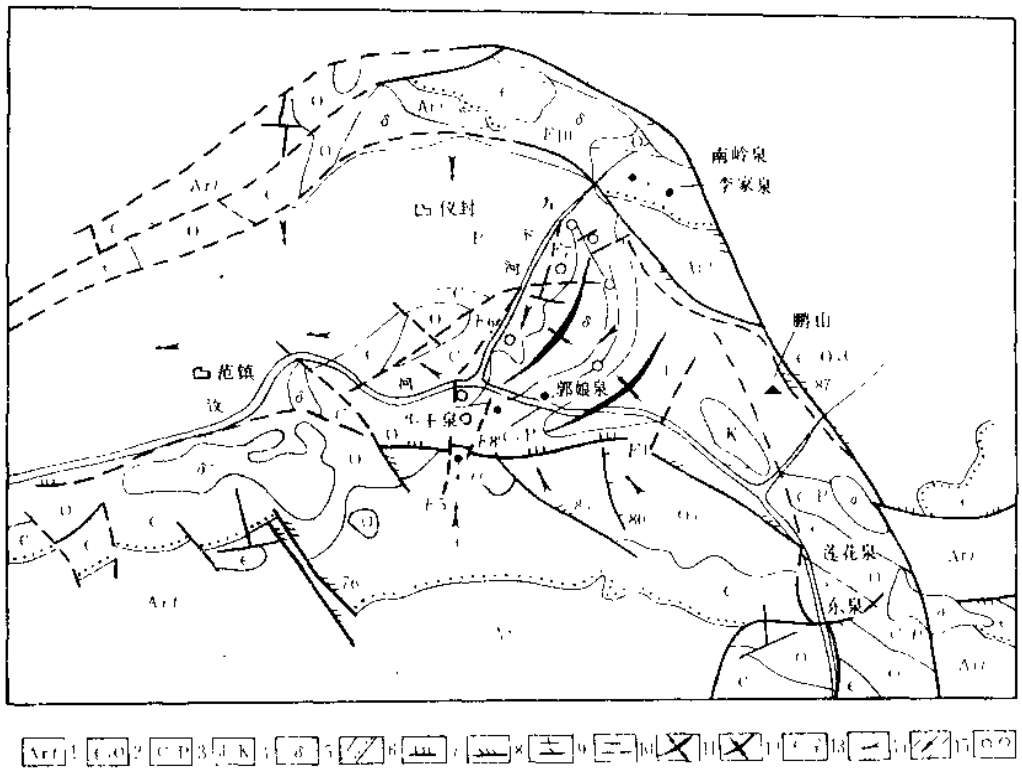


图 2-9　莱芜盆地基岩地质构造及寒武-奥陶系地下水运动示意图

1—前寒武系变质岩；2—寒武-奥陶系碳酸盐岩；3—石炭、二叠系砂页岩；4—侏罗、白垩系砂砾岩及火山岩；5—燕山期闪长岩；6—地层界线及不整合线；7—压性断层；8—压扭性断层；9—张扭性断层；10—性质不明及推测断层；11—背斜；12—向斜；13—泉；14—地下水流向；15—河流及流向；16—铁矿

（据山东地质一队）

正断层，定向排列，组成地堑和地垒。地表大部分被第四系所覆盖，河沟均属季节性，上游地表水距山口约 20km 就全部下渗形成暗流区（图 2-11）。区内地层的岩性如图 2-12 所示。第四系直接覆盖在石炭-二叠纪煤系之上；石炭系中夹多层灰岩。其中第二和第八层较稳定，简称二灰（L_2）和八灰（L_8），岩溶发育，为主要充水岩层；底板奥陶系广泛出露于北部山区汇水面积 2 727km²，补给源充沛，且岩溶发育，透水性强，是煤田内富水程度最高、水压最大的含水层，在局部导水通道作用下，也是煤田内其他各含水层的强大补给源。

中马村矿位于焦作煤田东部，现开采大煤，L_8 灰岩为主要充水岩层（全矿涌水量的 90% 以上来自该层）。煤层和 L_8 在井田内深埋，边界处又被断层所切，与大气降水、地表水、第四系孔隙潜水均无直接联系。井田内 L_8 灰岩大部分与边界断层对盘的奥陶系马家沟组接触（图 2-13）。但经连通试验和矿井排水证实，仅北部李河断层和李庄断层局部导水，井田外断层对盘的奥陶系钻孔水位与井田内 L_8 灰岩的疏干水位之间存在 100m 以上的水头差，说明两者一般无水力联系，L_8 灰岩含水层的补给条件差。

L_8 灰岩和大煤之间仅有 18.8—46.53m 的砂页岩相隔，且主要运输大巷和东总回风巷开

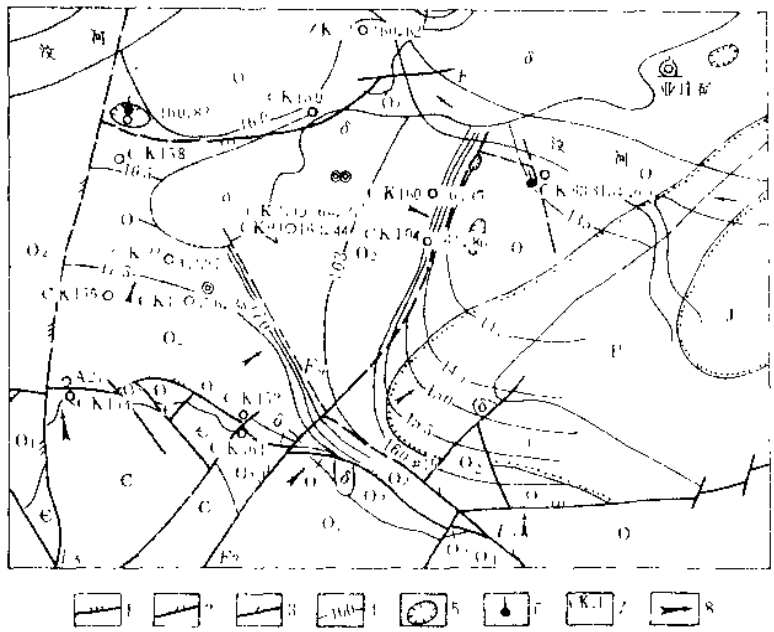


图 2-10　莱芜业庄矿放水马家沟组灰岩地下水等水压线图

1—压性断层；2—压扭性断层；3—张扭性断层；4—等水压线；5—塌陷区；6—上升泉；7—钻孔及测压水位；8—地下水流向

（据山东地质一队）

拓其间，巷道和回采工作面极易发生底板突水，在断层带上还可导致奥陶系岩溶水的补给。该矿建井期间和 1985 年 11 月发生的几次淹井事故，都是因为奥陶系的高压水突破断层软弱带，大量补给 L_8 含水层所致。

焦作煤田中马村矿与莱芜业庄铁矿有其相似之处，都以区域侧向补给为主、矿坑涌水量大而稳定。但两者也有差异，中马村矿 L_8 充水岩层完全深埋，不存在“天窗”地段的塌陷及其垂向入渗补给；L_8 为间接底板，主要是通过断层带接受奥陶系岩溶水的补给并突入矿坑，底板突水是该矿的主要问题。实质上奥陶系岩溶水是该矿大型突水的主要水源，L_8 灰岩仅起通道的作用。所以，中马村矿应属水文地质条件复杂、以溶隙充水为主的间接底板型岩溶充水矿床。

表 2-5　矿区岩溶充填率统计

统计矿区	岩溶充填率（%）
广东（七个矿区）	40.87—84.8
湖北（四个矿区）	43.9—73.8
江西（两个矿区）	47—77

三、以溶洞充水为主的岩溶充水矿床

该亚类矿床主要分布在我国南方，如长江中下游、南岭一带的大型多金属矿田，湘中、赣中一带的二叠系煤田等。其充水岩层主要为泥盆纪、石炭纪、二叠纪、三叠纪等各个时代的碳酸盐岩系。

该亚类矿床的矿区地表一般为厚度不大的第四系松散沉积物所覆盖，地表水系发育，充

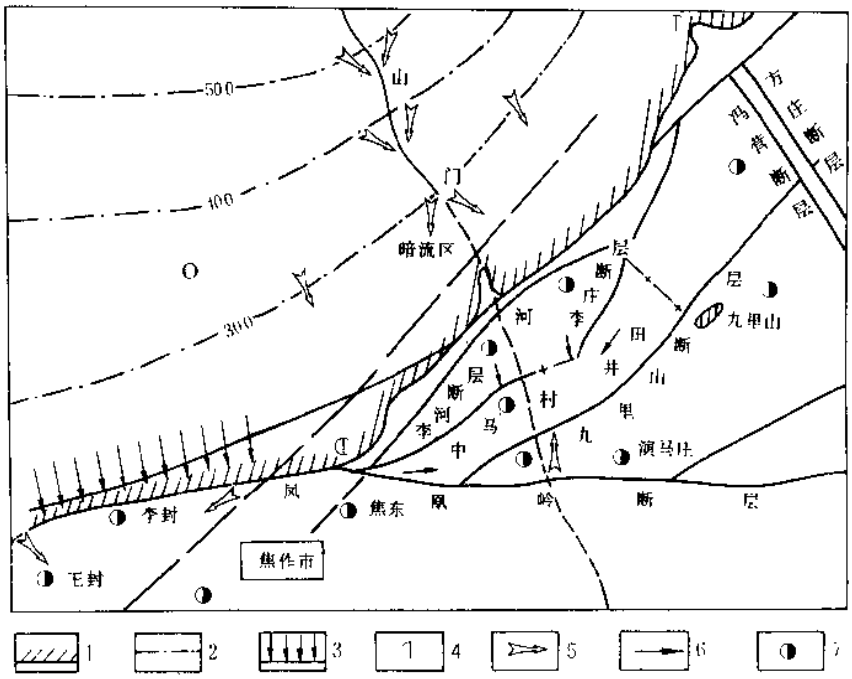


图 2-11　焦作煤田区域水文地质示意图

1—山区基岩与第四系界线；2—奥陶系岩溶水等水位线；3—奥陶系岩溶水进水段；4—奥陶系岩溶水进水口；5—奥陶系岩溶水区域流向；6—L_8 地下水局部流向；7—矿井

（据焦作矿务局修改）

水岩层中普遍发育溶洞，其规模一般为 0.5—3m（指高度），钻孔见洞率和岩溶率均较高，前者可达 30%以上。受构造、岩性、地下水排泄基准等因素影响，岩溶发育程度表现为平面和垂向层状非均质。据广东和湖北十几个矿区的统计资料，溶洞主要发育在地面以下 100—200m 深度内，其下则以溶隙为主。钻孔岩溶率随深度增加而减弱，据此可在剖面上划分出岩溶发育强带（溶洞带）和弱带（溶隙带）。由于岩层浅埋藏，且为第四系直接覆盖，所以岩溶充填现象十分普遍，充填程度高（见表 2-5）。充填物的大量存在，使岩溶含水层的透水性和连通程度显著减弱；而长期排水，又会使充填物流失，增强岩层透水性和连通程度，从而影响水文地质参数的确定和涌水量预测的准确性。溶洞充填物和上覆松散层又往往构成井下泥砂冲溃和地面岩溶塌陷的物质基础，使井下泥砂冲溃和地面岩溶塌陷成为该类矿床开采时的主要问题。

此类矿床的充水岩层，虽然岩溶发育不均一，但由于溶洞之间有溶隙沟通，仍能形成统一含水系统，在一定强度的排水条件下，可在其中形成巨大的各向异性降落漏斗。

该类矿床广泛分布在扬子准地台和华南褶皱带大地构造单元中，其主要充水岩层往往受区域构造控制，形成一些规模较小的水文地质单元，若没有地表水体的充水作用，多数矿区的矿坑涌水量一般不超过 20 000m^3/d。当有地表水灌入时，则矿坑涌水量较大（表 2-6）。

广东凡口铅锌矿区是以溶洞充水为主的岩溶充水矿床的典型代表，该矿位于一个轴向北

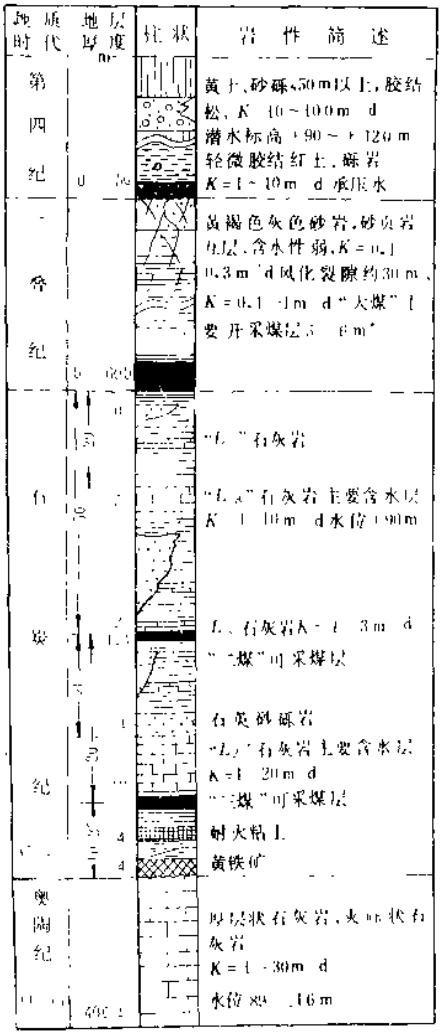


图 2-12　焦作煤田地层柱状图

（据焦作矿务局）

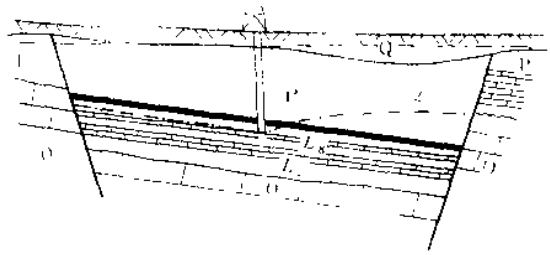


图 2-13　中马村井田示意剖面图

1—奥陶系岩溶水测压水位线；

2—L_6灰岩疏干降压漏斗水位线

西、向南倾伏的复式向斜构造盆地的北缘，次一级构造有金星岭背斜等。盆地北、西、东为中低山环绕，向东南开阔。区内有凡口河流经矿体之上，其流量一般为 0.008－2.8m³/d，但洪峰流量可达 20m³/d，董塘河流经矿区南部，于东南汇合凡口河流出矿区，是盆地地下水的排泄基准（图 2-14）。

矿体埋藏在盆地排泄基准之下，赋存于金星岭背斜两翼的天子岭组泥质灰岩中。矿体顶板为岩溶发育的壶天群碳酸盐层，也是主要充水岩层，其上为厚 0－30m 厚的第四系覆盖；矿体底板为东岗岭组泥灰岩及砂岩。

矿区北部和西部为帽子峰组砂页岩、天子岭组泥灰岩、大矿阶砂页岩所环绕，是"F"型相对隔水边界。

矿区内有一系列北北东向压扭性断层，其中 F₁ 切断主矿体，为主要充水断层（图 2-14）。

壶天群岩溶发育不均一，具有明显各向异性，一般埋深 130m（－20m 标高）以上，岩溶化强烈，为岩溶发育带，其下是弱岩溶化的溶隙带；溶洞多被充填。岩溶主要靠大气降水补给，由西北向东南径流，董塘河为天然排泄带。

该矿经过 11 年排水，至 1976 年，已在矿床地段形成一稳定的降位漏斗，其扩展范围东达 2 600m，西达 2 000m，地下水位降至 0m 标高（原始水位标高 100m），强含水带处于疏干状态。漏斗稳定后的矿坑排水量 $Q=3.17\times10^4m^3/d$，主要来水方向与天然径流方向一致。在漏斗内地表产生大量塌陷，并在井下出现泥砂冲溃现象。由于凡口河河床塌陷，河水下灌，使矿坑涌水量将近增加一倍，因而将凡口河改道。

该矿直接充水水源为顶板岩溶水，属于水文地质工程地质条件复杂的以岩溶洞充水为主的直接顶板型岩溶充水矿床。

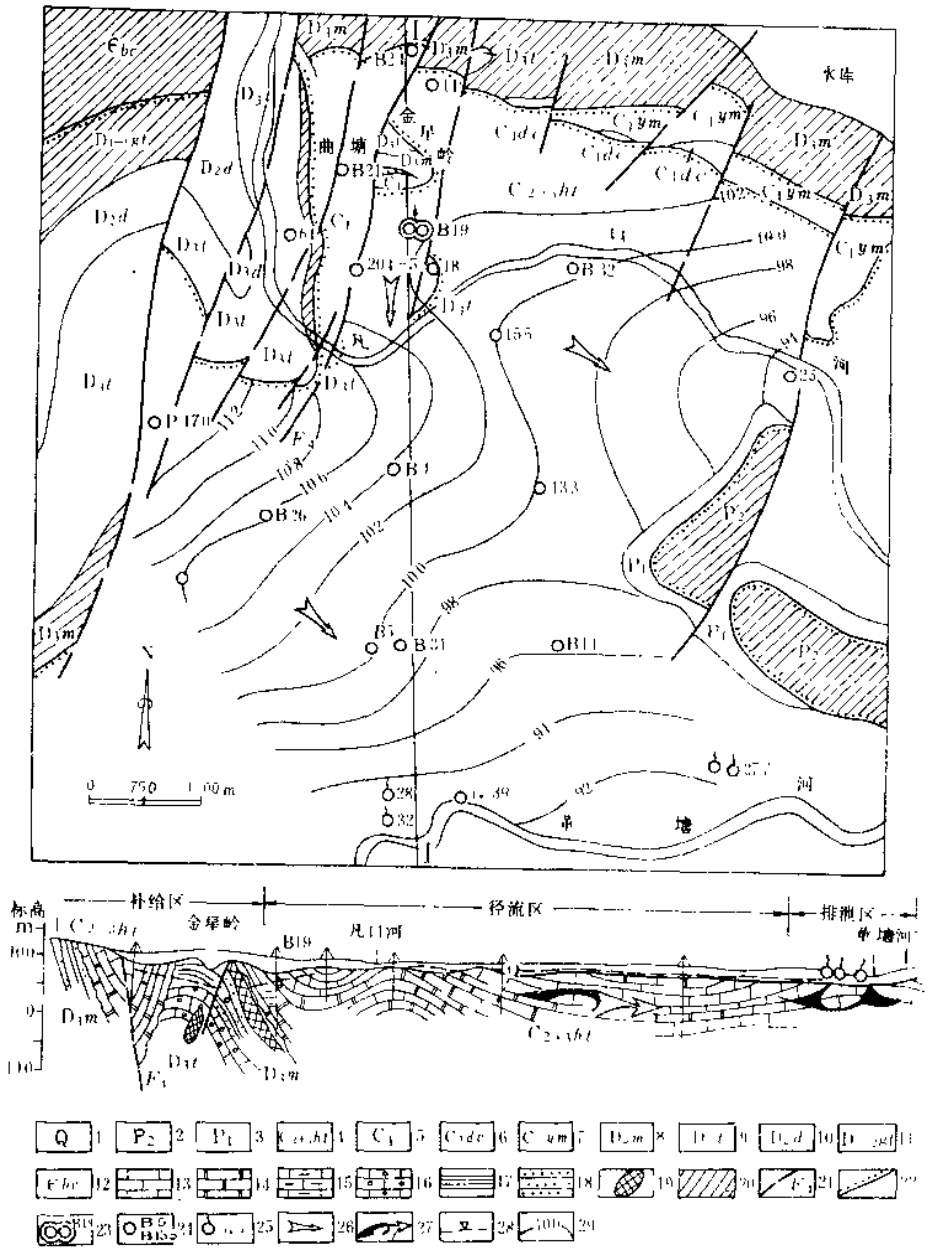


图 2-14 凡口矿区水文地质简图

1—第四系；2—晚二叠世龙潭阶砂页岩；3—早二叠世栖霞灰岩；4—中晚石炭世壶天群灰岩、白云岩；5—早石炭世大圹阶砂页岩；6—早石炭世测水组砂页岩；7—早石炭世孟公坳组灰岩、砂页岩；8—晚泥盆世帽子峰组砂页岩；9—晚泥盆世天子岭组泥灰岩、灰岩；10—中泥盆世东岗岭组灰岩；11—早、中泥盆世桂头群砂页岩；12—中晚寒武世八村群砂岩；13—石灰岩；14—白云岩；15—条带状灰岩；16—瘤状灰岩；17—页岩；18—砂岩；19—矿体；20—隔水层；21—断层及编号；22—不整合地质界线；23—抽水孔及编号；24—观测孔及编号；25—上升泉（数字为流量 l/s）；26—地下水流向；27—全箭头为天然地下水流向，半箭头为抽水时主要来水方向；28—岩溶水水位；29—等水位线

（据广东地矿局）

表 2-6　溶洞充水岩溶矿区的矿井涌水量统计表（1978）*

矿区名称	矿井涌水量（m^3/d）	矿区名称	矿井涌水量（m^3/d）
广东凡口铅锌矿	27 000—59 000**	湖北程潮铁矿	最大5 695
广东石基铜矿	50 000—72 000	湖北铜绿山铜矿	2 381—8 935**
湖南谭家山煤矿	20 592—312 000	湖北松宜煤矿	22 800—55 400**
湖南恩口煤矿	102 000（最大）**	江西东乡铜矿	998—3 000
湖南斗笠山煤矿	47 526—107 120**	江西武山铜矿	2 641—5 131
湖南煤炭坝煤矿	194 640**	江西巨源煤矿	1 728—18 864
湖南桥头河煤矿	10 320—58 488**	江西青山煤矿	7 200—8 640
湖南水口山铅锌矿	20 083	安徽狮子山铜矿	1 046—8 952
湖北叶花香铜矿	最大 37 248	安徽药园山铜矿	3 614—24 528

*引自《岩溶充水矿山回访报告选辑》。**有地表水灌入

四、以暗河管道充水为主的岩溶充水矿床

该亚类岩溶充水矿床多见于地壳相对强烈上升地形相对高差很大的中高山区，据目前已知，主要分布在我国南方，特别是西南地区较多。

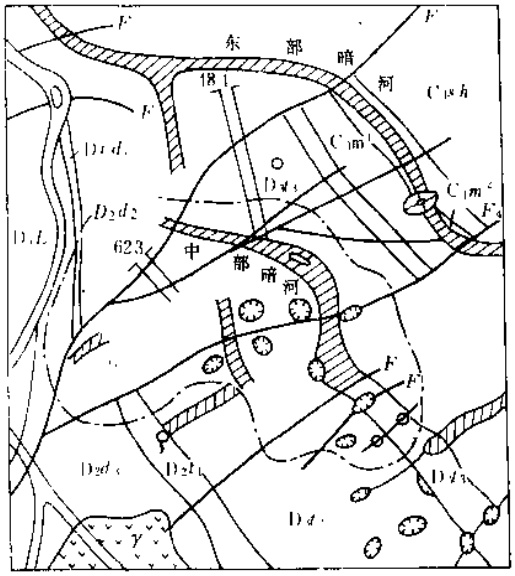
该类矿床的主要充水岩层一般裸露于地表，漏斗、落水洞等地表岩溶发育，大气降水可直接灌入地下管道，因此地面不易形成表流。地下岩溶分布极不均一，主要发育大型管道，管道之间基本不发育岩溶，所以勘探钻孔见洞率和岩溶率都很低。地下水集中于管道之中流动，构成暗河系统，其水力特征与管渠流或山区河流相似。整个充水岩层不能形成统一的水动力场，不存在统一地下水面，抽、排水时不能形成降落漏斗。暗河水动态完全受降雨控制，矿坑涌水量大小取决于降水强度和管道系统的汇水面积，暴雨可造成突然性灾害。

暗河管道系统的基本格局主要受巨型构造裂隙和岩性界面控制，但具体形态和延展情况复杂多变，一般勘探手段难以奏效，只能通过对暗河出入口、地表岩溶形态的调查，结合水文、地质结构、地球物理分析方法和示踪试验，大致确定其主体延展方向。

湖南香花岭多金属矿可以作为暗河管道充水为主的矿床代表（图 2-15）。该矿位于珠江和湘江流域之间分水岭地带的中高山区，矿区地层以中、上泥盆统的石灰岩和白云岩为主，矿体即赋存于这些岩层中，主要埋藏在当地最低排泄基准面以下。矿区内断裂发育，溶沟、溶槽、洼地、漏斗、落水洞遍布，因此无地表径流。地下发育有大型溶洞和“几层楼构造”的地下暗河（图 2-16），并通过竖井、落水洞直接与地表相通，故大气降水可直接进入地下暗河。根据动态观测资料，地下暗河似山间盆地中的河流，其流量具有来势猛、消失快、变化大的特点。如矿区中部暗河，在 1973 年 8 月 17 日暴雨前流量为 $57m^3/h$，暴雨后一小时流量猛增到 $2\ 288m^3/h$，但高峰只能持续 1.5 小时，3 小时后，流量迅速减小。

地下水以垂直运动为主，无统一地下水位，主要以下降泉的形式排泄，其出露标高很不一致，同一地区相差可达 50—100m。反映出各泉水（或暗河系统）自成独立的补给—径流—排泄系统。

可见该类岩溶矿区矿坑涌水量主要是大气降水的直接补给，以及大型溶洞的“库存水”。正常涌水量很小。如 484 坑道揭露的大水塘抽水试验，历时 38 天，抽出总水量 $24\ 379m^3$，最大水位降深为 34m，稳定流量仅 $16m^3/h$。623 斜井放水试验历时 14 天，总放水量 $7\ 009m^3$，水



1 2 3 4 5 6 7 8

9 10 11 12 13 14 15

图 2-15 香花岭矿区水文地质图

1—泥盆系莲花山组砂页岩；2—东岗岭组泥灰岩；3—东岗岭组白云岩；4—东岗岭组炭质灰岩；5—天子岭组似竹叶状灰岩；6—天子岭组白云岩；7—天子岭组钙质砂质灰岩；8—石炭系孟公坳组灰岩；9—孟公坳组泥质灰岩；10—石磴子组灰岩；11—花岗岩；12—岩溶洼地漏斗；13—泉；14—地表分水岭；15—632 斜井和 484 坑道

（据湖南冶金 288 队勘探报告）

位降深 29m，稳定流量仅 8.7m³/h。但据 484 坑道观测，当小时降雨量达 67mm 时，坑内流量可猛增 200 倍，达到 12 270m³/h，因而严重影响生产和威胁矿坑安全。该矿在初期（1959 年）勘探时，认为位于分水岭地段，水文地质条件简单，未进行水文地质工作，结果在矿山生产基建中，几次暴雨成灾，特别是 1968 年 5 月一次暴雨后一小时，484 坑道瞬时水量达 3×10^4m³/h，将全部矿车、电机车冲出，坑道被淹，冲毁附近农田。而该矿平时矿坑涌水量仅 10m³/h 左右，其原因就在于矿坑水的来源主要是大气降水的直接补给，降水几乎全部迅速地经极其发育的地表岩溶进入矿坑，所以暴雨可造成突然性灾害。同时大型的溶洞，特别是垂直或倾斜形态的大型溶洞长期积累起来的“库存水”也可造成严重的突水事故。所以以暗河管道充水为主的岩溶矿区，在矿山生产过程中的主要问题是雨季的防洪和大型溶洞库存水的探放。

总的来讲，这类岩溶充水矿床分布位

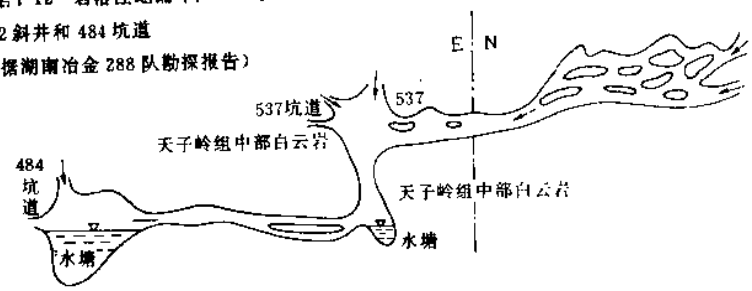


图 2-16 香花岭矿区中部暗河纵剖面图

置较高，当矿体埋藏在暗河系统的最低排泄口标高之上，或埋藏在岩溶水的垂直循环带时，平时坑道涌水量很小或无水，且有利于自然排水，则水文地质条件简单。当矿体埋藏在暗河系统的最低排泄口之下，且地下又存在大的汇水洼地或地下水库时，则水文地质条件复杂，雨季、特别是暴雨常常引起引起暗河突水，酿成灾害、如香花岭矿、四川红岩煤矿。

第五节 高温充水矿床

国内外都有不少矿山，以地下热水为其充水水源（表 2-7）。地下热水涌入矿坑，使坑内

空气恶化，造成高温环境，大大影响工作效率；温度很高的热水滴淋，还会伤害井下工作人员，不仅形成水害，同时增添了矿井热害。井下开采作业的气温标准一般定为28℃，高于该标准则导致热害，称为高温矿井。

地下热水的埋藏条件和水动力特征均不同于常温的地下水，其调查方法和防治措施亦应不同，故将其充水矿床作为特殊类型单独列出。

高温充水矿床的热水一部分与火成岩有关，以及深部热水通过矿区断裂带进入矿坑；一部分与开采深度有关，由于地温随深度增加，使循环于岩石中的地下水，相应有较高的温度。可见涌入矿坑的地下热水有两个不同的热源，不同热源的热水具有不同的充水特征，因而其勘探方法和防治措施也有所区别。

一、局部异常热源

以深部断裂系统为导热通道，在矿区形成明显的热水高温异常带，其形状和规模取决于断裂带的发育特征和导水性能。这类矿区的地温梯度与岩石的热物理性质无密切关系，其岩温低于或等于水温。此类热水只要采取预先疏干措施，就可降低矿井温度，改善工作条件；在查明充水断裂后，也较容易处理。

辽宁岫岩铅矿和江苏韦岗铁矿可作为这类矿床的代表。

辽宁岫岩铅矿西山矿区为大片花岗岩分布区，三个北东向早期石英脉所充填的构造断裂为基本的成矿构造。该区构造断裂非常发育，为深部热水提供了良好的上升通道。该矿一坑和五坑在勘探和采矿过程中都曾揭露热水，其水温和水量如表2-7所示。

韦岗铁矿为一被花岗闪长岩所包围形成的接触交代矽卡岩型磁铁矿床。矿区内地表大部分被第四系覆盖，含矿层为一套经受过变质的碳酸盐岩地层，矿体下盘为一套碎屑岩（以粉、细砂岩，泥岩等为主），其间为断层破碎带。矿区构造复杂，断层性质多变，热水来自深部断裂。据勘探钻孔揭露，热水自花岗闪长岩的断层角砾带中涌出，水温比较稳定，介于44～46℃之间，不受气温影响；自流水头高出地面约17m。矿区内形成明显的热异常带，其长轴与北西向断裂吻合。热水涌入矿坑，造成高温环境，将是该矿开采中的主要问题。

表2-7　国内外部分高温充水矿床

矿床名称	水温（℃）	突水量（m^3/h）
美国弧山铜矿	52	1 200
秘鲁凯萨派尔卡多金属矿	33—69	1 362
墨西哥纳卡铅锌民矿	49	
尼加拉瓜里赛金矿	48—74.5	14.2—120
日本常磐煤矿	66	2 922—51 000
日本丰羽铅民矿	40—80	7 200
中国辽宁岫岩铅矿	38—48	2.6—27.7
中国浙江东风萤石矿	37	26.6—136
中国七一一矿	47.5—60	60—137
中国平顶山八矿东风井	36	4 200
中国江苏韦岗铁矿	44—46	

二、正常的地壳热异常

由岩石温度过高而引起的这类矿区的地温变化，与岩石的热物理性质有密切关系。地下水由于岩温高而升温成热水，但水温低于或等于岩温；高温分布范围大，等温线起伏平缓，无明显热异常。该类矿床开采时，矿坑气温条件并不会因热水疏干而有所改善。

安灰罗河矿区可作为这类矿床的代表。该矿矿体埋深大，赋存于中生代的火山岩中。矿区岩层产状平缓，压扭性断裂构造较为发育，构成一地垒状隆起。所有测温钻孔均出现地温偏高现象，但无明显热异常。从矿区等温线剖面看到，温度变

化平缓，属正常增温范围。其地温梯度上部粗安岩为3—4℃/100m；凝灰岩为4—5℃/100m；次生石英岩以下为1.7—2℃/100m。上述地温梯度变化，显然受岩石热物理性质控制，粗安岩与凝灰岩的导热率较低，为5×10^{-3}cal/cm·s左右，故梯度大。矿区东部矿体埋深小，底板（埋深650m）岩温36.5—38.5℃；西部矿体埋深大，底板（埋深850—900m）岩温41—44℃。可见高温分布范围较大。

一般隆起地带普遍存在温度偏高的现象。华北平原很多地区的基岩隆起区，都具有相对高温，如河南平顶山煤田的高温区范围，就与基底隆起的范围一致。

地温随埋深的增加，说明随着今后开采深度的下延高温充水矿床将日益增多。从已有资料来看，凡矿体埋深在500m以上的矿床，都存在程度不同的热害问题。可见，进行矿区深部地热预测是进一步开发矿产资源中不容忽视的问题。同时，应将矿区地热利用与热害防治结合起来统一进行布署和规划。

第三章　矿坑涌水量预测方法

第一节　矿坑涌水量的概念与预测要求

矿坑涌水量是指单位时间内流入矿坑的水量，常用每天立方米、每分钟立方米表示。因为流入矿坑的水是通过一定能力的排水设备排出矿坑的，所以，通常用单位时间内的排水量来表征矿坑涌水量。

矿坑涌水量预测是对矿坑充水条件的定量描述，也是对采矿井巷系统需要排除水量的估计。在第一章中我们讨论了影响矿坑充水量及动态的基本因素，是对矿坑充水条件的定性描述，以此为基础的进一步定量描述，将作为矿山开采设计中制定防治水方案的直接依据。但限于目前的科学水平，许多问题定量描述还存在困难。本章所介绍的预测方法，主要是针对一些比较简单且定量描述比较容易的矿坑充水条件。

矿坑涌水量的预测一般包括：单项开拓工程或疏干工程的涌水量；某一开采系统的涌水量；矿坑总涌水量。矿床勘探阶段主要是预测后两者。由于矿坑涌水量常具有季节变化，所以总涌水量又有正常涌水量（Q_0）与最大涌水量（Q_{max}）之分。正常涌水量系指平水期（或枯水期）保持相对稳定的总涌水量；最大涌水量系指雨季时的洪峰涌水量，两者的影响因素、动态特点和预测方法有所不同，一般需要分别进行分析和评价，往往是先计算正常涌水量，然后考虑雨季的最大涌水量增量。

在矿坑涌水量预测中，还经常使用“疏干流量”这一概念。它是指在规定的时间（即疏干时间）内将地下水位降低到某一规定深度（疏干降深）所必需的恒定排水强度。也就是指在坑道系统未拓或疏干漏斗还未形成前，由规定的疏干时间所决定的排水疏干工程的排水量。勘探阶段的矿坑涌水量预测，实质上是预测疏干流量。

保证矿坑涌水量预测精度的关键，在于做好下面两步工作：

（1）查明充水条件，建立符合客观实际的水文地质概念模型　这包括矿坑充水水源、矿坑充水途径以及它们相互配合的分析；特别要注意用发展的观点，分析在未来开采条件下地下水系统补、径、排特征的变化，正确确立计算边界，并获得主要充水岩层具有代表性的水文地质参数。

（2）正确选择计算方法，建立与水文地质概念模型相符的数学模型　计算时切忌不考虑条件而盲目套用已有计算公式，或建立不合理的数学模型。

常用的矿坑涌水量预测方法有比拟法、水均衡法、解析法和数值模拟法，其中以数值模拟法适应性最强，是最具有发展前途和应用前景的方法。

第二节　常用的矿坑涌水量预测方法

一、水文地质比拟法

水文地质比拟法是利用地质和水文地质条件相似、开采方法基本相同的生产矿井的排水资料，来预计新建矿井的涌水量。该法的应用前提是新建矿井与老矿井的条件基本相似，老矿井要有长期的水量观测资料，以保证涌水量与各影响因素之间数学表述式的可靠性。

在以往的矿床水文地质教材和水文地质手册中，相应的矿坑涌水量计算部分，都列举了一些比拟法的经验公式，选用这些公式时应注意其所适用的条件。最简单的比拟公式是基于稳定流方法中的单位涌水量概念提出的。当生产矿井的涌水量 Q 随开采深度 S 和开采面积 A 的增加成线性增加时，可以认为单位涌水量（单位水位降深和单位开采面积的平均涌水量）保持一个常数。这时，可选取开采深度和开采面积作为比拟因子，预测新矿井的涌水量，则采用公式

$$\frac{Q_2}{A_2S_2}=\frac{Q_1}{A_1S_1} \tag{3-1}$$

式中 Q_1、Q_2 分别为老、新矿井（水平或采区）的涌水量；A_1、A_2 分别为老、新矿井（水平或采区）的开采面积；S_1、S_2 分别为老、新矿井（水平或采区）的水位降深。

(3-1) 式也可变为

$$\frac{Q_1}{Q_2}=\frac{A_1S_1}{A_2S_2} \tag{3-2}$$

在许多情况下，矿井涌水量与开采面积和水位降深之间不呈线性关系。这时常对 (3-2) 式进行一定的改进，即

$$\frac{Q_1}{Q_2}=\left(\frac{F_1}{F_2}\right)^m\left(\frac{S_1}{S_2}\right)^n \tag{3-3}$$

式中：m 和 n 为待定系数，依矿井的不同条件而异，可根据经验通过计算或曲线拟合确定。

水文地质比拟法适用于条件比较简单、充水岩层的透水性比较均一的孔隙或裂隙充水矿床，特别是用于已有多年生产历史的矿井。根据上水平的实际排水资料，来预测延伸水平的涌水量，或根据生产采区的排水资料，来预测新扩大采区的涌水量，效果较好。但应注意，不同的充水条件可以选择不同的比拟因子，可根据实践经验和生产矿井的资料，通过分析影响因素，自己建立适用于预测矿区的比拟公式，切不可生搬硬套。

二、涌水量-降深曲线法（Q-S 曲线法）

Q-S 曲线方程法也称涌水量曲线方程法。该法是利用抽（放）水试验的资料，建立涌水量（Q）与降深（S）关系的曲线方程，然后根据试验阶段与未来开采阶段水文地质条件的相似性，把 Q-S 曲线外推，来预测矿坑涌水量。涌水量曲线方程有下列几种类型（图 3-1）：

1．直线型

$$Q=aS$$

一般出现在承压含水层或者潜水含水层，当水位降深与含水层的厚度相比很小，地下水呈层流状态的条件。

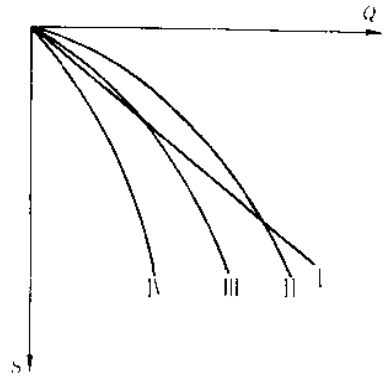


图 3-1 Q-S 曲线图

Ⅰ. 抛物线型

$$S = aQ + bQ^2$$

$$Q = \frac{\sqrt{a^2 + 4bS} - a}{2b}$$

Ⅱ. 幂函数曲线型

$$Q = aS^{\frac{1}{\gamma}}$$

Ⅳ. 对数曲线型

$$Q = a + b\lg S$$

一般认为，Ⅰ型是在富水性强的含水层进行强烈抽水，地下水在抽水井附近或强径流通道附近发生紊流的情况下出现，这时水位降深在一些地区与流量的平方成正比；而Ⅱ、Ⅳ型一般认为是在含水层规模小、补给条件差的情况下出现。

严格的讲，涌水量曲线方程法是以稳定井流为基础的，而在含水层规模小或补给条件差的情况下，抽水或放水是很难出现稳定流状态的。涌水量曲线方程的形态不但与含水层的介质性质、补给条件有关，而且随抽水时间的长短，以及抽水强度的不同而变化。因此采用 Q-S 曲线法一般要求试验孔的类型符合未来的开采条件，尽量采用大口径、大降深的抽水试验，同时延长抽水时间，以使水文地质条件充分显示，这样所建立的涌水量曲线方程才能够反映未来的开采条件。以上介绍的几种涌水量曲线方程是最简单的曲线形式，实际的水文地质条件千差万别，远非这几种形式。而且随着降深的不同，影响范围在变化，同一条涌水量曲线方程的不同段往往满足不同的函数形式，在实际运用过程中可以采用不同的函数形式，如多项式曲线方程等。

三、相关分析法

相关分析法是一种数理统计方法，它通过矿坑涌水量与主要影响因素之间的统计规律性建立相应的回归方程，并进行矿坑涌水量预测。

矿山排水实践证明，矿坑涌水量受到多种自然因素与人为因素的综合影响，其间往往没有确定的函数关系，但却存在某种统计关系。特别是介质非均质程度高的岩溶充水矿床以及一些大气降水作为主要充水水源的矿床，建立确定性的水文地质模型存在困难，这是往往采用数理统计分析的方法，建立统计模型，来预测矿坑涌水量。

相关分析法的基本原理可参看有关的概率论与数理统计教材，这里仅分析该法在矿坑涌水量预测中的应用条件及其优缺点。

相关分析法与水文地质比拟法和 Q-S 曲线法一样，是一种简单的近似方法。其最大的优点，是在计算过程中避开那些难以确定的充水岩层的水文地质参数以及一些长时间没有完全解决的机理问题（甚至有可能不存在严格的因果关系），这样也就克服了确定性模型在机理没有基本弄清之前不能进行预测的弱点。而且这种方法通过分析因变量与自变量之间的关系，有助于了解问题的机理，从而有利于建立确定性预测模型。统计方法的弱点是明显的，由于它得到的因变量与自变量之间的关系不是以因果关系为基础，得出的结论也就只是一种可能性。严格地讲，统计方法只能用于内插，而不能外推预测，因为统计数据以外的关系形式没有资料作依据，特别是在取值范围较小时更是如此。只有从水文地质角度出发，在水文地质条件

和机理基本清楚的前提下可作适当的外推，但也不宜用勘探阶段的低强度抽水试验降深值与抽水量作统计分析，来预测生产阶段疏干排水条件下的涌水量。因为低强度抽水试验的影响范围有限，水文地质条件没有充分显示，难以反映生产条件下的真实情况。因此采用统计方法预测矿坑涌水量时，为保证方程的合理性和预测精度，一定要注意以下两点：

(1) 要有足够的数据和较长的数据系列　对一种统计规律，若数据少，或者数据系列短，则可能计算不准确。例如数据系列表现为一直线，若此直线是以很少的数据为基础，那么，这一直线关系就很不可靠了；相反，尽管数据很多，但都集中在某一个很小的范围内，这一直线仍然是不可靠的。

(2) 以定性的机理分析为基础，正确选择相关因子　统计方法所建立的方程必须正确地反映充水条件，忽视条件分析，单凭数学上的推导和检验，有时会得出完全错误的结论。对于不同的充水水源和充水条件可选取不同的变量。如北京西山大台煤矿，属于季节变化系数大、以大气降水为主要充水水源的矿井，我们主要选取大气降雨量作为相关变量，得到的多元统计方程为

$$Q_t = B_0 + B_1X_{t-2} + B_2X_{t-1} + B_3X_t + B_4Q_{t-1}$$

式中：Q_t 为某月的矿坑涌水量(平均值)；X_t 为某月的降雨量；X_{t-1} 为前一个月的降水量；X_{t-2} 为前两个月的降水量；Q_{t-1} 为前一个月的矿坑涌水量（平均值)；B_0、B_1、B_2、B_3、B_4 均为待定系数。

以上所介绍的比拟法、涌水量曲线方程法以及数理统计方法，实质上都是半经验的近似方法，在实际应用中还有很大的局限性。

四、水均衡法

水均衡法是应用水均衡原理预测矿井涌水量的一种方法。它是通过研究某一时期（均衡期）矿区地下水各收支项目之间的关系建立地下水均衡方程从而计算矿坑涌水量，其最基本的形式是

$$V_{补} - V_{排} = \Delta V_{贮} \tag{3-4}$$

式中：$V_{补}$ 为在均衡期内均衡区的补给量；$V_{排}$ 为在均衡期内均衡区的排泄量；$\Delta V_{贮}$ 为在均衡期内贮存量的变化。

针对不同的水文地质条件，(3-4) 式的三个均衡要素可以表现为不同的组成。如 $V_{补}$ 一般包括侧向流入、大气降雨入渗、地表水体垂向补给、其它含水层垂向越流补给、人工灌溉入渗等；$V_{排}$ 可包括人工排泄和天然排泄，而天然排泄又可分为侧向径流排泄、地下水蒸发排泄以及向其它含水层垂直越流等；$\Delta V_{贮}$ 可以表现为弹性释放和重力给水两种形式。若均衡区由几个不同的含水层单元组成，各单元的规模和给水度（弹性给水度或重力给水度）也不尽相同，而且随着矿山排水的进行，地下水系统的补给、径流和排泄条件也随之变化。由此可见，计算地下水收入支出情况，说起来容易，做起来并非那么简单。在实际工作中要准确计算地下水均衡的各组成部分是十分困难的。正因为如此，均衡法一般只适用于统一完整的水文地质单元内补给和排泄量容易确定并且有长期观测资料情况下的矿区总涌水量的概算。例如，某些井田的充水岩层两侧被阻水断层所切割和限制，与区域地下水失去水力联系，而且顶底板都是巨厚隔水层（图 3-2)，自成完整独立的水文地质单元。开采煤层需要疏干含水层，采用定流量排水条件下其矿坑涌水量的计算公式可表示为

$$V_{排} = \Delta V_{贮}$$

即 $$Q \cdot t = MF\mu_s + HF\mu_e$$

$$Q = (MF\mu_s + HF\mu_e)/t$$

式中：F 为井田内含水层面积；M 为含水层厚度；H 为含水层顶面的测压高度；t 为疏干时间；μ_s、μ_e 为含水层重力给水度及弹性给水度。

又如在某些小型山间盆地内，产于基底岩浆岩或变质岩中的金属矿床（如铜、钼、钨等），基岩含水微弱，往往可视为隔水层，当采用露天开采时，覆盖于矿体上部的第四系砂砾石含水层和大气降水构成矿坑充水的主要水源（图3-3）。露采场疏干排水的水量应由以下几部分组成：一部分为露天采场内含水层被疏干的水量 V_1；另一部分是采场以外，降落漏斗以内含水层被疏干的水量 V_2，其表示为

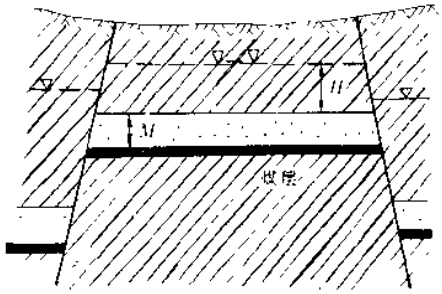


图3-2 某井田示意剖面图

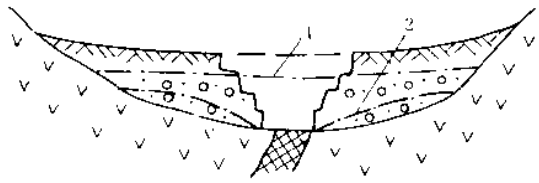


图3-3 某露天矿疏干漏斗示意图

1—原始水位线；2—疏干水位线

$$V_1 = V_1' \cdot \mu$$

$$V_2 = V_2' \cdot \mu$$

式中：V_1'为露天采场内被开挖含水层的体积，V_2'为露天采场外含水层被疏干的含水层体积。

同时，大气降水补给量也分为两部分：降落在采矿场内的水量，实际上全部直接进入矿坑（V_3）；降落在采矿场以外，但在降落漏斗以内的雨量，部分渗入地下，通过地下水补给矿坑（V_4）。即

$$V_3 = F_3H$$

$$V_4 = F_4H\alpha$$

式中：F_3为采矿场平面面积；F_4为采矿场以外矿坑集水面积；H 为均衡期内总降雨量；α 为降雨入渗系数。

在均衡期内矿坑总排水体积为

$$V = V_1 + V_2 + V_3 + V_4$$

$$V = V_1'\mu + V_2'\mu + F_3H + F_4H\alpha$$

在均衡期内，平均的矿坑总涌水量可表示为

$$Q' = (V_1'\mu + V_2'\mu + F_3H + F_4H\alpha)/t$$

从上面的分析也可以看出，均衡法所得到的结果只是矿坑总涌水量的概算。假如要对地下水单元的各个侧面了解更详细一些，便要分析：矿坑涌水量的动态特征；在空间上不同点地下水位的变化；随矿坑排水的进行，地下水的补给、排泄条件发生改变，均衡各项目随时间的变化；新的收入支出项目是否可能出现。这些都是均衡法本身难以解决的。例如，若能正确计算地下水补给总量与排泄总量，便可得到储存量。但相同体积的地下水储存量，可以有不同的水位分布线。如图3-4中的 AB 水位线与 CDEF 水位线，其地下水静储量相等，但对于 CDEF 线，矿体呈疏干状态，可安全开采；然而对于 AB 水位线则不行。因此，地下水储量在

空间的分布是个关键问题，但这对水均衡法本身却是无能为力的。

尽管水均衡法应用于矿坑涌水量预测以及其它地下水计算还存在很大局限性，但在查明地下水补给与排泄关系的基础上，应用水均衡法对矿坑涌水量进行初步估算是可行的，虽不会很精确，但一般也不会出现大的偏差，有助于指导进一步详细工作或计算，因此仍被广泛采用。

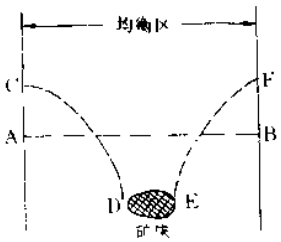


图3-4 地下储量相同的不同水位线

第三节 解 析 法

一、应用条件及原理

解析法是预测矿坑涌水量中应用最广泛的一种方法。它是运用地下水动力学原理，以数学分析的方法，对一定边界条件和初始条件下的地下水运动建立定解公式，然后，应用这些公式预测矿坑涌水量。它被用于各种类型的巷道系统和专门性的疏干排水装置的涌水量预测；同时它也用于预测疏干水位、疏干范围和疏干时间；在数值方法较普及的今天，它更被经常用来确定子区水文地质参数，为数值法反求参数提供初始猜测值或限制条件。

解析法最常用到的是井流方法，其几个基本公式是

稳定流裘布依公式

$$Q=\frac{2\pi KMS}{\ln\frac{R}{r}} \qquad \text{(承压含水层)} \qquad (3\text{-}5)$$

$$Q=\frac{\pi K(2H-S)S}{\ln\frac{R}{r}} \qquad \text{(潜水含水层)} \qquad (3\text{-}6)$$

非稳定流泰斯公式

$$Q=\frac{4\pi TS}{W(\frac{r^2}{4at})} \qquad \text{(承压含水层)} \qquad (3\text{-}7)$$

$$Q=\frac{2\pi K(2h_0-S)S}{W(\frac{r^2}{4at})} \qquad \text{(潜水含水层)} \qquad (3\text{-}8)$$

对于某一个实际问题，应该采取稳定流解析法还是非稳定流解析法，要根据具体水文地质条件而定。矿坑排水疏干含水层的过程，基本上是一个地下水流向矿井的非稳定过程，因而疏干计算一般应该使用非稳定方法，只有在特殊条件下，如傍河井流定水头强越流补给存在时，才可能形成稳定流。有时，充水岩层为大面积分布的强透水层，当矿山排水疏干至某一水平后，水位基本稳定，这时虽不严格满足稳定井流条件，但近似用稳定井流公式计算矿坑涌水量，在生产中也有一定的实用价值。但是稳定井流公式中不包含有时间变量，因此它不能描述排水疏干随时间的发展过程。也就是说，采用非稳定流或稳定流方法视我们的要求而定。如果需要了解排水疏干或矿坑涌水随时间的变化过程，即使存在稳定流的条件也必须使用非稳定流方法。在一定程度上，可以把稳定井流看作是非稳定井流的特例。因此下文的一些分析主要针对非稳定流方法而言的。

采用解析法预测矿坑涌水量时，要求提供较详细的原始资料。包括以下两方面。

1. 充水岩层的边界条件和水文地质参数

这些资料通过勘探阶段的水文地质调查与试验获得。解析法对边界条件有严格的要求，只有在无限边界或通过反映法可以变换成无限边界的条件下才能用解析法求解。此外，解析法要求均匀介质条件，对非均质含水层只有在特殊情况下，经过一定的处理，可以得到近似解析解。

2. 有关开采系统几何形态和采矿方法的资料

这方面资料可从开采设计方案中获得，如坑道空间位置，大小和形状等。坑道系统的排水，一般最终都形成以坑道为中心的径向水流，所以坑道系统的涌水量预测一般采用大井法，即把整个坑道系统视为一个半径为 r_0 的大井。r_0 称为引用半径，其大小取决于坑道系统的面积和几何形态，水文地质手册中一般都列举了各种坑道形状下计算 r_0 的公式，以供参考选用。将坑道系统转换成半径为 r_0 的虚构大井，则给应用一般井流公式预测矿坑涌水量提供了可能。

解析法预测的对象一般是单个井巷或某一开采水平的涌水量。预测内容往往是 Q、S、t 三个变量之间的关系，包括下面四个方面的内容：①已知疏干水位及疏干时间，预测疏干流量。这是最一般的计算。对于无限边界、均质的充水岩层可直接选用公式（3-7）或（3-8）；②已知水位降深及排水能力，预测疏干时间。计算公式为

$$t = \frac{r_0^2}{4a} \cdot \frac{1}{W^{-1}\left(\frac{4\pi TS}{Q}\right)} \qquad \text{（承压水）} \tag{3-9}$$

$$t = \frac{r_0^2}{4a} \cdot \frac{1}{W^{-1}\left(\frac{2\pi K(2h_0 - S)S}{Q}\right)} \qquad \text{（潜水）} \tag{3-10}$$

式中：W^{-1} 为反井函数；h_0 为初始稳定水位；r_0 为引用半径。

③已知排水能力及疏干时间，预测疏干漏斗各点的水位降深；④定降深变流量计算。当开采地段地下水位降低至预定深度以后，要求水位固定在该水平，此时，排水量可相应逐渐减少，定降深变流量就是解决排水量随时间递减问题，可采用阶梯流量迭加法近似解决，其原理如图 3-5 所示。矿坑以定流量 Q_k 进行排水，经过 t_k 时间后，水位降深 S_k 达到设计要求，这时要求水位固定在 S_k 上。为了保证 S_k 固定，排水流量必须逐渐减少（如图 3-5 曲线（1））。排水流量实际递减的过程线可用阶梯流量来近似刻画（如图 3-5 曲线（2））。阶梯流量每次的变幅 ΔQ_i（$i=1, 2, 3, \cdots, n$）越小，则对实际流量曲线刻画越准确，当 $\|\Delta Q_i\| \to 0$ 时，阶梯流量曲线趋于与实际流量曲线重合。如图 3-5，在 t_k 时刻有

$$S_k = \frac{Q_k}{4\pi T} W\left(\frac{r_0^2}{4at_k}\right) \tag{3-11}$$

在 $t_k + t_1$ 时刻有

$$S = S_k = \frac{Q_k}{4\pi T} W\left(\frac{r_0^2}{4a(t_k + t_1)}\right) - \frac{\Delta Q_1}{4\pi T} W\left(\frac{r_0^2}{4at_1}\right)$$

把（3-11）式代入方程左边，经整理得

$$\Delta Q_1 = \frac{Q_k\left\{W\left[\frac{r_0^2}{4a(t_k + t_1)}\right] - W\left(\frac{r_0^2}{4at_k}\right)\right\}}{W\left(\frac{r_0^2}{4at_1}\right)}$$

同理，在 $t_k + t_2$、$t_k + t_3$、…、$t_k + t_n$ 时刻列方程可得

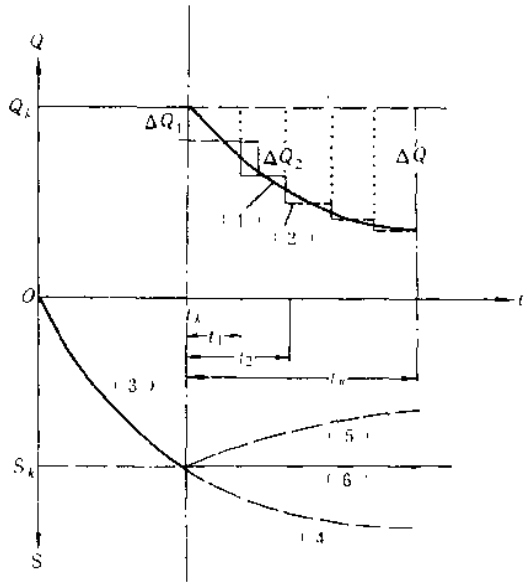


图 3-5　定降深变流量 Q-t，S-t 曲线

(1)—实际流量递减曲线；(2)—注水井阶梯流量过程线；(3)—水位实际下降曲线；(4)—假设水位下降曲线(以 Q_k 强度排水)；(5)—注水井(ΔQ)作用下的水位回升曲线；(6)—迭加的稳定降深线

$$\Delta Q_2 = \frac{Q_k\{W[\frac{r_0^2}{4a(t_k+t_2)}] - W(\frac{r_0^2}{4at_k})\} - \Delta Q_1 W(\frac{r_0^2}{4at_2})}{W[\frac{r_0^2}{4a(t_2-t_1)}]}$$

$$\Delta Q_n = \frac{Q_k\{W[\frac{r_0^2}{4a(t_k+t_n)}] - W(\frac{r_0^2}{4at_k})\} - \sum_{i=1}^{n-1}\Delta Q_i W[\frac{r_0^2}{4a(t_n-t_{i-1})}]}{W[\frac{r_0^2}{4a(t_n-t_{n-1})}]}$$

$$(n = 2,3,4,\cdots;t_0 = 0) \qquad (3\text{-}12)$$

通过(3-12)式计算，便得到阶梯流量曲线在各时刻的流量值，即实际流量曲线的近似曲线。一般来说，随着排水时间的延长，ΔQ_i 逐渐减少，矿坑排水量趋于稳定。

二、解析法预测矿坑涌水量的步骤

解析法预测矿坑涌水量一般包括下面几个步骤：

1. 建立水文地质概念模型

解析法的计算公式有严格的假设条件，而实际的水文地质条件往往十分复杂，为了能够应用公式计算，必须在不歪曲原始条件的前提下，对矿区水文地质条件进行大胆而巧妙的概括和简化，这个经过概化了的矿区水文地质条件称水文地质概念模型。它是对矿区地下水系统的定性描述，其内容取决于具体条件，一般包括三个方面：

(1) 充水岩层含水系统的边界性质和形态　解析法要求无限边界或通过映射方法能够转化为无限边界的条件。它只能处理两种特殊边界，即定水头边界和隔水边界，而且要求边界

都是规则的直线，边界之间的组合要满足映射条件。因此，在建立概念模型时，应本着既能映射又不至于根本歪曲条件的原则，对实际的边界进行简化。

(2) 充水岩层含水系统的介质性质　解析法一般要求均质条件。对于实际的复杂非均质含水层，可通过适当的平均方法，对含水层各水文地质参数进行均质化处理，这时解析法得到的结果是近似的。当含水层非均质程度很高时，其结果很难满足精度。有一些特殊情况，含水层非均质程度虽然很高，但其变化存在一定规律，经过适当的技术处理，仍然可用解析法求解，这一点将在后面讨论。

(3) 疏干工程或坑道系统的布局　疏干工程及坑道系统的布局一般决定能否采用井流公式，同时也是确定引用半径 r_0 的基础。

2. 参数确定

参数包括充水岩层的渗透系数 (K)、给水度 (μ)，有时也需要确定由 K 和 μ 换算得到的参数，如传导系数 (T)、导压系数 (a) 等。这些参数根据具体的条件和资料由各种试验方法获得。

3. 建立数学模型

数学模型是水文地质概念模型的数学描述，一般包括基本微分方程和定解条件以及含水系统的水文地质参数。这个原始的数学模型，许多情况下一般不能用解析法求解，还必须按解析法的求解要求对数学模型进行一定的技术处理，如运用映射方法把有界问题转化为无限边界问题，把非均质含水层用各种平均方法或分解方法处理为均质含水层。

4. 涌水量预测

建立数学模型后即可按预测任务的要求进行预测。

对于勘探报告中的疏干预测，一般是由设计部门给定疏干深度，来预测矿坑涌水量。首先根据矿区长观孔的动态资料，选用平水期水位作为初始水位，预测正常涌水量。在此基础上，再求雨季洪水期的增量，以便确定最大涌水量的数值。计算洪水期的增量，在矿床开采对矿区入渗条件改变不大的情况下，可大致按天然状态下雨季地下水位的最大回升值，计算开采疏干流场内雨季获得的总补给量除以雨季时间，即得雨季矿坑涌水量增量；若研究程度较高，条件允许，也可直接计算雨季降水入渗量及矿坑涌水量增量；有的矿区，还根据多年的气象资料，求出雨季增强系数（雨季平均降水强度与年平均降水强度之比）再乘以平水期涌水量，近似作为雨季矿坑最大涌水量。

在疏干时间和排水能力没有限定的情况下，对于预先疏干，一般是先计算出不同疏干流量的水位降深与疏干时间，然后作出不同疏干流量的 S-t 曲线（如图 3-6）和同一设计降深的 Q-t 曲线（如图 3-7），以便设计部门选择合理方案时参考。

5. 预测结果的评估

由于工作程度和认识程度的限制，以及解析法的局限性，使预测结果往往与实际仍有一定的出入。因此，对于可能造成预测误差的原因，如条件概化、公式选择、参数取值等是否合理以及可能造成误差的大小，应实事求是地进行分析和评价，为使用部门提供科学的依据，同样也为进一步开展研究指出了方向。

三、矿坑涌水量预测中的几个常见问题

不同的矿区水文地质条件各异，为了正确运用解析法进行预测，往往需要针对不同的条件运用各种技巧对一些问题进行处理。下面介绍几种常见问题的处理方法。

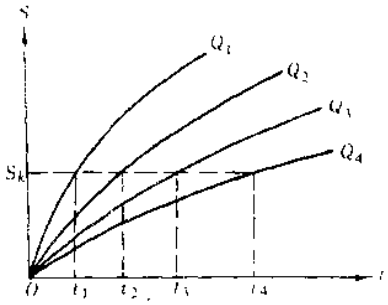


图 3-6　不同疏干流量的 S-t 曲线

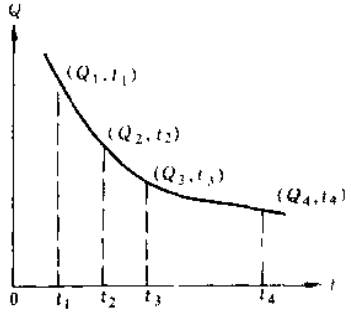


图 3-7　水位降深为 S_k 的 Q-t 曲线

1. 泉的干扰计算

泉是地下水天然排泄的最常见形式。处于矿区地下水排泄带的泉，如果正是被疏干含水层的排泄点，则在矿坑排水过程中，必然受到影响，其流量可递减以至干涸。这种情况下会对疏干渗流场有干扰，进行矿坑涌水量预测时，若不考虑其影响，会给预测结果带来较大的误差。

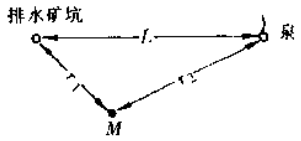


图 3-8　矿坑排水与泉位置图

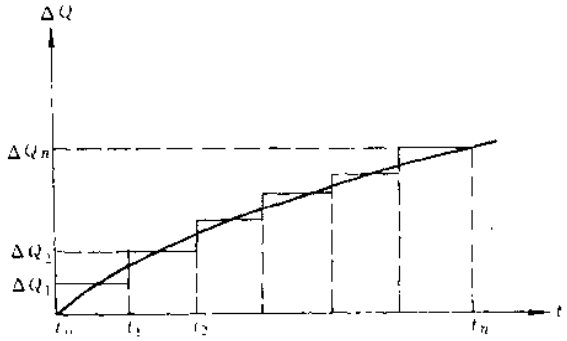


图 3-9　泉流量递减过程的阶梯化

矿坑排水引起泉水流量递减，可视为在泉的位置上有一“注水井”在作用。故疏干渗流场内任一点的水位降深，应是矿坑（“排水井”）与泉（“注水井”）共同作用的结果。

下面以无界无越流承压含水层为例，说明解决此问题的途径。

（1）矿坑排水对泉的作用　如图 3-8 所示，设矿坑以流量 Q_d 进行排水时，对泉的水头削减值为 ΔH，泉相应的流量减少值为 ΔQ_s，则

$$\Delta H = \frac{Q_d}{4\pi T} W\left(\frac{L}{4at}\right) \tag{3-13}$$

若将泉在天然条件下的水头降低值 S_s 与泉的天然流量 Q_s 之间近似视为线性关系，则有

$$\frac{Q_s}{S_s}=\frac{\Delta Q_s}{\Delta H}$$

或

$$\Delta Q_s=\frac{Q_s}{S_s}\cdot\Delta H=\frac{Q_s}{S_s}\cdot\frac{Q_d}{4\pi T}W\left(\frac{L}{4at}\right) \tag{3-14}$$

式中 S_s 大致可按泉域补给区最低点标高与泉口标高之差来确定。

(2) 泉作为“注水井”对矿坑排水产生的负降深 S' 首先将泉流量连续减少的过程线用阶梯流量过程线去近似表示（图 3-9），然后用阶梯流量叠加法，建立“注水井”对任意点 M（图 3-8）的负降深方程：

$$\begin{aligned}S'_M=&\frac{\Delta Q_1}{4\pi T}W\left(\frac{r_2^2}{4at_n}\right)+\frac{\Delta Q_2-\Delta Q_1}{4\pi T}W\left(\frac{r_2^2}{4a(t_n-t_1)}\right)+\cdots\\&+\frac{\Delta Q_i-\Delta Q_{i-1}}{4\pi T}W\left(\frac{r_2^2}{4a(t_n-t_{i-1})}\right)+\cdots\\&+\frac{\Delta Q_n-\Delta Q_{n-1}}{4\pi T}W\left(\frac{r_2^2}{4a(t_n-t_{n-1})}\right)\end{aligned} \tag{3-15}$$

式中：ΔQ_i 为各时段中点对应流量（$i=1, 2, \cdots, n$）。

故

$$\begin{aligned}\Delta Q_1&=\frac{Q_s}{S_s}\frac{Q_d}{4\pi T}W\left(\frac{L^2}{2at_1}\right)\\\Delta Q_2&=\frac{Q_s}{S_s}\frac{Q_d}{4\pi T}W\left(\frac{L^2}{2a(t_1+t_2)}\right)\\&\vdots\\\Delta Q_n&=\frac{Q_s}{S_s}\frac{Q_d}{4\pi T}W\left(\frac{r_2^2}{2a(t_{n-1}+t_n)}\right)\end{aligned}$$

将 ΔQ_i 值代入上式 S'_M 方程得（$t_0=0$）

$$\begin{aligned}S'_M=&\frac{Q_s}{S_s}\frac{Q_d}{(4\pi T)^2}W\left(\frac{L^2}{2at_1}\right)W\left(\frac{r_2^2}{4at_n}\right)\\&+\frac{Q_s}{S_s}\frac{Q_d}{(4\pi T)^2}\sum_{i=2}^{n}\left[W\left(\frac{L^2}{2a(t_{i-1}+t_i)}\right)-W\left(\frac{L^2}{2a(t_{i-2}+t_{i-1})}\right)\right]\\&\times W\left(\frac{r_2^2}{4a(t_n-t_{i-1})}\right)\end{aligned} \tag{3-16}$$

(3) 矿坑与泉“注水井”共同作用下对任意点 M 的总降深　其总降深矿坑排水对 M 点的降深 S'_M 与泉作为“注水井”对 M 点的负降深 S'_M 的代数和。即

$$S_M=S'_M-S'_M$$

从以上简要的讨论中可以看出，当矿坑排水对泉产生明显影响时，如果不考虑泉的反补给作用，则矿坑涌水量的预测值偏小，或预测的疏干时间偏短，尤其对大泉附近的矿坑更为显著。

应该注意的是，上述处理方法是在没有矿坑排水与泉干扰试验资料的情况下采取的补救处理方法，(3-14) 式可能存在较大误差。若矿区已有泉干扰条件下的矿坑排水（抽水）试验资料，可直接确定矿坑“排水井”降深 S'_M 与泉流量衰减 ΔQ_s 之间的关系，并进行一定的外推，

然后计算 ΔQ_i 作为注水井对任意一点 M 产生的负降深。这种方法会更加准确，而且计算起来更简便一些。

2. 非均质含水层的处理

在水文地质计算中对非均质的处理一般采用各种加权平均方法。关于各种平均方法的原理和应用条件这里不作介绍，这里介绍几种非均质含水层的特殊处理技巧。

(1) 以规则界限表现的平面非均质　含水层的水文地质参数只随平面位置变化而不随深度变化时，称平面非均质。以规则界限表现的平面非均质，在自然界常见的是以直线为界者。例如，高角度断层使不同岩性或厚度的含水层相接触，或具有不同岩性结构的几级河谷阶地，都可构成这类条件，可用分解法对其进行处理。应用分解法（水流分段法）必须遵循的原则是：分解前后渗流等效，即各段的渗流要与总的相应部分一致；每个分段能用现有的解析公式，或容易求解。图 3-10a 所示为等厚、平面非均质、无限承压含水层的剖面，其左侧为强透水段，右侧为弱透水段，两段之间以直线为界。该条件仅平面非均质与泰斯公式的假设不符，因此用分解法就能使问题获得解决。其基本思路是：按渗流等效原则，把一个非均质等厚的含水层分解为上、下两个等厚的均质含水层（图 3-10b），上部为等厚均质无限含水层（Ⅰ），其水文地质参数 T、μ 与原弱透水段相同，下部为均质等厚半无限含水层（Ⅱ），其导水系数 $T_Ⅱ$ 及弹性给水度 $\mu_Ⅱ$ 分别为

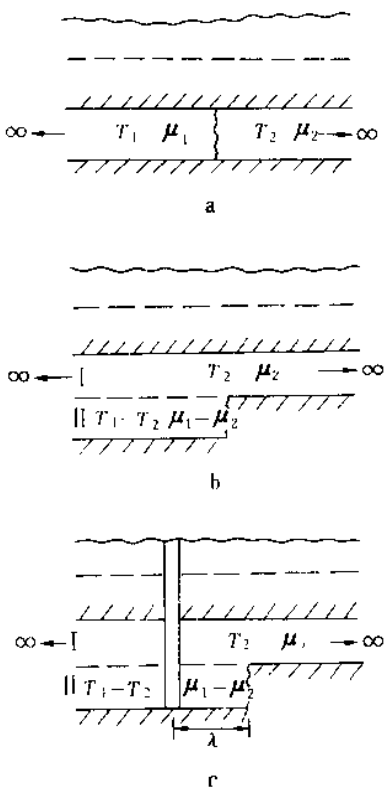


图 3-10　非均质含水层水流分段法示意图

$$T_Ⅱ = T_1 - T_2$$

$$\mu_Ⅱ = \mu_1 - \mu_2$$

这样，就使变换后的含水层左右两段的导水系数和弹性给水度保持不变，达到渗流等效的目的。上述分解后的两个含水层均易求解，若排水井位于含水层左侧（图 3-10c），其排水量 Q 应是两分层提供的流量 $Q_Ⅰ$ 与 $Q_Ⅱ$ 之和，即

$$Q_Ⅰ = \frac{4\pi T_2 S}{W\left(\dfrac{r_0^2}{4\dfrac{T_2}{\mu_2}t}\right)}$$

$$Q_Ⅱ = \frac{4\pi(T_1 - T_2)S}{W\left(\dfrac{r_0^2}{4\dfrac{T_1 - T_2}{\mu_1 - \mu_2}t}\right) + W\left(\dfrac{4\lambda^2}{4\dfrac{T_1 - T_2}{\mu_1 - \mu_2}t}\right)}$$

则总涌水量

$$Q = Q_1 + Q_2 = \frac{4\pi T_2 S}{W\left[\dfrac{r_0^2}{4\dfrac{T_2}{\mu_2}t}\right]} + \frac{4\pi(T_1 - T_2)S}{W\left[\dfrac{r_0^2}{4\dfrac{T_1 - T_2}{\mu_1 - \mu_2}t}\right] + W\left[\dfrac{4\lambda^2}{4\dfrac{T_1 - T_2}{\mu_1 - \mu_2}t}\right]} \tag{3-17}$$

式(3-17)就是在上述非均质条件下，预测矿坑涌水量的公式，其应用条件除非均质这一点外，其它与泰斯公式相同。

(2) 层状非均质　含水层的水文地质参数在垂向上有变化而在水平方向上没有变化，则称层状非均质。层状非均质现象在水文地质中是常见的。例如，多层次不同岩性的第四系孔隙含水层，岩溶发育程度随埋深而变化的巨厚岩溶含水层等，均可视为层状非均质条件。层状非均质的处理，实质上也是首先采用分解法把整个非均质含水层在垂向上划分为几个均质的小分层，各分层的总渗流效应与原来整个含水层的渗流效应相等。然后，引用吉林斯基势函数，则可得到层状非均质含水层较精确的解。吉林斯基势函数可表达为

$$\varphi = \sum_{i=1}^{n} K_i M_i (H - z_i) \tag{3-18}$$

式中：φ为吉林斯基势函数 (m^3/d)；K_i为第i小层含水层渗透系数 (m/d)；M_i为第i小层含水层厚度 (m)；H为水头值，对无压含水层为渗流厚度 (m)；z_i为第i小层含水层中点高程(或中点到隔水底板的距离) (m)；n为小分层数目。

用此势函数，可建立层状非均质含水层非稳定井流的偏微分方程

$$\frac{T}{\mu}\left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial r^2} + \frac{1}{r}\frac{\partial \varphi}{\partial r}\right) = \frac{\partial \varphi}{\partial t} \tag{3-19}$$

对该方程给出如下定解条件：

$$\begin{cases} \varphi(r,0) = \varphi_0 & \text{(初始条件)} \\ \varphi(\infty,t) = \varphi_0 & \text{(外边界条件)} \\ \lim\limits_{r \to 0} r\dfrac{\partial \varphi}{\partial r} = \dfrac{Q}{2\pi}\text{(常量)} & \text{(内边界条件)} \end{cases}$$

则可得如下的解

$$\Delta\varphi(r_w,t) = \frac{Q}{4\pi}W\left(\frac{r_w^2}{4at}\right) \tag{3-20}$$

或

$$Q = \frac{4\pi\Delta\varphi(r_w,t)}{W\left(\dfrac{r_w^2}{4at}\right)} \tag{3-21}$$

式中：$\Delta\varphi(r_w, t) = \varphi_0 - \varphi_w$；$\varphi_0$为初始水头$H_0$的势；$\varphi_w$为井中水位$H_w$的势。

$$T = \sum_{i=1}^{n} K_i M_i$$

$$\mu = \sum_{i=1}^{n} \mu_i$$

(3-21)式就是充水岩层为层状非均质时非稳定流解析法预测矿坑涌水量的公式。对于承压水(3-20)和(3-21)式是准确公式；对于无压井流，由于参数T和μ随r和t而变化，只有在降深相对于含水层总厚度很小时才能近似计算。

3. 直线孔排的疏干计算

当矿坑充水岩层为急倾斜或带状含水层时，排水坑道常呈线状布置，故可视为直线孔排进行排水，并采用直线孔排法预测矿坑涌水量。如图3-11所示，直线孔排单位长度的流量为

$$q = \frac{Q}{2l}$$

总流量

$$Q = \frac{4\pi K u}{R_n}$$

式中：u 为水头函数；承压水 $u=MS$；无压水 $u = \frac{1}{2}(H^2 - h^2)$

R_n 为阻力系数，是 α、$\bar{x}$、$\bar{y}$的函数。

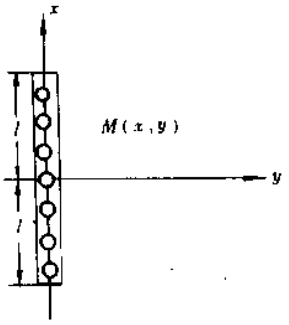


图 3-11　直线孔排平面图

$$\alpha = \frac{at}{l^2}$$

$$\bar{x} = \frac{x}{l}$$

$$\bar{y} = \frac{y}{l}$$

当计算点位于直线孔排中心时，则

$$\bar{x} = \bar{y} = 0$$

$$R_n = -E_i\left(-\frac{l}{4\alpha}\right) + 2\sqrt{\pi\alpha}\,\varphi\left(\frac{l}{2\sqrt{\alpha}}\right)$$

式中：E_i 为指数积分函数符号；φ 为概率积分符号。

若 $\alpha>4$—6时，则

$$R_n|_{\bar{x}=\bar{y}=0} = \ln\frac{1.64at}{l^2}$$

当计算点位于直线孔排两端时，则

$$\bar{x} = \pm l, \qquad \bar{y} = 0$$

$$R_n = -E_i\left(-\frac{l}{\alpha}\right) + \sqrt{\pi\alpha}\,\varphi\left(\frac{l}{\sqrt{\alpha}}\right)$$

若 $\alpha>4$—6时，则

$$R_n|_{\substack{\bar{x}=\pm l\\ \bar{y}=0}} = \ln\frac{4.1at}{l^2}$$

可见，孔排端点的 R_n 值比其中心点要小些，这是因为整个孔排排水时，对端点产生的影响比对中心点小，故端点的水位降深也比中心点小。

对于计算位于 x 轴（$\bar{y}=0$）或 y 轴（$\bar{x}=0$）上的 R_n 值，可查 $R_n|_{y=0}(\alpha,\bar{x})$ 及 $R_n|_{x=0}(\alpha,\bar{y})$ 函数曲线（图3-12）和图（3-13）。

第四节　数值法

数值法无疑是研究各种矿坑涌水问题最有效的方法。它在处理复杂非均质、复杂边界条件方面弥补了解析法的不足。水文地质数值法一般分为有限差分法和有限元法。在计算精度方面，二者哪个更优，没有公论。一般认为：有限元法在处理复杂边界（特别是动边界）方面更灵活一些；而有限差分法，可以直接从达西定律和水均衡原理出发建立方程，物理意义明确，数学原理简明，更适合水文地质研究人员的思路，而且计算速度一般也比有限元法快的多。

用数值法解地下水流模型的主要步骤如下：①将渗流区剖分成单元；②用有限个结点水头表示连续的水头函数 $H\ (x,\ y,\ z,\ t)$；③在离散化的基础上，从微分方程（或积分方程）出发，或直接从水均衡的原理出发，建立起每个结点的水头与周围结点水头之间的关系式，一般为线性关系式；④把分别对每个结点建立的方程合在一起，再利用定解条件使它成为存在唯一解的方程组；⑤解这一方程组，得到各结点的水头值；⑥若为稳定流，则这些结点水头即表现出稳定水压面或潜水面；若为非稳定流，则需把时间也离散化，看成一系列的“稳定流”，重复④、⑤两个步骤求解。结果得到各个结点的未知水头在一系列时刻的瞬时值，并以此来代表所需求的非稳定水压面或潜水面；⑦数值法研究 Q、S、t 三者之间的关系，通常是先给定流量，然后计算降深（S）随时间（t）的关系，若结果不符合工程要求，则重新给定流量，再行计算。这样就给出若干个 Q、S、t 不同方案，以供选择。

一、有限差分法

有限差分法的实质就是用差分方程近似代替偏微分方程，把定解问题转化为一个线性代数方程组。例如，二维承压非稳定流问题，其方程为

$$\frac{\partial}{\partial x}\left(T_{xx}\frac{\partial H}{\partial x}\right)+\frac{\partial}{\partial y}\left(T_{yy}\frac{\partial H}{\partial y}\right)+\varepsilon=S\frac{\partial H}{\partial t} \tag{3-22}$$

式中：H 为水头；T_{xx}、T_{yy}为分别为 x 轴和 y 轴主方向导水系数；S 为含水层的储水系数；ε 为单位时间、单位面积上进入含水层的水量，流入为正，流出为负。

式（3-22）中的各项可分别用差分表示为：

$$\frac{\partial}{\partial x}\left(T_{xx}\frac{\partial H}{\partial x}\right)=T_{i+1/2,j}\frac{H_{i+1,j}-H_{i,j}}{(\Delta x)^2}+T_{i-1/2,j}\frac{H_{i-1,j}-H_{i,j}}{(\Delta x)^2}$$

$$\frac{\partial}{\partial y}\left(T_{yy}\frac{\partial H}{\partial y}\right)=T_{i,j+1/2}\frac{H_{i,j+1}-H_{i,j}}{(\Delta y)^2}+T_{i,j-1/2}\frac{H_{i,j-1}-H_{i,j}}{(\Delta y)^2}$$

$$\frac{\partial H}{\partial t}=\frac{H_{i,j}^{t+1}-H_{i,j}^{t}}{\Delta t}$$

把上面三个式子代入式（3-22），便得到式（3-22）的差分形式

$$T_{i-1/2,j}\frac{H_{i-1,j}-H_{i,j}}{(\Delta x)^2}+T_{i+1/2,j}\frac{H_{i+1,j}-H_{i,j}}{(\Delta x)^2}+T_{i,j-1/2}\frac{H_{i,j-1}-H_{i,j}}{(\Delta y)^2}$$
$$+T_{i,j+1/2}\frac{H_{i,j+1}-H_{i,j}}{(\Delta y)^2}=S_{i,j}\frac{H_{i,j}^{t+1}-H_{i,j}^{t}}{\Delta t}-\varepsilon_{i,j}^{t} \tag{3-23}$$

方程（3-23）左端 $H_{i,j}$、$H_{i+1,j}$、$H_{i-1,j}$、$H_{i,j+1}$、$H_{i,j-1}$五个变量有两种取法。一种把这五个变量取为上一个时段末的值（也称老水头），也就是看作已知量，这样方程（3-23）中只有右端 $H_{i,j}^{t+1}$一个未知量，可对方程（3-23）独立求解。这种方法称显式方法，其差分格式也称显式格式。由于显式格式的收敛及稳定性要求小时间步长，在实际计算中不经常用。另一种取法把

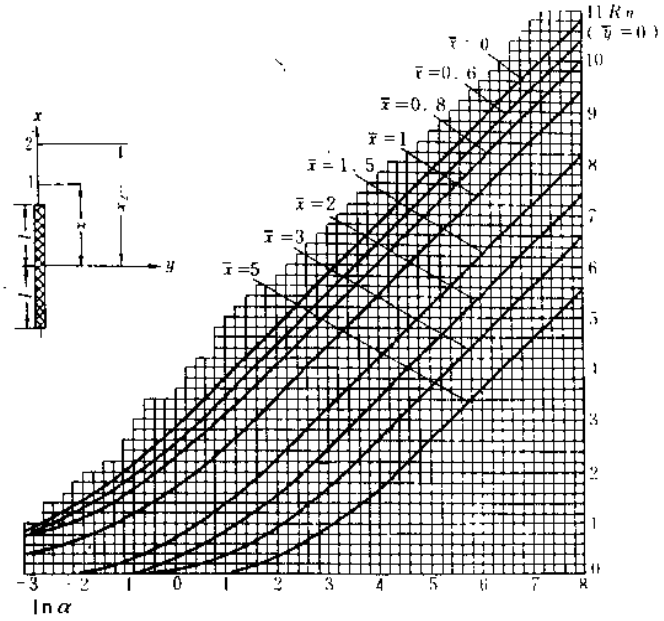


图 3-12　$R_n|_{\bar{y}=0}(\alpha,\bar{x})$ 函数的曲线 $\alpha=\frac{at}{l^2}$；$\bar{x}=\frac{x}{l}$

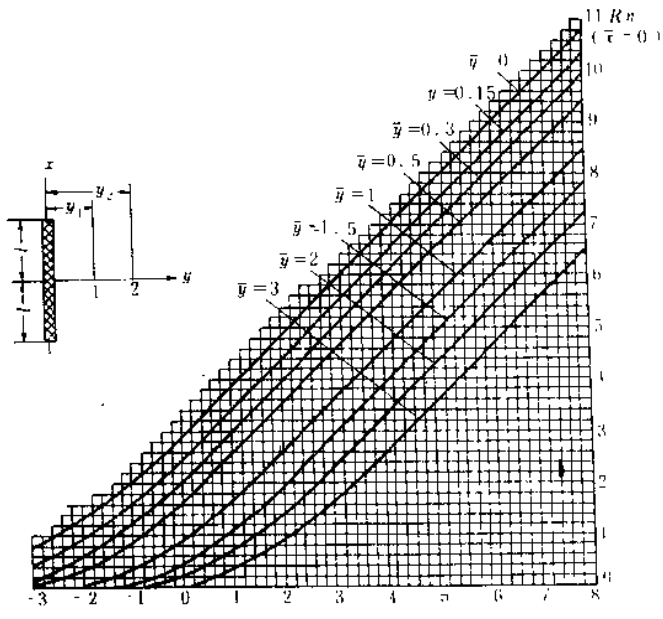


图 3-13　$R_n|_{\bar{x}=0}(\alpha,\bar{y})$ 函数的曲线 $\alpha=\frac{at}{l^2}$；$\bar{y}=\frac{y}{l}$

左端的五个变量看成未知数，取为本时段末的值（也称新水头），这样式（3-23）中一共有六个未知数，不能独立求解。只有把每个未知水头结点都列出成（3-23）式，组成方程组，才能联立求解。这种方法称隐式方法，相应的式（3-23）称隐式格式。隐式格式是无条件收敛、无条件稳定的，实际计算中常常应用。

对于二维问题，显式方法收敛及稳定性差，而隐式方法解方程组占用的内存和机时多，这样便产生了二者结合，相互取长补短的方法——交替方向隐式差分方法（ADI）。ADI 法把二维问题归结为解低阶的三对角线性方程组，从而节省了内存和机时，是解二维问题的一种优秀方法。

ADI 方法是在时刻 t 和 $t+\Delta t$ 之间设想一个过渡时刻 $t+\frac{\Delta t}{2}$，这时 t 时刻的水头已经知道，要求下一时刻 $t+\Delta t$ 的水头。从 t 到 $t+\frac{\Delta t}{2}$，对 x 方向使用隐式，对 y 方向使用显式，对微分方程(3-22) 进行离散，得

$$T_{i-1/2,j}\frac{H^*_{i-1,j}-H^*_{i,j}}{(\Delta x)^2}+T_{i-1/2,j}\frac{H^*_{i+1,j}-H^*_{i,j}}{(\Delta x)^2}$$

$$=T_{i,j-1/2}\frac{H_{i,j,n}-H_{i,j-1,n}}{(\Delta y)^2}+T_{i,j+1/2}\frac{H_{i,j,n}-H_{i,j+1,n}}{(\Delta y)^2}$$

$$+S_{i,j}\frac{H^*_{i,j}-H_{i,j,n}}{\Delta t/2}-\varepsilon_{i,j,n+1/4} \tag{3-24}$$

式中：$H_{i,j,n}$ 为 t 时刻的已知水头，$H^*_{i,j}$ 是 $t+\frac{\Delta t}{2}$ 时刻的过渡解，$\varepsilon_{i,j,n-1/4}$ 表示 $t+\frac{1}{4}\Delta t$ 时刻源汇项的值。解以上方程组，求出所有结点处的过渡解 $H^*_{i,j}$，然后，从 $t+\frac{\Delta t}{2}$ 到 $t+\Delta t$ 利用已经求得的 $H^*_{i,j}$ 对 x 方向使用显式，对 y 方向使用隐式解差分方程

$$T_{i,j-1/2}\frac{H_{i,j-1,n+1}-H_{i,j,n+1}}{(\Delta y)^2}+T_{i,j+1/2}\frac{H_{i,j+1,n+1}-H_{i,j,n+1}}{(\Delta y)^2}$$

$$=T_{i-1/2,j}\frac{H^*_{i,j}-H^*_{i-1,j}}{(\Delta x)^2}+T_{i+1/2,j}\frac{H^*_{i,j}-H^*_{i+1,j}}{(\Delta x)^2}$$

$$+S_{i,j}\frac{H_{i,j,n+1}-H^*_{i,j}}{\Delta t/2}-\varepsilon_{i,j,n+3/4} \tag{3-25}$$

解上式，便得到 $t+\Delta t$ 时刻各结点的水头 $H_{i,j,n+1}$，(3-24)、(3-25) 两式都是三对角线方程组，用追赶法求解快速有效。已经证明，交替方向隐式差分方法是无条件收敛，无条件稳定的。

二、有限元法

有限单元法最常用的是迦辽金法和里兹法，二者所建立的线性方程组是相同的。下面以里兹有限元法为例说明其建立方程组过程。里兹有限元法从变分原理出发，通过区域剖分和分片插值，把求泛函的极值问题化为一组多元线性代数方程的求解问题。变分原理，就是把

描述地下水运动的偏微分方程的求解，化为求某个泛函（指以函数作为自变量的函数）的极值问题。这里仅讨论最简单、最常用的将渗流区域剖分成三角形单元和使用线性插值的方法。

1. 稳定流问题的有限元解法

二维承压稳定流的数学模型为：

$$\left.\begin{aligned}&\frac{\partial}{\partial x}(T_{xx}\frac{\partial H}{\partial x})+\frac{\partial}{\partial y}(T_{yy}\frac{\partial H}{\partial y})+\varepsilon=0 && (\text{在 } D \text{ 上})\\&H=H_0 && (\text{在 } L_1 \text{ 上})\\&T\frac{\partial H}{\partial n}=q && (\text{在 } L_2 \text{ 上})\end{aligned}\right\} \tag{3-26}$$

式中：D 为渗流区，即 L_1 和 L_2 所包围的研究区域（其中 L_1 为水头值 H 已给定的一类边界；L_2 为流入量强度给定的二类边界）。

用变分原理可以证明，与此模型相应的变分问题是求下列泛函的极小值，即

$$I(H)=\frac{1}{2}\iint_D[T_{xx}(\frac{\partial H}{\partial x})^2+T_{yy}(\frac{\partial H}{\partial y})^2-2\varepsilon H]dxdy-\int_{L_2}qHdl \tag{3-27}$$

式（3-27）要求 H 满足在 L_1 上等于 H_0 的边界条件。

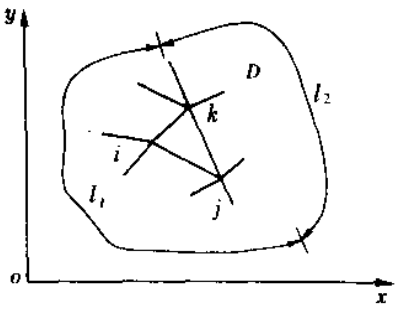


图 3-14　三角形单元示意图

用有限元法解此变分问题的步骤如下：①将区域 D 剖分成如图 3-14 所示那样的三角形单元之后，式（3-27）中出现的函数 H 可近似地由其有限个结点上的值（H_1，H_2，…，H_n）来确定；②在此基础上，以 H（x，y）为变元的泛函 I（H）可由数组（H_1、H_2，…，H_n）来确定；③多元函数的稳定点可由方程组

$$\frac{\partial I}{\partial H_i}=0 \qquad (i=1,2,\cdots,n) \tag{3-28}$$

解出；④方程组（3-28）的解（H_1，H_2，…，H_n）是变分问题的离散解，也就是模型（3-26）式的离散解。因此，问题在于建立方程组（3-28），并求出它的解。

将区域 D 剖分成三角形单元，根据定积分的性质，有

$$I(H)=\sum_{\Delta}I_{\Delta} \tag{3-29}$$

式中 $\sum_{\Delta}$ 表示对 D 的所有单元求和。于是泛函 I（H）相应分解为有关单元泛函之和，即

$$I_{\Delta}=\frac{1}{2}\iint_{\Delta}[T_{xx}(\frac{\partial H}{\partial x})^2+T_{yy}(\frac{\partial H}{\partial y})^2-2\varepsilon H]dxdy-\int_{L_{\Delta}}qHdl \tag{3-30}$$

这里 Δ 表示任一三角单元。L_{Δ} 是与边界 L_2 的公共部分，若 Δ 与 L_2 没有公共部分，则此线积分不出现。

为了建立方程组（3-28），在式（3-29）中的 H_i 求导，得

$$\frac{\partial I}{\partial H_i}=\sum_{\Delta}\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i} \tag{3-31}$$

显然，对不是以结点 i 为顶点的单元，I_Δ 与 H_i 无关，应有 $\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i}=0$，除去这些等于零的项后，式（3-31）可简化为

$$\frac{\partial I}{\partial H_i}=\sum_{\Delta_i}\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i} \tag{3-32}$$

式中 $\sum_{\Delta_i}$ 表示只对结点 i 为顶点的单元求和。当 i 为内结点时，这些单元如图 3-15a 所示；当 i 为边界结点时，如图 3-15b 所示。

下面取其中任一单元 ijk 为例来说明计算 $\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i}$ 过程。

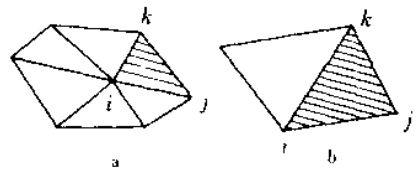


图 3-15　单元剖分图

将渗流区剖分成三角单元，并在每个单元中取水头 H 的近似线性函数为

$$H=a_1+a_2x+a_3y \tag{3-33}$$

其系数可用三个结点处的水头来确定，其方程组为：

$$\begin{aligned}H_i&=a_1+a_2x_i+a_3y_i\\H_j&=a_1+a_2x_j+a_3y_j\\H_k&=a_1+a_2x_k+a_3y_k\end{aligned}$$

三角形单元的面积可以表示为

$$\Delta=\frac{1}{2}\begin{vmatrix}1&x_i&y_i\\1&x_j&y_j\\1&x_k&y_k\end{vmatrix} \tag{3-34}$$

解上述方程组，可求得（3-33）的系数，分别为：

$$\left.\begin{aligned}a_1&=\frac{1}{2\Delta}\begin{vmatrix}H_i&x_i&y_i\\H_j&x_j&y_j\\H_k&x_k&y_k\end{vmatrix}\\a_2&=\frac{1}{2\Delta}\begin{vmatrix}1&H_i&y_i\\1&H_j&y_j\\1&H_k&y_k\end{vmatrix}\\a_3&=\frac{1}{2\Delta}\begin{vmatrix}1&x_i&H_i\\1&x_j&H_j\\1&x_k&H_k\end{vmatrix}\end{aligned}\right\} \tag{3-35}$$

将 a_1，a_2，a_3 代入（3-33），得

$$\begin{aligned}H=\frac{1}{2\Delta}[&(a_i+b_ix+c_iy)H_i\\&+(a_j+b_jx+c_jy)H_j+(a_k+b_kx+c_ky)H_k]\end{aligned} \tag{3-36}$$

式中

$$\left.\begin{aligned} a_i &= x_i y_k - x_k y_j, \quad b_i = y_j - y_k, \quad c_i = x_k - x_j \\ a_j &= x_k y_i - x_i y_k, \quad b_j = y_k - y_i, \quad c_j = x_i - x_k \\ a_k &= x_i y_j - x_j y_i, \quad b_k = y_i - y_j, \quad c_k = x_j - x_i \end{aligned}\right\} \tag{3-37}$$

令

$$\left.\begin{aligned} N_i &= \frac{1}{2\Delta}(a_i + b_i x + c_i y) \\ N_j &= \frac{1}{2\Delta}(a_j + b_j x + c_j y) \\ N_k &= \frac{1}{2\Delta}(a_k + b_k x + c_k y) \end{aligned}\right\} \tag{3-38}$$

则式（3-36）可简化为

$$H = N_i H_i + N_j H_j + N_k H_k \tag{3-39}$$

对式（3-39）求偏导数，有

$$\left.\begin{aligned} \frac{\partial H}{\partial x} &= \frac{1}{2\Delta}(b_i H_i + b_j H_j + b_k H_k) \\ \frac{\partial H}{\partial y} &= \frac{1}{2\Delta}(c_i H_i + c_j H_j + c_k H_k) \end{aligned}\right\} \tag{3-40}$$

对于结点水头求偏导数，有

$$\frac{\partial H}{\partial H_i} = N_i; \quad \frac{\partial H}{\partial H_j} = N_j; \quad \frac{\partial H}{\partial H_k} = N_k \tag{3-41}$$

根据方程（3-32），计算$\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i}$，得

$$\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i} = \iint_\Delta \left[T_{xx}\frac{\partial H}{\partial x}\frac{\partial}{\partial H_i}\left(\frac{\partial H}{\partial x}\right) + T_{yy}\frac{\partial H}{\partial y}\frac{\partial}{\partial H_i}\left(\frac{\partial H}{\partial y}\right) - \varepsilon\frac{\partial H}{\partial H_i}\right]dxdy - \int_{L_\Delta} q\frac{\partial H}{\partial H_i}dl \tag{3-42}$$

利用式（3-40）、式（3-41）得

$$\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i} = \frac{1}{4\Delta^2}\iint_\Delta \left[T_{xx}(b_i H_i + b_j H_j + b_k H_k)b_i + T_{yy}(c_i H_i + c_j H_j + c_k H_k)c_i\right]dxdy - \iint_\Delta \varepsilon N_i dxdy - \int_{L_\Delta} qN_i dl \tag{3-43}$$

式中

$$\iint_\Delta N_i dxdy = \frac{\Delta}{3} \tag{3-44}$$

故

$$\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i} = \frac{1}{4\Delta}\left[(T_{xx}b_i^2 + T_{yy}c_i^2)H_i + (T_{xx}b_i b_j + T_{yy}c_i c_j)H_j + (T_{xx}b_i b_k + T_{yy}c_i c_k)H_k\right] - \frac{\Delta}{3}\varepsilon - \frac{L_\Delta}{2}q \tag{3-45}$$

对于以 i 为顶点的所有单元都按式（3-45）求出$\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i}$，然后按式（3-32）累加起来，并令其等于零，即是方程组（3-28）的第 i 个方程

$$\frac{\partial I}{\partial H_i}=\sum_{\Delta}\frac{\partial I_\Delta}{\partial H}=\sum_{\Delta}\{\frac{1}{4\Delta}[(T_{xx}b_i^2+T_{yy}c_i^2)H_i+(T_{xx}b_ib_j+T_{yy}c_ic_j)H_j+(T_{xx}b_ib_k+T_{yy}c_ic_k)H_k]-\frac{\Delta}{3}\varepsilon-\frac{L}{2}q=0 \tag{3-46}$$

式（3-46）是包含结点 i 及与它相邻的所有结点水头在内的一个线性方程。

给定水头的边界结点不列方程，其水头是赋以给定的值 H_0，其它结点均应列出相应的方程式（3-46），合起来为一个线性方程组。方程的个数与未知水头结点的个数相等，它的解就是模型（3 26）在结点上的水头值。

2. 非稳定问题的有限元解法

用有限元法解非稳定流问题时，要求将时间区间也进行离散化，即剖分成若干时间步长 Δt，这和差分法完全相同。与二维非稳定流问题的基本方程式（3-22）相当的变分问题是求泛函的极限，即

$$I(H)=\iint_D\{\frac{1}{2}T_{xx}(\frac{\partial H}{\partial x})^2+\frac{1}{2}T_{yy}(\frac{\partial H}{\partial y})^2+(S\frac{\partial H}{\partial t}-\varepsilon)H\}dxdy-\int qHdL \tag{3-47}$$

利用前面的方法和记号，有

$$\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i}=\iint_\Delta\{T_{xx}\frac{\partial H}{\partial x}\frac{\partial}{\partial H_i}(\frac{\partial H}{\partial x})+T_{yy}\frac{\partial H}{\partial y}\frac{\partial}{\partial H_i}(\frac{\partial H}{\partial y})+(S\frac{\partial H}{\partial t}-\varepsilon)\frac{\partial H}{\partial H_i}\}dxdy-\int_{L_\Delta}q\frac{\partial H}{\partial H_i}dL \tag{3-48}$$

因为该方程水头随时间变化，故要利用式（3-39）对 t 求偏导，有

$$\frac{\partial H}{\partial t}=N_i\frac{dH_i}{dt}+N_j\frac{dH_j}{dt}+N_k\frac{dH_k}{dt} \tag{3-49}$$

此外有

$$\iint_\Delta N_iN_jdxdy=\begin{cases}\frac{\Delta}{6}, & \text{当 } i=j\\ \frac{\Delta}{12}, & \text{当 } i\neq j\end{cases} \tag{3-50}$$

将方程（3-40）、（3 41）、（3 44）、（3 49）、（3-50）代入式（3-48）中，可得

$$\frac{\partial I_\Delta}{\partial H_i}=\frac{1}{4\Delta}[(T_{xx}b_i^2+T_{yy}c_i^2)H_i+(T_{xx}b_ib_j+T_{yy}c_ic_j)H_j+(T_{xx}b_ib_k+T_{yy}c_ic_k)H_k+S\cdot\Delta[\frac{1}{6}\frac{dH_i}{dt}+\frac{1}{12}\frac{dH_j}{dt}+\frac{1}{12}\frac{dH_k}{dt}]-\frac{\varepsilon\Delta}{3}-\frac{q}{2}L_\Delta \tag{3-51}$$

按前述方法，找出所有以结点 i 为顶点的单元，把相应的式（3-51）叠加起来，并令其等于零，就是关于结点 i 的线性方程。对未知水头的所有结点都这样做，即可得到所需的方程组。解此方程组，可以求得全区域的水头分布。

三、数值模拟对勘探试验的要求及模型设计中的若干问题

随着生产的发展和技术的进步，数值模拟越来越多地被用于矿坑涌水量预测问题中。但

由于目前与数值法相对应的规范仍未建立，致使许多地区虽取得了丰富的水文地质勘探试验资料，其总量甚至已远远多于数值模拟对勘探资料的要求，但由于资料在空间上的离散性和时间上的不连续性，仍然不到满足数值模拟的要求。在以往的许多试验过程中有些资料完全可以取得，但由于缺少必要的规范和资料意识而放弃了，在其后的模拟过程中又不得不追加勘探试验，造成很大的浪费，或者勉强进行模拟，精度无法保证，这种例子十分常见。因此，分析一下数值模拟对收集资料的要求是必要的。数值模拟根据其基本目的不同可分为反演模型和预测模型。反演模型是通过对大型抽（放）水试验的动态拟合（有时也可通过天然动态拟合）反推水文地质条件（一般包括水文地质参数，不同含水层之间的水力联系，边界性质的进一步验证等）。预测模型是预测开采条件下流量、降深和时间三者之间的关系。二者对勘探试验资料的要求基本相同。

1. 建立正确的水文地质概念模型

首先是正确确定模型范围和边界。反演模型与预测模型的范围尽可能保持一致。模拟范围最好由已知水头边界（一类边界）和隔水边界圈闭起来。当已知水头边界和隔水边界不能将计算区包围起来时，最好在弱透水层处取为二类边界，如弱透水断层、灰岩含水层的岩溶不发育区段等。若含水层分布广阔，没有弱透水层存在，可在离主井足够远处设人为无限远边界，但要求有观测孔控制。在垂向上要基本查清含水系统的结构。若是单一含水层，要确定其层状非均质性质，有无必要进一步分层，进行准三维模拟；对于多个含水层组成的含水系统，要基本查清彼此之间水力联系的位置和方式。对于主要岩性“天窗”要基本查清其分布范围，在“天窗”部位和相邻含水层处最好能各设一水位观测孔，以控制通过“天窗”的水头差。

数值法通常需要给出初始时刻（可任意取，但一般取抽水试验的开始时刻）的各点水位。所有观测孔尽可能同时观测水位，然后用插入值方法作等水位线图。计算区范围内所有的抽（注）水、矿坑突水点及泉的流量要有观测资料，要有含水层顶底板标高的资料，若整个试验及生产过程中地下水都保持承压状态，则此资料可以省略。在数值模拟之前，要根据已有的勘探试验资料对计算范围内含水层非均质进行初步分区。

2. 抽（放）水试验及其数值模拟设计

反演模拟一般是通过对一次大型抽（放）水试验的模拟来实现的，试验主井最好能与未来生产井处于相同位置。反演问题实际上是在寻找一个与实际平均等效的模型，而这种等效在一定程度上是以水动力场相似为前提的。一般来说，观测孔宜较均匀地分布在全区，每一非均质区特别是对未来预测结果影响较大的区段，最好设有观测孔。对于二维水平流动，观测孔可以是完整型的，也可以是非完整型的。但对三维流或剖面二维流，观测孔必须是测压计式的。

在数值模拟单元剖分过程中单元数的多少，既要考虑到刻画的精度，又要兼顾计算机容量和速度的可行性。一般来说，水文地质条件变化大（如水力坡度大、非均质程度高）及重要的工程地段可适当加密剖分。井、泉、矿坑突水点以及水位观测孔尽量剖分在节点上（剖分在单元内也可以，但处理起来稍麻烦一些，计算精度一般也稍低一点）。观测孔不要与大的出水点（特别是主抽水井）剖分在一个单元上（包括单元的周边和顶点），大出水点附近及抽水试验初期的水位不宜用来拟合求参。在计算过程中，开始几个时间步长抽水井附近几个结点的计算水位有时会出现跳动现象，这是数值法本身的误差。

3. 预测模型中的几个问题

预测问题就是给出未来生产条件下 Q、S、t 三者之间的关系。在预测计算上，数值法与解析法稍有不同。解析法只要给定 Q、S、t，其中的任何两个都能直接计算另一个。但数值法预测不管问题如何提出，都是先假定 Q 已给定，然后计算 S、t，若不满足要求则更换 Q 值，直到满足要求为止。预测是在地下水流动方程基本类型和边界条件的检验以及含水层参数的确定基础上进行的。预测模拟与反演模拟在许多方面是相似的。一般来说，已经肯定了的条件和参数等在预测中不再变动。但是，预测又有它自身的特点。由于生产条件下的排水强度和排水时间都是试验所无法比拟的，边界条件（特别是人为边界）和含水层参数都可能发生变化。反演模拟中的承压状态在预测模拟中还可能转变为无压状态或承压-无压状态。这样，弹性给水变为重力给水，在预测模拟之前必须使用室内外各种手段取得重力给水度资料。关于预测模型中人为边界的变化，是数值法还没有很好解决的一个问题，在预测中通过计算，若发现人为边界没有大的变动，则可保持反演模型中的边界，若发现已发生了不可忽略的变动，就必须根据具体情况作一定的技术处理。

矿坑涌水量预测方法除了本章介绍的几种常用方法外，还有一些其它方法。例如，电阻-电容网络模拟方法，其物理原理是利用电流与地下水流的相似性。一些以大气降水为主要充水水源的矿区以及一些岩溶管道充水矿床，使用解析法和数值法预测矿坑涌水量存在困难，这时也常常使用集中参数系统方法（即黑箱理论），由于篇幅所限，在此不做介绍。

第四章　矿床开采过程中的人为作用与环境问题

第一节　概　　述

随着经济建设的发展和生产力的提高，以及社会对物质需求量的不断增长，人们正在加速和强化开发天然矿产资源。目前世界采矿业平均每年增加5—8%，大约每15年时间矿产开采量就增加一倍。迅速发展的采矿工业，使采掘规模和深度都不断增加，这就意味着，人类对环境影响的规模在不断扩大，改变地质环境的底界在不断下移。例如，我国最大采矿深度已达1 200m，苏联采矿深度为1 100—1 300m，比利时采掘深度达1 415m，南非开采金矿的深度达3 950m。

很多矿床所处水文地质条件非常复杂。采矿过程中需要长期抽排地下水，对充水岩层进行疏干，从而产生一系列的人为不良地质作用，导致地表和深部环境恶化（见表4-1），其范围可达数千平方公里，其深度可达1000m以上。

表4-1　采矿疏干排水条件下的人为作用与环境问题

人为作用	对环境的影响后果
含水层疏干和区域地下水位下降	1. 改变地表水系和地下水系的补排关系，地下水均衡结构变化 2. 水资源枯竭 3. 破坏局部生态环境
疏干松散孔隙含水层时的次生固结作用以及承压含水层降压时上部砂质粘土层的陷落变形	地面沉降以及由此产生的地面构筑物和地下管道的变形
疏干岩溶含水层时的岩溶-潜蚀作用，真空吸蚀作用等	地面塌陷以及由此产生的地表工程设施和构筑物的变形与破坏
矿井排水系统与地下水源地的相互干扰	水源地总出水量降低，甚至造成完全失去供水能力
露采场梯段的渗透变形（在岩层排水不畅时）	露采场边坡滑动，梯段和交通线的变形
(1) 水文地球化学作用和生物地球化学作用：巨厚的人为疏干包气带内金属矿物氧化 (2) 卫生工程作用： 矿坑水的细菌防疫污染	水质污染： (1) 形成强侵蚀性的酸性水 (2) 未净化矿坑水向地面水体排放污染地表水和地下水

此外，采矿活动中，其他人为工程地质作用也不断显示出来，如采空区上部地层开裂和塌落，以及岩层移动带的地面变形也常导致地面及构筑物的破坏。这种人为作用在缓倾斜煤田区表现得最为突出，往往在其采矿范围内出现面积很大的塌陷漏斗和地面沉降，有的则积水成为湖泊，成为矿坑水的人为补给区。

矿床开采总是伴随出现矸石堆、储存废水的坑塘、尾矿储存场和其他构筑物，它不仅破坏自然和谐的地貌景观，对环境也产生不良影响。

金属矿床开采时，在疏干排水形成的巨厚人为包气带内，由于微生物生命活动的影响，金属矿物氧化是通过生物产生的途径而发展的。这一生物地球化学作用，使人们生产厂有可能借助于增压送风和开采钻孔系统利用无矿井的地下淋滤方式开采矿产的设想。

矿床的工业开采，总是伴随出现上述一系列人为作用与环境问题，由此在矿山企业和其他国民经济部门之间，因不同的需要和利益而产生矛盾。这些矛盾的克服，有赖于地方行政机构、矿山管理机关和科技人员增强环境保护意识，以及采矿工业实行新的先进生产技术。

采矿活动中的疏干排水，主要导致以下环境问题：①岩溶充水矿床开采疏干时的地面变形与塌陷；②孔隙充水矿床开采疏干时的次生固结作用和地面沉降；③水源枯竭；④环境污染。这些问题将在下面讨论。

第二节　岩溶充水矿床疏干排水时的地面塌陷

一、岩溶地面塌陷的特点和危害

岩溶地面塌陷系指碳酸盐岩分布区，由于地下存在大量岩溶形态——洞穴和管道，特别是浅埋藏，直接为第四系松散沉积物覆盖的开放型岩溶形态发育时，则使其上覆盖层不稳定，从而产生向下陷落的现象。这是碳酸盐岩分布区广为出现的一类地质灾害，往往具有突发性质，发展迅速，有时规模巨大，危害严重，因而为国内外岩溶科技工作者所关注。

岩溶充水矿区疏干排水所引起的岩溶地面塌陷，波及的范围最广，危害性最大，成为该类矿区特殊的人为环境问题和地质灾害。特别是我国南方岩溶矿区，这种现象十分突出，尤以湘、鄂、粤、桂、赣等省区最为普遍和强烈。如湖南恩口煤矿，截至1984年底为止，已出现的地面塌洞由1973年的596个发展至9 600个；又如江西云庄煤矿在对长兴灰岩进行放水试验时，当放出水量达7160.6×10⁴m³时，地面出现塌洞180处，可见其发展速度和规模之大。塌陷的产生主要造成以下几方面的危害：①破坏地表供水水源，引起地表水体和井、泉干涸。如湖南恩口、斗笠山、桥头河三矿区就引起33条溪水断流。600个池塘和700多处泉水干涸，曾使5万人发生水荒。②破坏地表环境和各种地面设施。如破坏良田、房屋、桥梁、交通，以至造成人畜伤亡。③恶化矿坑充水条件，危及矿井安全。塌坑成为河水向井下倒灌的通道，增加矿坑涌水量，洪水灌入，还可造成淹井事故。如广西泗顶厂铅锌矿，井田内有600个塌洞，暴雨顺洞入坑，最大水量达1444.6m³/min，使矿井淹没。

总之，由于矿井疏干排水引起的岩溶地面塌陷，使矿区以至区域水文地质、工程地质条件变化，破坏生态平衡，恶化环境，同时影响和威胁矿山的安全生产。

广东凡口矿区是矿床疏干排水大量产生地面岩溶塌陷的一个典型例子，根据1977年2月的统计，共出现塌洞1 400个，致使地面各种生活和生产设施遭到不同程度的破坏，约1 000亩农田受损，4km长的铁路和1.5km长的公路被毁，而且地表水通过塌洞大量灌入井下，威胁矿坑安全，大大增加了排水费用。图4-1所示即为凡口矿区地面塌陷随疏干排水降落漏斗扩展的发展和分布。

湖南水口山铅锌矿的地面塌陷也很典型。表4-2是该矿疏干放水试验期，地面塌陷随放水时间的延续而发展的情况。

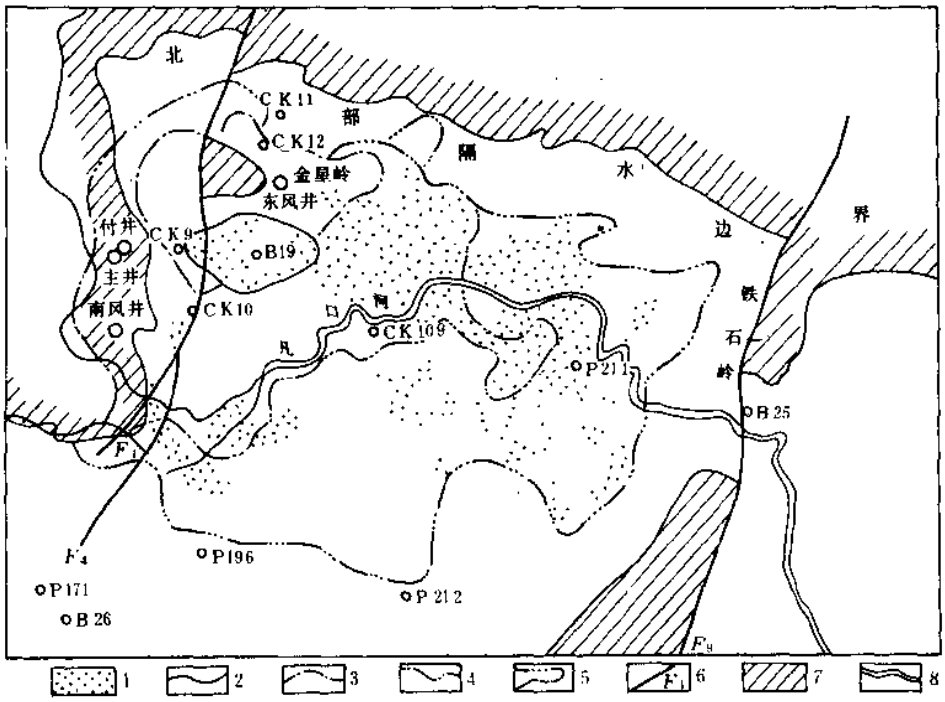


图 4-1　凡口矿区地表塌陷分布图（据广东地质局）

1—塌陷点；2—B19 双主孔抽水时塌陷范围；3—＋50m 坑道排水时塌陷影响范围；4—0m 坑道突水时塌陷影响范围；5——40m 坑道排水时塌陷影响范围；6—断层；7—隔水层；8—河流

表 4-2　疏干放水与地面塌陷（水口山）

时　间	塌陷及地面情况
降压放水期	老塌洞复活，大塌洞出现，地表裂缝大量产生
疏干放水第 25 天	距放水中心 500m 产生一个大塌洞
疏干放水第 47 天	塌洞发展到 2km 以外
疏干放水第 60 天	塌洞为 24 个
疏干放水第 70 天	开始发现地下震响
疏干放水第 86 天	震响烈度达到 5 度，塌洞数达 27 个
疏干放水第 104 天	塌洞数达 36 个
疏干放水第 162 天	塌洞数达 61 个
疏干放水第 181 天	塌洞数达 101 个

水口山的塌洞主要分布在曾家桥、桥头和香花坪一带，整个塌陷所波及的面积约 1.2km²，大小塌洞达 800 个，塌陷面积大，数量多，给治理工作带来很大困难。特别是 1969 年 6—7 月间，水口山地区遇到百年罕见的暴雨和大洪水，使曾家桥和桥头两个塌陷区淹没于水底，累计淹没时间不足 7 天，但通过塌洞灌入地下的水量达 $135\times10^4m^3$。洪水灌入后，矿带边缘水位从－117.21m 回升到－25.20m；与此同时，矿坑排水量增加 2—3 倍，洪水过后一年多，排水量仍增加一倍左右，几乎使原来矿床疏干排水的效果前功尽弃，严重影响了井下采矿作业的安全。

值得注意的是，水口山的地面塌陷，不仅产生于第四系覆盖层中，而且在较为坚硬的硅质砂岩覆盖层中也有发生，曾家桥茶子园大塌洞就是一例。茶子园塌洞的位置及形态如图 4-

2 和图 4-3 所示。该塌洞初始出现时伴有 5 级烈度的地震，最初洞口直径为 8—10m，5 天后扩大到 20m；1981 年 8 月，因遭受冲刷而与曾家溪贯通（见图 4-2），溪水断流，塌洞两次被淹，向井下灌水，到 1982 年 2 月洞口直径发展到 40m，塌洞体积达 $16\times10^3m^3$；以后又因暴雨，多次被淹，向井下灌水（表 4-3）。直到 1983 年 7 月，塌洞底部入口的钢筋混凝土封口盖板和曾家溪人工河床峻工，塌洞全部回填后，其灌水危害才基本消除。另外，在新老河道中还有塌洞 10 多个，亦危害很大。

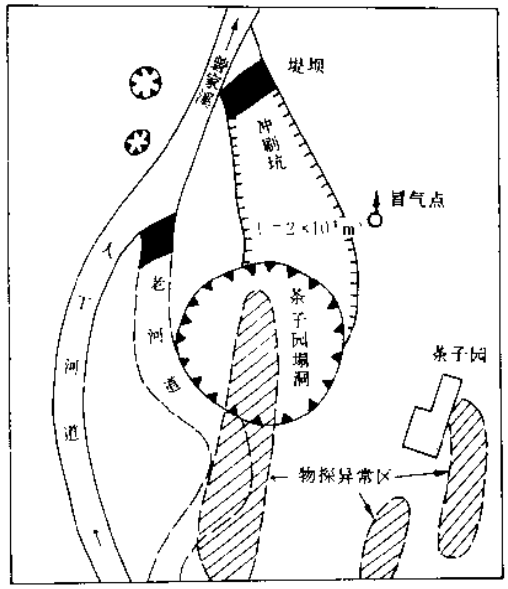


图 4-2　茶子园塌洞平面位置与形态

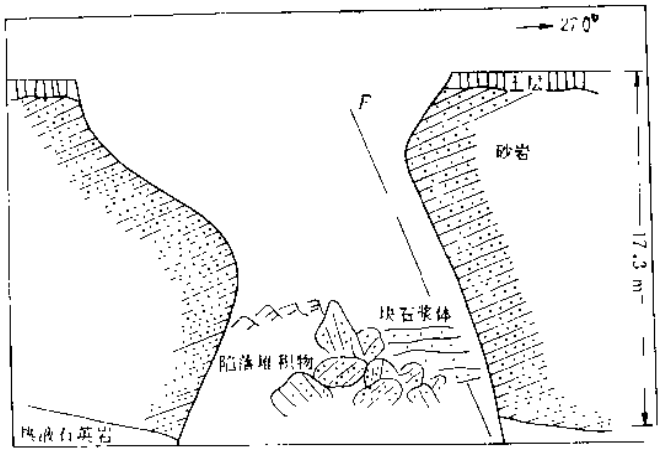


图 4-3　茶子园塌洞剖面示意图

（据水口山矿务局）

表 4-3　茶子园塌洞暴雨期间向井下灌水情况

发生时间	延续时间 (h)	灌入水量 (m^3)	备注
1982年6月	68	154×10^4	
1983年4月	157	26×10^5	三次灌水的统计数据

二、岩溶地面塌陷的机理

关于岩溶地面塌陷的机理，近年来观点很多，但比较一致的观点可以归纳为如下几种：

1. 潜蚀论

这是最普遍的观点，认为地下水流对溶洞充填物和上覆松散土层不断溶蚀和冲刷，使可溶岩中的空洞扩大，并在上覆松散盖层中产生隐伏土洞；土洞进一步发展，顶部土体失去平衡而塌陷。隐伏土洞是形成地面塌陷的重要中间环节，而土洞的形成和发展是地下水流潜蚀作用的结果，因此研究塌陷成因，即研究土洞的形成条件，或潜蚀作用产生的条件。

潜蚀产生的营力是地下水流，实质上包括了化学潜蚀和机械潜蚀两种。前者是水流溶解迁移土层中可溶组份，为一种化学溶滤作用；后者是水流对不溶颗粒的冲刷和挟带，为潜蚀过程的主要作用。化学溶滤只是给机械冲刷创造条件，因为可溶组份常是后期充填胶结物，被溶滤后可使颗粒松散，但这种作用在天然条件下和人类工程活动中都会发生（天然条件下一般发展比较缓慢，在人类工程活动中可迅速发生和发展）。

潜蚀的发生和发展需要具备一定的条件：一是要求土层具有利于潜蚀的结构和颗粒成分；二是要求土层中地下水的流速和水力坡度达到某一临界值。其中后者是主导因素，在一定的水动力条件下，前者则是必要条件。

苏联学者 H. П·普洛特尼科夫等把在疏干碳酸盐岩含水层时形成的地面塌陷称之为人为潜蚀-岩溶作用，认为它是由碳酸盐岩层的基本特征所决定的，因而不同于其他一般所指的潜蚀作用。碳酸盐岩的基本特征是：具有较高的导水性能、化学活泼性和形成洞穴等岩溶空间的能力。按水文地质特征，其中所有形态的含水介质可划分为两种基本类型，即区域分散分布的裂隙与岩溶类（Ⅰ）和局部集中分布的裂隙与岩溶类（Ⅱ）。Ⅰ类代表所有细小的裂隙和相对均匀分布在碳酸盐岩层中的孔洞，决定地下水基流的水力联系条件；Ⅱ类则代表巨型裂隙和大型洞穴，主要分布在构造破碎带和化学活泼层中，它们决定了渗流的非均质性，是地下水基流汇集与排泄的通道。因此碳酸盐岩系中可以形成统一的裂隙-岩溶水系统，具有统一的压力水位、但是极不均匀的渗流场，矿坑抽排水时总是形成统一的不规则降位漏斗，所以人为潜蚀-岩溶塌陷可大面积产生。但渗流的非均匀性决定了其中裂隙-岩溶水径流结构极其复杂，而塌陷的分布受径流结构所控制。显然，地下水流对岩溶洞穴充填物以及上覆土体的潜蚀作用要受到岩溶渗透介质结构特征的影响，特别是在人为干扰破坏条件下更为突出，因此其形成机理是复杂的，其理论研究还有待于进一步深入。

2. 真空吸蚀论

真空吸蚀论是由徐维国、赵桂荣等人提出的。他们认为岩溶地面塌陷主要是由于地下水动力条件的改变引起真空吸蚀作用的结果，并提出发生与形成真空吸蚀作用的特定岩溶地质、水文地质条件为：

(1) 岩溶网络条件　岩溶地区普遍具有较发育的溶洞、裂隙和岩溶管道，统称岩溶腔；许

多岩溶腔在条件和谐地带相互构织成空间脉状网络；岩溶腔口一般多开口向地表，腔体下部尖灭于地下深处，浅部网络空间结构体是岩溶真空形成和塌陷体归宿的空间场。

（2）岩溶盖层条件　岩溶网络直接表面或顶部均被隔水性能较好的残积粘性土覆盖或镶嵌充填，其上还有水流携带物沉积，这些统称为岩溶盖层（或简称盖层），致使其下部岩溶网络处于相对密封状态，为岩溶腔内真空的形成创造了条件，也为塌陷创造了物质条件。

（3）岩溶网络地下水动力条件　岩溶网络结构体内赋存有丰富的地下水，并构成有压管道网络流，则为抽排水时地下水位下降，在岩溶腔内水面上产生岩溶真空奠定了水动力条件。

（4）构造与岩溶网络紧密联系的条件　岩溶网络空间结构体主要受地质构造控制，断层、构造破碎带、大裂隙等严格地限定着1、3两条件，并成为岩溶网络空间与深部矿井发生水力联系的纽带。因此，塌陷现象颇有规律地发生在断层附近及其影响的褶皱轴部、矿体边界、地下水泄出的低洼地带。

徐维国等称上述四个条件的组合为岩溶真空地质环境，并断定这种环境必然局部或大面积的存在于岩溶分布区，在这种环境内自然因素或人类生产活动，都将导致岩溶水动力条件的改变，引起岩溶真空现象。即在上述相对密封的岩溶网络承压水中，外因（如抽、排水）引起盖层下部岩溶腔内水位大幅度下降，从而改变了其中的水动力条件。当下降的水位低于盖层底面，腔内地下水由承压转无压时，腔内水面与盖层之间便出现了增大的空腔。该空腔和水体顶部转化为低气压（真空）状态，形成岩溶真空（图4-4）。在此腔内靠重力下降的水体对盖层产生吸力，使其向下冒落，随着水面不断下降而增大的真空持续作用，最终破坏盖层的宏观平衡，则表现为地面突然塌陷，这就是所谓的真空吸蚀作用。根据其形成机理，徐维国等提出了以消除岩溶真空为目的的自然充水防塌法，即在每个可能的岩溶腔体之上，插上一根充气管或施工一个充气孔，使岩溶腔内外压力保持平衡，就可避免真空吸蚀作用。

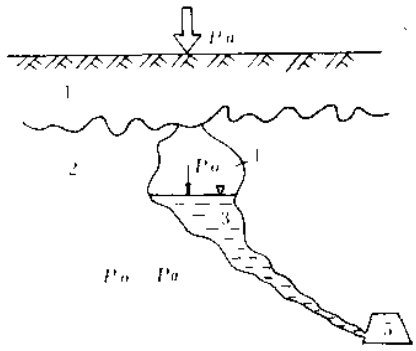


图4-4　真空吸蚀致塌形成条件示意图

1—岩溶盖层；2—可溶岩层；3—岩溶腔；4—岩溶真空腔；5—排水巷道；P_a—大气压强；P_0—岩溶腔内水面压强

（据徐维国）

3. 气爆论

这种观点认为在水位升降大的地下河系中，当雨季暴涨的岩溶水水位上升到密闭顶部的盲管时，其中气体受上升水位的进逼而压缩，形成高压气团，若顶部盖层的强度不足时，则产生爆裂而塌陷。它的防治亦应设置排气孔，消除高压气团的形成条件。

4. 液化论

有人认为地下水流不仅对岩、土具有化学溶滤、机械冲刷以及物理浸润和崩解等作用，还能使土层产生液化流动，具有触变性水蚀岩、土的液化作用也是产生地面塌陷的一种原因。在突然震动和水头压力作用下，盖层中具触变性的水蚀岩土会发生液化，成为一种潜在的泥石流，快速的向深部洞穴、裂隙流失，从而形成地面塌陷。

上述各种成因理论，都是针对某一形式条件和诱发因素提出的。由于岩溶介质和水流结构的复杂性，岩溶塌陷受到多种因素影响，是在多种作用产生的多种效应下发生的，即是多机制的，难以用一种理论解释所有塌陷的形成，不能断定只有某一种解释具有普遍意义。

岩溶水的运动及其水动力条件的改变是产生地面塌陷的根本原因。作者分析了矿坑排水

时地下水位下降与岩溶地面塌陷的关系，认为在过量排放地下水时，引起上覆盖层土体内有效应力的改变和动水压力的增加是岩溶地面塌陷的主要原因，二者对塌陷的控制作用与排水强度密切相关。当排水强度很大（矿坑突水与大量排放水），地下水位迅速大幅度下降时，二者共同起作用；若排水强度不大，地下水位逐渐下降，则有效应力的变化对岩溶塌陷起主要控制作用。

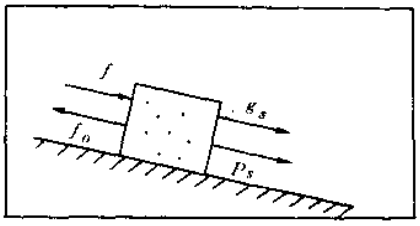


图 4-5　溶洞充填物微元受力图

为分析水位下降的致塌机理，在地下溶洞充填物中取一微元，分析其受力情况。如图 4-5 所示，f_0 为充填物颗粒之间摩擦力或充填物与基岩的摩擦力；g 为水下容重产生的下滑力；P_s 为有效应力在未来滑动方向上的分力；f 为由水力坡度产生的动水压力。促使堆积物下滑的力为 f、g_s、P_s。地下水位下降时，只要堆积物仍处于饱水带内，g_s 不会有很大变化。有效应力的增加与地下水位下降值成正比，而动水压力的增加与水力坡度的增加成正比，两者之中一项增大到一定值时都可以引起松散物质的移动，但二者的作用特点存在一定的差别。P_s 实际上是一个推力，其引起的物体移动首先发生在后方（即靠近地面的部分），然后推动其前面的物质发生整体滑动。当地下水位下降值较小时，充填物整体前移一段距离后，随地面变形有效应力减小，可建立新的暂时平衡。总之有效应力的增加与水位下降值紧密相关，而与降速无关，这就存在一个极限水位下降值，超过这个极限值才会产生岩溶地面塌陷。

目前关于动水压力影响的讨论还很不深入，一般常把动水压力的作用与狭义的潜蚀作用联系起来，以太沙基（Terzaghi，1933）提出的临界水力梯度公式

$$I_p = (\gamma_w - 1)(1 - n) \tag{4-1}$$

作为判断潜蚀作用是否发生的标准，这是不严密的，因为引起岩溶地面塌陷的溶洞充填物赋存状态和水流条件均与前者不同。动水压力与水力梯度（J）成正比，即

$$f_3 = \gamma_w \cdot J \tag{4-2}$$

其方向与水流方向一致，在一定条件下能使粗碎屑或洞隙充填物中的细粒物质发生运动，并将细粒携带出去，即所谓的潜蚀作用。而且动水压力作为一种体积力，当其足够大时，在相应条件下可以导致土体的整体滑动或崩解垮落。

地下水位下降作为塌陷的主因，其下降值与塌坑总数必然存在一定的关系。根据渗流理论，分析近似泰斯井流条件的含水层中，水位下降速度相对缓慢时，抽水主孔水位降深、塌陷临界水位降深、塌陷影响半径与塌坑总数的关系，可得到如下方程

$$(2M - S)S = \frac{Q}{2\pi K}(\ln \frac{1}{R_w^2} + \ln R_i^2) + (2M - S_i)S_i \tag{4-3}$$

或

$$(2M - S)S = \frac{Q}{2\pi K}\ln N + (2M - S_i)S_i - \frac{Q}{2\pi K}\ln R_w^2 \pi V \tag{4-4}$$

式中：H 为初如水深；S 为水位降深；Q 为抽水流量；K 为渗透系数；S_i 为引起塌陷的临界水位降深；R_i 为塌陷影响半径；R_w 为抽水井有效半径；V 为 R_i 范围单位面积内潜在岩溶塌陷数；N 为 R_i 范围内塌陷总数（$N=\pi R_i^2 V$）。

---

* 式中 I_p 为临界水力梯度；γ_w 为矿物颗粒密度（g/cm³）；n 为孔隙度。

当水位下降值与含水层厚度相比很小时，(4-4) 式可简化为

$$\ln N = \frac{4\pi KM}{Q}S + \ln\pi R_w^2 V - \frac{4\pi KM}{Q}S, \tag{4-5}$$

令

$$A = \frac{4\pi KM}{Q}, \quad B = \ln\pi R_w^2 V - \frac{4\pi KM}{Q}S,$$

则 (4-5) 式变为

$$\ln N = AS - B$$

上式表明在 $\lg N$-S 半对数坐标上，塌陷总数 N 与主孔水位降深 S 成直线关系。

三、岩溶地面塌陷的形成条件

如前所述，岩溶地面塌陷是在碳酸盐岩分布区，由于地层中岩溶空间的存在，上覆岩土体在一定条件下，受水、气作用向下部岩溶空间迁移的现象和过程；而矿坑突水和排水对水动力条件的改变，是矿区大规模塌陷产生的基本诱导和触发因素。

1. 产生岩溶地面塌陷的环境

(1) 碳酸盐岩的岩溶发育特征　碳酸盐岩中存在的地下洞隙是容纳上覆盖层塌陷体的场所，也是水流迁移岩、土物质的通道，因而是岩溶塌陷产生的基础，起着基本的支配作用。调查资料表明，地表塌陷的发生强度与下覆碳酸盐岩的岩溶发育程度相对应，塌坑往往沿岩溶强烈发育的地带或层位集中分布，其出现数量与钻孔见洞率和线岩溶率的大小等常具有一定的相关关系。(表 4-4)。

表 4-4　凡口矿区岩溶率与塌陷关系

岩溶发育程度	岩溶率 (%)	水位降低 (m)	排水量 (m/h)	塌坑数 (个)
强烈	19.08	13.48	5 900	24
中等	4.01	36.35	4 800	5
微弱	1.96	28.39	3 700	仅开裂下沉

(2) 上覆盖层的特征　塌陷主要表现于负地形的覆盖土层中，因而受到土层厚度和岩性结构的控制。

塌坑数量、规模都与土层厚度成负相关。据对我国南方覆盖岩溶矿区地面塌陷的统计，大多数产生在土层厚度小于 10m 的地段，而土层厚度为 10—30m 地段的塌陷数量较少，厚度大于 30m 的地段仅零星出现。

岩性结构的影响表现为砂性土易塌，夹砂砾土层的层状非均质土次之，均一粘性土的抗塌性能相对较好。这是因为不同的颗粒级配、物理性质、水理性质和力学性质决定了水流对其迁移的难易、土洞的形成速度及稳定性上的差异。

(3) 地下水的特征——水动力条件　地下水的流动及其水动力条件的改变，是岩溶塌陷形成最重要的动力因素，塌陷的产生和分布明显受控于地下水的活动，地下水径流集中和强烈的地带最易产生塌陷。这些地带包括：①岩溶地下水的主径流带；②岩溶地下水的排泄带(特别是集中排泄带)；③地下水位埋藏浅、变幅大的地段；④地下水位在基岩面上下频繁波动的地段；⑤双层含水介质 (上为孔隙含水介质，下为岩溶含水介质) 分布的地段，或地下水位急剧变化的地段；⑥地下水与地表水转换密切的地段。

地下水位急剧变化带是塌陷产生的敏感区或热点，已为不少实际资料证实。水动力条件的改变，是产生塌陷的主要触发因素，这一点还要在下面进行讨论和分析。

(4) 地貌条件　地貌条件控制着地下水、地表水、第四系和岩溶的发育，因而也是塌陷产生的环境因素之一。

岩溶地貌形态是岩溶发育阶段性的产物。负地形往往代表地下岩溶发育的地带，易具备大规模塌陷的形成条件，所以塌陷多分布在岩溶区的负地形内。特别是地表沟谷地带往往是地下水排泄和活跃区，岩溶发育，比其他地段易于塌陷。如湖南恩口煤矿，在几十平方公里的塌陷影响区内塌洞大多分布于地形低洼的冲沟和河谷地段，有的塌洞密集。如山口冲一带在仅约 0.1km² 的范围内，大小塌洞达 500 个；大量河床中的塌洞，又成为河水灌入式充水通道，加剧矿坑充水程度。

2. 产生岩溶地面塌陷的诱发因素

在上述环境因素的配合下，疏干排水是矿区造成迅速大规模地面塌陷的基本诱导因素。由于大幅度降低地下水位，在岩溶含水岩层中形成了巨大的降位漏斗，剧烈地改变了初始水动力条件，因而塌陷规模、速度以及其危害程度均较其他人为因素诱发的塌陷强烈，并与矿井排水强度（或突水峰值流量）密切相关，塌陷范围随疏干降位漏斗（或突水影响范围）的增大而不断向外扩展（图 4-1），塌陷发生的高峰期与大型突水点的出现相对应（表 4-5）。

表 4-5　湖南煤炭坝矿区地面塌陷与井下突水的对应关系

矿井名称	突水时间	突水量 (m^3/h)	地面塌陷特点
竹山塘	1969	800	突水后一个月左右使塌坑由十几个增加到数百个，并扩大了原塌陷范围
五亩冲	1971	（两处合计）2 700—2 900	随之星罗棋布的塌坑迅速向东扩展至汾水河谷
五亩冲	1975	1 400	塌陷范围向东扩展，远达 12km

四、岩溶地面塌陷预测

根据已有塌陷点的分布特征及前面所列举的塌陷控制因素，可以看出，塌陷的出现范围及其强度，与各种控制因素具有一定的相关关系，寻找这种关系的具体联系形式及其对应的数学关系，乃是进行塌陷预测的关键和目标。

塌陷预测内容应包括：①塌陷时间；②塌陷地点和范围；③塌陷强度和可能造成的影响。从预测的精度来讲，可分定性预测和定量预测，而前者是后者的基础。目前主要是定性预测，其具体步骤是：首先查明研究区的地质、水文地质条件，特别是要了解地貌组合类型，岩溶发育规律，进行岩溶发育程度及地下水动力条件的分区；其次调查已有塌陷点的塌陷特征、分布规律及形成条件，确定出现塌陷的综合判断指标；最后综合前二者，考虑塌陷发展趋势和对环境的影响程度，对研究区进行塌陷预测分区，据此可以提出地表各种重要设施的保护方案或其他预防措施。表 4-6 即是目前这种预测分区的实例之一。在岩溶地面塌陷的预测中，一般都将塌陷的发育程度划分为如表 4-6 所示的四个等级：

（1）严重塌陷区　塌陷不同程度的发育，其分布多呈散状，间有稀疏状，局部地段形成密集带。

（2）显著塌陷区　部分地段有塌陷发育，其分布多稀疏状，间有星散状，个别情况下也可能出现密集塌陷。

（3）微弱塌陷区　塌陷个别出现，呈稀疏状分布。

（4）稳定区（非塌陷区）　无塌陷发育。

表 4-6　湖北省大广山铁矿岩溶塌陷预测分区特征一览表*

分区名称及代号		严重塌陷区 A	显著塌陷区 B	微弱塌陷区 C	非塌陷区
地貌特征		柯家沟河谷低平地段	河谷两侧、坡脚缓坡	山坡及部分缓坡地段	山坡地段
第四系土层特征	地层成因	冲洪积，Q_4^{al}	冲洪积，坡残积，Q_4^{al}　Q_3^{dl+el}	坡残积，Q^{dl+el}	可溶岩裸露区，以及碎屑岩、火成岩分布区
	构造类型	粘性土，砂砾石层层状结构	粘性土均一结构为主，局部为粘性土，砂砾石层层状结构	粘性土均一结构	
	岩　性	亚粘土为主，粉质粘土次之，可塑—软塑状，下部为砂砾石层，砂砾成分为石英、燧石及少量大理岩、灰岩，砂砾石层局部含粘性土，呈稍密-松散状态。	亚粘土为主，粉质粘土次之，呈饱和状，其可塑—软塑性，局部有砂砾石层分布，砂砾石层性状同 A 区。	粘土、亚粘土层，湿-饱和状，硬塑-可塑性含少量碎石呈棱角状，主要成份为磁铁矿、石英、大理岩、局部地段的基岩面附近土层呈软塑-流塑状。	
下覆基岩	地　层	三叠系大理岩、灰岩	三叠系大理岩、灰岩	三叠系、二叠系、石炭系大理岩、灰岩	
影响塌陷的主因素变幅	钻孔遇洞率（%）	78.79	59.52	46.67	
	浅部岩溶率（%）（可溶岩面以下 30m）	3.37—70.3，(19.09)	1.33—49.59，(14.32)	0.44　23.57，(7.65)	
	压缩模量（MPa）	1.86—12.52，(5.82)	8.66	3.19—34.64 (11.51)	
	塑性指数	0.38—1.75，(0.767)	(0.584)	0.25—1.44，(0.401)	
	粉粒含量（%）	17—66，(46.68)	(38.16)	6—85，(29.63)	
	土层厚度（m）	3.11—18.95，(8.72)	6.75　21.91，(14.23)	3.26—47.10，(12.75)	
	地面高程（m）	31.06—47.27，(37.83)	(14.65)	31.09—85.59，(51.46)	
	塌陷现状	局部地段塌陷已相当严重	塌陷零星出现	尚未塌陷	

注：*据地矿部岩溶所研究均等；括号内数字为平均值。

塌陷的定量预测还处在探索之中，其预测目标和参数，对不同诱导因素应有不同的考虑。对矿坑排水致塌，可预测某一排水强度下塌陷扩展的最大半径，或某一距离地段（对排水中心而言）塌陷出现的时间和强度。这对预测目标应是各影响因子的函数。对于抽、排水，影响因子一般可考虑以下几个方面：排水量（Q）；水位降低值（S）；盖层物理、力学性质的指标（γ）；盖层厚度（M）；岩溶发育程度的指标（K）；构造破坏程度的参数（G）。此外，对于预测扩展半径，还需要考虑时间；对于时间和强度的预测，还需要考虑与排水中心之间的距离。除此之外，还应考虑 K、G 如何选取和确定的问题以及各影响因子与被测目标之间的函数关系，这些均有待进一步探讨。对于塌陷，迄今为止尚未建立能够预测塌陷时间、范围和强度的理论公式。

目前国内已采用的定量预测方法主要有两类：

1. 经验公式法

根据已有塌陷点的形成条件，采用经验判断或简单的图解（作散点图、关系曲线）判断，建立被测目标与某些因素之间关系。如广东地矿局根据凡口矿区 B_{10} 孔群抽水塌陷资料，提出

的预测塌陷扩展半径（L_i）经验公式为

$$L_i = \alpha_i \cdot S \tag{4 6}$$

或

$$L_i = x + (\alpha_i S - x)\frac{K_2}{K_1} \tag{4-7}$$

式中：S 为设计水位降深；x 为排水点至岩溶分区界线的距离；K_1，K_2 为分区岩溶率，其中 K_2 是排水点所在区域岩溶率；α_i 为 i 方向上的塌陷比例系数，可根据已知抽水水位降低值 S_1 与 i 方向上的塌陷扩展半径 L_1 求得，即 $\alpha_i = L_1/S_1$。

后一公式用在矿区内外岩溶发育程度不同，外围发育程度减弱的条件下。

又如缪钟灵（1983）根据贵州一些水源地的抽水塌陷资料，提出的预测塌陷区半径（L）经验公式：

$$L = \eta \frac{QS_0}{M}t \tag{4 8}$$

式中：Q 为抽水量（m^3/h）；S_0 为有效水位降深（从基岩面算起的降深值）；M 为土层厚度；t 为抽水时间；η 为土层性质系数（砂、砂砾、亚砂土为 0.1～0.05；亚粘土、风化砂页岩>0.01；粘土类<0.01）。

2. 多元统计分析法

通过各影响因素与被测目标之间关系的分析，对塌陷进行预测或判断。

（1）逐步回归分析法　以影响塌陷的诸因素作为说明变量 x_i，对以面积百分率表示的塌陷强度（塌陷面积/统计面积）进行预测。首先是正确的选取变量，利用实际样本对基准变量（塌陷强度）y 与说明变量（引起塌陷的因素）x_i 进行相关分析；然后用偏回归平方和组成统计量，由预先给定统计值 F 检验其显著程度，从而逐个确定选入回归方程加以剔除的说明变量；最后建立回归方程，并进行预测。

（2）逐步判别分析法　将实际塌陷点与稳定点划分为两组样本，作为基准变量，与逐步回归分析基本相似的思路选择有效说明变量，即根据每个变量在判别式中的效果，剔除无效或判别效果不显著的变量，选出判别效果显著的变量，建立判别方程。根据计算结果和判据，判别其他未知点归属于哪一组。

（3）数量化理论模型　如第一章所述，数量化理论是兼有定性说明变量的多元统计分析。对于分区目的预测，可采用数量化理论Ⅰ〔Q（Ⅰ）〕；对于局部地段或点的判断，可采用数量化理论Ⅱ〔Q（Ⅱ）〕。后者相当于判别分析法，在第一章底板突破中已作过介绍；前者相当于回归分析法，其通用数学模型为

$$y = \sum_{u=1}^{h} b_u x(u) + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{r_j} \delta_{(j,k)} b_{j,k} \tag{4 9}$$

式中：y 为基准变量（预测目标，定量变量）；$x(u)$ 为第 u 个定量变量数据（$u=1, 2, \cdots\cdots, h$）；$\delta_{(j,k)}$ 为第 j 个项目的第 k 个类目（$j=1, 2, \cdots\cdots, m$；$k=1, 2, \cdots\cdots, r_j$）；$b_u$，$b_{j,k}$ 为权系数，利用上述各参数的已知数据，求得的最小二乘估计值。当取得一样品各说明变量的定量数据和定性反应时，便可根据（4-9）式求出 y 值，作为基准变量的预测值。

若取以面积塌陷率表示的塌陷强度为基准变量 y；经过筛选后，取覆盖层厚度（$x_{(1)}$）、与排水点之间距离（$x_{(2)}$）、地貌类型 $\delta_{(1,K_1)}$、岩溶发育程度 $\delta_{(2,K_2)}$、盖层岩性结构 $\delta_{(3,K_3)}$、地下水力坡度 $\delta_{(4,K_4)}$ 为主要说明变量，其中前两项为定量数据，后四项为定性数据。根据条件分析，定性数据的类目确定如表 4-7 所示。

表 4-7　定性说明变量的项目及类目

项目	地貌类型				岩溶发育程度			盖层岩性结构		地下水力坡度	
类目	山地斜坡	山麓洪积扇	河谷阶地	河漫滩及河床	强	中	弱	均一粘性土	层状砂、粘土	陡	缓
符号	$\delta_{(1,1)}$	$\delta_{(1,2)}$	$\delta_{(1,3)}$	$\delta_{(1,4)}$	$\delta_{(2,1)}$	$\delta_{(2,2)}$	$\delta_{(2,3)}$	$\delta_{(3,1)}$	$\delta_{(3,2)}$	$\delta_{(4,1)}$	$\delta_{(4,2)}$

选择一定数量的已知点（包括塌陷点和稳定点）资料，采用 $Q(I)$ 模型，进行回归分析，则可得预测方程

$$Y_i = \sum_{u=1}^{2} b_u x_i(u) + \sum_{j=1}^{4}\sum_{k=1}^{r_1} \delta_i(j,k)\cdot b_{j,k} \tag{4-10}$$

$$= b_1 x_i(1) + b_2 x_i(2) + b_3\delta_{i(1,1)} + b_4\delta_{i(1,2)} + b_5\delta_{(1,3)} + b_6\delta_{i(1,4)} + b_7\delta_{i(2,1)} + b_8\delta_{(2,2)} + b_9\delta_{i(2,3)} + b_{10}\delta_{i(3,1)} + b_{11}\delta_{i(3,2)} + b_{12}\delta_{i(4,1)} + b_{13}\delta_{i(4,2)}$$

（$i = 1,2,\cdots\cdots,n$ 为样品号）

国外一些学者，还把双重付里叶级数以及最近距离法用于塌陷预测的研究。

在此必须强调的是，不论采用何种数学方法进行定量评价，都必须建立在充分、正确的定性分析的基础上，只有准确地掌握了主要控制因素，数学处理才不会出现假象或偏差；变量形式和作用大小以及数学方程，都必须有正确的物理解释，不违反一般的地质规律，符合研究区的岩溶环境条件。

五、矿山岩溶塌陷的防治

1. 矿山岩溶塌陷预防

预防的目的是做到防患于未然，尽量使地面不塌或少塌。矿山岩溶塌陷预防的关键是解决疏干排水的强度、井下突水和地表水倒灌问题。覆盖岩溶区的矿山一般不宜采用强排疏干办法排水，以防止地下水位的突然下降。我国南方的诸多矿区塌陷，常常与矿山的各次强排水呈现对应的塌陷高峰回次，每一次强排疏干即出现一次塌陷高峰期。所以，为了预防塌陷，矿山疏干排水宜采用缓排方式。对井下突水应采用封堵突水点或有意识地控制和引排水，化突水为控制性地放水；对地表采用铺（河沟）、填堵（落水洞）、截（洪流）、改（河道）等措施减少地表水进入矿坑的水量。

为预防塌陷，除了控制排水外，还可在地下水主要径流方向上选择较窄的过水断面，设置灌浆帷幕拦截地下水，把地下水降落漏斗的扩大限制在小范围内，减少或避免大范围的塌陷。帷幕的作用在于充填岩溶裂隙和固结溶洞的松软充填物，以降低岩溶通道的透水性。我国山东张马屯采用帷幕灌浆保护水源地是一个很成功的例子（参看第六章）。

2. 岩溶塌陷的监测

开展与岩溶塌陷有关的监测，其目的在于及时对塌陷提出警报。监测工作包括地面、建筑物、水点（井孔、泉点、矿井突水点和水库渗漏点）的长期观测以及塌陷前兆现象的监测。长期观测工作一般在抽排水前期的 1—3 年之间进行，观测周期视不同阶段而定，抽排水早期每 5—10 天观测一次，后期每月观测一次，抽排水以前可 1—3 月观测一次。长期观测的主要对象是抽排岩溶水后，邻近地面和建筑物的开裂、位移和沉降变化，以及各水点的水动态和含泥沙量变化等。塌陷前兆现象，亦即塌陷的序幕，是一些直观的现象，由于它们离塌陷产生的时间短促，更应予以重视和及早发现。监测内容包括抽排地下水引起的地面积水和泉水

干涸，植物的变态，建筑物作响或倾斜，地面环形开裂，地下土层垮落声，水点水量，水位和含沙量的突然变化；以及动物惊恐异常现象等等。

3. 岩溶塌陷的治理

塌陷的治理是在塌陷业已发生的背景下，如何控制塌陷区不向远处和纵深发展，消除其危害。治理方法主要应针对塌陷形成的基本环境因素（水、土体和岩溶间隙），从截断水流、强化土体（覆盖层及洞隙充填物）、填堵岩溶通道等三方面考虑，因地制宜地采用某种或综合治理的手段，如：

（1）填堵法　常用于较浅小塌坑的处理，填堵材料或堵体结构视实际情况而异。

（2）跨越法　用于回填困难的深大塌坑，即采用坚实稳固的跨越结构，保证其上的荷载通行。

（3）强夯法　夯实因塌致松的土层和塌坑回填上，提高土体强度，还可消除隐伏土洞和软弱带，所以是一种与预防结合的措施。

（4）灌注法　即注浆强化土层和洞隙充填物，达到拦截地下水流和加固建筑物基础的目的。

（5）深基础法　用于深度较大的塌坑，即采用各种桩基加固重要建筑物基础，其中旋喷柱是较新的方法。

（6）控制排水强度法　这是岩溶塌陷中常用的一种控制方法。

（7）疏、排、围、改结合治理法　用于防止地表水倒灌，如通过人工渠道把地表水引出塌区外，在洪泛区修筑围堰以隔离洪水。

（8）综合治理　对于整个矿区采用多种方法来消除或减弱致塌主因的作用，则可达到较好效果。

岩溶塌陷是一个比较复杂的问题，人类需要在岩溶环境区进行采矿活动，地面塌陷的发生是不可避免的，目前还缺乏有效的预测方法，只能采取综合防治措施，限制其强度和危害。

第三节　孔隙充水矿床疏干排水时的次生固结作用和地面沉降

在疏干无压松散孔隙含水层以及降低承压含水层的压力水头时，可引起极强的次生固结和上覆粘性土层的人为陷落压密作用。在形成这些作用的活跃地带——疏干降落（或减压）漏斗区内，则出现地面沉降。

一、饱水孔隙介质的压缩给水机制

1. 有效应力原理

饱水孔隙介质由固体颗粒和孔隙水两部分组成。在外荷作用下，土体中任一点所产生的压力增量——附加应力 σ，是由颗粒骨架的粒间有效应力 σ' 和孔隙水压力 u 共同承担的，三者之间满足以下关系：

$$\sigma = \sigma' + u$$

这就是太沙基有效应力原理。

孔隙水压力在各个方向上相等，即属静水压力状况，它只能压缩土粒本身，土粒本身压缩量可忽略，而不能使土粒位移，因而不能直接引起土体变形和强度变化。土体的变形和强度变化是直接由有效应力引起的。在外部负载不变时，孔隙水压力的任一增大或减小都会引

起有效应力的变化。

附加应力作用造成孔隙水压力超出静水压力，称为超静孔隙水压力。当饱水土体受到外加压力时，孔隙水在超静水压力 u 的作用下，不断向外渗流，则超静水压力逐渐转化为有效应力，有效应力压缩孔隙体积，引起土体变形，这种由孔隙水向外渗流引起的压缩过程，称为渗透固结作用。因此饱和土体的压缩过程实质是超静孔隙水压力随水的不断渗流排出而逐渐消散和有效应力逐渐增大的过程，亦即孔隙水压力转化为有效应力的过程，而且在转化过程中，始终遵循 $\sigma=\sigma'-u$ 这一有效应力的基本原理。这一转移过程所需的时间，就是土体压缩固结达到最终稳定（当 $\sigma'=\sigma$，$u=0$ 时，压缩过程终止）的时间。固结稳定所需的时间长短，取决于孔隙水向外渗流的速度和土层的排水条件，这就是为什么透水性强的砂性土固结稳定很快，而饱和粘性土需要很长时间才达到固结稳定的原因。

2. 饱水孔隙介质失水固结

大量抽排地下水，使其水位下降，介质失水压缩是地面沉降最普遍表现形式。地面沉降量可考虑由两部分组成：①砂砾质含水层压缩所致；②相对隔水粘性土层失水压缩所致。前者主要是弹性变形，速度快，沉降量小，水位恢复时可全部回弹。后者基本是塑性变形，速度慢，沉降量大，水位恢复后的回弹量很小，地面变形显著。因此，相对隔水层的压缩变形是研究地面沉降的重点。

矿井排水引起地面沉降机理可描述为：承压含水层压力水头下降，导致上覆相对隔水的粘性土层释水，孔隙压力降低，在总应力基本不变的条件下，有效应力增大，粘性土压密，从而表现为地面沉降。根据有效应力原理、释水压密特征和达西定律，可建立土层渗透固结的数学模型。

（1）单向渗透固结模型　假定：被压缩的粘性土层是均质各向同性饱水体；土粒和水均不可压缩；固结过程中，渗透系数 K 和压缩系数 a 均视为常数；土粒和水只能在铅直（Z）方向发生移动和渗流；水的渗流符合达西定律；外荷是一次施加于土体；不考虑因土粒表面结合水膜蠕变及土粒结构重新排列等引起的极为缓慢的次固结作用。当含水层的水位突然下降 Δh，并且保持较长时间时，其数学模型可以写成为：

$$(\mathrm{I})\quad \begin{cases} C_v \dfrac{\partial^2 u}{\partial Z^2} = \dfrac{\partial u}{\partial t} & \text{（基本微分方程）} \\ u\big|_{\substack{t=0 \\ 0\leqslant Z\leqslant H}} = \Delta h \cdot \gamma_w & \text{（初始条件）} \\ u\big|_{Z=0} = 0 & \text{（上边界条件）} \\ \dfrac{\partial u}{\partial z}\Big|_{Z=H} = -1 & \end{cases}$$

若含水层的水位下降是随时间连续变化的，而且饱水粘性土上、下两面同时排水，模型（Ⅰ）可改写为更一般的形式：

$$(\mathrm{I})\quad \begin{cases} C_v \dfrac{\partial^2 u}{\partial Z^2} = \dfrac{\partial u}{\partial t} & \text{（微分方程）} \\ u(Z,t)\big|_{t=0} = u_0(Z) & \text{（初始条件）} \\ u(Z,t)\big|_{Z=H} = u_1(t) & \text{（上边界条件）} \\ u(Z,t)\big|_{Z=0} = u_2(t) & \text{（下边界条件）} \end{cases}$$

模型中的 $C_v=K(1+e)/\gamma_w \cdot a$，为土的固结系数，相当于地下水动力学中的压力传导系数，其因次为 L^2T^{-1}；e 为土层固结过程中的平均孔隙比；γ_w 为水的密度；a 为土的压缩系数；K

为渗透系数；H 为总水头。模型（Ⅰ）中的初始条件，上、下边界条件一般是已知函数。

（2）二向及三向渗透固结模型　只有当饱和粘土分布面积非常大，产状平缓，且地下水漏斗较开阔平缓，所引起的地面沉降较均匀，粘性土层侧向流动可忽略不计时，单向渗透固结模型才能使用。当侧向流动不可忽略时，属二向及三向固结问题。

二向及三向渗透固结微分方程式的推导，可以在单向渗透固结理论的基础上加以推广，即

二向固结

$$\frac{\partial u}{\partial t} = C_{v_x}\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + C_{v_z}\frac{\partial^2 u}{\partial Z^2} \tag{4-11}$$

三向固结

$$\frac{\partial u}{\partial t} = C_{v_x}\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + C_{v_y}\frac{\partial^2 u}{\partial y^2} + C_{v_z}\frac{\partial^2 u}{\partial Z^2} \tag{4-12}$$

式中：C_{v_x}、C_{v_y}、C_{v_z}分别为 x、y、z 坐标方向的固结系数。

由于二向及三向固结系数难以由固结试验测定，通常以单向固结试验求得 C_v 的值，用下列关系推算二向及三向固结系数，即

$$C_v' = \frac{1+K_0}{2}C_v \tag{4-13}$$

$$C_v' = \frac{1+K_0}{3}C_v \tag{4-14}$$

式中：K_0 为侧压力系数。

则二向、三向固结公式可改写成：

$$\frac{\partial u}{\partial t} = C_v'\left(\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 u}{\partial z^2}\right) \tag{4-15}$$

$$\frac{\partial u}{\partial t} = C_v'\left(\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 u}{\partial z^2}\right) \tag{4-16}$$

（3）粘弹性固结模型　如图 4-6a 所示，上述渗透固结模型是将土骨架看作线性弹性体，使用弹簧元件表示，仅用以描述渗透固结过程中超静孔隙水压力随时间的变化。为能同时描述土骨架蠕变引起的次固结沉降，可将土骨架视为粘弹性体，采用图 4-6b 的组合模型。该模型是将土骨架用压缩性参数（土的即时反应 m_a、土的粘弹性固结反应 m_b 和粘滞系数 η）的三元件模型描述。若以 ε_a 代表即时应变量，以 ε_b 代表粘弹性固结应变量，则该模型的总应变量 ε 为

$$\varepsilon = \varepsilon_a + \varepsilon_b \tag{4-17}$$

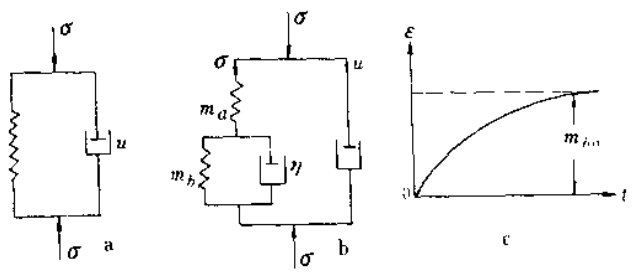


图 4-6　土的固结模型

根据粘弹性固结应变量随时间 t 的变化规律（图 4-6c），考虑附加应力 σ' 变化时粘弹性引起蠕变，对渗透固结模型加以修正和补充，则得以下粘弹性固结微分方程：

$$\frac{K}{\gamma_w}\frac{\partial^2 u}{\partial Z^2}=m_a\frac{\partial \sigma'}{\partial t}+\frac{1}{\eta}\sigma'-\frac{1}{\eta^2 m_v}\int_0^t \sigma'(\tau)e^{-\frac{1}{\eta m_v}(t-\tau)}d\tau \tag{4-18}$$

该微分方程一般用数值法求解。

二、地面沉降的预测

地面沉降预测的确定性模型是以上述松散土层固结理论的近似解为基础。在工程中常用的并已在实际中积累了一定经验的是单向渗透固结模型和三元件流变模型，即

渗透固结模型基本方程

$$\begin{cases}\dfrac{\partial u}{\partial t}=C_V\dfrac{\partial^2 u}{\partial Z^2}\\[2ex]\dfrac{\partial \varepsilon}{\partial t}=\dfrac{K}{\gamma_w}\dfrac{\partial^2 u}{\partial Z^2}\end{cases}$$

粘弹性固结模型基本方程：

$$\frac{K}{\gamma_w}\frac{\partial^2 u}{\partial Z^2}=m_a\frac{\partial \sigma'}{\partial t}+\frac{1}{\eta}\sigma'-\frac{1}{\eta^2 m_v}\int_0^t \sigma'(\tau)e^{-\frac{1}{\eta m_v}(t-\tau)}dt$$

$$\frac{\partial \varepsilon}{\partial t}=\frac{K}{\gamma_w}\frac{\partial^2 u}{\partial z^2}$$

这两个模型只有在边界条件非常简单且介质均匀的条件下才能得出解析解，对非均质条件及复杂的边界条件一般需要数值法求解。从理论上讲，粘弹性固结模型既考虑了孔隙水消散引起的渗透固结，同时也考虑了骨架的蠕变，较为严密，但其参数较多，取值困难，计算也较复杂，其效果并不一定好。关于两种模型的选择问题，应视研究区地面沉降的具体发展情况而定。

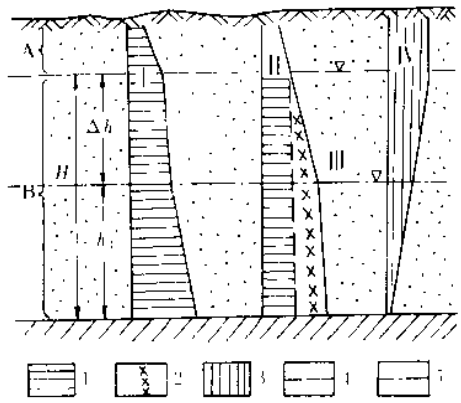


图 4-7　地面变形预测评价的计算示意图

1—天然条件下的压力分布图形（Ⅰ）；2—疏干后压力增量（Ⅱ）；3—地面沉降分布图形（Ⅳ）；4—天然地下水面；5—疏干地下水面

前苏联学者对采矿工程排水引起的地面沉降，提出了忽略渗透固结变形的近似预测方法。如图 4-7 所示，Ⅰ为天然条件下整个含水层对隔水层的压力分布图形，此时，完全饱水带部分（B）中的土层承受浮托反压力作用；水位下降时，疏干带的土层不再承受浮托力作用，而是因此逐步增加土层的压力，产生次生压密作用而导致地面沉降。据此，对由于局部疏干，浮托作用停止所造成的隔水层压力的增量 ΔP 可由下式计算：

$$\Delta P=\Delta\gamma_R\cdot\Delta h \tag{4-19}$$

式中：$\Delta\gamma_R$ 为疏干后土颗粒重量的增量；Δh 为水位降深值。

在地面沉降分布范围内，压力增量的平均值显然应为

$$\Delta P_c=\Delta\gamma_R\cdot\frac{\Delta h}{2} \tag{4-20}$$

疏干带土层的沉降量（压密值）S_1 可用下式确定

$$S_1 = \frac{\Delta\gamma_R \cdot \Delta h^2}{2E_y} \tag{4-21}$$

式中：E_y为实验室测定的土的压密系数

$$E_y = \frac{\Delta P \cdot h}{\Delta h}$$

该系数相当于固体弹性模量，可作为土石的变形量。

作用在含水层剩余厚度上的荷载，等于沿整个岩层高度上压力的增量$\Delta P \cdot h$，则包气带A的沉降量为

$$S_2 = \Delta\gamma_R \cdot \Delta h \cdot \frac{h_1}{E_y} \tag{4-22}$$

则B层总沉降量为

$$S_1 = S_1 + S_2 = \frac{\Delta\gamma_R \cdot \Delta h}{E_y}(h_1 + \frac{\Delta h}{2}) \tag{4-23}$$

对于多层剖面结构，为预测总变形量，必须测定每一分层的变形量，同时考虑个别疏干层和完全饱水层。

初始条件下：

$$E_{y_i} = \Delta P_i \cdot h_i / \Delta h_i \tag{4-24}$$

$$S_i = \Delta h_i = \Delta P_i \cdot h_i / E_{y_i} \tag{4-25}$$

式中：E_{y_i}为第i层压密系数；h_i为第i层厚度；Δh_i为第i层水位降深值；ΔP_i为第i层压力增量。

岩土疏干后，其变形量由下述公式确定：

$$S_1 = \Delta\gamma_R \cdot h_1^2 / 2E_{y_1} \tag{4-26}$$

$$S_2 = \frac{h_2}{E_{y_2}}(\Delta\gamma_1 h_1 + \frac{\Delta\gamma_2 h_2}{2}) \tag{4-27}$$

位于完全饱水带以下的上层变形量，可由下式确定：

$$S_3 = \frac{h_3}{E_{y_3}}(\Delta\gamma_1 h_1 + \Delta\gamma_2 h_2) \tag{4-28}$$

$$S_4 = \frac{h_4}{E_{y_4}}(\Delta\gamma_1 h_1 + \Delta\gamma_2 h_2) \tag{4-29}$$

则总沉降量为

$$S = S_1 + S_2 + S_3 + S_4 \tag{4-30}$$

$\Delta\gamma_1$和$\Delta\gamma_2$值由公式$\Delta\gamma_1 = \Delta P_1 / h_1$及$\Delta\gamma_2 = \Delta P_2 / h_2$确定，式中$\Delta P_1$和$\Delta P_2$为1、2层疏干后压力增量。

根据预测的地面总变形量和上层的压缩极限值，若对地面构筑物和地下管道造成威胁时，则要考虑是否采取预防和地质环境保护措施。为此，在矿区排水影响范围内，需要对地面变形、地层压力及孔隙压力进行综合性动态观测，以便根据其成果及时进行评价和防治。

关于地下采空区上方的地面沉降，是由于顶板岩层破坏引起的变形（见图1-14中的整体移动带）传递到地表所致，在采矿沉降工程学（德国矿业学院于1931年已开设此课）和矿山岩体工程力学中，对其形成条件，特点和定量描述指标，发生、发展与分布的规律，评价方法等均有详细的研究。本节对此不再赘述。

第四节　水源枯竭

矿床开采，井巷系统揭露含水层疏排地下水，必然引起其天然均衡结构的变化，导致矿区附近的井、泉干涸，河水断流，破坏供水水源，使工农业生产及生活用水发生困难。如山西省阳泉市所属盂县，其东西部为一石炭二叠系的小型煤盆地，煤系地层中夹有3—4层灰岩，构成煤层直接顶、底板，其中1—2层分布稳定，含岩溶裂隙承压水，是当地城乡的主要供水水源，过去很多供水井还可自流，能充分保证、满足生产和生活用水所需。但近年来由于地方和民办煤矿大量发展，小窑增加很多，1987年全县已达100多个，使煤系地层遭到全面采掘的破坏，其中灰岩含水层则面临全面疏干的局面，过去的富水村变成了贫水、无水村，原来的自流井变成了枯井，天然排泄区泉水断流，城乡生产与生活用水都非常紧张。可见充水程度低的小水矿井，正常排水也同样导致水源枯竭，引起排供矛盾。

充水程度高的大水矿井，强排疏干对地下水资源的破坏最为严重，这在我国华北地区，许多位于大型岩溶水系统中的矿山尤其突出。因为同一岩溶水系统区域内的工矿企业、城镇居民，也依赖该系统提供的岩溶水，作为主要供水水源。矿山为保证安全开采，对岩溶水进行强排水疏干，将破坏整个系统地下水的天然状态，造成大范围内的地下水资源枯竭，原有水源地供水能力下降或无水，其影响极大。如山东莱芜盆地为一大型岩溶水系统，其中叶庄铁矿，在1975年进行的放水试验中，当观测孔最大降深为68.74m时，放水量达$10.6\times10^4m^3/d$，历时230天，总排水量达$16\times10^6m^3$，影响范围扩展到$100km^2$，在泉河两处“天窗”地带出现地面塌陷，地表水下渗，区内很多供水井发生吊泵现象，造成供水中断，使工农业生产及人民生活受到严重干扰。该矿设计开采水平为−25m和−65m，则需降低水位200m，这样以来，疏干影响的范围和造成的水源枯竭状况可想而知。

矿区大量排水不但影响到附近的供水源地，同时也会造成矿山内部供水不足的现象。

可见，随着矿山开采深度和规模的日益增加，单纯疏干排水，将使地下水资源枯竭问题愈加突出。这些问题应在矿山设计和开采过程中加以重视。因而实行排供结合，综合调控矿区水源，是解决这些问题的唯一方向。

李金凯等根据煤矿开采的实践提出：一般大水矿区存在的是能否和如何进行疏供结合以及变害为利的问题；小水矿区则是保持环境、调解水源计划、取水供水的问题；而缺水矿区存在的则是济缺补水问题。

第五节　环境污染

人类采矿引起的环境污染主要体现在以下几个方面：

一、矿坑污水的污染

矿坑是一个生产环境，涌入其中的水都将受到不同程度的污染。污染物质包括废机油、废酸液、煤尘、岩粉、病源菌，灌入的地表水还会带入农药液和工业废水，因而矿坑水是一种极不卫生的污水，若用于灌溉或排至河、湖，均会造成环境污染，必须进行净化消毒处理而后排放或用于工业及民用。目前国内缺水地区的一些矿山，已开始对矿坑污水进行净化处理和应用，如湖南马田煤矿高仓矿井，多年来用水紧张，常因缺水出现工农抢水事件；矿坑污

水 pH 值为 8.3—8.5，含氟、粉煤等杂质，曾用于洗澡，引起工人毛囊肿病和肠胃病，后经建立净化系统，投放精装硫酸铝，经紫外线消毒、过滤，而后送至待用蓄水池，净化后的矿坑水符合国家供水标准，由此解决了矿山职工家属用水的困难，避免了旱季争水纠纷，免除了交纳矿坑水排放时污染环境的超标费，更重要的是不再因排放污水而污染环境。

一个比较完整的处理矿坑污水的工艺流程为：矿坑污水→综合贮水池→药剂处理→净化沉淀→消毒贮存→蓄水池（待用）。但根据其不同用途，其中的环节可以增减。

二、矿坑酸性水污染

酸性矿坑水是一种具有很强腐蚀性的酸性地下水（pH 小于 5），通常出现在金属硫化矿床（如黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿等）及一部分煤矿床中。这种地下水在井下可以腐蚀矿山排水设备、铁轨及其它混凝土加固物，危害工人的健康；排出地表后还可污染环境和水源。

酸性水主要是由硫化物氧化作用而形成的。以黄铁矿为例：

$$2FeS_2+7O_2+2H_2O=2FeSO_4+2H_2SO_4$$

当有游离氧存在时，$FeSO_4$ 极不稳定，继续氧化生成 $Fe_2(SO_4)_3$：

$$4FeSO_4+2H_2SO_4+O_2=2Fe_2(SO_4)_3+2H_2O$$

$Fe_2(SO_4)_3$ 很容易水解，生成游离硫酸。

$$Fe_2(SO_4)_3+6H_2O=2Fe(OH)_3\downarrow+3H_2SO_4$$

实际上，酸性矿坑水的形成远比上述情况复杂。它与矿石中硫的含量、氧化条件及微生物等一系列的自然因素和人为因素有关。

矿石中硫的含量越高，越有利酸性矿坑水的形成。故一般硫化物矿床比煤矿更易出现酸性水。如江西永平铜矿、广东英德硫铁矿等，都存在酸性矿坑水。

氧化作用条件越好，越有利于酸性水的形成。水交替强烈比径流停滞的地段更易形成酸性水，故雨季大量降水渗入矿坑，会加速酸性水的形成；开采埋藏浅而倾角陡的矿层，比开采埋藏深而平缓的矿层更易出现酸性水；煤层中含有大量灰粉（灰粉为氧化铝、可在黄铁矿表面形成保护膜）或顶板有较厚的粘土岩时则不利于酸性水的形成。人类的采矿活动，排水疏干形成巨厚包气带，可促进氧化作用的进行，加速酸性水的产生。常见一些矿区，勘探阶段或开采初期并没有发现酸性水，但开采一段时期后就出现酸性水，并且有越来越严重的趋势，就是这个缘故。

矿坑若与储集酸性水的老窑、废弃老采区导通，酸性水会进入矿坑，生产环境即会受到酸污染，给井下生产带来极大危害。如某矿一次暴雨后，雨水通过老窑呈酸性水涌入生产坑道，使矿坑水 pH 值由 7 降为 3.2—4.9，两台水泵运转一周即腐蚀变坏，3 周后水管弯头损坏；又如有的矿山主井与老窑贯通，矿井水 pH 值降至 3—3.5，10 余小时水泵即蚀损，井下水闸门、铁轨、钢丝绳 10 余天损坏破废。

为消除酸污染，应预防与治理并举。通常采用合理布置坑道和选择适当的开采方法，如先开采含硫量低或下部氧化作用较弱的矿层，尽量减少对顶板岩石的破坏和防止地表水渗入矿坑，设法杜绝含硫矿层充水充氧，并封闭废坑道，隔绝空气对流，防止酸性水渗出；对于出现酸性水的矿坑，应建立合理的排水系统，预先进行疏干，以减少其危害性，而且酸性水与非酸性水要分别排水（因为强酸性水与弱碱性水混合只生成酸性水），排除酸性水的排水设备要用抗酸性材料制成，还可加石灰石或石灰于酸性水中，使其发生中和反应，改善水质。

三、金属组分及微量元素污染

在金属矿床分布区，不但矿坑水中各种金属离子含量偏高，而且矿区周围地下水中，金属组分和微量元素都有增高的趋向，尤其在金属硫化物矿区，在酸性矿坑水的进一步化学作用下，更有利于岩石中的金属或其它一些微量组分转入水中，使地下水污染。

人类采矿活动对环境的污染主要有三个途径：一是地下采矿以及疏干排水，加强水交替速度，利于氧化作用充分进行，容易使地下水中某些金属元素（Fe、Cu、Pb、Zn 等）含量增加；二是采矿的弃石或尾矿露天堆积，在风化营力作用下，不断被风化、分解和溶滤，使其中的一些元素发生迁移，转入地下或地表水中，造成矿区地下水污染；三是将含有大量有害成分的矿坑水或弃水不经处理而排入周围环境，使水源、农田、空气等均遭到污染，这种例子国内外都曾有先例。如第二次世界大战期间日本富山县某地，大量开采铅锌矿，并将富含铅锌、镉等元素的矿坑水任其排入河中，结果使距河三公里范围内利用水灌溉的农田水稻出现稻害，居民发生病变。我国广西的泗顶厂铅锌矿，由于地下水中镉含量超标，人们饮用后出现“骨痛病”，癌症发病率也有增高的现象。另外，在河北的矾山磷矿，由于尾矿水的渗漏，致使地下水氟污染。人类采矿活动带来的污染，是目前生态环境遭到破坏的一重要因素，因此许多国家都以法律形式规定，对污染的矿坑水及废渣、废石等必须有相应防治措施。我国也建立了环境保护法，某些矿山在控制、治理污染矿坑水方面已做出成绩，如江苏谭山硫铁矿的矿坑水，经处理后水质大为改善，pH 值从原来的 2－3 增大为 7—8，SO_4^{2-} 含量从 360mg/l 降为 220—250mg/l。

人为作用形成规律的研究及其对环境的影响程度，是现代人文水文地质学的理论基础。而预防人为作用不良影响措施的科学方法论证，是工程地质学的重要分支。这两类主要分学科的总和即构成了环境保护研究课题中的水文地质问题或与地下水有关的环境、生态问题。在对人为作用机理进行研究时，水文地质和工程地质问题总是密切交织在一起，在岩溶环境区，还与岩溶学、碳酸盐岩沉积学相交叉，其原因是，人为作用的发展是彼此互相影响和互相制约的。因此一些人为作用在水文地质文献里研究得特别详尽，而另一些人为作用则在出版的工程地质学和岩土工程力学里介绍得很详尽。

第五章　矿区地下水的调查与调控

第一节　矿床水文地质调查的目的与特点

如前所述，矿区地下水在大多数情况下对矿井安全产生危害，但又是用来满足生产和生活所需的供水水源；而为消除其危害和加以利用的长期抽、排水过程，则导致一系列不良的人为作用，破坏环境与生态，所以矿区地下水的调查，不仅仅是为某单一的目的而开展调查，而应是同时为防治与利用地下水以及本地区环境保护等开展综合调查工作，在此基础上，才能论证矿区水文地质条件及其在矿床开采过程中所引起的变化，获取必要的水文地质与工程地质资料。这些资料既要为采矿工程服务，满足矿山防排水工程的需要，又要为地区规划服务，满足区域环境质量评价和制定环境保护措施的需要。

上述目的决定了矿区地下水调查的基本特点，现归纳如下：

1. 综合性

在研究内容上要以地下水为核心，把采矿工程水文地质与环境水文地质结合起来，对地表与地下水系、岩土工程性质、环境与环境质量进行综合调查与评价。这样可避免为了不同目的而重复调查，最大限度地降低调查成本。

2. 长期性（或延续性）

矿区水文地质调查要贯穿在矿产地质普查、勘探和开采的全过程中，并延续到闭矿以后，直至环境基本复原为止。特别是在矿床开采和停采阶段，要对地下水系及环境进行动态调查，通过长期观测了解其发展与变化。

提出以上综合调查的指导思想是：把矿山所在区域的地下水与环境作为统一的整体，建立一个综合性水文地质概念模型；并通过与矿山开发有关的不同阶段的水文、工程地质调查，不断修改和完善模型，提高其精确度，用以综合调控矿区水源，进行各种目的水文地质评价。图 5-1 所示的为矿区水文地质综合调查程序，即反映了上述调查特点和思想。

第二节　广东凡口铅锌矿勘探阶段的水文地质调查实例

矿床开采以前的水文地质调查工作，国内已有比较成熟的规范可循。但是，如何理解规范的条文及某些原则性要求，要根据具体情况灵活运用，而且要有针对性的布署综合调查工作，这对于大型岩溶含水系统中充水条件复杂的矿床，是一个很重要的问题。我们认为，检验矿床水文地质调查工作的标准，不应完全限于现订的规范条文（由于人们的认识是不断提高的，过去的规范也不可能完全合理），而应是解决问题的程度。本节试图通过凡口矿区水文地质调查实例，来说明如何从实际问题入手布置调查工作，从而达到查明条件，作出正确的评价。

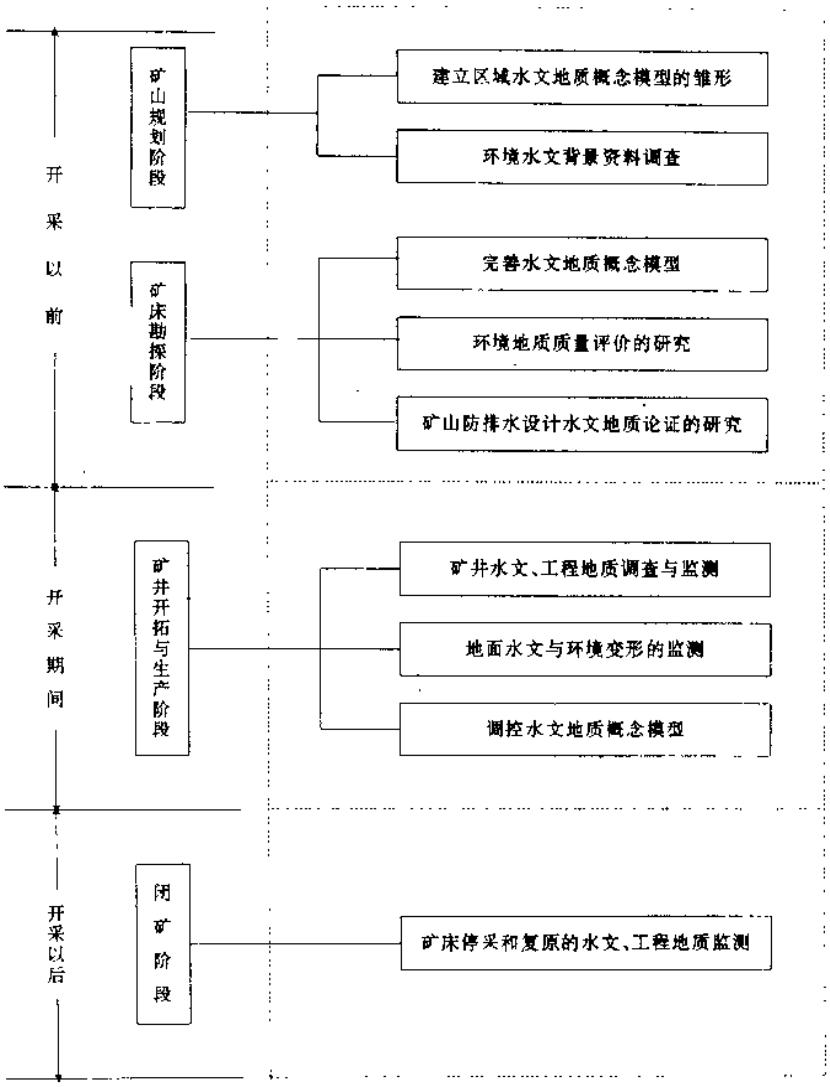


图 5-1　矿区水文、工程地质综合调查程序

一、矿床类型及主要水文地质问题

凡口矿区的水文地质条件，在第二章中已作了简单介绍，在此不再重复。该矿区经初步调查，确定是一个水文地质条件复杂、顶板直接进水的隐伏型岩溶充水矿床。对这类矿床，勘探阶段应做哪些工作，开始并不明确，因此调查初期曾走过一些弯路。当时存在的主要问题是：①没有进行整个水文地质单元的区域水文地质测绘。工作局限在矿区甚至矿床地段，对矿区外围缺乏调查和了解，以致主要充水岩层岩溶地下水的补、排条件不清。②没有系统进行地质钻孔的简易水文地质观测，仅依矿床地段少量钻孔的统计资料来确定岩溶发育程度，因此得出岩溶率大于 20%（实际为 0.4—5%）、水量很大的结论。③地质钻孔只取岩芯，不取土芯，对覆盖层——第四系的岩性、厚度均不了解，致使以后又专门布置了大量浅孔钻取土芯，造成重复工作。

鉴于以上原因，矿区水文地质技术人员及时总结经验教训，修改原方案，又提出了几个

新的水文工程地质问题，并重新布置和开展工作，从而取得显著成效。这些问题是：①壶天群灰岩岩溶发育规律及其岩溶水对矿坑充水的影响；②F_1断层带的透水性及其充水作用，是否成为地表水（董塘河）的充水途径；③北部、西部砂页岩隔水边界的可靠程度（是否被断层破坏）；④地表水（董塘河、凡口河、赤石径水库）的充水作用；⑤矿坑排水引起的地表塌陷。

二、勘探阶段的水文地质调查工作

广东地质局七〇六队根据以上问题，开展了大规模的水文地质调查工作，并认真地分析所取得的资料，最后比较清楚地查明了条件，得出了比较肯定和正确的水文地质结论。下面简要介绍该矿区所进行的调查工作内容及其成果。

该矿在勘探阶段进行的水文地质调查工作主要包括：比较完整地进行了各种比例尺的水文地质测绘，其中有1∶50 000的区域水文地质测绘，1∶10 000的矿区水文地质测绘和1∶2 000的矿床地段水文地质测绘（见图5-2），在矿区范围内开展了地面物探和大量钻孔的简易水文地质观测工作，初步掌握了岩溶在平面和垂向上的发育情况；为验证物探异常所圈定的岩溶发育带，以及为掌握矿区各含水层的富水程度和其间的水力联系，布置了水文地质专门孔和小口径钻孔抽水试验，并建立了长期观测网。

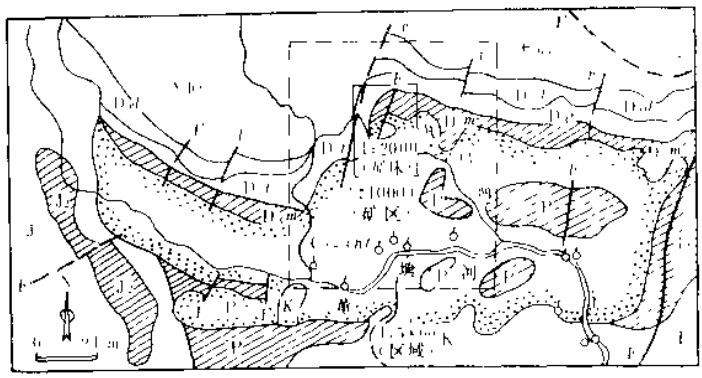


图5-2　凡口矿区各种比例尺水文地质测绘范围示意图
（据广东地质局）

到勘探后期，又在上述工作的基础上，更加有目的地布置大量勘探工程和试验工作，从而查明和解决了上述几个主要水文地质问题。

对地表水充水问题，是从三个方面着手研究的：①地表水体与矿体之间的壶天群灰岩岩溶的发育程度；②地表水与岩溶水的水力联系；③矿体距地表水体的远近。通过勘探揭露，发现了凡口河以北至矿体氧化带及断层附近岩溶最发育，金星岭以北次之，而矿区外围岩溶发育较弱。凡口河离矿坑最近，其下伏壶天群岩溶十分发育，钻孔抽水时河床及其附近发生塌陷，可以断定在开采时由于矿坑疏干排水，塌陷会更严重，河水必然灌入矿坑，成为主要充水水源之一。董塘河直接切割壶天群灰岩，沿河床有泉水出露，为岩溶水的排泄带，但该河距矿坑远，且矿体至河床之间岩溶发育较弱，故认为对矿坑充水虽有一定影响，但不严重。至于赤石径水库，位于北部砂页岩北侧，库底为天子岭组泥质灰岩，库水能否与矿坑联系，关

键在于 F_7、F_8 两断层的导水性。通过测绘和动态观测发现，水库蓄水后，在断层通过的山丘南坡，沿断层一带的民井及钻孔水位均没有变化；所绘制的地下水等水位线图，在通过断层带时正常，未反映出水库补给的异常现象，因此说明 F_7、F_8 不导水，不能构成库水进入矿区的途径。

对西北部隔水边界问题，通过测绘查明，分布于矿区北部的帽子峰砂页岩（D_{3m}）厚度大而稳定，为良好的隔水层。但西部该层缺失，天子岭组泥灰岩（D_{3t}）的透水性如何，其上的早石炭世大圹阶砂页岩能否起隔水作用，特别是通过该处的 F_{12}、F_2、F_3 等断层，会不会形成导水的缺口等问题还不清楚。为解决这些问题，在西部狮岭地段天子岭组泥灰岩中又布置了 B27 抽水孔，在天子岭组的上、下亚组及壶天群中分别布置 316、B28、B29 等观测孔（图 5-3）。观测结果表明，壶天群灰岩岩溶水水位低于天子岭组泥灰岩水位，B28 孔（揭露 D_{3t} 泥灰岩）抽水时，B29 孔（揭露 C_{2-3} 壶天群灰岩）水位不受影响。此外，还在 F_{12} 断层处布置钻孔，分层止水观测水位，结果发现壶天群灰岩水位比天子岭组泥灰岩水位低 6.4m，且其动态也各不相同。这些都足以说明，狮岭地段天子岭组泥灰岩仅浅部含水，且水量较小、与壶天群岩溶水没有水力联系；大圹阶砂岩为隔水层。因此，矿区西部、北部为完整隔水边界。

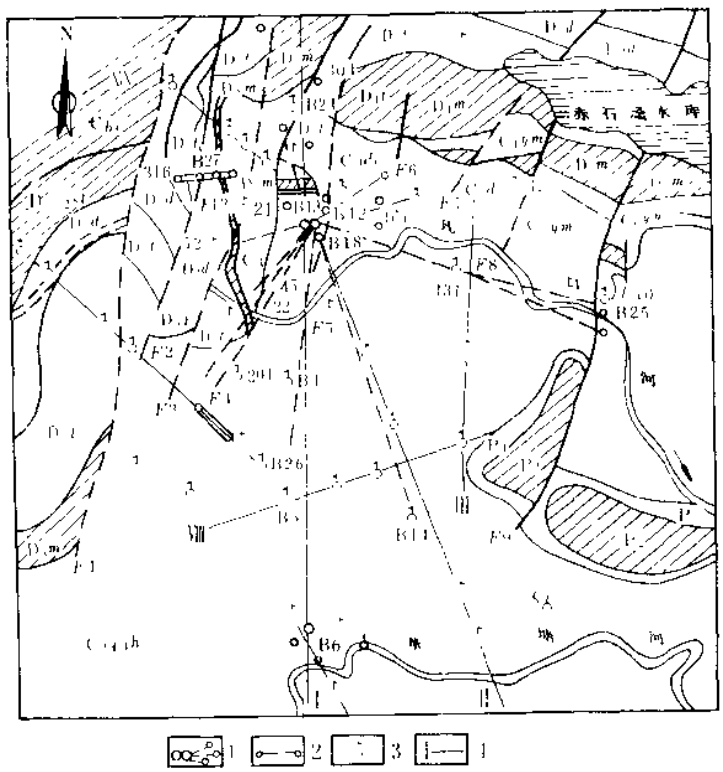


图 5-3　凡口矿区抽水工程布置略图

1—B_{19} 孔群抽水及观测孔；2—一般抽水孔及观测孔；3—长期观测孔；4—水文地质剖面线及编号

（据广东地质局 706 队）

为判断 F_4 断层的充水作用，沿断层带专门布置了 7 个抽水孔组（见图 1-7），通过试验及

根据地质钻孔的水文地质观测，得到断层带透水性向南及向深部逐渐减弱的结论。

为评价第四系地层的含水性及其产生地表塌陷的可能性，他们结合物探资料，在矿区布置了三条剖面共18个浅孔，查明覆盖于壶天群灰岩之上的第四系冲洪积物，其岩性为亚粘土夹砂砾石，富水性弱，局部砂砾石层直接覆盖于灰岩之上，成为“天窗”，使孔隙水补给灰岩地下水，但水量有限。第四系对矿坑充水的影响，不在于其本身的水量，而在于排水所引起的地表塌陷。

通过上述工作和分析，认为矿区最主要的水文地质问题是壶天群灰岩岩溶含水层，它覆于矿层之上，岩溶发育，含水丰富，为矿坑的主要充水岩层。为此，在详勘的后期，集中对壶天群灰岩含水层进行规模较大的双主孔大口径抽水试验。大口径抽水孔布置在何处最合适？经过周密分析，选择在岩溶最发育、未来坑道最集中、且为矿坑主要来水方向的地段，即金星岭南部F_4、F_5断层之间，布置一对抽水主孔（B_{19}），围绕主孔布置了几条放射状的观测线，并根据岩溶发育上强下弱的特点，抽水试验分上、下两段进行。主孔孔径为219mm，采用稳定流抽水试验，最大水位降深为12.68m，最大抽水流量为57.53 l/s。

抽水试验进一步查明矿区西、北部与东南部水位动态有差异。西、北部随抽水时间的延续，灰岩地下水水位持续下降，停抽后水位回升缓慢；而东南部在抽水时，水位很快就接近稳定，一旦停止抽水，水位迅速回升。这些都有力地说明了矿区西、北部为隔水边界，地下水的补给主要来自东南方向。

抽水试验中还发现，当水位降深大于8m后，地表开始塌陷。根据塌陷分布的特点，并结合其他资料，作出了地表塌陷分布预测图。

通过以上大量工作，基本查清矿坑充水条件，并为预测矿坑涌水量、地面破坏提供了丰富的基础资料。

三、勘探阶段水文地质调查的主要结论及验证

在水文地质勘探结束后，有关部门对凡口矿区的水文地质条件，提出了如下结论：①壶天灰岩岩溶水是矿坑的主要充水水源。岩溶含水层分上、下强弱两带：上带厚75m，平均渗透系数K_{cp}=4—6 m/d；下带厚74m，K_{cp}=0.38 m/d。②F_4断层是未来矿坑突水的主要地段。③董塘河及赤石径水库对矿坑充水影响不大；凡口河将产生河床塌陷，造成灌入式充水，必须加以改道处理。④将岩溶含水层视为向东南无限延伸，在矿区西、北部为“┐”型隔水边界所限，用稳定流解析法，分别计算了50m、0m、-40m三个开采水平的矿坑涌水量。考虑到矿坑排水时，天子岭组泥灰岩及第四系砂砾石中也有少量地下水涌入矿坑，故均分别进行了计算，其和即为各开采水平总涌水量。计算结果见表5 1。

上述结论经后来矿山疏干验证，基本正确。涌水量预测与实际出入不大，产生误差的原因，可能是矿区水文地质条件与稳定流计算公式所要求的条件尚有一定的差距。

正是由于凡口矿区水文地质调查卓有成效，其调查成果就成为矿山设计部门进行疏干设计的重要依据。如根据矿坑充水主要来自东南方向的特点，在东、南部灰岩中设计截水坑道进行疏干；根据岩溶上强下弱的条件，设计了直通式放水孔，将上部灰岩地下水引入下部坑道，提高疏干效果；根据凡口河流经矿体且排水引起河床塌陷，河水严重渗漏的情况，决定将河流改道等。这些结论都已为矿山实践所证实。

表 5-1　凡口矿计算与实际矿坑涌水量对照表

涌水量（m^3/d） 开采水平 / 含水层及水量类型	50m	0m	-40m
壶天群灰岩	12 630	20 330	28 120
第四系粘土夹砂砾石	200	440	910
天子岭组泥灰岩	170	330	4 620
计算总涌水量	13 000	21 100	336 500
实际总排水量	9 600	17 700	39 250
误　差（%）	26.2	16.1	-16.3

第三节　矿床水文地质调查中几个值得注意的问题

一、加强区域水文地质测绘

区域水文地质测绘是矿床水文地质调查的基础和先行工作，其目的是通过较大面积的地表综合研究，对矿山所在区域地下水的形成条件与分布规律获得全面的认识，从而建立水文地质概念模型的雏形。条件简单的矿床，甚至通过地表测绘，配合以地质钻孔的岩芯编录及简易水文地质观测，就可做出水文地质评价，无需进行专门水文地质勘探。对于条件复杂的矿床，测绘成果则是专门水文地质勘探设计的依据，否则勘探工程必然带有很大的盲目性，既拖延勘探周期，又造成经济上的浪费，而且条件不易查清。所以，矿区的水文地质调查，都应坚持先区域测绘、后矿区勘探的原则。过去有些矿区的水文地质勘探，多次反复，水文地质条件仍查不清，其原因之一就是忽视区域水文地质测绘这项基础工作。

至于象暗河型的岩溶充水矿床，水文地质钻探或抽水试验往往难以奏效，而水文地质测绘往往更有效。通过测绘进行岩溶调查及示踪试验，查清暗河的分布和连通情况，配合地质及有关水文气象资料，可有效地对矿坑充水条件进行初步评价。如四川红岩煤矿，底板茅口灰岩的水量很大，可达 1 600m^3/h，但补给来源不清，曾怀疑是否与矿区西部的丛林河、东部的木渡河及南部的海孔河补给有关。通过测绘，否定了东、西部两河的补给，而海孔河地形低洼，有落水洞及暗河，出口处有泉涌出，1963 年矿坑突水时，泉水干涸，后将井下突水口堵住，泉口复又出流；又在海孔河洼地投放谷糠和食盐作连通试验，均在井下突水点处接收到，证明海孔河与矿坑突水点相连通；地下水动态观测资料也说明，暴雨过后，自海孔河至井下，水位依次上涨，矿坑涌水量巨增。这样，通过地表及井下调查和动态观测，基本查明矿坑充水水源及通道，并用水均衡法预测矿坑最大涌水量，相应提出防治地下水的有效措施，使该矿得以安全开采。

关于测绘内容和具体工作方法，基本与一般水文地质测绘相同，只是要从矿坑充水的角度出发，应把研究重点放在主要充水岩层及其隔水顶、底板上。此外特别要加强对岩溶充水矿床的巨厚碳酸岩水文地质分层工作，如华北地区石炭二叠系煤田的主要充水岩层马家沟组，厚达 200—800m，其岩性和透水性在剖面上变化很大，若视为统一含水层，将给涌水量预测和防治水措施造成偏差和失误。

区域水文地质测绘的范围，应包括一个完整的水文地质单元，使之能对充水岩层的地下水补给、径流、排泄条件有较全面的了解，这样才能针对矿区水文地质问题，提出水文地质勘探设计。水文地质单元的大小受具体自然地理条件控制，可以相差很大，测绘范围应根据具体情况确定，以查明地下水的补排条件为准。对于大的水文地质单元、条件复杂的矿床，测绘范围往往不是一开始就明确的。虽然可据前人资料和初步踏勘作出大致估计，但必须在测绘过程中，随着对条件认识的深入和变化进行调整。所以区域水文地质测绘的过程，就是对矿床所处水文地质单元认识的过程。当补、排条件不清楚时，一般测绘工作可从矿床地段开始，逐渐向外围扩大，追索至补给边界和排泄区为止。对于一些隐伏的补给边界和排泄区，或一些性质不易确定的边界，测绘结束后，只能作出推断，而不能作出定论，还需投入专门水文地质勘探工程以及试验、动态观测等手段。条件简单的矿床，测绘重点可放在矿床地段，外围仅做一些踏勘工作即可。

测绘工作开始前，要充分收集本区内前人所做的各种调查工作资料，进行航、卫片分析，以避免不必要的重复工作，减少无效劳动，提高精度。

测绘过程中，要特别注意对区内已有的供排水工程进行调查，尤其是矿井或者窑更应该进行水文地质调查。

二、充分利用地质勘探工程所取得的水文地质资料

充分利用地质勘探工程所取得的水文地质资料是矿区水文地质调查的一条重要原则。根据这一原则，一般应做好以下三方面的工作：

1. 地质钻孔的岩芯编录及简易水文地质观测

地质钻孔的岩芯编录和简易水文地质观测是取得岩层工程地质和含水特性资料的一项基础工作，也是衡量钻探质量的指标之一。矿区从普查到勘探，要施工大量地质钻孔，如金属矿在地质详勘阶段，其勘探网度可达 25×25m，煤田的勘探网度也可达 500×1 000 m。做好这些钻孔的岩芯编录和简易水文地质观测工作，无疑可获得大量基础资料，对水文地质条件简单的矿区，配合水文地质测绘就可查明条件；对条件复杂的矿区也可为正确布置水文地质勘探工程提供依据，使矿坑涌水量预测能充分考虑含水层在平面上和垂向上的非均质因素。

岩芯编录包括岩性鉴定和分层，裂隙、岩溶的描述和统计；简易水文地质观测包括水位、水温、冲洗液消耗量的观测，以及钻进过程中对掉钻、涌水、涌砂、逸气等现象的记录。上述内容是互相联系的，必须对各项观测资料及时进行系统整理。一般要求钻孔终孔后 10 天之内，应将全孔各项资料，按照统一要求的格式，绘制成钻孔水文地质柱状图；还应将有代表性的方向上各钻孔联系起来，绘制水文地质剖面图；此外，还可根据具体情况，编制一些能反映主要充水岩层透水性或富水程度变化规律、矿层顶底板工程地质特征的各种图件。

对所有地质钻孔应尽量进行岩芯编录工作；简易水文地质观测则应按不同调查阶段和具体条件，有针对性地选择进行。当资料较少，施工钻孔不多时，可全面进行；勘探阶段钻孔网度密时，则挑选部分钻孔进行观测，具体孔数视水文地质条件的复杂程度而定，以能控制水文地质条件的变化为原则。但要注意：地质勘探孔是按一定的网度布置的，而水文地质条件在不同地段和不同方向常有明显差异，因此选择简易水文地质观测孔时，不能在地质勘探网内按比例平均分配，所选钻孔必须具有代表性和控制性，既要全面照顾，以便查清不同地段、不同方向的水文地质特征及其相互联系，又要重点考虑主要充水岩层、主要井巷工程分布地段、矿区地下水的主要径流方向；根据水文地质条件的变化，按剖面的形式，选择若干

有代表性的方向上的钻孔观测。

在简易水文地质观测项目上，也要酌情处理。有的矿区水位埋深很大，或岩层透水性较差，若一律要求每揭露一个含水层都要停钻测稳定水位及测终孔稳定水位，往往带来很大困难；另外泥浆钻进测得的水位及冲洗液消耗量，在实际应用上也存在不少问题；特别是为提高钻进速度，地质钻孔改为小口径金刚石钻进，更给观测工作增添了新的困难。因此，应从实际出发，提出要求，并逐步改为物探测井，来取得有关水文地质资料。大力推广综合物探测井，在同一钻孔里，使用多种方法（如电测、热测、放射性测量、声波探测、光学测量等），取得对比资料，进行综合判断。用这些方法来代替取样和简易水文地质观测，这不仅可加快钻进速度，而且还可提高资料的可靠程度。因此，这些综合勘测措施是我国矿区地质勘探和水文地质调查进行技术改革的一个重要发展方向。

2. 加深部分地质勘探孔

地质钻孔只能普遍揭露矿床地段矿层之上的各顶板含水层，对于底板充水的矿床来讲，特别是岩溶充水的煤矿，地质钻孔往往穿过煤层就停钻，底板充水岩层及其与矿层之间的隔水层均不可能揭露，若只靠少量的专门水文地质孔，难以作出正确评价，因此还应选择一定数量的地质勘探孔进行加深，来揭露和了解底板含水层。加深段应按照专门水文地质孔的要求进行水文地质编录和观测，部分孔还要进行抽水试验和取样（岩样和水样）。加深孔深度为多少应以揭露底板含水层、穿过裂隙或岩溶发育带为准。加深孔的选择原则应与专门水文地质孔的布置原则一致，要按照水文地质条件变化最大的方向，组成一、二条有代表性的剖面线。

3. 坑道水文地质、工程地质测绘

对勘探和生产坑道，都应随着坑道的掘进过程进行水文地质、工程地质测绘。坑道水文地质、工程地质测绘是对坑道地质、水文地质及工程地质现象的全面观察和描述，其内容包括：揭露的地层岩性及产状；裂隙、岩溶的素描与测量；断裂带的描述、测量与分析；出水点的观测、素描及取样；出水征兆及工程地质现象（如巷道岩石变形）的观测。在测绘过程中，还应作坑道顶、底及两帮的信手剖面，大致反映揭露岩层的岩性、产状，断裂以及各种水文地质、工程地质现象的位置；整个坑道测绘结束后，应编制出正式的坑道水文工程地质展示图。

三、矿床水文地质调查应以查明主要充水岩层地下水形成条件及采矿人为作用为中心

充水岩层中的地下水，作为区域含水系统的一部分赋存于矿区，有其统一的补给、径流和排泄过程，而矿坑充水正是由于人为采矿活动改变了此过程。因此，矿区水文地质研究，必须以查明天然条件主要充水岩层地下水的形成条件及人为作用引起的变化为中心，特别要加强对边界条件的研究，包括含水层的周边界、上、下边界的性质和形状。

据1977—1978年地质系统对50多个矿山的回访调查表明，不少矿区水文地质条件不清，尤其是边界条件研究得更不够，使矿坑涌水量预测不准确。造成这种状况的一个重要原因，是长期以来矿区水文地质勘探受矿床地质勘探的束缚，把研究矿区地下水与研究固体矿床同等对待，结果，使水文地质勘探、试验工作过份集中于矿区内部矿体附近，只限于查明充水岩层的富水性（常以钻孔抽水试验单位涌水量表示）和导水性。不仅对矿区外围的水文地质边界缺乏研究，而且把矿区内部充水岩层的富水性和导水性与评价矿坑涌水量大小完全等同起来，这当然是不妥的。因为含水层的富水性和导水性，主要是说明含水层的导水能力，而不

完全能说明其水量的丰富程度。只要含水层的导水性好，即使没有补给来源，钻孔抽水试验（尤其是短时间的抽水）的水量也可以很大。但毕竟是无源之水，一旦储存量被消耗就逐渐枯竭。

上述指导思想的偏差，使一些矿区的水文地质勘探走了些弯路。如河北杨二庄铁矿（图 5-4），充水岩层为中奥陶统马家沟灰岩岩溶裂隙含水组，其透水性强，渗透系数大于 100m/d，第一期水文地质勘探时，钻孔抽水试验单位涌水量达 1 000—3 000 $m^3/d \cdot m$，勘探工程多集于矿体附近，没有查明灰岩地下水的补给、排泄条件，结果预测－100 m 水平的矿坑涌水量为 $19\times10^4 m^3/d$。报告未获批准，又进行补充勘探。吸取第一期勘探工程的经验教训，加强对矿区地下水形成条件的研究，从矿区的补给区至排泄区长达 $25km^2$ 的范围内，进行了勘探试验和地下水动态观测工作，尤其是加强对边界条件研究，终于查明矿区东、西两侧为隔水边界，南部为弱透水的南洛河断层所隔，北部地下水补给方向上，由于闪长岩的穿插，使灰岩存在一弱透水带，矿区实际处于一个半封闭的槽地。通过大型的抽水试验（11 个主孔，14 个观测孔），历时 13 天，水位处于不稳定下降，停泵后 9 天，水位尚差 5.1—6.0m，无法恢复至抽水前水位。这充分揭示了矿区中奥陶统灰岩虽导水性强，但补给源不足，以静储量为主的本质。在此基础上，重新预测－100m 水平矿坑涌水量为 $5\times10^4 m^3/d$，经过几年的生产验证，与实际基本符合。可见，在矿区水文地质勘探中，查明边界条件，搞清充水岩层地下水的补、排条件，对于正确评价矿坑涌水量有何等重要的意义！

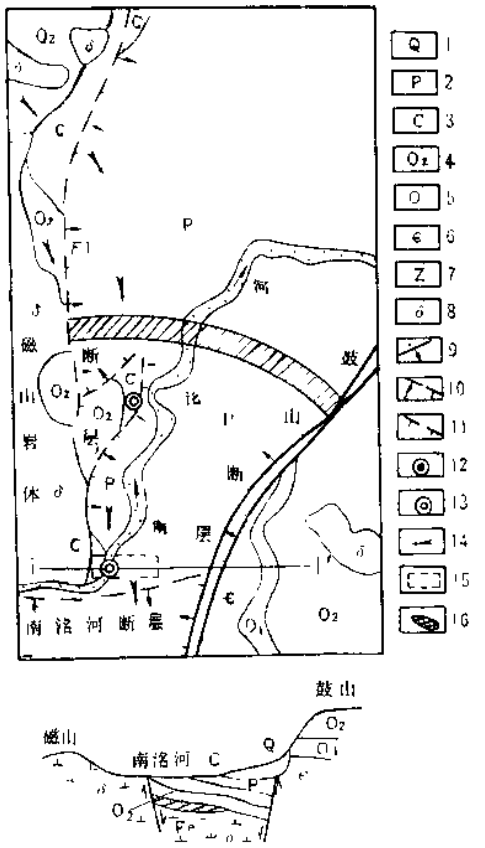


图 5-4　杨二庄矿区水文地质略图

1—第四系；2—二叠系；3—石炭系；4—中奥陶统；5—下奥陶统；6—寒武系；7—震旦系；8—闪长岩；9—隔水正断层；10—阻水正断层；11—透水正断层；12—抽水试验孔组；13—供水孔组；14—地下水天然流向；15—矿床范围；16—矿体

（据河北 517 队）

充水岩层的上、下边界，即顶、底板条件，对于评价矿坑充水条件和预测涌水量大小，同样有十分重要的意义。尤其是岩溶充水矿床，若岩溶含水层上覆第四系，则查明第四系岩性、结构、厚度及与基岩的接触关系，就成为矿区水文地质勘探需要解决的主要问题之一。如果第四系为砂砾石层，与地表水有水力联系，且其底部与岩溶含水层之间无隔水层或隔水层不稳定（“存在天窗”），则第四系孔隙水与地表水可能对矿坑造成威胁，而且常由于矿坑排水引起地表塌陷；相反，如果岩溶含水层顶板为稳定隔水层，即使位于地表水体附近，天然条件下，地表水与岩溶水之间也不一定有水力联系，但要注意开采引起的顶板破坏是否构成局部人为导水通道。

至于查明充水岩层的底界条件，无论是对确定含水层的厚度（或裂隙、岩溶发育的下

限），还是了解下部含水层越流补给或突破矿坑底板的可能性等问题，都是十分必要的。我国华北石炭二叠系煤田，以煤系中薄层灰岩的地下水为矿坑直接充水水源，其底部有一定厚度的砂页岩与奥陶系马家沟组相隔，因此，研究薄层灰岩底板砂页岩的隔水条件，对于评价马家沟组岩溶水能否突入矿坑，并考虑利用和改造隔水底板作为煤层开采的保护层，无疑都有重要意义。

这里还应强调指出，对矿坑充水水源形成条件或边界条件的研究，不能只限于搜集与矿区地下水有关的资料，仅仅确定其现状，而是要阐明矿区地下水的发展变化方向及其内在原因。因此，要重视和加强矿区的综合动态观测网，以获得有关地下水位、水量、水质以及相应的水文、气象要素等随着时间变化的系列资料。对矿区地下水和地表水的动态观测应在勘探阶段一开始就进行，到详勘后期，逐步形成完整的动态观测网，并一直保留到矿床开采结束，这将为矿区地下水补给、排泄条件、矿坑排水影响范围的分布和发展、人为不良作用对环境影响程度等方面提供及时准确的情报，从而做到有效地调控矿区水源。

四、矿区水文地质勘探试验工作必须从实际条件出发，结合采矿工程配置和可能出现的环境问题进行

一个矿区采用何种方法（抽水、注水、放水）或何种井流试验（稳定流或不稳定井流）均应根据其水文地质条件来确定。

抽水试验的主孔孔径、水位降深大小及延续时间，应根据试验目的、要求及水量大小来确定。对于水量较小的裂隙充水岩层，若仅为求参，一般小口径进行短期（数小时至数十小时）抽水试验就可满足要求，不必追求大口径，以节省人力物力；但对于水量较大的岩溶和孔隙充水矿床，则需使用大口径、甚至孔群抽水，以大流量、大降深进行较长时间（数天以上）的试验，才能形成一定规模的降落漏斗，充分暴露矿区水文地质和工程地质问题。

勘探试验的工作量要重点布置在：①主要充水岩层富水程度高、导水能力强或压力水头最大的地段，以及地下水的主要径流方向上；②先期开采或预定井筒等首脑工程所在地段。大型抽水试验要尽可能与开采疏干工程相结合，抽水主孔最好位于未来矿坑排水的中心，观测孔则沿未来矿坑排水的各可能来水方向上。

表 5-2　大水矿区大口径孔组抽水试验一览表

矿区名称	抽水孔数	观测孔数	抽水量 (m^3/d)	水位降低 (m)	含水层
王窑铁矿	3	11	6 000	0.48	中奥陶统马家沟灰岩
	7	33	24 000	3.80	
中关铁矿	14	83	60 000	8.34	中奥陶统马家沟灰岩
杨二庄铁矿	11	14	39 000	8.50	中奥陶统马家沟灰岩
西郝庄铁矿	3	18	8 221	3.62	中奥陶统马家沟灰岩
西石门铁矿	4	20	16 957	3.56	中奥陶统马家沟灰岩
王凤煤矿	38	82	135 200	1.75	中奥陶统马家沟灰岩
峰峰煤矿羊角铺	6	62	129 600	3.84	中奥陶统马家沟灰岩
	9	26	144 800	3.17	
司家营铁矿南区	19	81	21 251	7.03	第四系洪冲积砂卵砾石层
	13	103	40 710	3.38	
元宝山煤矿	4	40	110 266	7.27	第四系洪冲积砂卵砾石层

最后还应该指出，对矿区水文地质勘探程度和矿坑涌水量预测精度的要求，均应与技术经济结合起来考虑，不能为提高精度而无限增大勘探、试验量；特别是条件复杂的岩溶充水矿床，要求在勘探阶段确切查清、未来开采阶段可能发生的水文地质和工程地质问题也是不现实的。从一些大水矿区在水文地质勘探中所进行的大口径、群孔抽水试验来看，往往施工几个到几十个抽水孔和数十个观测孔，花费几年的时间和大量的勘探试验费，动用上百人参加大型抽水试验，但抽水水位降低值也只有几米（表5-2），以此来预测数百米降深的矿坑涌水量，难以满足矿山开采设计部门的要求，也不可能对采矿疏干排水条件下的人为作用与环境问题作出准确判断，因此，对于这类矿床，应结合矿山基建，专门进行生产性的矿床疏干试验，才能做到既经济而又满足要求。

第四节　矿区地下水防治方法

矿坑涌水问题及其防治方法同采矿历史一样悠久。人们在采矿的同时与涌入矿坑的地下水以至地表水进行了积极的斗争。随着科学技术的发展，矿区地下水的防治方法已从简单地排水，发展到复杂的预先疏干；从简单的堵漏，发展到现代的帷幕注浆；从单纯的治水，发展到积极地防与治的结合，使过去许多不能开发的矿床得以安全开采，并从实践中总结出了一套综合防治方法——疏、堵、躲、防。因地制宜地采用这些措施，便可有效地防止或消除水患。本节分别介绍常用的几种防治水方法。

一、疏干排水

疏干排水是目前国内外应用最广泛的一种防治地下水危害的有效方法。通常我们所说的疏干排水包含有疏干和疏水降压两种涵义。

疏干是指通过一定的集水构筑物（井、孔、巷道等），对矿床直接充水的含水层进行排水，使地下水位降低至开采地段以下的排水设施和过程。而对矿床间接充水的含水层，通过排水将其水头降低至某一安全高度，则称为疏干降压。

矿床疏干按其进行阶段，可分为预先疏干和平行疏干。预先疏干也称超前疏干，是在井巷开拓之前或在矿山基建过程中，超前降低既定开采区的地下水位或水压，以保证井巷或露天采剥工程安全正常进行，一般适用于水文地质、工程地质条件较复杂的矿区。平行疏干是在采掘过程中进行排水疏干，故又称同时疏干，通常适用于矿坑涌水量较小、水文地质、工程地质条件较简单的矿区。

按疏干的方式，矿床疏干又可分为地表疏干、地下疏干和联合疏干。

1. 地表疏干

（1）深井疏干　地表疏干目前以深井疏干方法为主，即在疏干地段从地表施工一系列疏干钻孔至充水岩层，用深井泵或潜水泵将地下水排出地表，降低水位或水压，达到安全开采目的。这种方法常用于矿体埋藏较浅，含水层渗透性较强的矿区，其优点是经济、安全、施工方便。据有关资料介绍，苏联一些露天矿，采用深井疏干取代巷道疏干，能够使疏干费用降低40—50%。同时，由于地表施工便利，地表疏干设施建设速度快，基建投资及经营费用也较低。另外，由于地表疏干通常是从矿体外围直接排水，排出的地下水不易受污染，因而可直接用于工农业生产及生活用水，便于排供结合，充分利用地下水资源。与地下疏干相比，深井疏干的另一优点，是比较容易控制地下水下降速度，因而对一些隐伏岩溶充水矿床，可

在一定程度上减轻因排水而引起的地面塌陷。但深井疏干需要较多高扬程大流量的水泵，维修复杂、消耗能源多，疏干范围与疏干深度有限，同时对过滤器要求较高，如设计不当，易引起进水受阻或漏砂，影响疏干效果。某些地下水中的硫离子或铁菌含量过高，容易造成过滤器和井壁筒的腐蚀或堵塞。在透水性较差的弱含水层中，尤其是粗细颗粒交替互层的含水层中易产生悬挂毛细水（残余水头），疏干效果较差。

地表疏干系统的布置应根据矿区水文地质条件及采矿要求来确定，其布置方式有线性、环形、网状及不规则等多种形式。线性孔排适用于地下水单侧补给的矿区，疏干孔布置在垂直地下水流向的进水一侧。环形孔排则适用于矿床附近含水层各向展布较远，地下水从各个方向补给矿坑的条件。根据疏干需要，线性孔排与环形孔排可以有多排布置，各排钻孔要互相错开，以提高疏干效果。

疏干孔的具体位置应有利于矿床疏干，又考虑其服务年限。如对露天矿，一般情况下疏干孔应布置在露天采场最终境界线以外。对于均质含水层，可采用等距疏干系统，对非均质含水层，尤其对一些非均质程度较高的裂隙、岩溶含水系统，宜采用不等距疏干系统，将疏干孔布置在导水性良好的地段。

目前，深井疏干方法在我国多用于矿体埋藏较浅，分布集中的矿区，尤其是露天矿。例如广东石录露天铜矿，就是采用地表深井超前疏干。该矿区处于石录盆地山前洪积扇，矿体赋存在中石炭统黄龙灰岩溶蚀洼地的第四系沉积物中，为次生矿床（图 5-5）。主要充水岩层为第四系底部的黄龙灰岩，含水层平均厚度为 45m，埋深 20—120m，导水性良好（渗透系数达 35m/d）。矿区西部、北部为石英闪长玢岩、矽卡岩和砂页岩构成的隔水边界。第一期疏干工程在露天采场最终边界线外 15—20m 处，呈半弧形单排布置了 34 个深井疏干孔（图 5-6），孔距 100m 左右，用深井泵排水。1971 年前每天平均开动 10 台水泵，排水量为 $4\times10^4m^3/d$，水位降深 16—22m，保证了 12m 台阶的正常生产。至 1985 年，疏干孔已增至 50 多个，平均每天开动 25 台水泵，排水量达 $9.5\times10^4m^3/d$，水位标高降至－14m 左右，使－4m 和－12m 中段各台阶得以正常生产。

随着高扬程大流量排水设备的出现，（如德国、英国、前苏联等新近制成的潜水泵扬程已达 1 000m，流量 1 200m^3/h）使得深井疏干的范围和深度不断增加。国外许多大水露天矿区都采用深井超前疏干作为治水的主要方法。如前联邦德国的莱茵煤矿，用 2 000 多台潜水泵（正常开动 200—800 台）疏干井深可达 600m。其它如匈牙利的尼拉德铝矿、苏联的柯尔道夫铁矿等都采用深井疏干。

（2）漏水孔　当矿区需要疏干含水层的下部存在透水性好且水位低于拟被疏干含水层水位的某一透水层或含水层时，在地表施工一系列漏水钻孔，将上部含水层中的地下水，通过漏水钻孔自流疏泄至下部含水层中（图 5-7），达到上部含水层疏干或降压的目的。这是一种最经济的疏干方法。我国北方石炭二叠系煤田的下伏奥陶系含水层，某些情况下其水位标高可低于煤系地层中某些次级含水层的水位标高，如山西的潞安煤矿及陕西铜川煤田，均已采取漏水孔将煤系地层中的地下水泄入下部水位低、透水性强的奥陶灰岩中。

这种方法要求：上下含水层之间隔水层厚度不大，下部含水层水位不但低于上部拟疏干含水层水位，且应低于疏干水平高度。但在某种情况下（如上部拟疏干含水层不宜直接布置排水孔），可以先在下部含水层中布孔排水降低其水位，再通过漏水孔，以达到疏泄上部含水层之目的。此法最大优点是经济、简便，然而最大缺点是容易造成水质污染。当上部含水层水质不良时，漏水孔勾通上下联系，使下部含水层水质恶化。如煤系地层中的地下水，Fe^{2+}

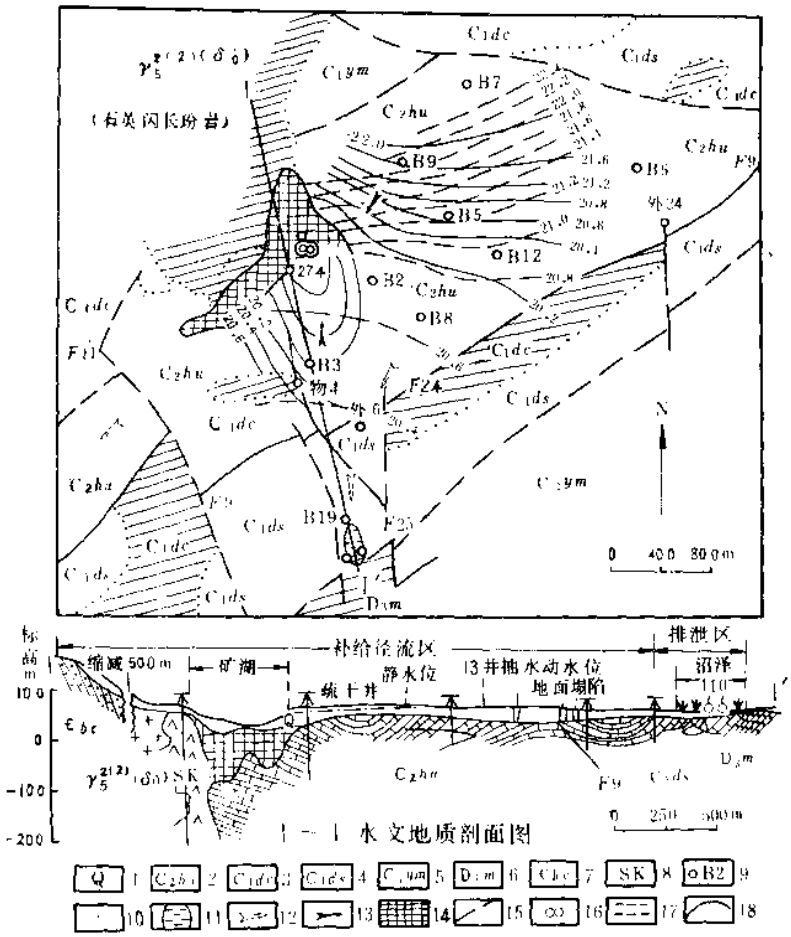


图 5-5 石寨矿区水文地质图

1—第四系；2—中石炭统黄龙灰岩；3—下石炭统测水组砂页岩；4—下石炭统石磴子段灰岩；5—下石炭统孟公坳组砂页岩；6—上泥盆统帽子峰组砂页岩；7—中上寒武统八村群砂页岩；8—砂卡岩；9—观测孔及编号；10—上升泉；11—沼泽；12—地下水流向；13—抽水时主要来水方向；14—矿体；15—断层；16—抽水孔；17—抽水前等水位线；18—抽水时等水位线

SO_4^{2-} 等离子含量偏高，可使下部奥陶系含水层水质发生变化。因此，使用这种方法首先必须查清上、下含水层的水质特征，在确保不致于下部含水层水质恶化的前提下，方能采用。

（3）水平孔疏干 近年来，国外露天矿疏干排水工程中，广泛采用水平孔来疏干露天边坡。德国的许多褐煤矿和前苏联的一些金属露天矿，水平孔疏干露天边坡成为主要的疏排方法。

这种方法的基本特点是：在露天采区边坡底部施工一个近水平的（一般为1—5°上坡角）钻孔，地下水则在自然梯度驱使下流出，泄入排水沟（图5-8）。钻孔的方向应尽可能垂直构造面方向，以期获得最好疏干效果；钻进深度应穿透土质边坡或松散岩层，对一些不稳定的边坡应穿透潜在滑坡面的后部。为防止松散物质堵塞，应在孔中设置不同材料的过滤器。

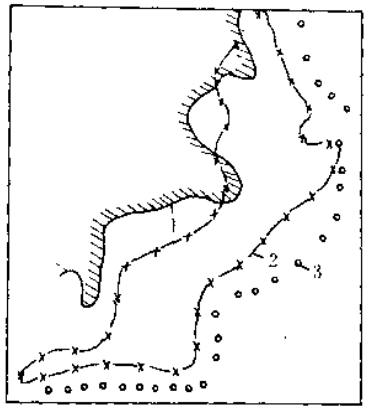


图 5-6　石景矿疏干井布置示意图

1—闪长玢岩隔水边界；2—采矿场最终境界线；3—排水深井

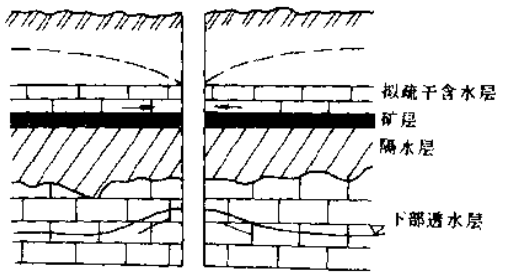


图 5-7　漏水孔疏干上部含水层

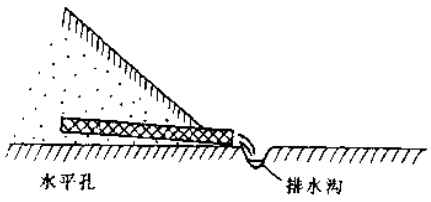


图 5-8　水平孔疏干露天边坡

据前苏联有关研究院分析计算认为：水平孔疏干露天边坡的效果比深井疏干效果好得多，当水平孔的间距等于钻进深度时，截水系数超过 90%，当间距缩小为钻进深度的 1/2 时，几乎可把水全部截入。

这种方法经济、安全、简便，疏干较彻底，对于松散地层组成的边坡，可以显著降低其残余水头，增加边坡稳定性。如加拿大魁北克省杰费里露天石棉矿，曾发生过重大滑坡事故，滑坡体高 210m，宽 600m，厚 75m，总计约 $2\times10^7m^3$。为了控制再次滑动，采取了以水平孔疏干边坡为主的防治措施，至今该矿边坡一直保持稳定。因此，水平孔放水被认为是目前疏干露天边坡地下水最有效的方法。

2. 地下疏干

地下疏干系在地下借助疏干工程（巷道、平峒或放水钻孔、直通式钻孔），将地下水或放入坑道集中排出地表，或泄入于水头较低的底部含水层中的一种排水措施。其适用范围较广，无论含水层埋藏深度的大小，渗透性能的好坏，富水性的强弱都可采用。特别是地下水位较深的矿区，地表疏干不经济，更宜采用地下疏干。其优点是疏干较彻底，尤其对松散细颗粒含水层，其疏干效果较之地表疏干更为突出；且由于地下疏干多用于巷道，对有侵蚀性地下水，也不易受化学或生物化学作用而堵塞孔眼。同时，维修管理方便。但是地下疏干施工条件复杂，工期长，基建投资高，对某些岩溶充水矿床，也易引起地面塌陷。

常见的地下疏干工程有疏干巷道、平峒、放水钻孔、直通式钻孔等。

（1）疏干巷道　用以直接或间接疏泄和拦截进入矿坑的地下水。当含水层的工程地质条件较好且水量不很大时，疏干巷道可直接布置于含水层中；当含水层水量大或稳定性差（如松散地层），则疏干巷道可布置在紧邻含水层的隔水层中，然后再施工放水钻孔或其它滤水装置，将地下水疏泄入巷道。

疏干巷道的布置，应垂直矿坑地下水的补给方向，且低于采矿标高，既要考虑取得最佳

疏干效果，又要考虑有利于施工。对专用疏干巷道，还应力求与地下开采其它排水工程结合，并延长其服务年限。

如凡口铅锌矿，采用专用疏干巷道与分中段超前疏干相结合的方法，在矿体外围垂直地下水补给方向强岩溶含水带的底部，布置专门疏干巷道（图 5-9），拦截岩溶强含水带的地下水；在矿体分布范围内各中段，则结合采矿巷道，布置放水工程，以疏干强含水带的残余水头和弱含水带的地下水。疏干放水自 1965 年至 1976 年已形成一个较稳定的降落漏斗，其半径东约 2 600m，南约 2 000m，使金星岭采区地下水位已降至 0m 标高，狮岭采区水位也降至＋10m 标高，岩溶强含水带已处于疏干状态，采掘安全已得到保证。全矿平均排水量为 34 000m³/d 左右，其中 80%以上来自专用截水巷道，说明它具有良好的截水疏干效果。

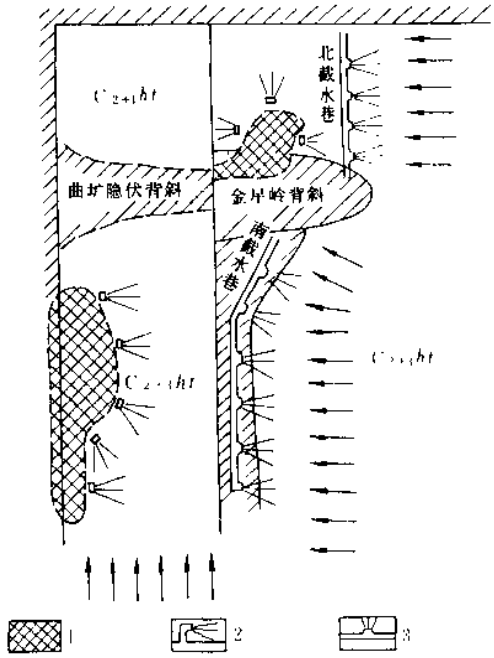


图 5-9　凡口矿疏干巷道布置示意图

1—矿体；2—截水巷道及水平放水孔；3—放水硐室及直通式放水孔

（据凡口矿）

（2）疏干平峒（平窿）　当矿区充水岩层地下水位较高而且存在着深切的沟谷时，可利用有利地形，用疏干平峒作为疏干巷道，使地下水由平峒自流出地表。如四川红岩煤矿，广西泗顶厂铅锌矿等，都采用此法疏干。

（3）坑内放水钻孔　由坑道内直接打入含水层，利用坑下的承压水头，将地下水放入矿坑。放水钻孔需配置专门的放水硐室，硐室距离取决于含水层的透水性，自数十米至 100 米不等，每个硐室可布置 3—5 个放水孔，一般呈扇形或放射状分布，多为水平钻孔或上仰孔，也有向下打垂直孔。孔深多小于 100m，钻至孔内强烈出水为止。钻孔孔口应安装孔口管或放水阀，并用水泥或铆杆加固。

坑内放水疏干的方法，在我国无论煤矿或金属矿都广泛采用。如山东金岭铁矿，矿体赋存于中奥陶统马家沟灰岩与闪长岩的接触带中（如图 5-10，5-11），矿层直接顶板为灰岩裂隙

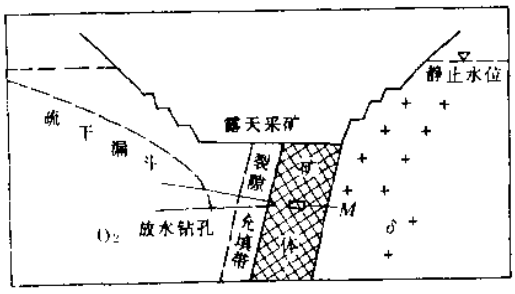


图 5-10　金岭铁矿疏干工程布置剖面图

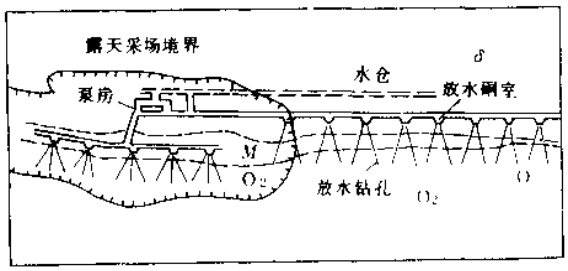


图 5-11　金岭铁矿疏干工程布置平面图

岩溶含水层，矿层及底板为隔水层。为安全开采，需对顶板含水层进行预先疏干。该矿采用巷道放水孔疏干，疏干巷道均利用坑下运输巷道，布置于矿体底板闪长岩及矿体中，放水硐室间距40—50m，每个硐室施工2—5个放水孔，呈放射状分布，仰角0—22°，孔深50m左右，先后已疏干+16m，-7m，-47m等水平，收到了良好的治水效果。

煤系地层中的薄层灰岩含水层，常构成煤层的直接顶、底板。为防止这些薄层灰岩地下水对采掘的危害，煤炭系统广泛采用在坑内打放水孔或石门，分水平超前疏干。如峰峰煤矿，按开采顺序成功地对薄层灰岩分水平逐层超前疏干（图5-12）。即自上而下，当开采第一水平时，在该水平向下打放水孔，依次逐层对该水平以上各层灰岩含水层进行疏干，当该水平各煤层回采即将结束时，又开始在第二水平打放水孔，超前放水，一旦第一水平煤层回采完毕，即可开采第二水平。放水孔的距离主要取决于含水层的透水性，据峰峰二矿的经验，一般为500—600m。

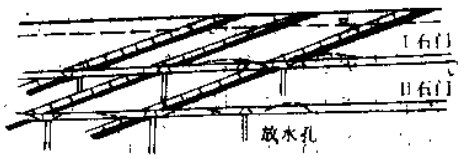


图5-12 分水平逐层超前放水疏干示意图

（4）直通式放水钻孔 当采矿层上方较远处存在着威胁采矿安全的含水层时，可从地表打钻孔，穿过含水层直达井下巷道，使含水层中的地下水，通过钻孔自动流入巷道，从而达到疏干的目的。这种钻孔称为直通式放水钻孔，它既适用于地下开采的矿床，也适用于露天开采。对不同岩性、结构及透水性含水层，均可适用，且具有疏干效果好，所需设备少，管理方便，消耗能源低等优点。缺点是施工条件较复杂，并需有地下疏干工程配合。

直通式放水钻孔的布置与地表疏干的抽水孔相似，同样依补给矿区地下水的方向，分为线形孔排和环形孔排等。钻孔通过含水层时，若岩石较破碎（尤其是松散含水层），应安装滤水管或过滤器护壁。为控制放水流量，还应在放水孔底端安装孔口管和阀门（图5-13）。

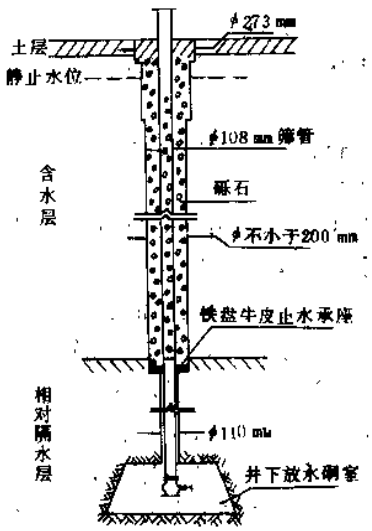


图5-13 直通式放水钻孔结构

我国不少矿山，如凡口铅锌矿、姑山铁矿、新浦磷矿等，都采用直通式放水钻孔疏干，收到良好效果。新浦磷矿位于滨海平原，地表水发育，矿体赋存于片麻岩系的大理岩中，上覆第四系细砂层及淤泥层；细砂层厚6—7m，含氯化钠型水（矿化度24—25g/l），为矿区主要充水岩层；砂层与基岩之间，分布有0—4m厚的亚粘土隔水层。为防止矿床开采过程中顶板破坏引起泥砂和淤泥溃入井下危害生产，必须对砂层进行疏干。结合采矿工程，在-50m中段矿体顶板崩落界线以外5m处，大致平行矿体走向，布置一条专用放水巷道，又在矿体底板利用-32m中段的通风平巷作为放水巷道。然后在地表垂直打直通式放水钻孔，直达放水巷道。孔距为16—17m，呈长条状环形布置。结果，疏干效果良好，保证了矿山安全生产。

3. 联合疏干

联合疏干系指一个矿区内，同时采用地表疏干和地下疏干两种方法。一般是在矿区水文地质条件较复杂，单一疏干方法不够经济合理时采用。联合疏干通常是在基建阶段

采用地表疏干，采掘阶段用地下疏干。第一阶段在地表用深井作预先疏干，把大部分地下水贮存量排除，降低充水岩层水位，保证开拓工程安全掘进；第二阶段利用各种生产巷道，辅以放水钻孔，排除矿层上下含水层保留的残余水头，保证采矿安全。由于联合疏干兼具地表和地下疏干的优点，对一些条件复杂的大小矿区，采用联合疏干往往比单纯采用某一种疏干方法要经济、安全，疏干效果更好。

二、注浆堵水

在防治矿区地下水措施中，除疏干排水外，采用注浆堵水，也是一种行之有效的治水方法。注浆堵水是指用具有一定压力和浓度的浆液（如水泥浆、化学浆等），通过钻孔注入含水层的空隙或通道中，使其扩散、凝固，形成地下帷幕，堵塞进水途径，切断矿坑充水水源，达到防治水的目的。

注浆堵水，在国内外均有成功的经验，例如，英国的北海煤田，在海底采煤，煤层底板为白云质灰岩和石膏，为防止采煤引起海水溃入矿坑，普遍采用水泥预注浆加固顶板，保证了海底采煤的安全。我国自50年代开始将注浆应用于矿区治水工程，并取得较好的效果，使这种治水方法很快得到发展和推广。例如，湖南水口山铅锌矿，山东张马屯铁矿、黑旺铁矿，河南焦作煤田和江苏贾旺煤矿等都不同程度地采用了注浆堵水措施，有效地防治了地下水的危害。前已提及的山东淄博北大井，解放前突水造成535名矿工遇难，在1972年开始注浆堵水，1974年成功排水，到1978年12月又正式投产，使淹没了40多年的矿井重新恢复。又如1984年6月发生特大突水灾害的开滦范各庄煤矿，对该次突水的治理也是采用注浆方法，加固防水煤柱，堵截突水通道，使这次世界采矿史上罕见的突水灾难在短期内就得到控制并恢复生产。这些都说明我国的注浆堵水技术已达到世界先进水平。

随着地下水资源的供需矛盾日益突出，以强排疏干方式来防治矿区地下水危害，将受到越来越多的各种环境条件的制约，因此，注浆堵水将逐渐成为矿区防治地下水的主要手段之一。

在一定条件下，矿区治水采用注浆堵水较之强排疏干有以下优越性：

（1）保护地下水资源　注浆堵水可以避免因矿坑排水引起区域地下水位大面积下降，而造成附近工、农业生产及生活供水源地破坏的弊病。

（2）经济效果好　对某些大水矿区，采用排治水措施往往费用很高，而采取注浆堵水，可以大量减少排水工程及设备的投资，节约能源，降低排治水费用。

（3）避免塌陷　对某些隐伏岩溶充水矿区，矿坑排水量易引起地面塌陷，严重破坏工农业设施，威胁当地居民人身安全，而注浆堵水则可大大减轻甚至避免此隐患。

但是，注浆堵水工程施工复杂，工期长，一次性投资较大。因此，在确定防治水方案前，应从全局出发，考虑长远的经济利益和社会效益，进行全面综合分析对比，选定最优的防治水方案。那么，具备什么条件的矿区可以考虑采用注浆堵水呢？通常应具备下列条件：①矿区地下水补给源充足，矿坑疏水量大，疏干范围内有许多重要工农业设施以地下水为主要供水源，若采用强排疏干，不仅投资大、耗能多，且将引起严重的不良后果，如破坏水资源，产生地面塌陷或破坏风景名胜等；②矿体规模大且较集中；③充水岩层埋深不太大，有适于堵水的边界（如进水口较小）；④矿区充水条件比较清楚，充水水源、充水通道和注浆地段含水层的埋藏条件，裂隙、岩溶发育状况等已基本查清。

注浆方法按施工位置可分为地表注浆和井下注浆；按注浆液不同可分为单液注浆、双液

注浆和化学注浆等。单液注浆一般为水泥浆液，适用于地下水流速不大的砂层或岩溶裂隙地区，如遇大裂隙或大溶洞，还可以加入砂土等掺合料，可节约水泥，提高注浆效果；当地下水流速过大时，宜采用双液注浆，它是用水泥浆和水玻璃混合进行，以加快凝结速度。对于细颗粒地层（如粉细砂），水泥浆液不易注入，则应采用化学注浆。

此外，按注浆工程的规模可分为局部堵水和全区堵截。局部注浆堵水是针对某个或某些具体的“进水口”而进行，如对突水点、强径流带进行注浆堵水，井巷工作面和井筒预注浆堵水。井筒预注浆堵水通常是在大水矿区，井筒（竖井）开挖之前，先在地表施工注浆孔将地下水“隔”开，便于开拓工程施工。井巷工作面预注浆，则是当采掘工作面要通过强含水层、断层破碎带或在水体下进行时，为防止突水，预先向前打一系列注浆孔，封闭突水点或加固围岩后，再掘进通过以保证安全。全区堵截即利用矿区的隔水边界，在外围对主要透水边界进行注浆，形成地下帷幕，隔离或大幅度削弱矿区地下水与区域地下水的联系，使其成为一个孤立的含水系统，以使加快疏干速度，减少矿坑涌水量，同时保护外围的地下水资源和环境。注浆堵水孔的布置，一般是垂直地下水补给的方向布孔，组成帷幕线，帷幕线两端要尽量利用隔水层（岩体），以减少帷幕的长度；如为封堵突水点或切断开窗补给源，也可呈面状布置。孔距应先疏后密，对非均质、各向异性的岩层，不必等距布孔；若帷幕线与岩溶裂隙发育方向一致时，孔距可适当大些，反之可小些。钻孔深度一般应到达注浆含水层的隔水底板，如果含水层埋藏深度或厚度过大，至少也应穿过含水层的强透水带，采用悬挂式帷幕注浆（也有采用底帷注浆）。注浆工程基本结束后，要进行质量检查，评价注浆效果。通常要在帷幕线上打检查孔，取出岩芯，观测浆液对空隙的充填和胶结程度，或通过钻孔无线电透视仪加以间接了解，并要进行压水试验或联通试验，分析帷幕内外地下水动态或矿坑涌水量在帷幕合拢前和合拢以后的变化，以评价注浆堵水的效果。

下面以济南张马屯铁矿帷幕堵水为例，以资说明。

山东济南张马屯铁矿西矿体试验区，是近年采用帷幕堵水成功的一例。该矿位于济南市东郊工业区内，于1967年开始基建，由于水文地质条件复杂，矿坑涌水量大（预计最终开采水平为 $45\times10^4m^3/d$），如采用强排疏干，每年需花排水费2 400万元，吨矿石排水量为300 m^3，吨矿石排水费达45元，经济上极不合理。而且矿区外围均为济南市重要工矿企业供水源地，不能因矿山排水而破坏水源地。因治水工程没有解决，矿山长期达不到原设计生产能力，所以需要采用既经济合理，技术可行，又能保护地下水资源的治水方法。该矿在查清矿区水文地质条件的基础上，选择了西矿体进行帷幕堵水试验。该段地层，上部为第四系砂质粘土夹砾石，厚40m，其下部为闪长岩和矿层及奥陶系灰岩互相穿插，矿层顶板为中奥陶统马家沟灰岩，厚60—200m，向东南尖灭，埋深200—500m，岩溶发育上强下弱，富水性好，为矿坑的主要充水岩层。帷幕线布置在灰岩顶板崩落范围以外20m（崩落角60—70°）呈单排弧形分布，全长1 800m，两端为闪长岩。沿帷幕线布置34个注浆孔，先疏后密，分三次施工，其间距依次为60、30、15m（图5-14、图5-15）。由于灰岩在埋深460m以下透水性很差，故以此深度为帷幕底界，采用分段水泥注浆，自上而下逐段进行。堵水帷幕合拢后，经过施工质量检查孔，取岩芯观测，作无线电波透视和压水试验，都证明帷幕线上灰岩岩溶裂隙均被水泥所充填固结，透水性显著减弱。1978年又在井下进行放水试验，结果帷幕内外水头差达200m以上（图5-16），矿坑涌水量也明显减少，从堵水前的49 380m^3/d减为10 000m^3/d左右。证明堵水帷幕质量良好，其堵水效果达80%，每年可节约排水费用200万元，西矿体帷幕堵水工程共投资520万元，三年即可回收堵水工程费，该矿体计划可开采20年，共可节约

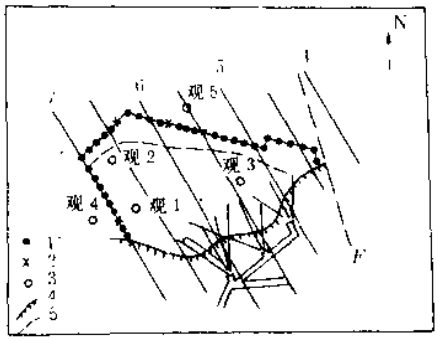


图 5-14　帷幕堵水试验工程布置平面图

1—注浆孔；2—质量检查孔；3—观测孔；4—闪长岩界限；5—矿体边界

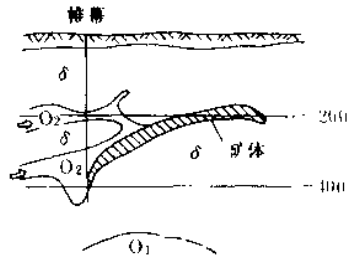


图 5-15　7 线水文地质剖面图

（图中单位为 m）

4 000 万元，而且又不破坏附近的供水源地，因此，经济效益是显著的。

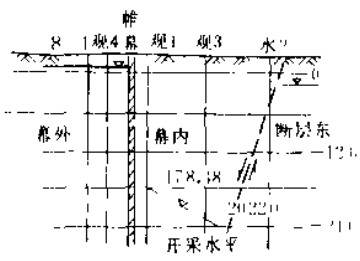


图 5-16　帷幕内外形成水头差示意图

（图中单位 m）

在矿区地下水防治措施中，除了排水疏干和注浆堵水外，对一些间接充水的矿床，如果构造条件比较简单，隔水层连续的情况下，应该首先考虑利用隔水层，采取带压开采。即充分利用矿区隔水层作为保护层，以防为主，适当疏排，带着一定的水压，进行开拓回采。这样可以大大减少矿坑排水量，故也有利于保护水资源免遭破坏。间接充水的矿床，开采后能否引起突水，主要决定于矿床顶、底板所承受的水头压力及隔水层的厚度和强度。因此，在查明矿床水文地质和工程地质条件的基础上，可以对某些水头压力较小（如地垒构造或其它埋藏较浅的部位），或隔水层厚度大而完整，即水压与有效隔水层厚度之比小于该区突水系数的地段，进行带压开采。如果水头压力过大或隔水层厚度太薄或遭破坏，则必须适当进行排水，降低水压，或人工加固隔水层，以确保安全开采。为防患于未然，采取利用隔水层带压开采的方法，都必须以防为主，有足够的排水能力和辅以其它防治水及应急措施。

利用隔水层带压开采，在国内外均已得到应用。匈牙利在这方面，取得了很好的经验。该国 70%的煤田具有应用这种方法的条件。我国带压开采已有多年的历史，如峰峰煤田的下三层煤（即大青、小青、三架煤等），占总储量二分之一以上，由于受底部奥陶系灰岩地下水的严重威胁，多年来不敢开采。最近几年，有关单位先后在王凤及二矿进行带压开采试验，由于条件清楚，措施得力，均获成功。例如，王凤矿 1718 工作面，小青煤与底部大青灰岩仅有 21—27m 的砂页岩相隔，大青灰岩受奥陶系灰岩地下水补给，水量较大，水压较高，曾发生突水事故，开采前，小青煤底板的水压与隔水层之比为 0.8—1.4（0.1MPa/m），而该区临界突水系数约为 0.72（0.1MPa/m），因此，为安全起见，必须对该采区底板大青灰岩进行放水降压，使水位降至安全水头以下（图 5-12），从而达到带压开采安全作业的目的。

三、防水措施

矿区地下水的防与治是密不可分的，与其治理不如预防，所以无论采用何种治水方案，都必须首先做好防水工作。防水工作可从地面和井下进行。

1. 地面防水

地面防水包括开挖排水沟，防渗堵漏和河流改道等。

(1) 开挖排水沟　位于山前平原或位置较低的矿山，汛期洪水可直接灌入矿坑或袭击矿区地表建筑物，造成严重的危害。如徐州贾汪煤矿，1958年遭洪水袭击，铁路被冲垮，排洪道决口，井下涌水量猛增10倍，造成部分井巷淹没停产。因此，对这类矿山，应在垂直来水方向上开挖排水沟，拦截洪水。排水沟大致沿地形等高线布置，利用地形坡度，将洪水排出矿区。贾汪煤矿就是在矿区外围，沿山坡修建43公里的半环形排水沟，保证矿区免受洪水的威胁（图5-17）。

排水沟不仅可排除地表水，对露天矿还可用来排除地下水。当矿坑充水岩层埋深较浅，且隔水层较平缓稳定时，常可开挖排水明沟，嵌入隔水层以拦截地下水。如安徽姑山露天铁矿，充水岩层为第四系地层中的细砂和砂砾石层，埋深20—50m，开采初期用深井疏干，当含水层下部基岩底板被剥离后，即在基岩内开挖明沟排水，大大降低充水岩层中的残余水头，提高了边坡的稳定性。

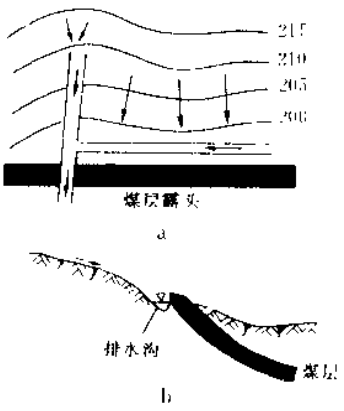


图5-17　排洪沟布置示意图
a—平面图；b—剖面图

(2)防水堵漏　为防止或减少降水及地表水进入矿坑，对矿区附近地表各种裂隙通道、岩溶塌陷以及可能积水的洼地等，均应用粘土或水泥等进行回填、堵漏。在岩溶塌陷十分强烈的地段，甚至用不透水的围堤将塌陷区隔离起来（如水口山矿）。对能造成矿坑充水的地表水，也应在渗漏地段加防渗铺盖，或修人工不透水河槽。

(3)河流改道　当流经矿区的河流，对矿坑充水有严重影响时，可考虑将河流改道。即在河流上游筑拦水坝，将河水从人工河道引出矿区。人工河道路线的选择，既要考虑经济和施工条件，又要尽量减少以至对矿坑不产生渗漏。人工河道的坡度和断面，应大于旧河道，以利于泄洪。有些岩溶充水矿区，地表塌陷严重，改道的旧河床还需用钢筋混凝土铺底，如水口山矿和泗顶厂矿，均采用这种措施。

总之，地面防水必须根据矿区自然地理和水文地质条件，采用综合措施，才能奏效。在这方面，徐州矿务局贾汪矿的经验，是很有参考价值的。该矿根据多年的实践，总结出“井下着眼，井上着手，远近结合，以防为主，防、排、治相结合”的治水方针，按不同条件，采取不同的综合治水措施。第一，山区以蓄为主，蓄防结合。配合农林建设，修水库，开鱼鳞坑，种树，挖山前顺水沟，以减少矿井雨季洪峰水量；第二，矿区外围以防为主，防排结合。在煤系灰岩露头区以外挖排洪道，包围井田，洪水通过铺底防渗的主干排洪道注入屯头河；在排洪道下口，建水闸和排洪站，以防河水倒灌；第三，矿区内部以导流为主，导排结合。在低平的矿区内部，挖中央排洪道，向矿区外围导流放水，低洼的塌陷区建泵站排积水（图5-18）。上述各项综合防治水措施，使该矿雨季矿坑涌水量减少20—40%，而且经受了特大洪水

的考验，保证了矿山的安全生产。

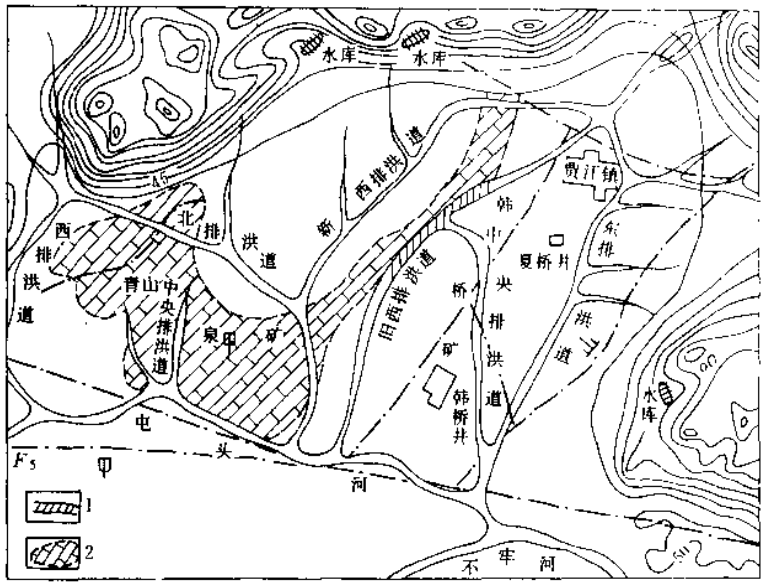


图 5-18　贾旺矿区地表防洪排水工程

1—排洪道铺底地段；2—灰岩漏水地段

（据徐州矿务局）

2. 井下防水

井下防水与地面防水是相互配合、缺一不可的重要防水措施。井下防水首先应从合理进行开采布局、采用正确的开采方法入手，并采取留保安矿柱、修防水闸门和超前探水等各项措施。

（1）合理进行开采布局，采用正确的开采方法　这是利用自然条件，防止或减少地下水进入矿坑的积极措施。其内容包括：矿层开采顺序和井巷布置应从水文地质条件简单地段开始，如岩溶矿区，第一批井巷应尽量布置在非岩溶或岩溶发育较弱地区；井筒及井底车场应布置在地层完整不易突水处；在强含水层或地表水下采煤时，应先开采深部，后采浅部；而在高压含水层之上采矿时，则应先采浅部，后采深部；对于处于同一水文地质单元的矿群，应该多矿井联合开采，整体疏干；为减少顶板的破坏，在强含水层或地表水体下采煤时，应尽量采用房柱法或充填法，避免采用大跨度的崩落法等。

（2）留防水矿柱　当矿层与含水层（体）接触时，为了防止突水事故，应留设一定宽度和一定厚度的矿柱，称为防水矿柱。下列情况应考虑留设防水矿柱：①矿层直接为松散孔隙含水层所覆盖（图 5-19a）；②矿层因受断层的错动而与强含水层直接接触（图 5-19b、c）；③矿层受断层的错动而接近强含水层（图 5-19d、e）；④矿层与断层富水带或积水老窑直接接触（图 5-19f）。

留设防水矿柱的大小，既要考虑安全，又要经济合理。如何确定最佳尺寸，是一个十分复杂的问题。因为它与水头压力，矿层及围岩的强度、产状以及采矿方法等因素有关。目前，国内外尚没有一个完善确定防水矿柱的方法，多根据具体条件或经验来确定。如英国规定防

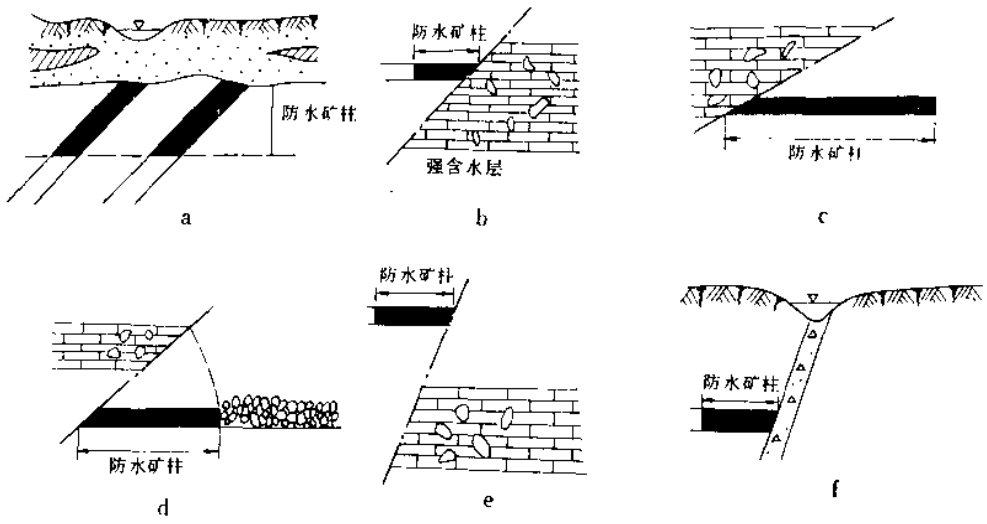


图 5-19　不同条件下留设防水矿柱示意图

水矿柱为 18—36m，我国和前苏联煤炭部门，对厚度小于 3.5m、侧角小于 30°的煤层，均规定留防水煤柱不小于 20m。

对于在地表水或强含水层下采矿时，防水矿柱要大于导水裂隙带的高度（参看第一章第三节顶板破坏部分）。

对于矿层侧方直接与含水层接触时，通常按斯列萨列夫给定的公式确定防水矿柱的宽度。

$$P = \frac{4}{3}K_p\frac{a^3}{L^2}$$

则

$$a = 0.5L\sqrt{\frac{3P}{K_p}}$$

式中：a 为矿柱宽度（m）；L 为矿层采高（m）；K_p 为矿层抗张强度（MPa）；P 为作用于矿柱的静水压力（MPa）；

上式是在理想的条件下推导出的，实际情况往往复杂得多，故常采用 2—5 倍的安全系数。

（3）修建防水闸门或水闸墙　在可能发生突水的采区巷道进出口处或井下重要设施（如井底车场、水泵房、变电所等）的通道，可修建防水闸门，以便一旦发生突水，可关闭闸门，控制水害。另外，在局部有突水威胁的采掘工作面，可修建水闸墙，将水堵截在小范围内，以防突水波及全矿。

（4）超前探水　矿坑水患，不仅在于水量大、水压高，更重要的是在于其突然性。超前探水就是在采掘过程中对于可能有水患的地段，提前进行钻探，以查明采掘工作面的前方、侧帮或顶、底板的水情，确保安全生产的一项重要防水措施。“有疑必探、先探后掘”的原则，就是这一措施的经验总结。

探水钻必须在充分分析矿井地质、水文地质条件的基础上进行布置，通常是当掘进坑道接近强含水层、断层带或老窑积水区，或靠近可能存在着流砂层、充填泥沙的大溶洞以及有突水、突沙、突泥的征兆（如坑道变形、工作面淋水、涌水、涌沙明显或有异常的声响、气

味等）时，都应坚持超前探水。

第五节　矿区地下水的综合调控

如前所述，采矿过程中，为防止矿井水患长期进行大量排水，从而造成区域地下水资源的枯竭，与城市供水需要发生冲突，并产生一系列环境问题。因此，如何从矿山安全、供水需要和环境保护等多方面考虑，对矿区水源进行综合调控，这是矿床水文地质工作面临的新课题。

一、矿区地下水综合调控概念的形成及其发展

综合调控的概念是在长期的采矿实践和社会经济发展中形成的，概括起来，经历了三个阶段。

第一阶段是从单一的排水，发展到防排结合和堵排结合的综合治水。

第二阶段是矿坑水的利用与排供结合。矿山排水费用常占采矿成本的很大比例，将排出的矿坑水加以利用，无疑可以降低采矿成本，并满足供水需要。

最初的排供结合是基于：以保证矿山安全生产为前提，最大限度地利用矿坑水解决本矿与当地供水需要。但这种思路很快暴露出其局限性：矿坑排水季节变动强烈与供水要求稳定的不协调，矿坑突水等事故还会造成供水中断；从矿坑排出的地下水往往受到污染，需要经过处理才能满足供水要求；矿坑排水点与需水点相距远时，需要长距离输送。

目前的排供结合是将矿坑水的利用与治理结合起来，使二者相互补充。一方面采取有效措施，控制矿坑涌水量，避免无节制地排水；另一方面，在利于采矿安全部位建立浅排供水源地，同时加强突水预测，配置应急供水系统等。我国自70年代以来，在一些矿区进行了尝试，已取得一定效果。

第三阶段，综合调控概念的形成。上述矿区水源的综合治理和排供结合，都是从矿山安全和经济效益出发，仍常造成与地区供水需求的冲突，特别是产生一系列前述的人为作用，使环境质量下降，破坏生态平衡。因此迫使人们认识到，必须从区域矿产资源开发、工农业、城市供水及环境保护的全局考虑，制定矿山规划和防治水方案。综合调控就是在系统思想指导下，对矿区所处地下水系统范围内各种人类活动及其环境影响进行综合分析，统筹规划，使得矿区地下水的防治、开发与保护达到最优状态。

二、综合调控的思路

综合调控因涉及面广，难度非常大，目前尚处在摸索阶段，没有现成的统一操作程序，但至少应遵循以下原则：

(1) 必须将矿区地下水放到区域水资源系统中进行研究　如前所述矿区地下水是区域水资源系统的一部分，矿山开采的治水措施对整个系统都会产生影响，甚至会改变系统内各部分之间的物质流向。因此，必须从矿区所在区域水资源系统出发，搞清矿区地下水与区域水资源系统的关系，以及矿山开采可能防治水措施对区域水系统的影响。

(2) 矿区水的调控是涉及多目标的综合调控问题　矿区所在系统内，存在多种与地下水有关的人类活动，它们从不同方向对地下水进行干预。如采矿工程和供水工程。采矿期望通过大流量排水，在短期内形成大的降落漏斗，保证安全开采；而供水则要求以最小降深满足

长期持续增长的供水需要。采矿和供水分属不同部门，缺乏协调和统一管理，势必造成二者之间的矛盾。而且，矿区所在系统内各种与地下水有关的环境都可能会因采矿排水，向恶化的方向发展。所以对矿区水源综合调控，是从采矿、供水、环境保护等多个目标出发，选择对环境损害程度最小的防治水措施和水源地方案，使得对地下水的干预对多个目标取得最佳状态。

(3) 综合调控是动态过程　仅从当前情况出发的调控措施不能满足矿产资源开发和工农业及城市发展的需要。许多矿区原来行之有效的防治水措施在发展中已逐渐显露出局限性，因而应避免仅从当前利益出发的目光短浅做法。前民主德国的经验值得借鉴：对褐煤露天矿区的地下水管理，分别针对长期区域规划与水管理、矿山排水系统的规划和设计、矿山排水系统的运转控制，建立三级谱系模型——区域模型、露天矿模型和运转模型。

从上述原则可以看出，矿区水源综合调控是个系统工程，图 5-20 是矿区水资源系统和人类活动的关系图。综合调控就是要使得二者之间各系统内部的关系最合理。

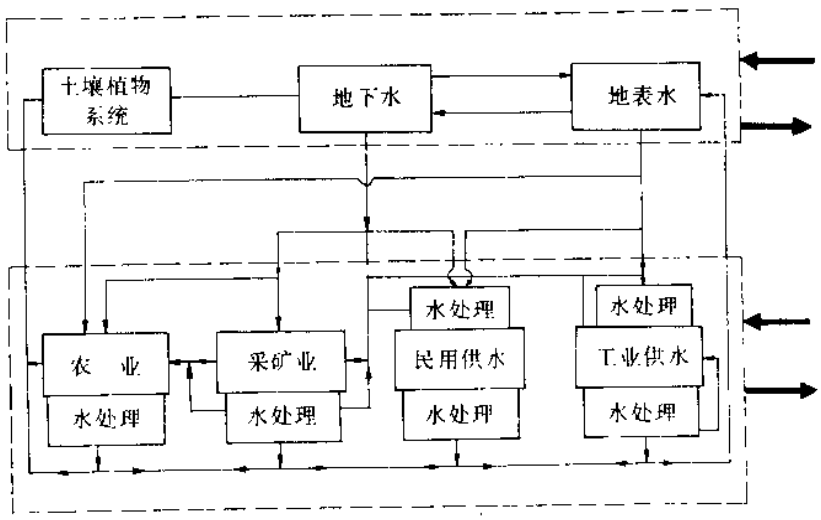


图 5-20　矿区人类活动与水资源系统

上述综合调控的原则是针对新建矿区而言，对正在开采的矿区，防治水方案和设施已经形成，就必须从实际出发，既考虑到当前系统内的采矿和工业布局，又要深入研究原有措施和布局的缺陷，在规划中向综合调控的方向发展，使之趋于合理。当前国内大部分矿区属于这类情况，其中不少正探索以排供结合为主的综合调控措施，同时坚持矿山排水和供水总量不超过系统内水资源剩余量的原则。

三、焦作九里山矿排供结合实例

1. 矿床水文地质条件

九里山矿位于焦作煤田的东部，西与演马庄矿相邻，地面标高 100m 左右，现生产水平为 −225m，矿坑排水量呈不断增加趋势，至 1987 年吨煤排水已达 93.98m³，给矿山造成了严重负担。

该矿区域水文地质条件、矿区地层及主要充水岩层与焦作煤田其他矿相同（参看图 2-11及图 2-12）。矿区地下水与区域岩溶水系统具有密切水力联系。（据王梦玉等：区域岩溶水系统面积达 3 468km^2，总补给量为 12.5m^3/s，目前岩溶水资源剩余量约为 2.5m^3/s。）

从构造条件来看，几组近东西向和近南北向断层在平面上互相交切，构成复杂的裂隙网络系统；据勘探揭露：矿区范围内底板奥陶统灰岩厚达 500m，岩溶发育深及 -300m，巨厚的可溶岩层与强烈发育的岩溶裂隙网络，使焦作煤田在宏观上成为一个统一的含水体。

2. 综合调控的必要性与可行性

由于九里山矿充水岩层与区域岩溶水系统之间有密切水力联系，因而在没有降低区域水位的条件下，不可能疏干单个矿井，矿井的疏干方案必须从整个系统的角度来考虑。据王梦玉等的计算，在现有条件下疏干九里山矿，矿井排水能力需增加约 150m^3/min，这是矿井难以承担的。结合目前九里山矿附近正在筹建的中州铝厂和方庄水泥厂（需水 120m^3/min），以及焦作市和九里山电厂（需水 90m^3/min）的供水要求，从整个岩溶水系统出发，实行排供结合的综合调控措施也是可行的。具体思路是：利用浅排供水源地，辅助矿井疏干降压，同时满足给定水质要求下的持续稳定供水需要。供水源地建立在矿井充水含水层的集中补给区或强径流带，截取地区水进入矿井的补给量，残余少量矿井涌水量由井下排出。

3. 目标的选择与约束条件

从前面的分析，容易得出九里山矿综合调控涉及如下目标：

（1）采矿目标　煤层底板第八层灰岩水位降至临界水位。

（2）供水要求　浅排水源地和矿井排水提供给定的供水量。

（3）水资源保护　浅排供水源地和矿井排水增加量之和不超过矿区岩溶水资源剩余量。

（4）经济效益　总排水费用最少。

约束条件：①矿井排水可利用量不大于矿井排水量；②浅排水源地处的水位不低于矿井水位。

4. 数学模型

数学模型分两部分：①地下水模拟模型；②多目标规划模型。

水流模拟可归结为有越流的承压含水层水流定解问题。含水层的实际水头可看作是天然流场和抽水条件下降深影响的迭加，这样将原定解问题分解成关于天然动态和抽水降深的两个定解问题。对抽水降深的定解问题，引入线性假设：含水层某点的降深为各抽水点抽水影响的线性之和。在单位流量抽水条件下，定解问题的解即为降深的响应函数，从而建立起降深与抽水量之间的线性表达式，即将问题转化成以流量为决策变量的多目标优化问题。

5. 排供方案及计算结果

根据供水量和降深要求，提出了三种方案，求解最优解（从奥灰、八灰抽水量及矿井排水量 Q_1、Q_2、Q_3）。

（1）供水量 120m^3/min　八灰水位一年内降低 70m。最优解为：$Q_1=41.37$m^3/min，$Q_2=33.52$m^3/min，$Q_3=45.11$m^3/min。

（2）供水量 120m^3/min　八灰水位一年内降低 140m，则：$Q_1=31.18$m^3/min，$Q_2=86.29$m^3/min，$Q_3=33.71$m^3/min。

（3）供水量 90m^3/min　八灰水位一年内降低 70m，则：$Q_1=8.66$m^3/min，$Q_2=36.23$m^3/min，$Q_3=45.11$m^3/min。

结果表明，最优的方案应是矿坑水利用和浅排供水源地相结合。供水量不大时，应尽量

从八灰内抽水；需水量很大时，应增加奥灰的抽水量。

四、匈牙利外多瑙地区区域性矿坑水和环境保护的综合调控模型

外多瑙地区煤和铝土矿是匈牙利拟在未来50年内进行大规模开采的矿产资源，矿体位于岩溶地下水位之下，因而采矿必须采取治水措施；岩溶水又是该地区的主要供水水源，市政当局和工业用户需水量迅速增长；岩溶含水层还是布达佩斯热泉群的天然补给源，水位下降对其有不利影响。因此需要对区域水资源进行综合调控，在保证热泉群不破坏和满足供水的前提下进行矿产资源开发。

1. 离散的多目标动态规划一般形式为

$$\begin{cases} S_m = f_m(S_{m-1}, x_m) \quad (S_0 \text{ 已知}) & (5\text{-}1) \\ \sum_{m=1}^{n} g_{mi}(S_m, x_m) \to \max \quad (i = 1, 2, \cdots n) & (5\text{-}2) \end{cases}$$

(5-1)为状态转移函数，即 m 阶段的状态取决于 $m-1$ 阶段的状态和 m 阶段的决策。(5-2)表示对由决策变量 x_m 和状态变量 S_m 确定的目标函数取最优。

2. 目标函数和约束条件

(1)采矿目标　对 n_1 个矿全部与水有关的费用(投资、运营及矿坑水导致的经济损失)取极小。

(2) 供水目标　区域供水目标是以最低费用满足对水的需求。

(3) 环境目标　取每一阶段地下热水补给量的极大值，与抽取和人工补给水量有关，通过线性拟合求得。

事实上，区域上这三个目标的相对重要性不一样，表现为国家政策的倾向性，对三个目标取不同权重，设计若干组合方案。

约束条件有：①t 阶段从矿井 i 抽出的矿坑水体积是出现在应急系统和进入采区水量的总和；②t 阶段从矿山抽出的水量和封闭在矿井 i 内的水量等于矿坑水总量；③t 阶段每一需水点的需水量得到满足；④从矿井 i 涌出的总水量不超过总抽水量；⑤热水的补给量不超过限定值。

决策变量为：矿井抽水量、采区涌水量、应急涌水量、密封的矿坑水量、输送水量以及供水量。

3. 应用结果

运用这一模型对一有三个矿井、三个供水场地和两个人工补给场地的矿区求出多目标下的解与采矿单目标下的解进行比较（如图5-21和5-22），表明多目标解优于单目标最优解。

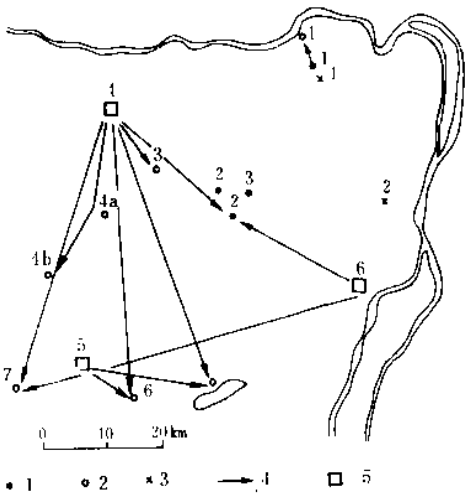


图 5-21　采矿目标下的最优解

1—矿山抽水点；2—需水场地；3—补给场地；4—供水；5—人工补给

（据 Szidarovszky 等）

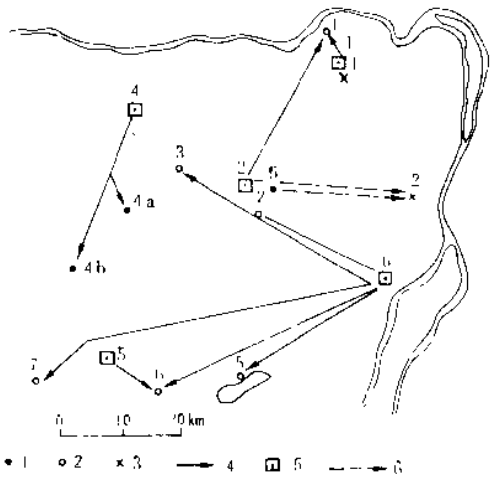


图 5-22　多目标最优解

1—矿山抽排点；2—需水场地；3—补给场地；4—供水；5—人工补给；6—自来水厂抽水场地

（据 Szidarovszky 等）

主要参考文献

〔1〕开滦矿务局、煤研院地勘分院、煤科院建井所，1986年，开滦范各庄矿岩溶陷落柱特大突水灾害的治理，煤田地质与勘探，1986年第2期。

〔2〕《中国北方岩溶地下水资源及大水矿区岩溶水的预测利用与管理的研究》项目组，1991年，矿区地下水排供结合的数学模型与实例，煤田地质与勘探，1991，Vol. 19，No. 5，p. 47—50。

〔3〕地质矿产部矿山水文地质工程地质回访调查组，1986年，岩溶充水矿山回访报告选辑，地质出版社。

〔4〕《全国矿床水文地质学术讨论会论文选》编辑组，1988年，全国矿床水文地质学术讨论会论文选，地质出版社。

〔5〕冶金部、石油部、煤炭部、国家地质总局综合治理地下水办公室，1979年，综合治理和利用矿床大面积地下水经验汇编，煤炭工业出版社。

〔6〕煤炭工业基本建设司，1983年，国际采矿地下水工程治水会议论文集，煤炭工业出版社。

〔7〕于青春、沈继方，1991年，岩溶地面塌陷机理分析，《地质灾害与防治》，Vol. 2，No. 1。

〔8〕王友瑜，1987年，华北石炭二叠纪煤田的岩溶陷落柱，煤炭科学技术第5期。

〔9〕孙纳正，1981年，地下水流的数学模型和数值方法，地质出版社。

〔10〕李金凯，1984年，溶洞泥等固体物突入矿坑问题，中国岩溶第3卷第2期。

〔11〕李金凯、周万芳，1989年，华北型煤矿床陷落柱作为导水通道突水的水文地质环境及预测，中国岩溶第8卷第3期。

〔12〕李金凯等，1990年，矿井岩溶水防治，煤炭工业出版社。

〔13〕李中林等，1987年，矿山岩体工程地质力学，冶金工业出版社。

〔14〕陈崇希，1983年，地下水不稳定井流计算方法，地质出版社。

〔15〕陈崇希、陈明佑、陈爱光、区永和，1985年，矿坑涌水量计算方法研究，武汉地质学院出版社。

〔16〕林炳营，1989年，环境地质学基础，科学技术文献出版社重庆分社。

〔17〕杨英华（主编），1987年，土力学，地质出版社。

〔18〕房佩贤等，1987年，专门水文地质学，地质出版社。

〔19〕张文生、王树仁，1986年，开采方法，煤炭工业出版社。

〔20〕张英骏等，1985年，应用岩溶学与洞穴学，贵州人民出版社。

〔21〕张金才，1986年，煤层底板突水预测的理论与实践，勘田地质与勘探第1期。

〔22〕钱鸣高、刘听成，1984年，矿山压力及其控制，煤炭工业出版社。

〔23〕徐卫国、赵桂荣，1986年，论岩溶塌陷机理，煤炭学报第2期。

〔24〕康彦仁、项式均等，1990年，中国南方岩溶塌陷，广西科学技术出版社。

〔25〕葛亮涛，1987年，关于煤矿底板突水水力学机制的探讨，煤田地质与勘探第一期。

〔26〕葛中华、沈文，1990年，水文地质条件对水下开采中安全保护层留设的影响，煤田地质与勘探第6期。

〔27〕董文泉、周光亚、夏立显，1979年，数量化理论及其应用，吉林人民出版社。

〔28〕A·M·盖金等，1988年，固体矿床开采的工程地质条件预测，地质出版社。

〔29〕H. II. 普洛特尼科夫，C. 克拉耶夫斯基，1988年，环境保护的水文地质问题，地质出版社。

〔30〕P. E. 格雷赛纳，1982年，孔隙压力的基本原理通常所引起的后果及其构造地质含意，石油工业出版社。

〔31〕R. E. 威廉斯等，1991年，矿井水文学，煤炭工业出版社。

〔32〕Aldous P. J.，Smart P. L. and Black J. A.，1986，Groundwater Mangement Problems in Abandoned Coal—Mined Aquifers：A Case Study of the Forest of Deam，England，The Quarterly Journal of Engineering Geology，Vol. 19，No. 4，375—387.

〔33〕Aldwell C. R.，1990，Some Examples of Mining in Ireland and its Impact on the Environment，Environmental Geology and Water Sciences，Vol. 15，No. 2，145—157.

〔34〕Peukert D.，Gutt B. A.，Rossbach B，Kaden S.，1985，Croundwater Flow Submodel for the Analysis of Regional Water Policies in Open—Pit Lignite Mining Areas，Proceedings of the Congress of the International Mine Water Asso-