瓦斯地质与矿井瓦斯防治电子教案

吕闰生

二 OO 八年四月

第一章　　绪论

本章重点及难点分析：

1.瓦斯地质的形成与发展

2.瓦斯地质学的研究内容与发展对象

3.瓦斯地质研究的作用

瓦斯地质是应用地质学理论和方法，研究煤层瓦斯的赋存、运移和分布规律，矿井瓦斯涌出和煤与瓦斯突出的地质条件及其预测方法，直接应用于资源、环境和煤矿安全生产的一门新的边缘学科。

1　瓦斯地质学的研究对象与内容

煤层瓦斯是地质作用的产物。瓦斯的生成、运移、赋存和富集，与地质条件密切相关。瓦斯地质学科把瓦斯研究和地质研究密切地结合起来，运用地质学的基本原理和方法以及煤矿开采方面的技术理论，研究煤层瓦斯的赋存条件、运移和分布规律以及矿井瓦斯动力现象。瓦斯地质也是一门综合性学科，它与煤田地质学、构造地质学、沉积岩石学、煤岩学、煤化学、岩石力学、数学地质、地质力学以及采煤学、通风学等都有密切的联系。

瓦斯地质学研究的主要内容是：

1.瓦斯的形成

从地质角度认识煤层瓦斯的成因和形成机制，并把瓦斯的形成与成煤过程、成煤物质联系起来进行研究。

2.瓦斯斯赋存的地质条件

着重研究影响瓦斯运移、排放和保存的地质因素，特别是研究瓦斯富集的地质条件，以便从而掌握瓦斯的赋存和分布规律，为瓦斯预测提供依据。

3.煤和瓦斯突出的地质条件

煤和瓦斯突出是人为因素和自然因素综合作用的结果，瓦斯地质学着重考查各种自然因素在瓦斯突出中的作用，即着重研究瓦斯突出发生的地质条件，为瓦斯突出预测预报提供依据。

4.瓦斯危险性预测

主要包括瓦斯含量预测、瓦斯涌出量预测和瓦斯突出预测三个方面。

2　瓦斯地质学科的形成和发展

60 年代初　抚顺煤炭科学研究所对峰峰矿区的瓦斯赋存规律进行了研究。

1965 年　杨力生教授对焦作矿务局焦西矿进行了调研。

1972~1978 年　国内不少单位开展了瓦斯突出地质条件的研究工作。

1978 年底　焦作矿院和焦作矿务局在焦作召开了我国煤炭史上第一次“瓦斯地质学术座谈会”，首次提出了瓦斯地质这一名称，肯定了瓦斯地质研究的理论意义和实践意义。

1982 年 6 月　煤炭部在四川天池召开的全国第三次煤与瓦斯突出机理和预测预报工作会议上，焦作矿院的瓦斯地质研究成果受到很高的评价。

1983 年 8 月　受煤炭部委托，焦作矿院在秦皇岛举办了全国第一期瓦斯地质工作方法学习班。同年，杨力生教授开始主持全国煤矿瓦斯地质编图项目。

1983 年 12 月　煤炭部颁发了“关于加强瓦斯地质工作的通知”。随后，煤炭部在 1986 年颁布的《煤矿安全规程》中加入了瓦斯地质的工作内容。

1985 年 8 月　中国煤炭学会成立了瓦斯地质专业委员会，挂靠在焦作矿业学院，并创办了《瓦斯地质》期刊。有关院校开始开设瓦斯地质课，并开始招收瓦斯地质研究生。至此，瓦斯地质已逐步发展为一门新的边缘学科。

2　瓦斯地质研究的作用

（1）合理进行矿井设计，提高投资效益

勘探阶段必须查明各种开采技术条件，作为矿井设计的依据，而瓦斯资料是开采技术条件中的重要组成部分。

（2）提高防突效果，确保煤矿安全

国内外资料表明，突出矿井发生突出的区域仅占矿井全部采掘面积的 10～20%。若开展瓦斯地质和瓦斯突出预测研究，不仅可减少这些矿井防突技术措施的工程量，从而提高矿井经济效益，而且将为确保煤矿安全生产提供依据。

（3）为利用瓦斯资源提供依据

瓦斯是矿井的有害气体，同时也是一种资源。通过矿井瓦斯抽放，可使其变害为利。我国抚顺、阳泉、晋城等许多高瓦斯矿区都建立了专门的瓦斯抽放和利用系统，采取了一系列的预抽措施，减少了矿井瓦斯灾害。

由于瓦斯分布是不均衡的，为了合理布置抽放工程，提高抽放效率，保证瓦斯供给，必须查明瓦斯赋存的地质条件，查明与其储量及其分布特征。这也是瓦斯地质研究的任务之一。

随着煤炭工业的迅速发展，瓦斯地质的研究领域将不断扩大，将为煤炭生产提供更准确、更完整的瓦斯地质资料。

第二章　瓦斯地质基础

本章重点及难点分析：

1．瓦斯的性质

2．瓦斯形成

3．瓦斯在煤层中赋存状态

4．煤层瓦斯的运移

5．煤层瓦斯分带

6．瓦斯涌出预测

7．瓦斯突出危险性预测

2.1　矿井瓦斯

矿井瓦斯是指从煤层及煤层围岩中涌出的，以及在煤矿生产过程中产生的各种气体的统称。

矿井瓦斯成分很复杂，其主要成分是甲烷(CH_4)，其次是二氧化碳(CO_2)和氮气(N_2)，还含有少量或微量的重烃类气体（乙烷、丙烷、丁烷、戊烷等）、氢（H_2）、一氧化碳（CO）、二氧化硫(SO_2)、硫化氢(H_2S)等。

由于甲烷（俗称沼气）是矿井瓦斯的主要成分，因而人们习惯上所说的瓦斯，通常指甲烷而言。

2.1.1　矿井瓦斯来源

（1）煤（岩）层和地下水释放出来的

（2）化学及生物化学作用产生的

（3）煤炭生产过程中产生的

2.1.2　矿井瓦斯的性质

无色、无味、无嗅、可燃烧、窒息、有毒性、微溶于水。

密度：0.7168kg/m^3；

水中溶解度：55.61 l/m3(0℃，0.1MPa)

33.10 l/m3(20℃，0.1MPa)

爆炸范围：5%-15%(体积百分比，相当 1m^3 空气 33-100g 瓦斯)

对空气比重：0.5545

发 热 量：35.994 MJ/m^3

扩散系数：0.196 cm^2/s (0℃，0.1MPa)

分子直径：0.41×10^{-9}m

2.1.3 煤矿常见气体的部分物理性质

表 2－1　　煤层瓦斯中各种气体的主要物理性质

性质	甲烷 CH_4	二氧化碳 CO_2	一氧化碳 CO	硫化氢 H_2S	乙烷 C_2H_6	丙烷 C_3H_8	氢 H_2
分子量	16.042	44.01	28.01	34.08	30.07	44.09	2.016
密度（kg/㎥）	0.7168	1.98	1.25	1.54	1.36	2	0.09
对空气的比重	0.5545	1.53	0.97	1.17	1.05	1.55	0.07
沸点 K（101.3kPa）	111.3	194.5	83	211.2	184.7	230.8	20.2
爆炸下限（%）（293K，101.3kPa）	5	—	12.5	4.3	3	2.1	4
爆炸上限（%）（293K，101.3kPa）	15	—	74.2	45.5	12.5	9.35	74.2
发热量（MJ/㎥，288K）							
最高值	37.11	—	11.86	23.50	64.53	96.61	11.94
最低值	33.38	—	11.86	21.63	58.93	88.96	10.07

2.1.4 矿井瓦斯的用途和危害

危害：

1．污染环境，加剧大气“温室效应”

瓦斯对环境的污染主要表现为加剧大气“温室效应”。据有关研究成果报道，瓦斯（CH_4）是仅次于氟利昂的温室气体，它产生的温室效应是 CO_2 的 25～30 倍，且产生温室效应的时效长达 100～150 年之久。全世界煤矿每年向大气排放 600 多亿 m^3，其中我国煤矿排放到大气中的瓦斯就多达 190 多亿 m^3，约占全世界煤矿排入大气瓦斯总量的三分之一。过去 200～300 年来大气中瓦斯浓度已增加了一倍。据有关专家估算，大气中瓦斯浓度每增加 0.0001%，可导致地球表面温度升高 1℃。近几年来，地球冰川消融、海平面升高、全球气候变暖等现象的加剧无疑是排入大气瓦斯总量增多、大气温室效应增强的恶果。

2．可造成瓦斯窒息事故(>43%呼吸短促，>57%即刻昏迷)

当巷道长时间处于微风或停风状态时，由于煤层瓦斯的不断涌入会导致巷内瓦斯浓度升高；当巷内瓦斯浓度达到 43%时（空气中氧浓度降至 12%左右），人进

入后会感到呼吸非常短促；当瓦斯浓度达到57%时，巷内氧浓度将下降到9%以下，人若进入会即刻处于昏迷状态，时间稍长就会有死亡危险。

我国煤矿每年都要发生多起井下作业人员误入盲巷而窒息死亡的事故。1988年10月19日，江苏徐州矿务局垞城煤矿3103工作面斜材料道，由于巷道中、下部低洼积水封堵而形成再生盲巷，致使巷内瓦斯积聚，造成了包括生产副矿长在内的三人窒息死亡。

3．可酿成瓦斯燃烧事故(<5%或>15%存在火源)

当巷道内的瓦斯浓度低于5%或超过15%时，一旦存在点火源，会酿成瓦斯燃烧事故。据统计，我国煤矿每年至少要发生10起以上的有人员伤亡的瓦斯燃烧事故。1987年4月6日，抚顺矿务局胜利矿－650m水平四条带，由于更换矿井东翼主扇造成采区停风，造成四条带采空区瓦斯大量向巷道涌出，因涌出过程遇到采空区未熄灭的火区，发生了第一次瓦斯燃烧事故，事故发生后，矿救护队员在井下抢险时，瓦斯二次燃烧，造成4人死亡，5人受伤。

4．引起瓦斯爆炸事故(5%-15%存在火源)

当巷道或采场空气中的瓦斯浓度在 5～15%范围内时，一旦存在点火源，将会引起瓦斯爆炸事故。据统计，1995年中，仅乡镇煤矿就发生瓦斯爆炸事故212起，死亡1371人。近几年，瓦斯爆炸事故次数和死亡人数有显著降低的趋势，但每年仍有近千人由于瓦斯爆炸而丧生。1988年11月26日3时50分，河南省平顶山市鲁山县靳家门煤矿－95m水平东翼采区三切眼，由于串联通风、停电恢复送电后不检查瓦斯浓度、放炮不用水炮泥封堵炮眼三个原因的共同作用，发生了一起掘进放炮引发的特大瓦斯爆炸事故，死亡23人，伤3人，直接经济损失21万多元，间接经济损失约60万元。

5．产生煤与瓦斯突出事故

当煤层瓦斯压力较高、地质构造复杂、地应力较大、煤层破坏严重时，在此区域作业的采掘工作面易于发生煤与瓦斯突出。我国各类煤矿中，有突出矿井近千个，每年要发生大小突出100多次，伤亡100多人。1988年4月19日4时10分，河南省郑州市荥阳县徐庄煤矿三井东翼主下山第四煤柱回采工作面在采煤过程中，由于违反作业规程盲目生产，发生了一起煤与瓦斯突出特大事故，突出煤量185吨，涌出瓦斯3.86万m^3，造成12人死亡，2人重伤。

用途：

1．用城镇煤气

1952 年抚顺矿务局龙凤矿本煤层预抽瓦斯获得成功，开创了中国煤层瓦斯规模化民用的纪元。目前，全国已有 24 万多户城镇居民用煤矿瓦斯取代煤或液化气作燃料。

2．用作锅炉和窑炉燃料

3．瓦斯发电

早在 1990 年，抚顺矿务局老虎台矿从瑞典引进一套 1500kw 燃气发电机组，建造了中国第一座瓦斯发电站。1991 年，六枝矿务局利用退役的飞机发动机，建成了一座 2×400kw 的瓦斯发电站，在发电的同时，并利用尾气余热向职工浴池供应热水。目前，山西晋城的许多大、中、小煤矿建立了坑口瓦斯发电站。

4．作为机动车燃料

5．用作化工原料和化工产品

利用瓦斯作原料可以生产炭黑、氢、氨、乙炔、甲醛、甲醇、福尔马林等化工产品。阳泉矿务局一矿利用抽出的瓦斯为原料建立了一座炭黑厂，年产炭黑 200 多吨。

2.2 瓦斯成因

2.2.1 瓦斯形成

煤层瓦斯是地质作用的产物，是在成煤过程中形成的。

在成煤作用的第一阶段（**泥炭化阶段**）即能产生瓦斯。在这一阶段的早期，植物遗体暴露在空气中或处于沼泽浅部富氧的条件下，遭受氧化和分解，生成的气态产物主要是二氧化碳(CO_2)、一氧化氮(NO)等。在这一阶段的晚期，由于地壳下降、沼泽水面上升和植物遗体堆积厚度的增加，使正在分解的植物遗体逐渐与空气隔绝，从而出现弱氧环境或还原环境。在缺氧条件下，一般温度在 50℃以下，因细菌作用分解出甲烷、重碳氢化合物、氢及其它气体。泥炭化阶段所生成的瓦斯，由于接近地表，大部分已扩散到空气中，保存在泥炭中的很少。

$$\underset{\text{纤维素}}{2C_6H_{10}O_5} \rightarrow CH_4 + 2CO_2 + 5H_2O + \underset{\text{沥青煤}}{C_9H_6O}$$

成煤作用的第二阶段（**煤化作用阶段**），在温度（50－220℃）、压力和作用持续时间的影响下，泥炭物质产生热分解，引起一系列的物理化学变化，使泥炭转变为褐煤，进一步可转变为烟煤和无烟煤。在这一过程中可生成大量的以甲烷为主的气态产物。

$$\underset{\text{泥炭、褐煤}}{C_{57}H_{55}O_{10}} \longrightarrow \underset{\text{烟煤}}{C_{54}H_{42}O_5} + CO_2 + 2CH_4 + 3H_2O$$

2.2.2 成煤过程中瓦斯的形成

褐煤层进一步沉降，压力与温度的影响随之加剧，煤化变质作用增强。一般认为温度在 50～220℃和相应的压力下煤层处于烟煤－无烟煤热力变质造气时期。在这一时期，煤的变质程度越高，其生成的瓦斯量也就越多。苏联 B·A·乌斯别斯基根据地球化学与煤化作用过程反应物与生成物平衡原理，计算出各煤化阶段的煤生成的甲烷量，如下表示。

表 2－2　　成煤过程中瓦斯生成量

煤　　阶	褐　煤	长焰煤	气　煤	肥　煤	焦　煤	瘦　煤	贫　煤	无烟煤
生气量（m^3/t）	68	168	212	229	270	287	333	419
阶段生气量（m^3/t）		100	44	17	41	17	46	86

2.2.3　煤层瓦斯垂向分带

在漫长的地质历史中，煤层中的瓦斯经煤层、煤层围岩和断层由地下深处向地表流动；而地表的空气、生物化学和化学作用生成的气体，则由地表向深部运动。由此形成了煤层中各种瓦斯成分由浅到深有规律的变化，这就是煤层瓦斯沿深度的带状分布。

煤层瓦斯自上而下可划分为四个带：二氧化碳氮气带、氮气带、氮气甲烷带和甲烷带。前三个带统称为瓦斯风化带。各瓦斯带的划分标准如下表。

表 2－3　　按瓦斯成分划分瓦斯带的标准

瓦斯带名称	组分含量（%）		
	CH_4	N_2	CO_2
二氧化碳氮气带	0~10	20~80	20~80
氮气带	0~20	80~100	0~20
氮气甲烷带	20~80	20~80	0~20
甲烷带	80~100	0~20	0~10

瓦斯在压力和浓度差驱动下进行运移，煤层保存瓦斯量的多少取决于封闭条件(埋藏深度、透气性、地质构造)与贮藏条件(吸附性、孔隙率、含水性、温度、压力等)。

2.2.4　瓦斯风化带下限

在瓦斯风化带开采煤层时，瓦斯对生产不构成主要威胁。我国大部分低瓦斯矿井皆是在瓦斯风化带内进行生产的。在确定瓦斯风化带下部边界时，如果一些矿井缺少瓦斯成分资料，还可借助于其它一些指标。瓦斯风化带的下界可按以下条件确定：

瓦斯压力 p=0.1～0.15MPa；

瓦斯组分 CH_4≥80%（体积百分数）；

瓦斯含量（x）（煤芯中的甲烷含量）：

气煤 x=1.5～2.0 m³/t 可燃物；

肥煤与焦煤 x=2.0～2.5 m³/t 可燃物；

瘦煤 x=2.5～3.0 m³/t 可燃物；

贫煤 x=3.0～4.0 m³/t 可燃物

无烟煤 x=5.0～7.0 m³/t 可燃物相对瓦斯涌出量 q=2～3 m³/t 煤。

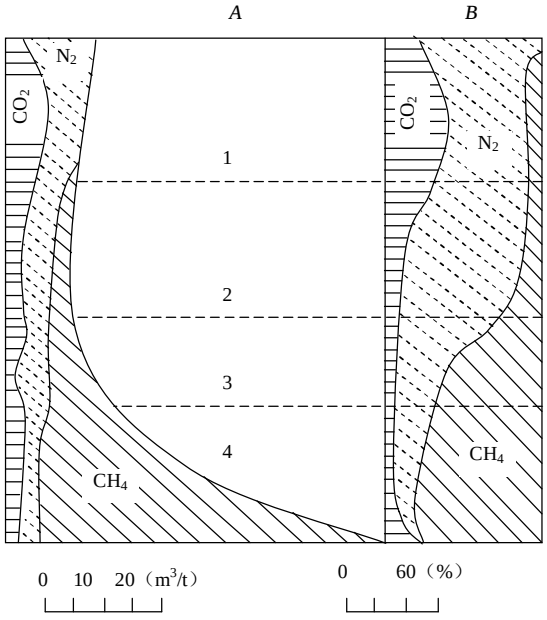


图 2-1 瓦斯分带

A—含量，m^3/t；*B*—占总瓦斯成分的百分比；1—二氧化碳-氮气带；2—氮气带；3—氮气-甲烷带；4—甲烷带

瓦斯风化带下界深度取决于煤层的地质条件和赋存情况，如围岩性质、煤层有无露头、断层发育情况、煤层倾角、地下水活动情况等。

2.3 瓦斯赋存

2.3.1 煤中瓦斯赋存状态

瓦斯在煤体中一般有吸附和游离二种赋存状态。煤对瓦斯的吸附作用是瓦斯分子和碳分子相互吸引的结果，如图 2-2 所示。在吸附瓦斯中，通常又将进入煤体内部的瓦斯称为吸收瓦斯，将附着在煤体表面的斯成为吸着瓦斯，吸收瓦斯和吸着瓦斯统称为吸附瓦斯。在煤层赋存的瓦斯量中，吸附瓦斯量通常占 80%~90%，游离瓦斯量占 10%~20%；在吸附瓦斯量中，又以煤体表面吸着的瓦斯量占多数。

在煤体中，吸附瓦斯和游离瓦斯在外界条件不变的条件下处于动平衡状态，吸附状态的瓦斯分子和游离状态的瓦斯分子处于不断的交换之中。若外界压力降低或温度升高，或给予冲击和震荡时，影响了分子的能量，则会破坏其动平衡，吸附瓦斯可变为游离瓦斯，产生新的平衡状态。这种由吸附瓦斯转变为游离瓦斯的现象，称为解吸。

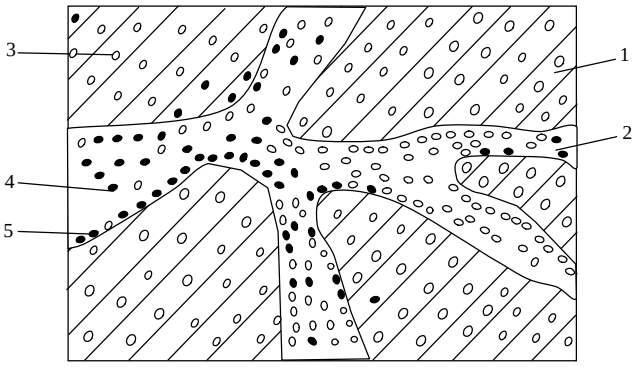


图 2－2　　煤中瓦斯赋存状态

1—煤体；2—孔隙；3—吸收瓦斯；4—游离瓦斯；5—吸附瓦斯

2.3.2　煤中瓦斯吸附与解吸

(1)吸附瓦斯与游离瓦斯处于动平衡状态；

(2)外界压力、温度变化，原平衡破坏；

(3)这种瓦斯由吸附状态转化为游离状态的现象，称为解吸；

(4)吸附态瓦斯无内能，游离态分子热运动具有内能；

(5)煤的解吸瓦斯量：瓦斯压力从平衡状态下过渡到正常标准大气压下，煤体释放的瓦斯量。

影响吸附的主要因素：

（1）瓦斯压力

吸附等温线图 2－3 是在给定温度下表示吸附瓦斯量 $Q_{吸}$ 与瓦斯压力 P 之间的函数关系的曲线。在较低的瓦斯压力下（P＜1000kPa），$Q_{吸}$ 与 P 几乎成正比。在较高的瓦斯压力下（P＞5000kPa），吸附瓦斯量 $Q_{吸}$ 随瓦斯压力 P 的增长量极微。

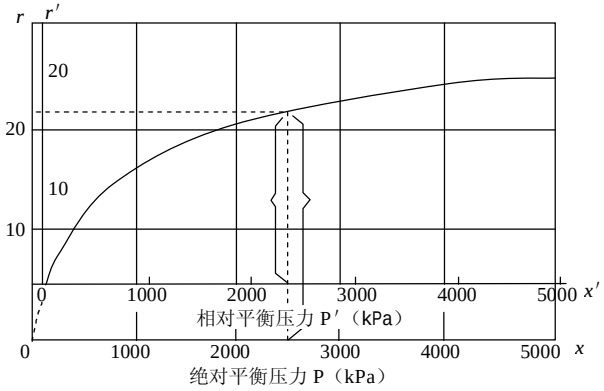


图 2-3 解吸能力及总瓦斯含量曲线

c'_p -相对压力下的解吸瓦斯含量；c_p -绝对压力下的总瓦斯含量

（2）气体性质

在给定的温度和压力下，不同气体的吸附量有明显差别（见图 2-4）。二氧化碳气体比甲烷更易被吸附，甲烷又比氮气容易吸附。

（3）煤的比表面积

煤的比表面积是指 1g 煤所拥有的表面积，可以通过试验和计算机获得。根据湖南煤炭研究所的测定结果，煤的吸附瓦斯容量随比表面职增大而增加（图 2-5）。

（4）煤的变质程度

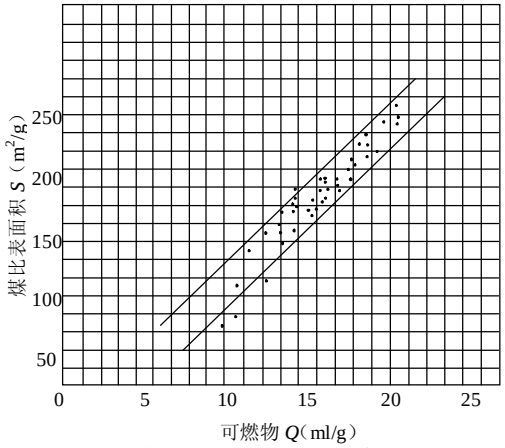


图 2-5 煤的比表面积与吸附瓦斯容量的

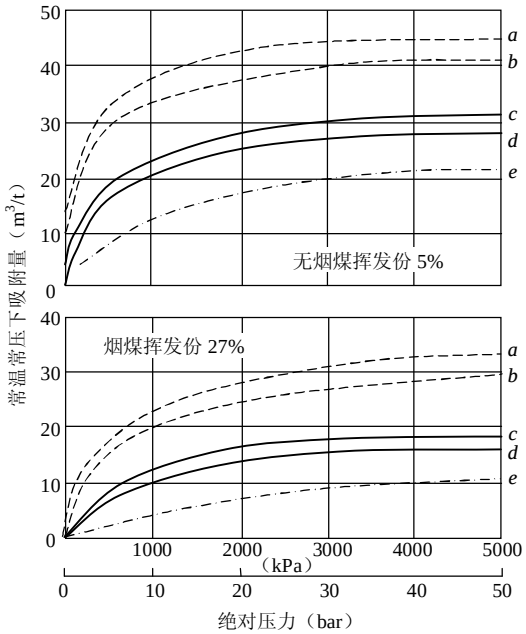


图 2-4 两个吸附等温线实例（无水无灰基）
a—CO_2（26℃）；*b*—CO_2（44℃）；*c*—CH_4（26℃）；
d—CH_4（44℃）；*e*—N_2（26℃）

在相同的温度和压力条件下，煤的吸附瓦斯量随煤的变质程度的升高而增大。

（5）温度

温度每升高 1 度，吸附瓦斯的能力要降低 8%。

（6）煤体中水份

艾琴格尔经验公式：

$$X_W = \frac{1}{1+0.31M_{ad}} X_d$$

式中：

X_w——湿煤的瓦斯吸附量，m^3/t；

Xd——干煤的瓦斯吸附量，m^3/t；

M_{ad}——煤中水分含量，%。

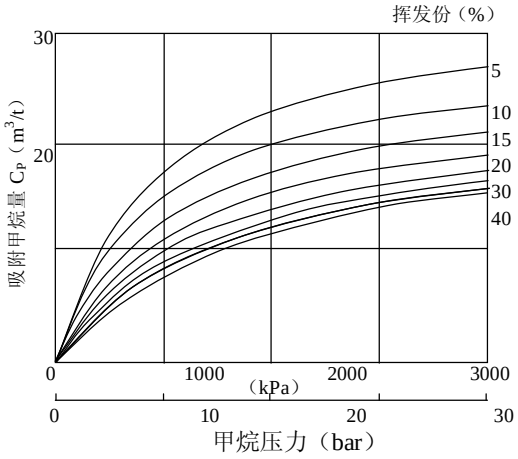


图 2-6 当挥发份为 5－30%和温度 30℃时，
干煤的平均吸附等温线

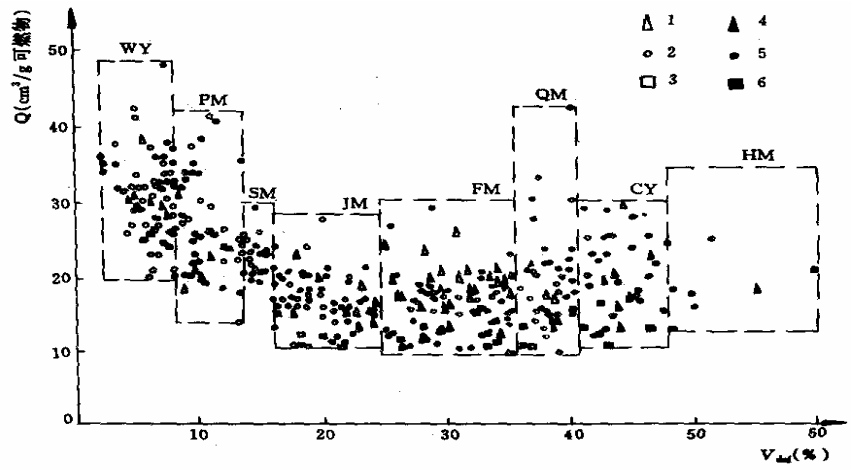


图 2-7　不同变质程度煤的吸附瓦斯量

（t=30℃，p=2 MPa）

1、2、3 一非突出煤；4、5，6 一突出煤； 1、4 一新容量法 2、5 一重量法，3、6 一旧容量法

2.4　煤的性质

2.4.1　煤的孔隙分类

微孔：直径<10^{-5} mm,构成煤中吸附容积。

小孔：直径 10^{-5}mm～10^{-4}mm，毛细凝结和瓦斯扩散空间。

中孔：直径 10^{-4} mm～10^{-3} mm，缓慢层流渗透区间。渗透容积：小孔至可见孔孔隙体积之和。总孔隙体积：吸附容积和渗透容积之和。

大孔：直径 10^{-3}mm～10^{-1}mm，强烈的层流渗透区间。

可见孔及裂隙：直径> 10^{-1} mm，层流和紊流混合渗透区间。

2.4.2　不同变质煤中孔隙分布

表 2-4　不同变质煤中孔隙分布

煤牌号	挥发份含量(%)	小孔、中孔和大孔(m^3/t)			微孔(m^3/t)		
		最大	最小	平均	最大	最小	平均
长焰煤	13～16	0.070	0.045	0.061	0.028	0.021	0.023
气　煤	35～40	0.058	＞0.001	0.030	0.034	0.015	0.026
肥　煤	28～34	0.050	＞0.001	0.025	0.033	0.019	0.026
焦　煤	22～27	0.039	＞0.001	0.019	0.038	0.021	0.026
瘦　煤	18～21	0.036	＞0.001	0.016	0.033	0.022	0.029
贫　煤	10～17	0.052	＞0.001	0.022	0.052	0.027	0.033
半无烟煤	6～9	0.054	＞0.001	0.023	0.056	0.033	0.044
无烟煤	2～5	0.076	＞0.001	0.029	0.052	0.049	0.055

2.4.3 煤的吸附等温线

1916 年郎格缪尔导出单分子层吸附状态方程--郎格缪尔方程：

$$X=\frac{abP}{1+bP}$$

式中：

X——给定温度下，瓦斯压力为 p 时单位质量固体(纯煤除水份和灰份)表面吸附的气体体积，m^3/t 或 m^3/m^3；

p——煤层平衡的瓦斯压力，MPa；

a——吸附常数，试验温度下煤的极限吸附量，m^3/t；

b——吸附常数，MPa^{-1}。

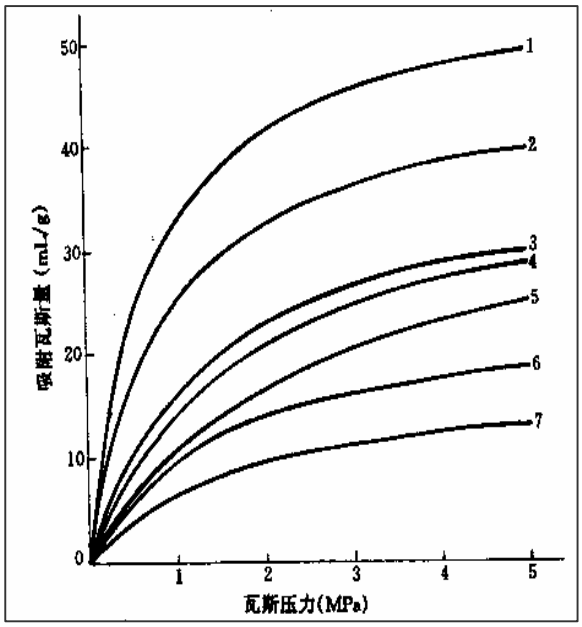


图 2-8 煤的瓦斯吸附

2.5 煤层瓦斯运移

保存在煤层中的瓦斯仅占形成瓦斯量的 1/10。成煤过程中形成的瓦斯可分如下几个部分：

(1)保存煤层中的瓦斯；

(2)从煤层中运移出来，保存在围岩中的瓦斯；

(3)从煤层中运移出来，溶解于地下水中瓦斯；

(4)排放大气中瓦斯；

(5)聚入煤成气藏的瓦斯。

2.5.1 煤层瓦斯运移方式

1.渗滤

瓦斯沿裂隙、构造破碎带、喉管的运移方式。

2.扩散

由于气体浓度差原因，气体由高浓度向低浓度扩散，达到扩散平衡。

2.5.2 煤层瓦斯流动

1.原始煤体：

瓦斯在煤层中以呈压缩状态，煤层瓦斯压力随深度增大而增大，是在漫长的地质年代里，煤层瓦斯由深龈向地表流动的结果，但这种煤层瓦斯流动是极其缓

慢的，在采矿工程中，研究煤层瓦斯流动时，一般忽略这种缓慢的瓦斯流动。通常认为，在采掘工作或钻孔未影响到的煤层，瓦斯处于平衡状态，不会发生瓦斯流动。

2.采掘影响区

由于采掘破坏了原有的瓦斯压力平衡状态，引起瓦斯流动，形成瓦斯流动场。应响影响煤层瓦斯流动的因素很多，诸如煤层赋存条件、瓦斯压力、含量、煤层透气性以及采掘技术条件等等，但主要影响因素为瓦斯压力和煤层透气性，前者是瓦斯流动的动力，后者是瓦斯流动的阻力。

2.5.3 煤层瓦斯流动方式

① 当孔隙直径为 10^{-5}～10^{-4} 时，由于孔径大于瓦斯分子的平均自由程 $l0^{-5}$ cm，瓦斯流动表现为自由扩散或慢速的层流渗透，这时瓦斯流动符合费克或达西定律。

② 当孔隙直径为 10^{-4}～2×10^{-4} cm 时，瓦斯流动为层流渗透，符合达西定律。

③ 当孔径或可见裂隙宽度大于 2×10^{-4} cm 时，瓦斯流动表现为层流渗透或层流与紊流的混合过渡流。

④ 当孔隙直径小于 10^{-5} cm 时，瓦斯流动属于分子扩散。

⑤ 当孔径小于 3×10^{-7}cm 时，会出现瓦斯表面扩散和固体中的扩散。

煤层中上述各种瓦斯流动形式是同时存在的，但为了简化煤层瓦斯流动状态，通常用线性渗透规律来描述，即认为煤层中瓦斯流动属层流渗透，即符合达西定律。

2.5.4 瓦斯流动场

瓦斯在煤层中由高压流向低压，在煤层中即形成一定的流动范围——瓦斯流动场。

从时间因素来看：流动类型可分为稳定流动和非稳定流动两种类型，前者流动场不随时间而变化，后者流动场随时间而改变。煤层瓦斯流动属非稳定流动类型。

从空间形态来看：瓦斯流动类型分为单向流动、径向流动和球向流动三种类型。

(一)单向流动

单向流动的特点是煤层瓦斯沿单一方向流动，流线相互平行。

沿煤层开掘高度大于煤层厚度的巷道后，巷道两侧煤层中的瓦斯皆沿垂直于

巷道的方向流动，这种流动属单向流动。

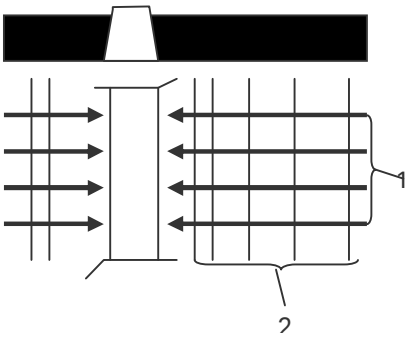


图2-9　煤层瓦斯单向流动
1－瓦斯流线，2－等瓦斯压力线

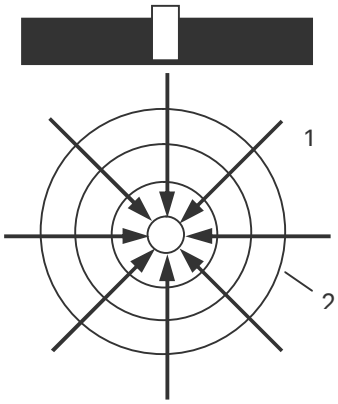


图2-10　煤层瓦斯径向流动
1－瓦斯流线，2－等瓦斯压力线

(二)球向流动

球向流动的特点是等瓦斯压力线为一组同心球状，瓦斯流线沿球的径向发展。在煤矿井下属球向流动的情况很少见。

石门揭特厚煤层，特厚煤层中的掘进面迎头和钻孔孔底以及煤块的瓦斯放散等都可近似地视为球向流动。

2.6　矿井瓦斯涌出

2.6.1　瓦斯有关概念

矿井瓦斯涌出量是指在矿井生产过程中涌入采掘空间的瓦斯数量。它是确定矿井瓦斯等级、进行矿井通风计算等方面的依据。

矿井瓦斯涌出量有两种表示方法：

(1) 绝对瓦斯涌出量 Q：是指矿井在单位时间内涌出的瓦斯体积，单位是 m^3/min 或 m^3/d。

(2) 相对瓦斯涌出量 q：是指在矿井正常生产条件下平均每采一吨煤所涌出的瓦斯体积，单位是 m^3/t。

$$Q=\frac{q\times A}{1440}$$

q－相对瓦斯涌出量，min^3/min;

Q－绝对瓦斯涌出量，m^3/t;

A－矿井日产量，t/d。

2.6.2　矿井瓦斯涌出方式

一般涌出：由采落煤炭和煤层、岩层的新鲜暴露面，通过孔隙、裂隙，缓慢、长时间的涌出。

特殊涌出：采掘时，在极短的时间内，瓦斯又煤体、围岩内突然、大量的涌出，有时还伴有煤粉、煤块和岩石等。

包括煤与瓦斯突出；

瓦斯（CO_2）喷出：从煤体或岩体裂隙、孔洞或炮眼中大量瓦斯（CO_2）异常涌出的现象。在 20m 巷道范围内，涌出瓦斯量≥1.0m^3/min，且持续时间在 8h 以上时，该采掘区即定为瓦斯（CO）喷出危险区域。

2.6.3 矿井瓦斯等级

根据矿井相对瓦斯涌出量、矿井绝对瓦斯涌出量和瓦斯涌出形式划分为：

- 低瓦斯矿井矿井：相对瓦斯涌出量小于 10m^3/t，且矿井绝对瓦斯涌出量小于 40 m^3/min。低瓦斯矿井中，相对瓦斯涌出量大于 10m^3/t 或有瓦斯喷出的个别区域（采区或工作面）为高瓦斯区，该区按高瓦斯矿井管理。
- 高瓦斯矿井：矿井相对瓦斯涌出量大于 10m^3/t 或矿井绝对瓦斯涌出量大于 40m^3/min。
- 煤与瓦斯突出矿井：发生 煤（岩）与瓦斯突出矿井、鉴定有煤与瓦斯突出危险的矿井。

矿井瓦斯等级鉴定方式

新井没计前，地勘部门根据各煤层的瓦斯含量资料，预测矿井瓦斯等级，作为计算风量的依据。

生产矿井每年必须进行矿井瓦斯等级鉴定，同时进行二氧化碳涌出量的测定，作为核定和调整风量的依据。

鉴定时间和基本条件：

在七月或八月上、中、下旬中各取一天（间隔 10 天），分三个班（或四个班）进行测定工作。被鉴定的矿井、煤层、水平或采区的回采产量应达到该地区设计产量的 60％。

测点选择：

通风机的风硐、各水平、各煤层和各采区的回风道测风站内。如无测风站，可选取断面规整并无杂物堆积的一段平直巷道做测点。

测定内容：

测定内容为风量和风流中甲烷、二氧化碳浓度。

2.7 煤与瓦斯突出

1.什么是煤与瓦斯突出？

煤与瓦斯突出是发生在煤矿井下的一种复杂的瓦斯动力现象，表现为在很短时间（几秒至数十秒）内，大量的煤（几吨至数千吨）和瓦斯（数百至数百万米）由煤体向采掘巷道喷出，伴随着强大的冲击力，破坏煤壁，摧毁巷道，使风流逆转，煤流埋人，甚至造成严重的爆炸事故。煤与瓦斯突出是煤矿井下严重的自然灾害之一。

2.煤与瓦斯突出分类

（1）按突出特征分类

煤与瓦斯突出按突出现象的特征可分为三类：

n 煤与瓦斯突出

n 煤与瓦斯压出

n 煤与瓦斯倾出

（2）按突出强度分类

突出强度是指突出发生过程中抛出的煤量和涌出的瓦斯量。但由于突出时瓦斯涌出量的计量工作尚存在一些技术问题，目前按突出强度分类主要依据抛出的煤量。按突出强度一般分为五类：

n 小型突出（<50t）；

n 中型突出（≥50，＜100t）；

n 次大型突出（≥100，＜500t）；

n 大型突出（≥500，＜1000t）；

n 特大型突出（≥1000t）。

（3）按突出发生地点分类

n 石门突出

n 平巷突出

n 上山突出

n 下山突出

n 回采工作面突出

3.煤与瓦斯突出特征

（1）抛出物有明显的气体搬运特征，分选性好，由突出空洞向外，块度和粒度都是由粗变细，抛出物可随巷道拐弯，煤堆积的角度小于自然安息角。大型突出时，煤可堆满数十甚至数百米巷道，在堆积物顶部往往留下排瓦斯道。

（2）由于高压气体对煤的破碎作用，突出物中有大量的极细的煤粉（微尘），

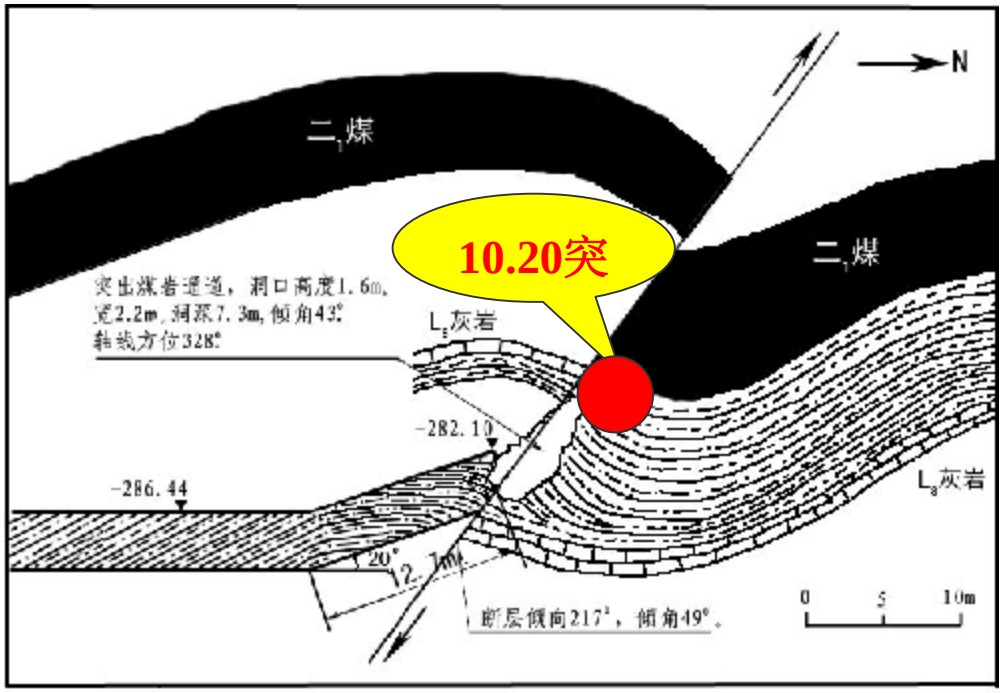
手捻粒感，有人将其称为“狂粉”。

（3）抛出煤的距离由数米至数百米，大型和特大型突出可达千米以上。

（4）喷出的瓦斯量大大超过煤层瓦斯含量，突出所形成的冲击波和瓦斯风暴，可逆风数十米至数百米，甚至更远。

（5）动力效应大，能推倒矿车，推移成吨重的巨石，破坏巷道和通风设施。

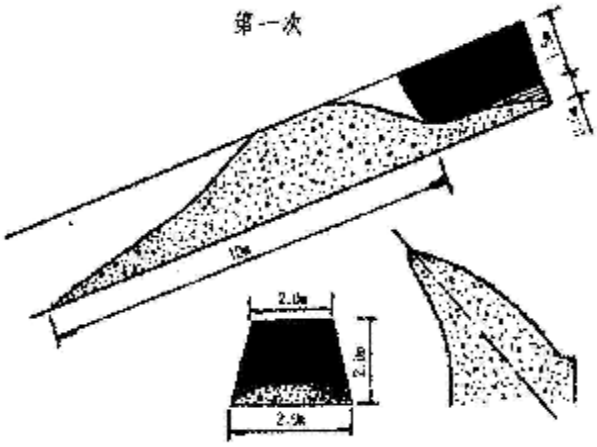
（6）孔洞形状为腹大口小的梨形、椭圆形，甚至形成奇异的分岔孔洞，孔洞中心线与水平面的角度不定。





4.煤与瓦斯压出特征

（1）压出的煤抛出距离很近，一般为 2—3 米，堆积坡度较小，有时煤壁整体位移，使工作面煤壁鼓出或巷道底部煤体鼓起；



（2）压出的煤多为大块或碎块状，无分选现象。

（3）发生压出前工作面压力显现较为明显，支架折断、工作面掉碴、响煤炮等；

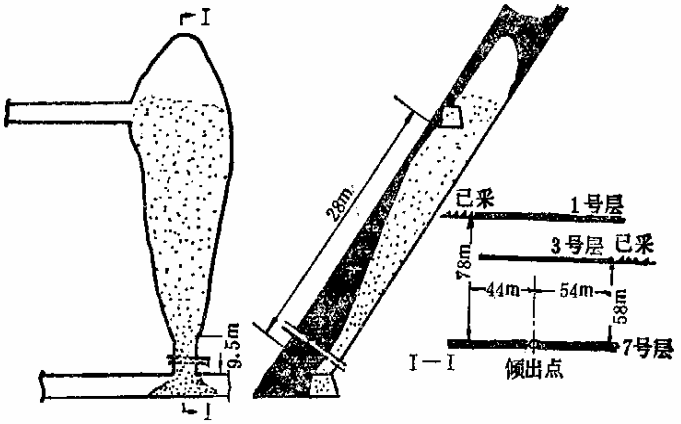
（4）压出时的瓦斯涌出量不大，不至于引起采区回风瓦斯超限，但工作面回风瓦斯浓度可短时增高或超限，在正常通风情况下，很快就可恢复正常，只有个别情况下会出现大量瓦斯涌出或从顶底板裂隙中喷出瓦斯现象；

（5）压出时动力效应明显，如打倒或折断支架、推走采掘工作面的设备；

（6）除煤壁整体位移外，压出后所形成的空间不规则，有袋状的，也有楔形或缝形的。

5.煤与瓦斯倾出特点

（1）倾出的煤就近堆积在采掘工作面附近或正下方（上山掘进工作面），不显示气体搬运特征；



六枝煤矿五采区二中巷上山倾出示意图

（2）倾出的煤堆积坡度近于或等于煤的自然安息角，无分选择现象；

（3）倾出的煤主要是碎块，粉末状的煤很少；

（4）倾出时伴随涌出大量瓦斯，但引起采区回风流中瓦斯浓度超限的时间较短，瓦斯影响范围仅在本工作面或本采区之内，不出现瓦斯逆流现象；

（5）倾出时动力效应比煤和瓦斯突出时小，但可打垮工作面附近的支架；

（6）倾出多发生在煤质松散和煤层倾角和厚度较大的情况下；

（7）倾出后的空洞形状是口大腔小，多沿煤层倾斜方向延伸。

6.始突深度

发生突出的最小垂深或突出上界的垂深称始突深度。

有的矿井距地表垂深 500—600 米时才开始发生突出，如抚顺老虎台矿、本溪的红阳二矿以及淮南的谢三矿；

也有些矿井则在垂深 50—60 米处就开始发生突出，如湖南省邵阳地区的沙田煤矿和郴州地区的罗卜安矿，均在离地表垂深 50 米处发生突出。

湖南省邵阳地区隆回县战备煤矿发生特大型突出，垂深仅为 95 米，突出强度为 1300 吨。

2.7.1 煤与瓦斯突出机理

1.以瓦斯为主导作用的假说 如“瓦斯包”说；突出波说；裂缝堵塞说；瓦斯膨胀说；卸压瓦斯说；煤结构不均匀说；瓦斯水化合物说；火山瓦斯说；瓦斯粉煤说；瓦斯解吸说等。

2.以地压为主导作用的假说 如岩石变形潜能说；集中应力说；震动波动说；应力叠加说；放炮突出说；顶底板位移不均匀说；拉应力波说等。

3.化学本质假说

（1）爆炸说：认为瓦斯突出是由于煤在很大的深度内变质时发生的化学反应而引起的。即由于煤的变质，在爆炸性化学转化的物质（爆炸的煤）的介稳区能呈现链锁反应过程，并迅速地形成大量的 CO_2 和 CH_4，从而引起爆炸——煤和瓦斯突出（此说的提倡者有苏联的缪里尔等）。

（2）重炭说：认为在煤的形成时有许多重炭（原子量 13）及带氢同位素（原子量 2）的重水，它们所形成的重的煤同位素称“重煤”原子。当进行采煤时能发生突出（此说的提倡者有苏联的盖克）。

4.综合假说 这是目前国内外多数研究者的观点，即煤与瓦斯突出是由地应力、瓦斯和煤的物理力学性质等因素综合作用的结果。地应力是指煤层中煤体所受到的地层应力，其来源包括构造应力、地层自重应力和采动应力。瓦斯因素是指煤层中的瓦斯含量和瓦斯压力。煤的物理力学性质主要指煤的破坏程度、煤体抵抗破碎的力学性能（抗压、抗拉、抗剪强度和弹性模量等）及煤层透气性能等。上述三个因素是相互紧密联系在一起的，至于彼此间在数量上如何组合并决定突出的条件，则还没有了解清楚。但地应力和瓦斯是发生突出的能量是肯定的。

综合假说论点：

（1）煤和瓦斯突出的是地压、高压瓦斯、煤的结构性能等三个因素综合作用的结果，除地压和瓦斯压力之外，在煤层中不存在任何其它突出能源。

（2）地压破碎煤体是造成突出的首要原因，而瓦斯则起着抛出煤体和搬运煤体的作用，从突出的总能理来说，瓦斯是完成突出的主要能源。

（3）煤的强度是形成突出的一个重要因素，只有当煤强度很低、与围岩的摩擦力不大时，地压造成的煤的变形潜能和围岩的功能才可能把煤体破碎，因此突出往往从煤的软分层开始。

2.7.2 煤与瓦斯突出过程

1.准备阶段 弹性变形潜能和瓦斯的积聚，工作面附近煤体处于临界应力状态，孔隙和裂隙增加，但尚未破坏与煤体的力的联系。

2.发动阶段 随着采掘工作的进行，使工作面附近的高应力煤层迅速破坏，伴随着裂隙的产生，煤的破碎，并导致瓦斯的剧烈解吸和煤的进一步破碎和粉化。

3 扩展阶段 弹性变形能和瓦斯能的共同作用下，使煤体更迅速和连续的破坏，并形成煤和瓦斯混合流抛出。

4.停止阶段 煤体破坏停止，瓦斯从突然出孔洞和突出物中的涌出逐逝减弱，瓦斯煤混合物沿巷道的移动停止。

第三章　　影响瓦斯赋存的地质条件

本章重点及难点：

1.含煤岩系沉积环境和岩性特征影响

2.煤层及其变质程度影响

3.地质构造影响

4.围岩组合特征影响

5.煤层埋藏深度影响

6.煤田暴露程度影响

7.水文地质影响

8.岩浆侵入影响

在煤化过程中产生的瓦斯，并非都能保存下来。由于不同煤层、不同部位的地质经历不同，因此保存的瓦斯数量也不相同。

瓦斯的形成和保存、运移与富集，同地质条件有密切关系，并受到地质条件的制约。影响瓦斯赋存的地质条件，主要有含煤岩系的沉积环境，岩性组合特征，煤层顶、底板岩性及其隔气、透气性能，煤的变质程度，区域地质构造，水文地质条件，岩浆作用，以及埋藏深度等等。对于不同区域、不同煤田或不同块段，影响瓦斯赋存的地质条件存在着差异，起主导作用的因素也有区别。

3.1　含煤岩系沉积环境与瓦斯分布

聚煤期主要发生元古代、早古生代、晚古生代、中生代及新生代。

瓦斯主要形成于煤层，聚煤沉积环境控制了煤层的原始分布，煤层的聚积厚度及变化等又受沉积环境的制约。

沉积相组合决定含煤岩系的岩性组合，而瓦斯的形成和保存条件是沉积环境的物质反映，因此沉积环境对岩层的透气性，对瓦斯的保存或逸散均有着重要的影响。

1.聚煤沉积环境对瓦斯生成物质基础影响

（1）聚煤沉积环境控制煤层分布及厚度变化，从而控制瓦斯分布

- 在三角洲、滨海平原等环境成煤厚度较大，分布较广，较稳定；
- 滨海冲积平原、冲积平原等环境成煤，煤厚变化大，不稳定；
- 山间盆地、泻湖等环境，煤厚也可能较大，但分布范围较小；
- 障壁后湖坪、河口湾环境成煤厚度较小，窄带状分布；

u 浅海礁后泥炭成煤的分布范围有限，厚度变化也较大。不同沉积环境对煤层分布及厚度变化的影响，同时影响瓦斯的生成量和区域性分布。

如华南晚二叠世龙潭期沉积环境成煤

n 三角洲环境 89 对矿井中，高沼和突出矿井 87 对；

n 滨海环境 115 对矿井中，高沼和突出矿井 87 对；

n 冲积平原矿井，低沼矿井。

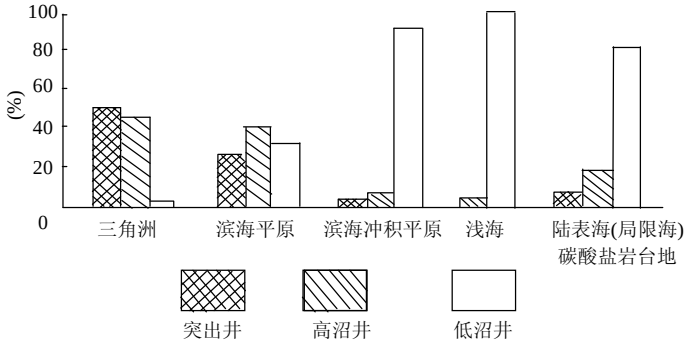


图 3-1　华南晚二叠世龙潭煤系矿井瓦斯分布直方图

（2）聚煤沼泽环境对煤的组成和性质影响

煤中的凝胶化组分高，则 CH_4 的含量亦较高；

丝炭化组分高，则 CO_2 含量高。

同一煤化程度的煤，从光亮煤→半亮煤→半暗煤→不含丝炭的暗淡煤，孔隙度逐渐降低的趋势。

在强还原环境中，凝胶化组分高，形成主要由镜煤和亮煤组成的光亮煤。由于凝胶体孔隙较发育，在收缩时又容易产生裂隙，同时，镜煤和亮煤质地均匀而性脆，在后期构造运动影响下，容易破碎成棱状小块，增加了煤的表面积，故在光亮煤中有利于瓦斯储集。

近海型煤田中，煤层大多是在咸化介质、停滞和厌氧的泥炭沼泽中形成的，多数属还原环境，因而煤层含硫量较高，煤田瓦斯含量亦较高。

一般情况下，形成于氧化沼泽环境的煤层，其瓦斯含量小于形成于近海还原环境的煤层。但孔隙度又高于光亮煤。

2.聚煤期前后沉积环境演化对瓦斯赋存影响

环境演化决定下覆、上覆地层厚度、岩性组合和厚度，关系到岩层透气性。

（1）聚煤期前后平静水体环境有利瓦斯赋存

主要沉积细碎屑岩、页岩、硅质岩、泥灰岩透气性差

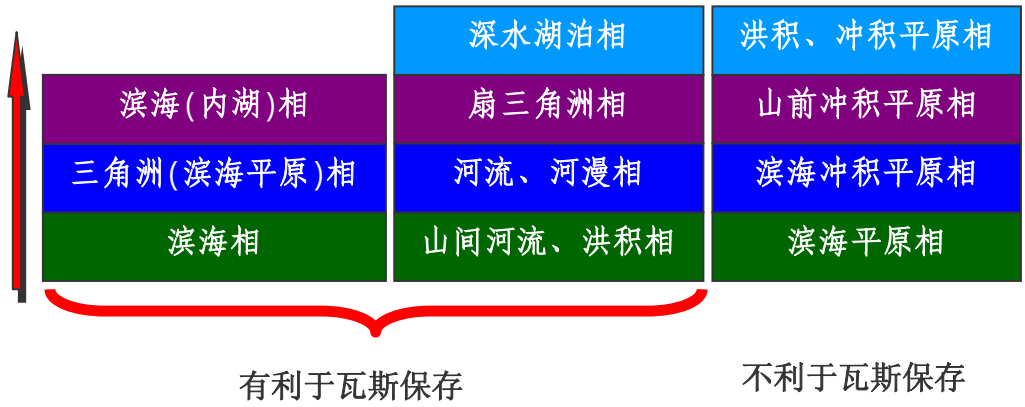
（2）聚煤期前后冲积环境沉积不利于瓦斯赋存

沉积组碎屑岩、砾岩，透气性好

（3）含煤岩系沉积旋回

- 湖泊、深水湖泊沉积为主的河流相→河漫相→沼泽相→湖泊相组成的完整旋回，且以泥质岩沉积为主时，有利于瓦斯的保存。
- 上覆地层为河床、河流相占优势的冲积相—湖泊相旋回，则由于粗碎屑岩含量高，透气性好而利于瓦斯的逸散。
- 构造运动、事件沉积及间歇性的火山喷发，影响聚煤环境或聚煤期后沉积环境的正常演化，造成沉积间断或导致沉积旋回的不完整，因而不利于瓦斯的保存。

3.沉积相组合对瓦斯赋存影响



3.2 煤的变质程度

1.煤变质程度与瓦斯生成关系

在煤化作用过程中，不断地产生瓦斯，煤化程度越高，生成的瓦斯量越多。因此，在其它因素相同的条件下，煤的变质程度越高，煤层瓦斯含量越大。

煤化程度超高，产气量越大原因：

(1)煤变质程度超高，产出量越大；

(2)煤变质程度增高，气体渗透率下降，沿煤层向地表方向运移变慢；

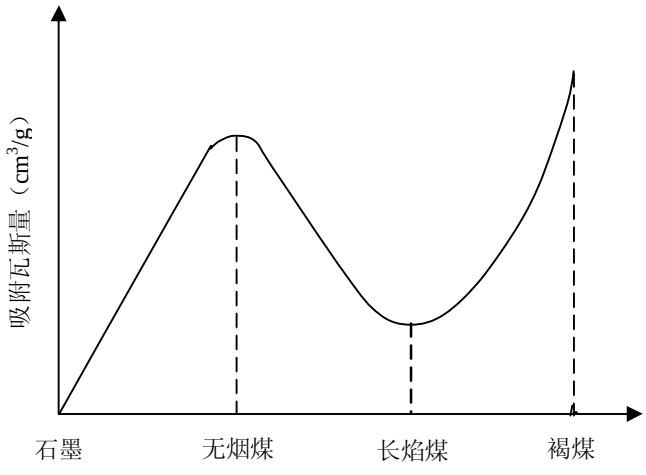
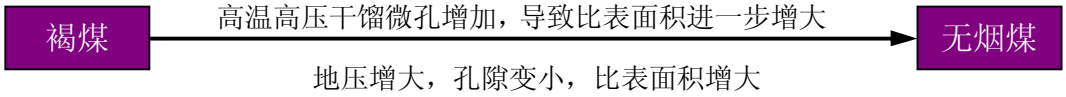


图 3－2　不同变质程度煤对瓦斯的吸附能力示意图

(3)煤变质程度增高，煤吸附能力增加，煤层中可以滞留更多的气体。

煤的变质程度不仅影响瓦斯的生成量，还在很大程度上决定着煤对瓦斯的吸附能力。

褐煤的结构疏松，孔隙率大，吸附能力强。但瓦斯生成量少，难保存，煤中实际所含的瓦斯量一般不大。



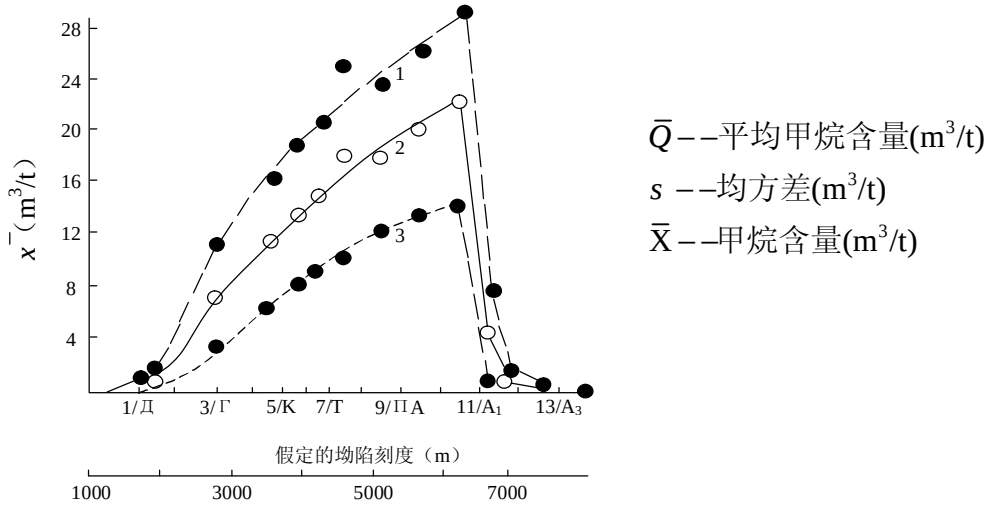


图 3—3　煤层的平均甲烷含量与其变质程度的定量关系曲线

1— $\bar{Q}+\sigma$；2— $\bar{Q}$；3— $\bar{Q}-\sigma$

2.煤的变质分带与瓦斯分布

煤变质总的规律，从地质时代上看：

n 晚古生代以中、高变质煤占较大比例，尚未发现褐煤；

n 中生代虽有褐煤；但以中、低变质烟煤为主，并有高变质以致无烟煤；

n 第三纪不仅有褐煤，而且也有低变质烟煤。

总的来说，反映出成煤时期越老，经历的地质历史越长，煤的变质程度就越高的趋势。

从地区上看：

n 大致在北纬 38°以北，包括东北、西北大部分地区，从基本上是以褐煤和低、中变质烟煤为主；

n 北纬 38°以南的华北地区产各种变质程度的烟煤和无烟煤；

n 西南地区主要是中、高变质烟煤赋存的地区，而东南地区则以高变质烟

煤和无烟煤占优势。



图3－4　内蒙古自治区煤变质及瓦斯分带图

在华北石炭—二叠纪聚煤区所划分的三个高变质带中，现已开发的生产矿井均以高沼井和突出井居多，特别是太行山东南麓的安阳、鹤壁、焦作一带，煤种以无烟煤为主，现已开发的生产井以高沼井和突出井占多数，河南省属和部属的矿井中有 80%的高沼井和突出井集中在这里。

湖南省涟邵煤田南段，龙潭煤系的可采煤层有明显的变质分带。表现在自东向西变质程度逐渐升高，牛马司矿区为焦煤—肥煤，短陂桥矿区为瘦煤，枫江溪矿区为贫煤，箍脚底和三比田矿区为无烟煤。矿井瓦斯等级和突出危险程度，亦随变质程度增高而增大。

3.3　煤层围岩岩性组合对瓦斯影响

煤层围岩是指煤层直接顶、老顶和直接底板等在内的一定厚度范围的层段。煤层围岩对瓦斯赋存的影响，决定于它的隔气、透气性能。

n 伪顶：0.3-0.5m，页岩、油母岩组成

n 直接顶：随开采而垮落

n 老顶：直接悬空的顶板，比较坚硬。

一般来说，当煤层顶板岩性为致密完整的岩石，如页岩、油母页岩时，煤层

中的瓦斯容易被保存下来；顶板为多孔隙或脆性裂隙发育的岩石，如砾岩、砂岩时，瓦斯容易逸散。

煤层围岩的透气性不仅与岩性特征有关，还与一定范围内的岩性组合及变形特点有关。不同力学性质的岩层具有不同的构造表象。

1.围岩特征

（1）孔隙性

$$\text{绝对孔隙度}=\frac{\text{孔隙体积}}{\text{岩石总体积}}\times 100\%$$

$$\text{有效孔隙度}=\frac{\text{相互连通孔隙体积}}{\text{岩石总体积}}\times 100\%$$

孔隙相互连通影响因素：

岩石成份、组成、胶结物、胶结类型、构造情况、裂隙发育情况、裂隙特征。

岩石的孔隙按其大小可分为三种：

一是超毛细管孔隙，其孔径大于 0.5mm，或裂缝宽度大于 0.25mm。岩石中的大裂缝、溶洞及未胶结的或胶结疏松的砂岩层孔隙大部分属于此类；

二是毛细管孔隙，其孔径介于 0.5～0.0002mm 之间，裂缝宽度介于 0.25～0.0001mm 之间。碎屑岩多半具有这类孔隙；

三是微毛细管孔隙，其孔径小于 0.0002mm，裂缝宽度小于 0.0001mm，这种孔隙对气体储集的作用不大。只有彼此连通的超毛细管孔隙和毛细管孔隙才是有效的气体储集空间，即“有效的”孔隙。

（2）渗透性

岩石渗透性：是指在一定的压差下，岩石允许流体通过其连通孔隙性质。

绝对渗透率：反映岩石本身的孔隙结构特征；

相对渗透率：岩石对每一种流体的渗透率。有效渗透率的大小取决于其中流体的性质和它们的数量比例关系，以及岩石本身的孔隙结构特征。

单位：达西（D）粘度为 1cP（即 10^{-3}Pa·s）的 1cm^3 的流体，通过横截面为 1cm^2 的孔隙介质，在压力差为 1atm（即 101325Pa），1s 内流体通过的距离恰为 1cm 时，该孔隙介质的渗透率为 1D。由于该单位较大，实际工作中常采用 mD，1mD 为 D/1000。

（3）围岩孔隙结构

岩石的孔隙系统由孔隙和喉道两部分组成，孔隙为系统中的膨大部分，它们被细小的喉道所沟通（图 3-5）。

一般孔隙大、喉道粗岩石渗透率高；

喉道粗、孔隙中细岩石渗透率中至偏低；

喉道细小，孔隙大岩石渗透率低；

喉道细小，孔隙小岩石渗透率均低。

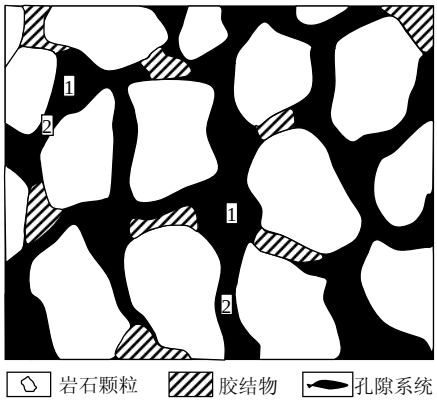


图 3-5 岩石孔隙系统示意图
1—孔隙；2—喉道

2.围岩力学性质及变形特点

（1）按岩石的力学性质分：

- 强岩层（砂岩、石灰岩等）：强岩层不易塑性变形，而易于破裂。
- 弱岩层（细碎屑岩和煤等）：弱岩层则常呈塑性变形。

不同岩性岩石力学性质

项目	石英砂岩	细粒砂岩	细碎屑岩	石灰岩	煤
抗压强度 最小～最大 平均 (kg/cm^2)	911～1041 976(2)	945～2505 1962(11)	136～1020 353(12)	401～1785 926(3)	213～257 241(3)
抗拉强度 最小～最大 平均 (kg/cm^2)	— 20	28～185 89(11)	8～47 17(10)	46～56 52(3)	12～16 13(3)
抗剪强度 最小～最大 平均 (kg/cm^2)	138～255 156(3)	94～380 208(13)	18～85 46(12)	70～187 128(3)	21～59 24(3)

（2）变形特点

a.断层裂隙型顶板，主要由砂岩组成。

b.紧密褶皱型围岩顶板，主要由粉砂岩、泥岩、细砂组成。

c.透镜化现象围岩顶板。

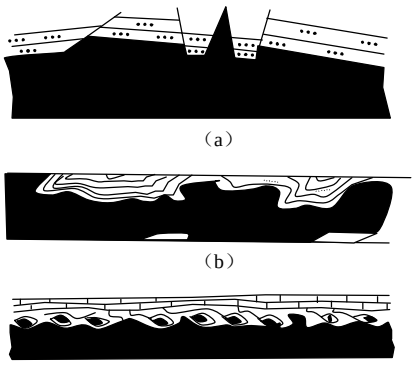


图 3-6 几种不同的顶板形变

不同岩性顶板节理发育特点：

- 强岩层产生垂直层面破劈理；
- 弱岩层产生密集的、与层面斜交或大致平行的流劈理；
- 相邻的强弱岩层中裂隙出现折射现象。

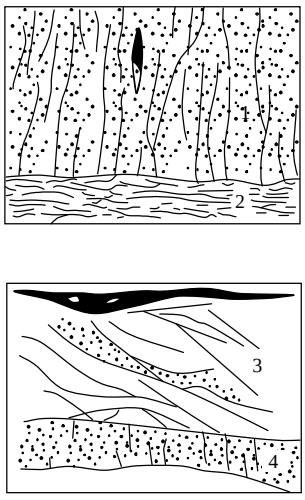


图 3-7　不同岩性的岩层中节理的特点
1-石英砂岩；2-泥岩；3-煤；4-细粒砂岩；

（3）岩性组合的测井曲线特征和统计分析

从瓦斯预测角度考虑，可将围岩顶板的测井曲线型式概括为以下 3 种。

① 突变型：围岩顶板由厚层砂岩或石灰岩组成，其间没有或仅有少量薄层细碎屑岩。该种型式代表了高透气岩性组合（图 *a*）。

② 锯齿型：围岩顶板由砂岩、石灰岩以及细碎屑岩组成。透气性与其中砂岩或石灰岩所占比例有关（图 *b*）。

③ 低平型：围岩顶板中细碎屑岩占优势。透气性通常很低（图 c）。

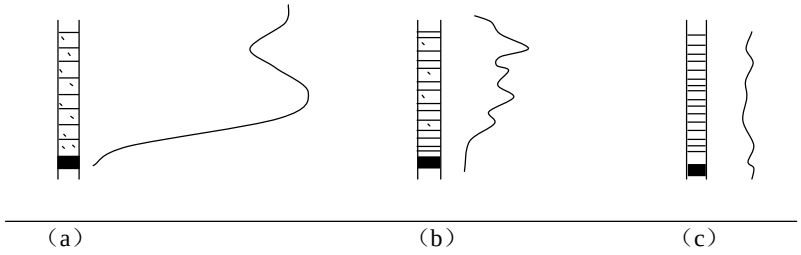


图 3-8 煤层围岩顶板测井曲线型式
a-突变型；b-锯齿型；c-低平型

3.围岩瓦斯地质研究方法

（1）对钻孔及石门资料中该层段内的各分层的岩性、厚度进行统计（还应考虑不同岩性分层至煤层的距离），统计该层段内砂岩、泥岩的比值或含砂率（指统计层段内砂岩厚度与统计总厚度的比值）。

（2）根据统计资料，按一定差值绘制等值线或圈定瓦斯保存条件不同的块段。

（3）绘制不同岩性分布图。

3.4　地质构造

在瓦斯地质研究中，考虑区域构造的作用，着重于地质构造的作用，着得于

地质构造的力学分析主形态分析两个方面，侧重从构造体系和构造型式以及构造复合、联合部位等方面探讨其对瓦斯分布的影响。

1.褶皱构造

褶皱类型、封闭情况、复杂程度影响瓦斯赋存。

向斜盆地构造的矿区，顶板封闭条件良好时，瓦斯沿垂直地层方向运移是比较困难的，大部分瓦斯仅能沿两翼流向地表。

封闭的背斜有利于瓦斯的储存，是良好的储气构造，或者称圈闭构造。

2.断裂构造

有的断层有利于瓦斯排放，也有的断层对瓦斯排放起阻挡作用，成为逸散的屏障。前者称开放型断层，后者称封闭型断层。断层的开放与封闭性决定于下列条件：

a.断层的性质和力学性质。一般张性正断层属开放型，而压性或压扭性逆断层封闭条件较好。

b.断层与地表或与冲积层的连通情况。规模大且与地表相通或与松散冲积层相连的断层一般为开放型。

c.断层将煤层断开后，煤层与断层另一盘接触的岩层性质。

d.断层带的特征(充填、紧密、裂隙发育)。

n 断层的空间方位影响

l 一般走向断层阻隔了瓦斯沿煤层倾斜方向的逸散。

l 倾向和斜交断层则把煤层切割成互不联系的块体有利瓦斯排放。

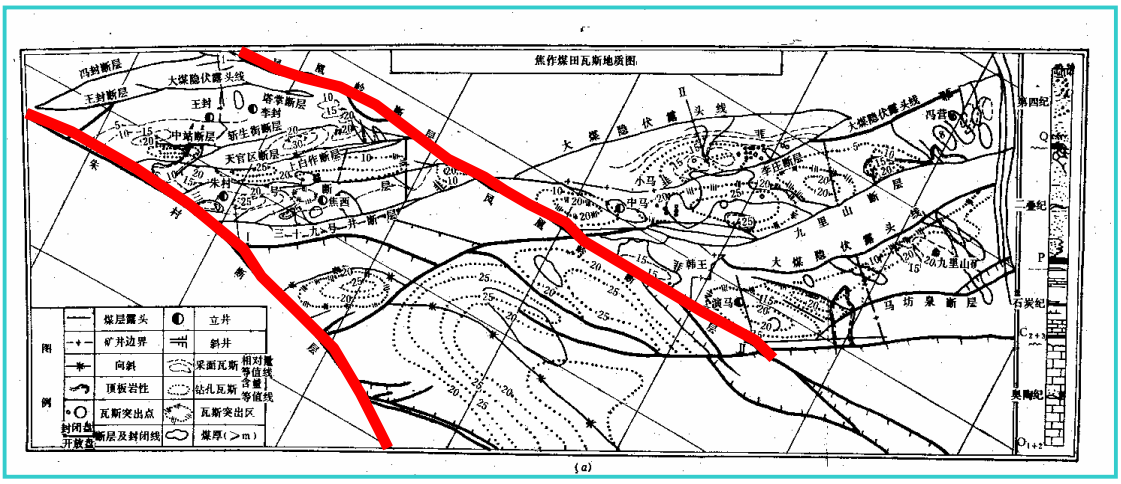


图 3-9　焦作矿区瓦斯地质图

不同类型的断层，形成了不同阶段的构造边界条件，对瓦斯的保存、排放

有不同的影响。

例 1：落差百米朱村和凤凰岭断层，使煤层与奥灰接触，开放型断层，断层附近瓦斯含量低，区内小断层属封闭型断层，属构造分带边界。

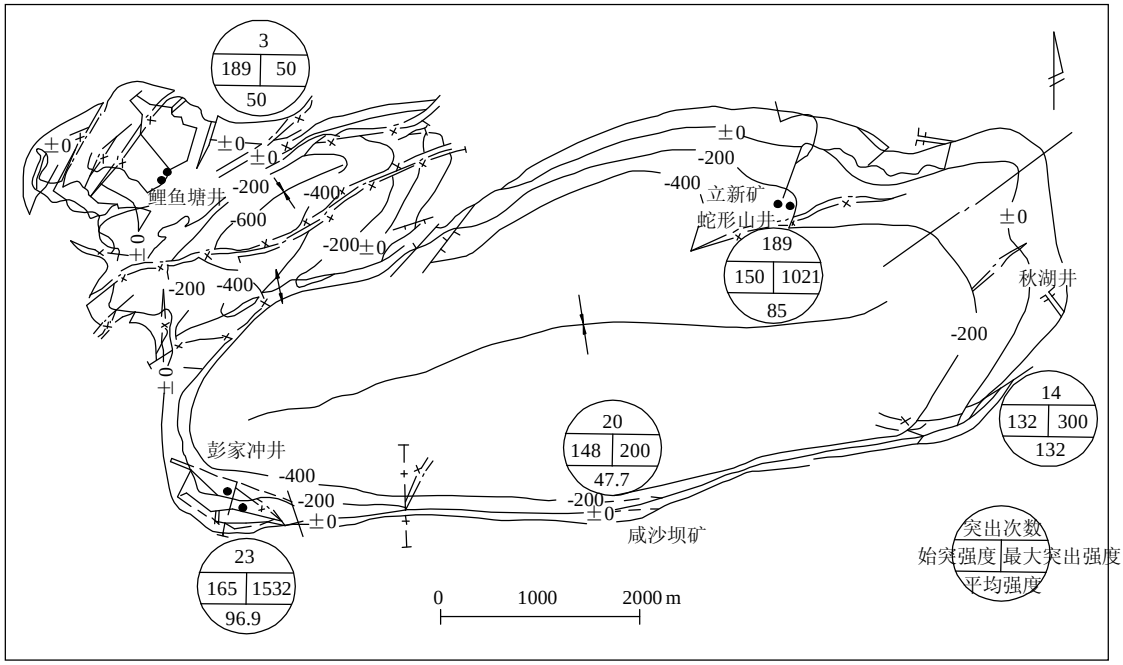


图 3-10　洪山殿矿区瓦斯地质图

例 2：湖南涟邵洪山殿矿区是该煤田一个严重突出的矿区，各生产矿井均发生过突出，但该区内的洪山矿鲤鱼塘井一水平，不仅瓦斯小，而且很少发生突出，这与该矿井范围内发育一系列通地表的中型断层有关。

例 3：河北峰峰煤田，含煤岩系被晚期造山运动所形成的一系列斜交高角度正断层所切割，造成若干小型地堑和地垒构造（图 3-11），促使瓦斯运移和重新分配，在此区域构成了有利于瓦斯储存的封闭地区。当这些封闭区远离煤层露头时（如羊渠河、大椒树和—矿三井田），即使含煤岩系被抬升、埋藏较浅，矿井瓦斯涌出量也仍很大。

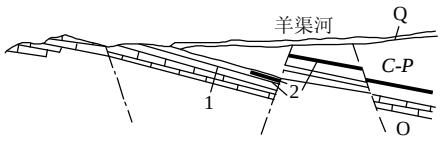


图 3-11　峰峰煤田地质剖面略图

1—瓦斯风化带 2—沼气带

n 煤层倾角反应构造应力

一般情况下，倾角陡有利于瓦斯排放，缓倾斜煤层瓦斯含量高于急倾斜煤层。

煤层倾角（°）	瓦斯脱放深度（m）
60	80～90
45	70
30	50
20	30～40
10	15～20

3.构造复合、联合

构造复合、联合部位特点：

Œ应力集中、高变质煤、瓦斯大；

• 易于瓦斯保存的封闭条件。

如：焦作矿区是高瓦斯区、高突区仅次于新华夏系与秦岭东西构造带联合部位。

湖南彬煤田，其构造主体是南北构造带，南部与南岭东西复合、中部与华夏系复合，使南北构造带被改造成正弦曲线状。

该区马田、永红、梅田矿区是高沼区，高突区，位于构造的交汇部位。

4.构造组合

构造组合指的是控制瓦斯分布的构造形迹的组合型式，可大致归纳为以上几种类型：

（1）压性断层矿井边界封闭型：

这一类型系指压性断层作为矿井的对边边界，断层面一般为相背倾斜，使整个矿井处于封闭的条件下，因此瓦斯含量高。如内蒙古大青山煤田南北两侧均为逆断层，断层面面倾向向背，煤田位于逆断层的下盘，在构造组合上处于较好的封闭条件。该煤田各矿煤层瓦斯含量，普遍高于区内开采同时代含煤岩系的乌海煤田和桌子山煤田。

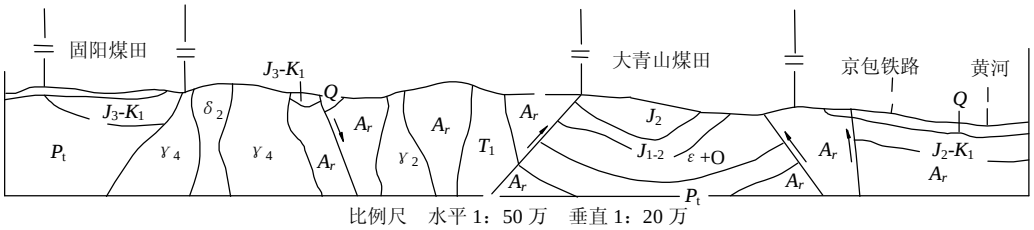


图 3-12　内蒙古固阳—大青山煤田剖面图

（2）构造盖层封闭型：

瓦斯的赋存决定于瓦斯的保存条件。盖层条件原指沉积盖层而言，从构造角度，也可指构造成因的盖层。如某一较大的逆掩断层，将大面积透气性差的岩层推覆到煤层或煤层附近以上，改变了原来的盖层条件，同样对瓦斯起到了封闭作用。

如吉林通化矿区铁厂二井，北北东向的张性断层虽然有利于于瓦斯排放，但煤层上覆地层被 F28 逆断层的上盘地层的封闭作用，使得下盘煤层瓦斯大量聚积，得不到释放，瓦斯含量增高。

（3）正断层断块封闭型：

由两组不同方向的压扭性正断层在平面上组成三角形或多边形块体，井田边界为正断层所圈闭，如焦作煤田便属此类。它的特点是除接近正断层露头的浅部或因煤层与断层另一盘接触岩性为透气性岩石时瓦斯较小外，其余皆因断层的挤压封闭而有利于瓦斯的储集。

n 构造控制瓦斯赋存特点：

（1）聚煤古构造含煤建造为瓦斯生产提供了物质基础。正确认识古构造规律是从客观上进行瓦斯地质区划的重要前提。

（2）不同的构造型式及其复合、联合，是进行瓦斯地质区划的重要依据。

（3）地质构造的类型、力学性质以及组合型式，是煤田、矿区内影响瓦斯赋存及突出的主要原因，也是进行瓦斯地质单元划分的主要依据。

3.5 煤层埋藏深度

在瓦斯风化带以下，煤层瓦斯含量、瓦斯压力和瓦斯涌出量都与深度的增加有一定的比例关系。

一般情况下，煤层中的瓦斯压力随着埋藏深度的增加而增大。随着瓦斯压力的增加，煤与岩石中游离瓦斯量所占的比例增大，同时煤中的吸附瓦斯逐渐趋于饱和。因此从理论上分析，在一定深度范围内，煤层瓦斯含量亦随埋藏深度的增大而增加。但是如果埋藏深度继续增大，瓦斯含量增加的速度将要减慢。下表是前苏联学者黎金作的一个计算实例。

深度(m)	温度T	压力(atm)			煤的孔隙在压力作用下降低系数	煤的孔隙体积(m^3/t)	煤的甲烷含量（m^3/t）			岩石的甲烷含量(m^3/t)			煤孔隙游离瓦斯量占%	比值
		地层静压力 p_1	瓦斯压力 p_2	$p=p_1-p_2$			吸附	游离	总计 q_1	孔隙中	分散有机质中	总计 q_2		
100	11	24	1.0	23	0.91	0.118	—	—	—	—	—	—	—	—
200	14	47	2.0	45	0.84	0.109	5.7	0.2	5.9	0.1	0.1	0.2	3	30
300	17	70	6.6	63	0.82	0.107	12.9	0.7	13.6	0.4	0.1	0.5	5	27
400	20	93	13.3	80	0.80	0.104	17.0	1.3	18.3	0.9	0.2	1.1	7	17
500	23	116	20.8	95	0.78	0.101	19.0	2.0	21.4	1.4	0.2	1.6	9	13
600	26	139	29.4	110	0.77	0.100	20.4	2.8	23.2	2.0	0.2	2.2	12	11
700	29	162	39.0	123	0.76	0.099	21.4	3.7	24.7	2.6	0.3	2.9	15	9
800	31	185	49.0	136	0.75	0.098	21.6	4.7	26.1	3.4	0.3	3.6	18	7
900	34	208	60.0	148	0.74	0.096	21.7	5.7	27.3	4.1	0.3	4.4	21	6
1000	37	231	70.0	161	0.73	0.095	21.6	6.5	28.2	4.8	0.3	5.1	23	6
1100	40	254	81.0	173	0.72	0.094	21.5	7.4	29.0	5.5	0.3	5.8	25	5
1200	43	277	93.0	184	0.71	0.092		8.3	29.8	6.3	0.3	6.0	28	5

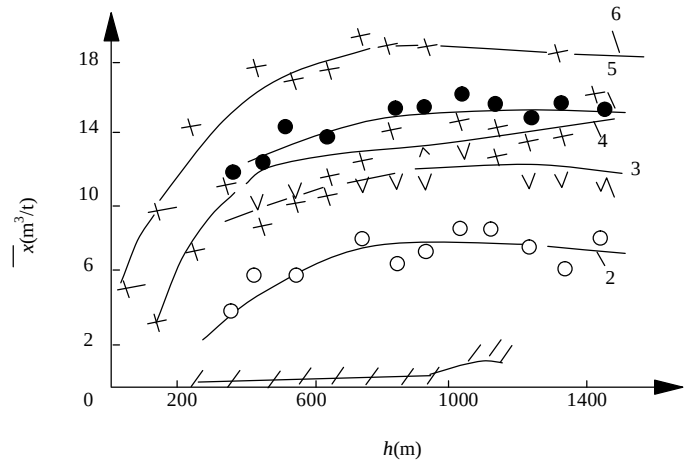


图 3-13　煤层甲烷含量随深度的变化曲线

1 —长焰煤；　2—气煤；　3—肥煤；　4—焦煤；　5—弱粘煤；　6—贫煤

个别矿井的煤层，随着埋藏深度的增大，瓦斯涌出量反而相对减小。大黄山矿位处较浅的有限煤盆地，煤层倾角大，在新老不整合面上有厚层低透气性盖层。当从盆地四周由浅部向深部开采时，瓦斯涌出量随着开采深度增加而减小。

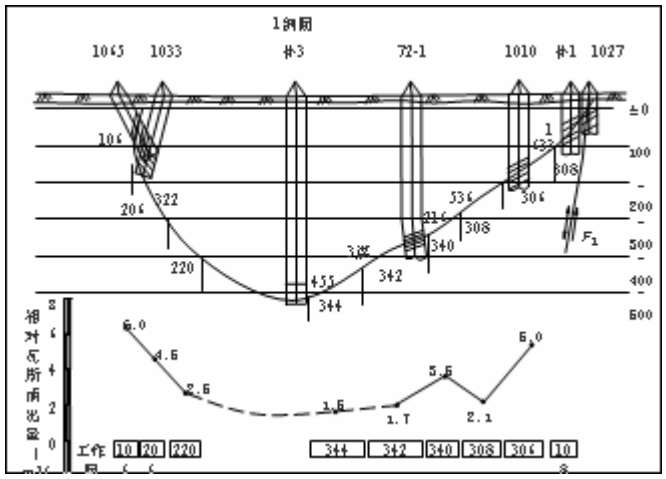


图 3-14　大黄山矿瓦斯地质剖面图

3.6　煤田暴露程度对瓦斯影响

- 暴露式煤田，煤系地层出露于地表，煤层瓦斯往往沿煤层露头排放，瓦斯含量大为减少。
- 隐伏式煤田，如果盖层厚度较大，透气性又差，煤层瓦斯常积聚储存；反之，若覆盖层透气性好，容易使煤层中的瓦斯缓慢逸散，煤层瓦斯含量一般不大。
- 在评价一个煤田的暴露情况时，不仅要注意煤田当前的暴露程度，还要考虑到成煤后整个地质时期内煤系地层的暴露情况及瓦斯风化过程的延续时间。

例 1：红阳煤田三井开采石炭二叠系煤层，煤层露头上部有巨厚的侏罗系及第三、第四系沉积地层覆盖，13 号煤层隐伏露头的埋藏深度达 700～1100m。自 778 孔向西至隐伏露头，煤层瓦斯含量均在 2m3/t 以下，而向东至 856 孔，煤层瓦斯含量增大至 15m3/t。在晚侏罗系地层覆盖之前，从晚古生代到中生代晚侏罗世之间的漫长地质时期内，区内地壳上升，含煤地层出露地表，遭受强烈的瓦斯风化作用。晚期地层的覆盖，只是保存了早期存在的瓦斯分布状态。

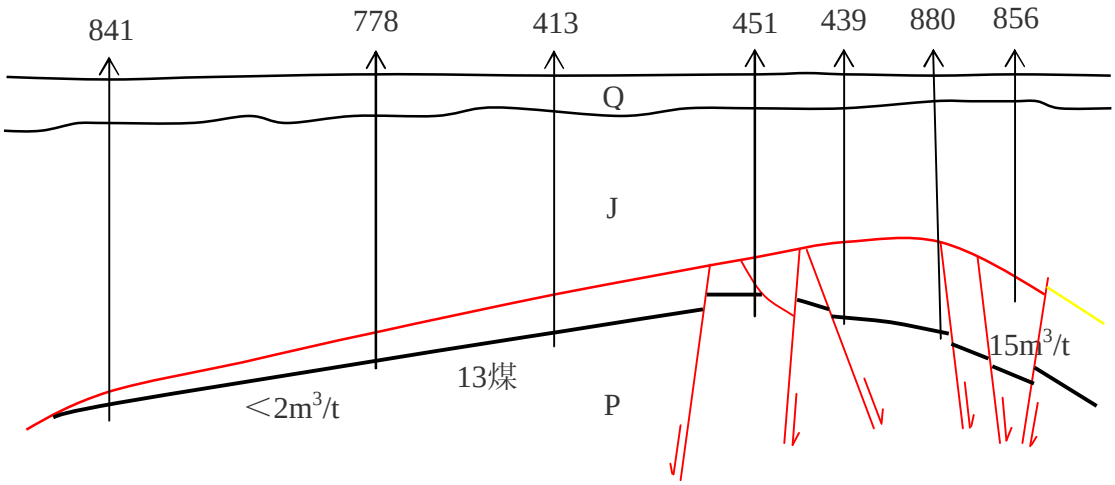


图 3-15　红阳三井地质剖面图

3.7　水文地质条件对瓦斯影响

地下水与瓦斯共存于煤层及围岩之中，其共性是均为流体，运移和赋存都与煤、岩层的孔隙、裂隙通道有关。

一方面驱动着裂隙和孔隙中瓦斯的运移。

另一方面又带动溶解于水中的瓦斯一起流动。

尽管瓦斯在水中的溶解度仅为 1～4%，但在地下水交换活跃的地区，水能从煤层中带走大量的瓦斯，使煤层瓦斯含量明显减少。同时，水吸附在裂隙和孔隙的表面，还减弱了煤对瓦斯的吸附能力。因此，地下水的活动有利于瓦斯的逸散。地下水和瓦斯占有的空间是互补的，这种相逆的关系，常表现为水大地带瓦斯小，反之亦然。

例 1：河北峰峰煤田是华北大水矿区之一。在该区鼓山西侧，若干条较大断层切割含煤岩系，使主要可采煤层和断层另一盘奥陶纪灰岩相接触，处于地下水强泾流带范围。鼓山以西的矿井全部属于低沼井，瓦斯含量很小。

例 2：峰峰羊渠河矿开采山西组煤层时，水文地质条件较为简单，相对瓦斯涌出量为 10m^3/t；而开采受岩溶裂隙水影响较大的小青煤层时，相对瓦斯涌出量

公为 2~3m^3/t。

例 3：山东淄博矿区涌水量较大，全区总涌水量达 127 m^3/min，平均吨煤排水量为 13.19 m^3/min 该矿区大部分煤矿属低沼井。

例 4：焦作李封矿天官区的分析，在突水点多、水量大的地段，一般瓦斯涌出量小，且未发生过突出。

3.8 岩浆侵入对瓦斯影响

岩浆活动对瓦斯赋存的影响比较复杂。岩浆侵入含煤岩系或煤层，在岩浆热变质和接触变质的影响下，煤的变质程度升高，增大了瓦斯的生成量和对瓦斯的吸附能力。

影响表现方式：

（1）在无隔气盖层、封闭条件不好的情况下，岩浆的高温作用可以强化煤层瓦斯排放，使煤层瓦斯含量减小。

（2）岩浆岩体有时使煤层局部被覆盖或封闭，成为隔气盖层。但在有些情况下，由于岩脉蚀变带裂隙增加，造成风化作用加强，可逐渐形成裂隙通道，而有利于瓦斯的排放。

岩浆活动对瓦斯赋存既有生成、保存瓦斯的作用，在某些条件下又有使瓦斯逸散的可能性。

1、岩床侵入（影响明显）

- 煤受热，碳化度增高，进一步生成瓦斯；
- 处于顶板对瓦斯通道起到封闭作用；
- 煤层受力，揉搓成粉未，煤结构破坏；
- 岩浆侵入使煤系地层处于不均衡应力状态，积蓄能量。

例 1：三宝矿一井的西一采区九煤层，岩浆侵入位于煤层顶板 附近，呈岩床状侵入，覆盖面积 19.4 万 m^2；该区瓦斯大，严重突出，曾发生二次特大型突出，最大强度 1500t。

例 2：台吉四井四号煤层，发生 19 次突出全部分布在岩浆岩覆盖区域。

例 3：辽宁铁法煤田属侏罗纪煤系，构造形态为向斜盆地。钻探发现有辉绿岩侵入煤层，使煤的变质程度增高，由气煤变质为焦煤、贫煤乃至天然焦。在有岩浆侵入的高变质煤的钻孔，瓦斯含量增高达 2~3 倍。

2、岩墙、岩脉侵入

- 对煤层烘烤、蚀变；

u 岩墙、岩脉连通地表，有利于瓦斯排放。

例 1：福建永安矿区属暴露式煤田，岩浆岩呈岩墙、岩脉侵入煤层，对煤层有烘烤、蚀变现象。因岩脉直通地表，巷道揭开岩浆岩时有淋水现象，反映裂隙通道良好，有利于瓦斯逸散。该矿区瓦斯含量普遍很小，均属低沼矿井。

例 2：邯郸市陶二煤矿东部岩浆侵入造成煤变质程度增大，高变质煤瓦斯反而减小，西部瓦斯大曾于 2007 年发生突出。

广东梅田矿务局各矿井普通瓦斯较大，并具有突出危险。

矿区北部由于受骑田岭花岗岩体的影响，距岩体 2.6 km 的文化村矿，煤的变质程度为高变质的无烟煤至无定型石黑，煤层挥发分含量小于 5%，容重 d 为 1.8~1.9 t/m^3 ，孔隙率降低，矿井相对瓦斯涌出量仅为 0.23~3.65 m^3/t。**表现为高变质瓦斯小。**

矿区南部，由于逐渐远离花岗岩体，受其影响程度也逐渐减弱，煤的变质程度相对降低。如距岩体 10~14 km 的长坪、江水及温塘坳矿井属一般无烟煤，挥发分值在 7~14%，容重 d 为 1.4 t/m^3，矿井相对瓦斯涌出量可达 21~124 m^3 /t。**表现为低变质瓦斯大。**

第四章　控制煤与瓦斯突出的地质因素

本章重点及难点：

- 控制突出的地质条件
- 构造煤的瓦斯地质特征
- 煤体结构概念及煤体结构类型划分

瓦斯地质观点：

- 煤与瓦斯突出分区分带受地质条件控制（焦作工学院）。
- 突出面积占整个煤层 10%左右，苏联顿巴斯突出区域占整个煤层 5-7%。
- 瓦斯形成和保存是突出的物质基础，突出地质因素是发生突出必要条件。

4.1　地质构造与突出关系

大量实际资料表明，煤与瓦斯突出多分布在地质构造破坏带，地质构造是控制煤与瓦斯突出的主要地质因素。有些突出点，虽然其附近地质条件无明显异常，但却处于某些封闭型构造圈闭的范围内，或受某些特殊的构造边界所控制。

- 保加利亚有 90%的突出发生在构造破坏带；
- 在苏联顿巴斯煤田，缓倾斜煤层有 80%的突出、急倾斜煤层有 50%的突出集中发生在地质破坏带
- 四川南桐矿区(1955～1972 年)在有资料记载的 464 次突出中，有 436 次(占 94％)发生在构造带；
- 红卫煤矿(1954～1976 年)225 次突出中有 190 多次(占 85％)发生在煤包处。

表 4－1　　北票矿区、英岗岭矿区突出统计资料

突出次数 / 矿局 / 地质类型	北票局 (1951—1977)年		英岗岭煤矿 (1967—1978)年	
	次	占总次数 (%)	次	占总次数 (%)
断层附近	391	35.1	21	20.6
小褶曲	21	1.9	2	2.0
煤层倾向、走向变化	61	5.5	7	6.8
煤层厚度变化	206	18.5	30	29.5
煤包			42	41.1
岩浆侵人	265	23.8		
资料不详或未发现	169	15.2		
合　　计	1113	100	102	100

1．地质构造与突出关系表现

（1）煤岩层产状及其变化与突出的发生关系密切：

在煤、岩层走向，倾向或倾角突然变化的部位，多属于应力集中的块段，应力变化梯度大，这些部位的突出危险性较大。

例如，湖南立新矿蛇形山井Ⅱ、Ⅳ两个采区，开采Ⅲ煤层的范围基本一致，但Ⅱ采区地质构造较为简单，产状变化也小，是比较稳定的单斜构造，煤、岩层走向由近于东西向北东向，倾角由缓变陡，个别地段近于直立，变形系数是Ⅱ采区的 7 倍，该采区属严重突出带。

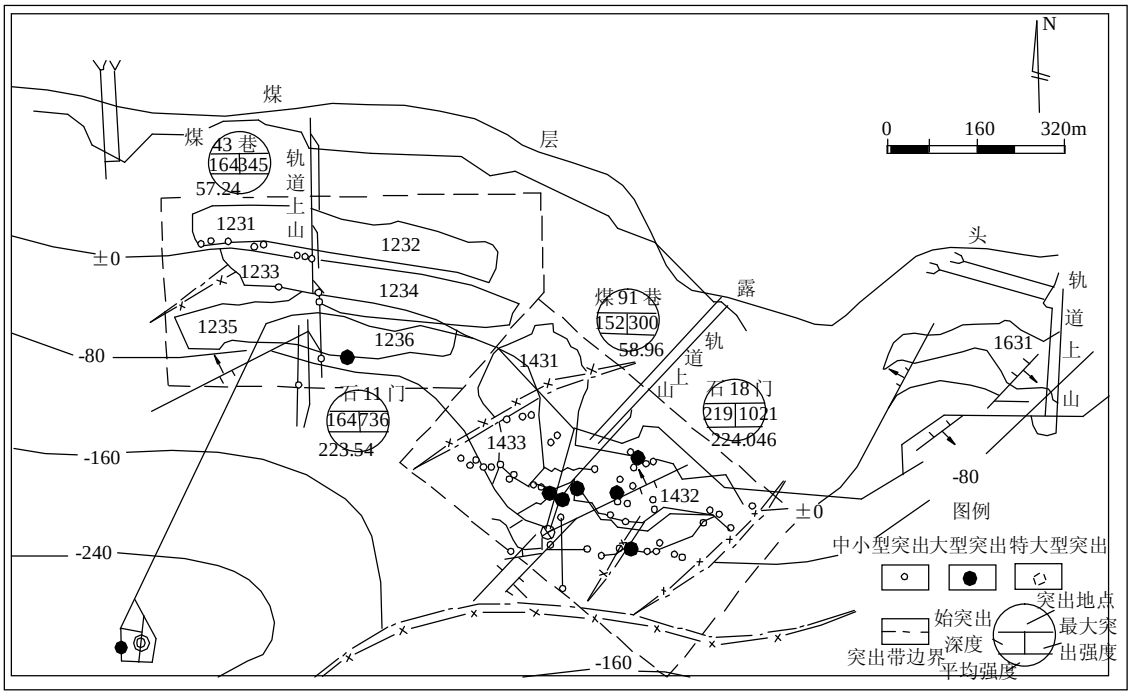


图 4-1　立新煤矿蛇形山井 III 煤层瓦斯地质图

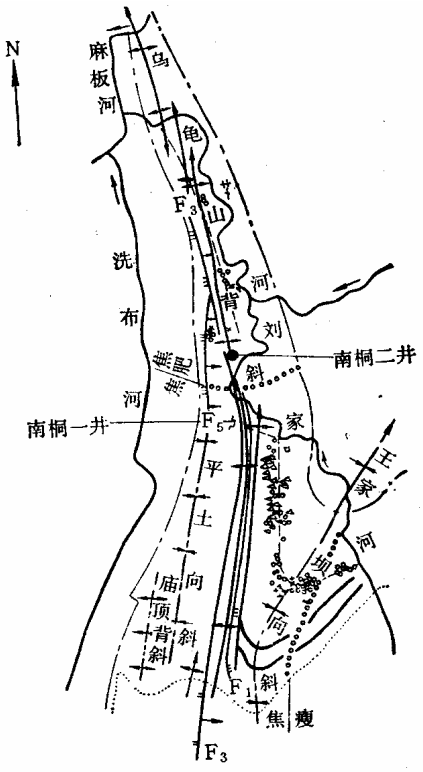
表 4－2　　立新矿蛇形山井Ⅲ煤层Ⅱ、Ⅳ采区构造特征和突出次数对比表

项目 / 采区	基本构造形态	工作面边界断层数目		倾角（°）	变形系数	突出次数（次）				备注
		正断层	逆断层	最小～最大 标准差		大型突出	中型突出	小型突出	合计	
Ⅱ采区	单斜构造	0	0	14～50 7．36	0．042	2	5	5	12	据 5 个工作面资料
Ⅳ采区	被一组断层切割的倾伏背斜构造	4	5	19～68 8．58	0．285	8	24	12	44	据 5 个工作面资料

（2）向斜轴附近

向斜是由水平侧压力作用形成的，在其中性面的下部产生张应力，在中性面上部产生压应力。在轴部地带，上面受到强大的压应力作用，而下面受到深部地层的阻力，使岩层受到进一步的挤压，或产生一些小型的层间滑动(并且往往有近似地沿着最大应变轴方向延伸的压性逆断层出现)。这是一个地应力较高的地带。因此，向斜轴部地带往往是突出点分布密集地区。

南桐矿区的八面山向斜(包括次一级的王家坝向斜、鸦雀岩倾伏向斜)，处于川黔南北构造带与新华夏至华夏式构造(龙骨溪大背斜)的复合处，承受了强烈的区域构造应力。并且八面山向斜、王家坝向斜均有较宽缓的轴部地区，平面上有迂回的余地，形变量较小，以致在构造运动中相当一部分地应力以弹性潜能形式储存于岩层内部，从而成为突出集中的构造。全矿区约有 80％的突出发生在八面山向斜、王家坝向斜，鸦雀岩向斜和甘家坪向斜（图 4－2）。



□ 3 号煤层突出点　　△ 5 号煤层突出点
○ 4 号煤层突出点　　× 6 号煤层突出点

图 4－2　南桐煤矿突出点分布示意图

（3）帚状构造的收敛端

帚状构造的收敛端常常是应力集中的地点，因而有较大的突出危险性。

例如，天府矿务局三汇一矿+280m 主平硐掘开断层上、下盘的六号煤层时，分别发生了强度 12780t 和 2500t 的特大型突出。在三号层掘进巷道时，又发生了强度为数十吨的 29 次突出。从区域上看，突出是受华蓥山帚状构造控制的（图

4－3）。

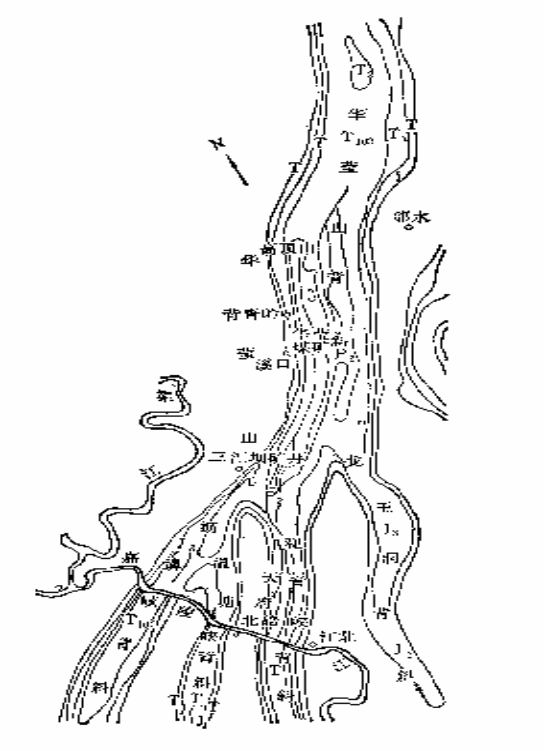


图 4－3　华蓥山帚状构造与突出点的分布

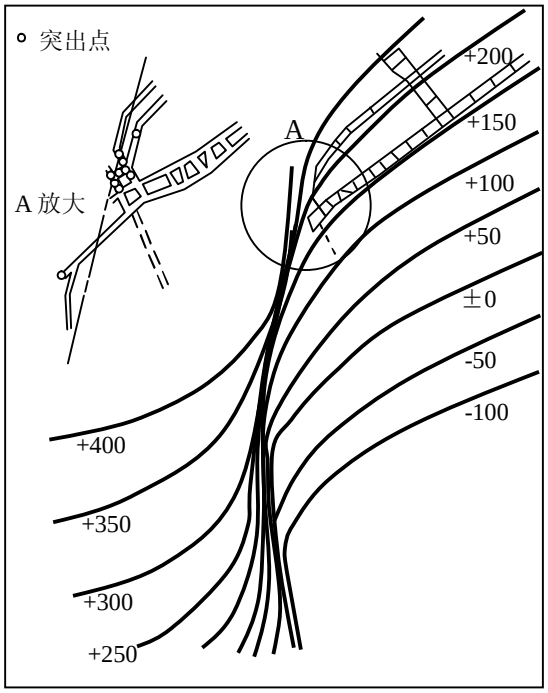


图 4－4　　鱼田堡矿东部边界扭转区突出分布示意图

（4）煤层的扭转区

在煤层扭转区，由于受到强大扭力的作用，煤层逐渐发生倒转，构造应力高度集中，故常常是突出严重的地区。

例如，南桐矿区有两个主要扭转区。一个是原东林井南翼黑漆岩扭转带，地层逐渐发生倒转，煤层近于直立状态。在此带内共发生突出 77 次，并且有 31 次(占 40%)具有突然压出的特点，能清楚地看出构造应力水平挤压的作用。另一个扭转区在鱼田堡煤矿东部边界附近，由于猫岩背斜强力挤压，使东侧岩层陡峭成直立状态，西侧仍为 30 多度倾斜状态。这个扭转区是概况三个严重突出区之一（如图 4－4 所示）。

（5）煤层产状变化地带

在煤层产状沿走向(或倾向)发生转折、变陡或变缓的地区，是地应力集中的地区，也常常是突出严重的地区。

苏联 H. M. 毕楚克曾经对由于煤层倾角变化而产生的附加应力作过粗略的计算。当煤层的倾角由 8°变到 14°时(曲率半径 p≈600m)，如果弹性岩石埋藏在距离中性面 60 米处，地应力可以超过砂岩的极限强度几倍。

例如，南桐煤矿一井王家坝向斜西翼±0 水平二至三石门 0504 区，倾角由

37°增至 52°，走向由 12°转为 19°，发生突出 73 次，占井田内 5 号煤层突出总次数的 80%以上，最大突出强度 766 吨。在王家坝向斜东翼六石门 4309～4311 区，倾角由 37°变为 50°，此处也发生了 11 次突出（图 4－5）。

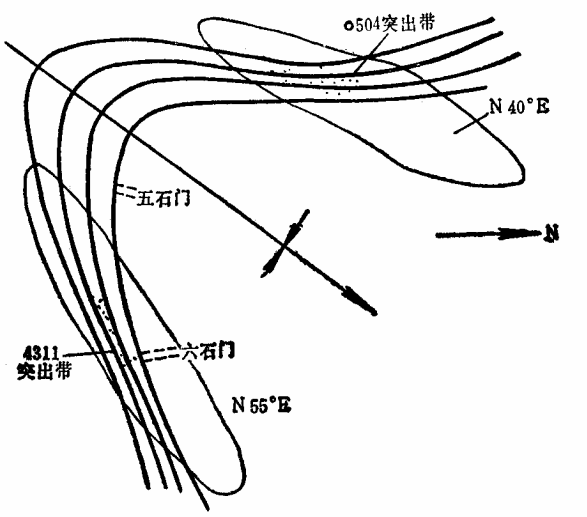


图 4－5　南桐煤矿一井王家坝向斜西翼转折带突出点分布示意图

（6）压性、压扭性小断层带

断裂构造是地应力达到或超过岩石断裂强度时，岩石连续发生破坏的产物，总的表现为地应力的释放。然而，在一些由于受到水平方向挤压而形成的断距较小的压性或压扭性小断层带，应力释放还不充分，仍保持着应力集中，其两侧还处于强烈挤压状态，对瓦断储存也较为有利。同时，两侧的煤体结构遭到破坏，因而常常是突出集中的地点。

例如：六枝矿务局六枝煤矿的东二采区，受到二个压扭性断层的南北向挤压作用，使区内七号煤层厚度由 6~7 米增至 10 米左右，并造成次一级的压扭性小断层发育。该采区突出 14 次，占全矿七号煤层突出总次数的 61%（图 4－6）。

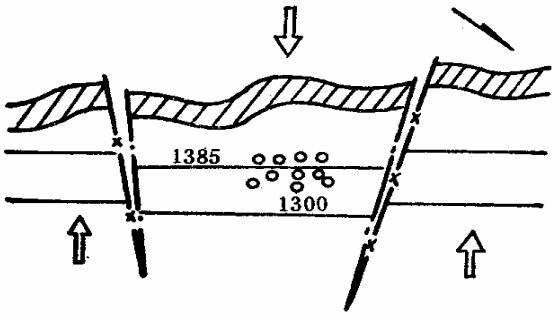


图 4-6 六枝煤矿东二采区构造与突出点分布示意图

（7）突出危险带构造类型

地质构造的组合，不仅影响瓦斯的赋存，对突出的发生亦有影响。

不同构造组合特征的块段其突出危险程度不同。我们把具有共性特征的突出带进行了归纳，提出了瓦斯突出危险带地质构造类型的概念。

突出危险带地质构造类型的划分主要依据：

构造形态和构造组合特征为基础，还综合考虑了构造应力引起的煤厚变化和煤体结构破坏等三项影响瓦斯突出分带的地质因素。因此，突出危险带地质构造类型也是瓦斯突出地质条件的综合体现。

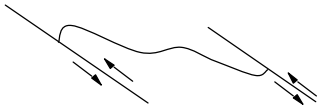
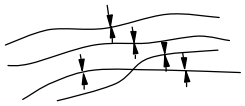
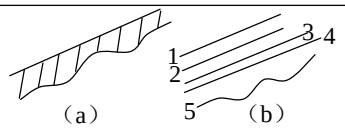
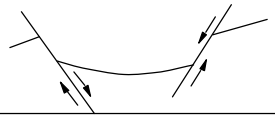
突出危险带地质构造类型	图式	典型矿井
压扭性逆断层带		立新矿蛇形山井马田矿桐子山艾和山井梅田矿区一、二四矿
紧闭褶皱发育地带		萍乡青山矿硬子槽英岗岭矿建山井、枫林井
不协调褶皱发育地带		江西新华矿一井 湖南里王庙井、坦家冲井、金竹山矿一平硐
封闭断层之间的地堑式构造		焦作李封矿天宫区
受扭曲的直立煤层		萍乡青山矿大槽、硬子槽、湖南两市塘矿区、立新咸沙坝井
具有波状起伏的单斜构造		湖南利民煤矿东翼、资江煤矿
透镜状煤包或薄煤带所包围的厚煤带		红卫矿里王庙井、坦家冲井、新华一井、梅田矿区

图 4-7 煤和瓦斯突出危险带地质构造类型图示

4.2 煤层厚度变化

突出集中发生在煤层厚度变化地带，也是各突出矿井常见的情况。在一些局矿(如北票矿务局、英岗岭煤矿等)，突出发生在这类造地带约占 20～30%，湖南的一些矿井(如白沙矿务局红卫煤矿等)，在此类构造带发生的突出还要多一些。

煤厚变化的原因：

- 原生的因素；
- 后期构造运动所造成的（突出的主要因素）

（1）在煤层厚度较稳定的多煤层矿井：各煤层的突出危险性决定于煤层的厚度，随着危险性增加。

（2）在煤层厚度变化大的矿井：突出多发生在厚煤地段和煤厚变化带。凸透镜状煤包和被薄煤包围的厚煤地段的突出危险性大。

例子：湖南白沙矿务局红卫煤矿(1954—1976 年)的 225 次突出中，有 190 多次(占 85%)发生在煤包处，尤其是 9 次特大型突出全部集中在煤包的最厚区段。

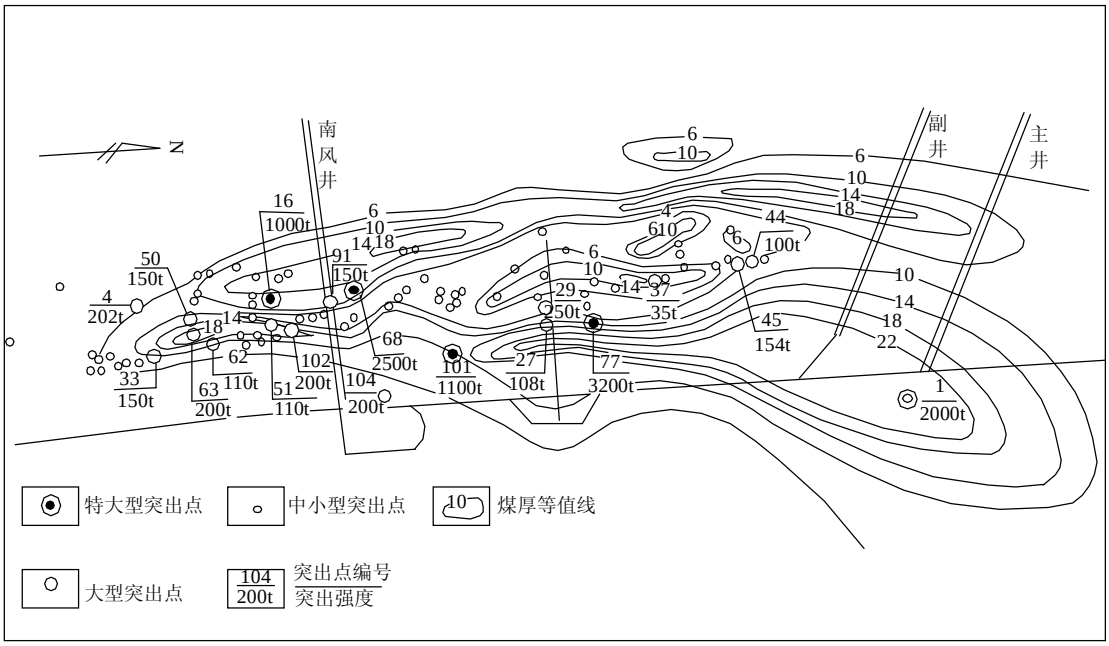


图 4-8　红卫煤矿坦家冲 116 采区瓦斯突出与煤厚变化关系图

（3）在煤层厚度变化较大的多煤层矿井：不同煤层相比较，突出危险性随煤厚变化的增大而增强。煤厚变化魇块段比变化小的块段突出危险性大。

图　4－3　　焦作中马村一三与一七采区煤厚对比表

项目 采区	最大煤厚(m)	最小煤厚（m）	煤厚标准差	突出情况
一三采区	6.5	3.5	0.476	未突出
一七采区	8.5	0.1	7.52	突出 8 次，最大突出强度 800t

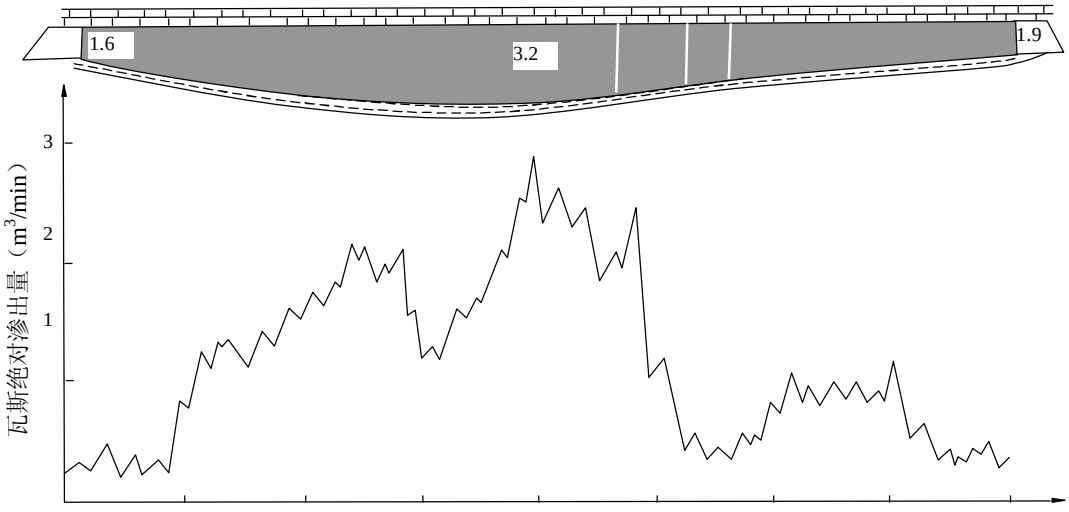


图 4-9 贵州石洞矿暗斜井二横穿瓦斯地质剖面图

厚煤带还为瓦斯的储集提供了场所。一些矿井煤层厚度变化时，瓦斯绝对涌出量也呈明显的正比例变化。

煤层厚度变化造成了瓦斯分布上的差异。煤厚变化的梯度在一定程度上反映了瓦斯的变化梯度，造成了瓦斯的变化梯度，造成了瓦斯突出点的不均衡分布。

4.3 煤体结构

1.几个概念

原生结构：煤层原始沉积时的结构。

构造结构：受构造应力作用，煤的原生结构遭受破坏后所表现出的结构称为构造结构。

软煤：在发生突出的地点及附近的煤层都具有层理紊乱，煤质松软的特点。人们习惯上把这种煤叫做软分层煤，或简称软煤。地质角度分析，软分层煤应属于构造煤，它是煤层在构造应力作用下形变的产物。在突出矿井，构造煤的存在是发生突出的一个必要条件。

所谓软分层或者软团块、软煤，是与正常煤层相比而言的。这种煤层比正常煤分层的强度明显降低，具有极端的松软性和易碎性，用手捻搓易成 cm、mm 级碎粒甚至煤粉。从地质角度分析，软分层煤应属于构造煤，它是煤层在构造应力作用下形变的产物。

2．构造煤分类

按照煤在构造作用下的破碎程度，可将构造煤分为三种类型。

- 碎裂煤：煤被密集的相互交叉的裂隙切割成碎块，这些碎块保持尖棱角状，相互之间没有大的移位，煤仅在一些剪性裂隙表面被磨成细粉。
- 碎粒煤：煤已破碎成粒状，其主要粒级在 1mm 以上。由于运动过程中颗粒间相互摩擦，大部分颗粒被磨去了棱角，并被重新压紧。
- 糜棱煤：煤已破碎成细粒状或细粉状，并被重新压紧，其主要粒级在 1mm 以下，有时煤粒磨得很细，只相当于岩石的粉砂级。

构造煤变动标志：

1）镜面和揉皱镜面：构造煤经常有呈镜面状的擦光面存在。由于构造煤经历过塑性流动，所以镜面往往被揉皱。反映塑性流动的流层一般都以磨光镜面相隔。

2）揉皱构造：是指煤层在形变过程中形成的强烈的小褶皱。褶皱的界面，有的是煤的条带，但多数不是原来的层理而是构造镜面。具有这种构造的煤也可称为揉皱煤。

3）鳞片状构造：是指煤在形变过程中被破碎、再压紧，呈片理化状态。这

种煤可称为鳞片煤。其颗粒可以呈碎粒状，但多数是糜棱状。鳞片煤常分布于断层附近，亦可顺层分布，分布于煤层中者其鳞片方向往往斜穿煤的层理。

构造煤井下特征：

在井下观测，构造煤呈层状、似层状、团块状、条带状等不同形态，以一层、多层或全层等多种形式位于突出煤层的一定层位或局部构造部位上。构造煤分层的显著特点是与煤层顶（或底）板或者正常煤分层呈明显的构造不协调现象接触，并表现出特殊的赋存形态，例如发育密集的近于平行排列的劈理，强烈的层间揉皱等。

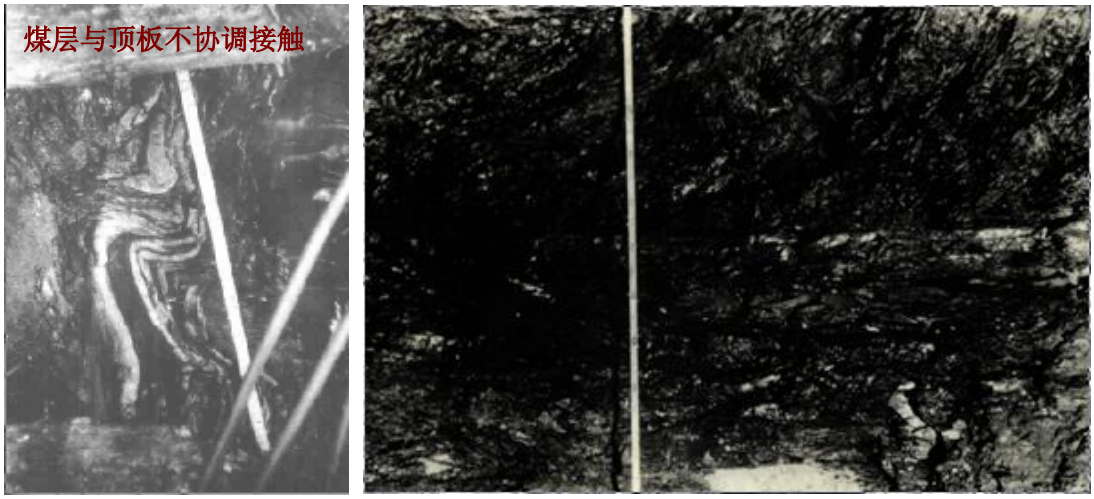


图 4-10　构造煤和原生结构井下观测

构造煤宏观特征：

(1)煤的原生结构遭到不同程度的破坏，除碎裂煤可断续见到原生条带状结构外，大部分均失去了原生结构。

(2)表现有明显的构造结构特点，如碎裂状、砂糖状、粉粒状、鳞片状、土状等，还不同程度发育有镜面、揉皱镜面或定向排列构造等。

(3)手试强度低，松软易碎，用手捻可成厘米级、毫米级碎粒或煤粉。

构造煤微观特征：

构造煤在微观上多表现出形态方向不同、长短疏密不等的各种裂隙，或者有各种显微褶皱、显微断裂等构造标志。破坏严重的，在镜下表现为显微角砾岩化。据构造煤光片统计，随着破坏程度增高，裂隙条数明显增多。

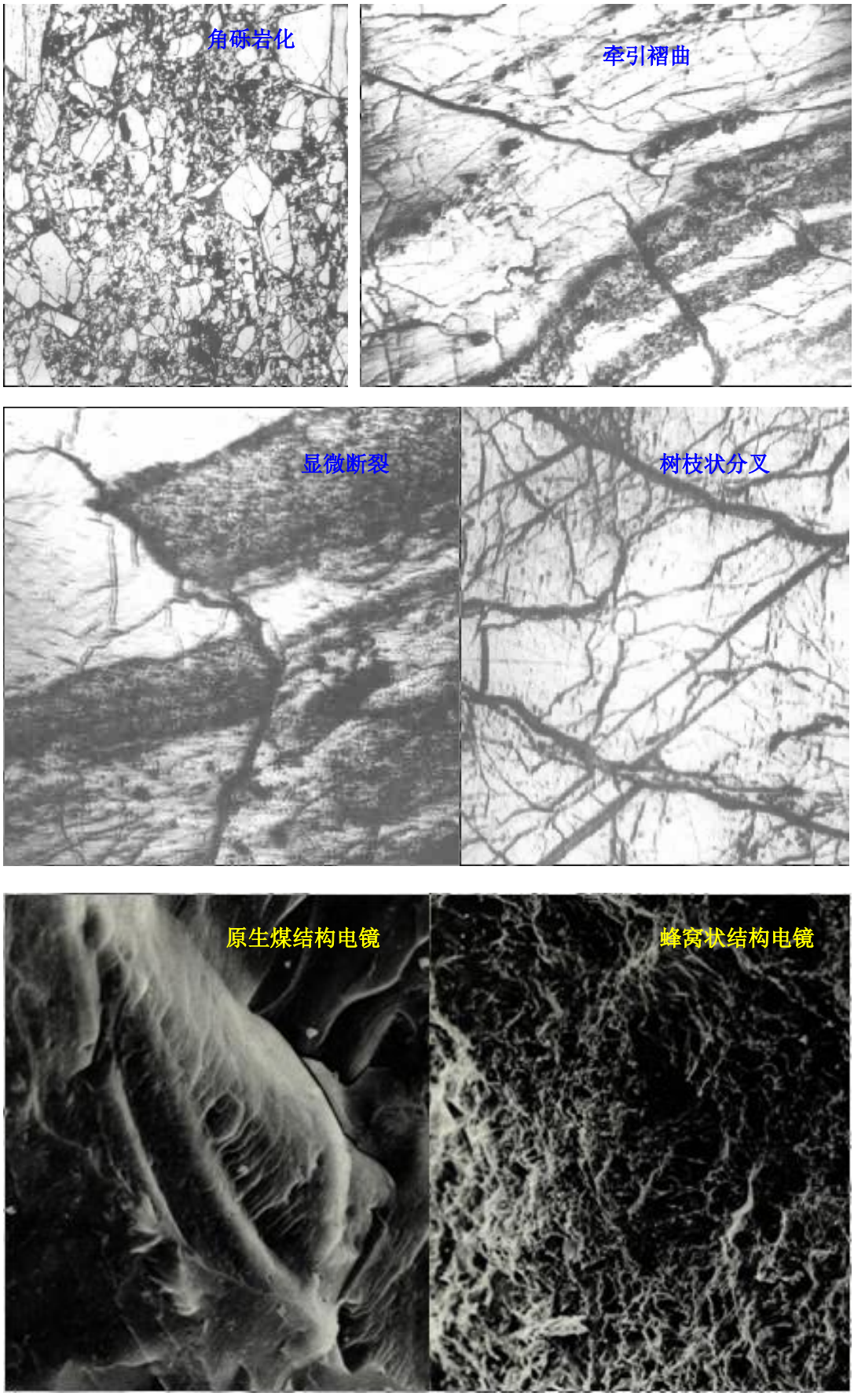


图 4-11　构造煤显微结构

3．构造煤的瓦斯地质特征

随着煤体破坏程度的增高，煤的坚固性系数(f 值)降低，而瓦斯放散指数(Δp)增大。同原生结构煤相比，构造煤具有坚固性系数小、瓦斯放散指数大和瓦斯含量高等特点，这是构造煤易于发生突出的重要原因。

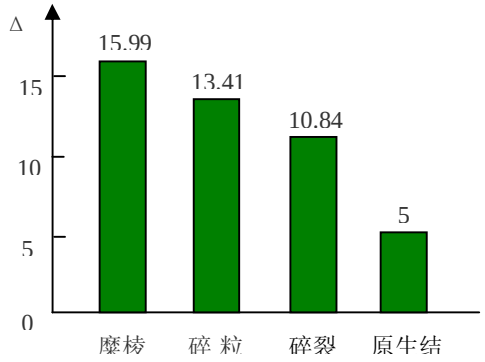


图4-12 萍乡青山矿各类煤的瓦斯放散指数直方

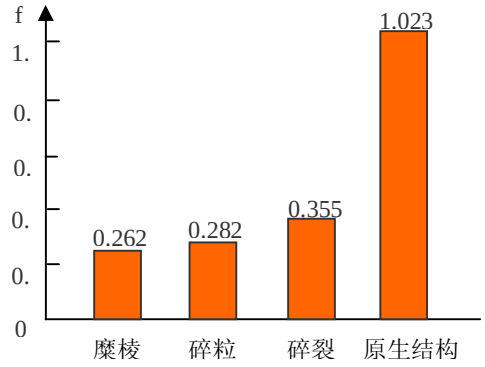


图4-13 萍乡青山矿各类煤的坚固性系数直方图

构造煤发育是发生突出的必要条件：

- 构造煤是一种高分散性多孔介质；
- 煤的孔隙裂隙十分发育，比表面积增大；
- 煤体强度低，f 均在 0.5 以下，一般 0.2-0.3；
- 高应力条件下，孔隙易闭合形成“煤砖”；
- 构造挤压、剪切作用形成的压扭性构造使煤层发生强烈韧塑性变形和破坏。

4．构造煤结构破坏程度分类

煤结构和煤层结构是两个不同概念。

- 煤结构是指煤岩组分的形态、大小所表现的特征。
- 煤层结构则是根据煤层中有无其它岩石夹层的存在，划分为不含夹石层的简单结构和含夹石层的复杂结构。

一般认为，煤层结构越复杂，煤层的物理力学性质异向性亦越强，也越有利于发生突出。实践证明，这并非完全成正比关系。煤层结构复杂时，软硬煤分层相间，煤层与夹石层常呈薄层出现。出于煤层含矸率高，煤率灰分增加，生成的瓦斯量相对减少，煤层的吸附容量减小，这反而以突出不利。

- **网络结构**
- **蜂窝结构**
- **碎裂结构**

丨岩溶状结构

丨表面积增大

丨煤体强度降低

煤与瓦斯突出为什么集中发生在构造破坏带呢？大部分研究者认为：地质构造变动引起煤层厚度变化，加深了煤的破坏程度，使煤的机械强度降低、瓦斯放散能力提高，或因处于某一构造部位，使煤层中的瓦斯向地表排放不利等，瓦斯含量增高。另外，在一些构造带，存在着较高的构造应力，增大了突出危险性。

表 4-4　煤体结构 4 类划分法(瓦斯地质法)

类型号	类型	赋存状态和分层特点	光泽和层理	媒体破碎程度	裂隙、揉皱发育程度	手试强度	坚固性系数 f	瓦斯放散指数 $\triangle p$	突出危险程度
Ⅰ	原生结构煤	层状、似层状，与上下分层整合接触	煤岩类型界限清晰，原生条带状结构明显	呈现较大的保持棱角的块体，块体间无相对位移	内、外生裂隙均可辨认，未见揉皱镜面	捏不动或成cm级碎块	＞0.8	＜10	非突出
Ⅱ	碎裂煤	层状、似层状、秀透镜状，与上下分层整合接触	煤岩类型界限清晰，原生带状结构断续可见	呈现棱角状块体，但块体间已有相对位移	镜体被多组互相交切的裂隙切割，未见揉皱镜面	可捻搓成cm、mm级碎粒	0.8～0.3	10～15	过渡
Ⅲ	碎粒煤	透镜状、团块状，与上下分层呈构造不整合接触	光泽暗淡，原生结构遭到破坏	煤被揉搓捻碎，主要粒级在1 mm以上	构造镜面发育	易捻搓成mm级碎粒或煤粉	＜0.3	＞15	易突出
Ⅳ	糜棱煤	透镜状、团块状，与上下分层呈构造不整合接触	光泽暗淡，原生结构遭到破坏	煤被揉搓捻碎的更细小，主要粒级在1 mm以下	构造、揉皱镜面发育	极易捻搓成粉末或粉尘	＜0.3	＞20	易突出

第五章　煤层瓦斯参数测定

本章重点与难点分析：

1. 煤层瓦斯相关的几个概念
2. 煤层瓦斯含量测定方法
3. 煤层瓦斯压力测定方法
4. 煤的坚固性系数测定方法
5. 瓦斯放散初速度测定方法
6. 吸附常数 a、b 测定方法（一般了解）
7. 透气性系数测定方法

5.1 有关煤层瓦斯的几个概念

1、煤层原始瓦斯压力

当煤层未受采动影响而处于原始赋存状态时，煤中平衡瓦斯压力称之为煤层原始瓦斯压力，其物理单位为 MPa（兆帕）。

2、煤层残存瓦斯压力

当煤层受采动影响涌出一部分瓦斯后，此时煤层中残留瓦斯的压力大小称之为煤层残存瓦斯压力，单位为 MPa。煤层的残存瓦斯压力总小于原始瓦斯压力。

3、煤层原始瓦斯含量。

当煤层未受采动影响而处于原始赋存状态时，单位重量煤中所含有的换算成标准状态下（0℃，0.1MPa）的瓦斯体积称之为煤层原始瓦斯含量，它常用 m^3/t 和 cm^3/g 作计量单位。

4、煤层残存瓦斯含量

当煤层受采动影响而涌出一部分瓦斯后，单位重量煤中所含有的换算成标准状态下的瓦斯体积称之为煤层残存瓦斯含量。

5、煤的可解吸瓦斯含量

煤自原始瓦斯含量与 0.1 MPa 瓦斯压力下的煤层残存瓦斯含量之差称之为煤的可解吸瓦斯含量，其物理单位为 m3/t 或 cm3/g。煤的可解吸瓦斯含量大致代表单位重量的煤在开采过程中在井下可能涌出的瓦斯量。

6、煤的瓦斯容量

当煤中瓦斯压力无限升高时，单位重量煤所能吸附的换算成标准状态下的瓦斯体积称之为煤的瓦斯容量。瓦斯容量与煤的变质程度有关，从褐煤到无烟煤，

随着煤的变质程度的升高，瓦斯容量也随着加大。瓦斯容量实际上是煤对瓦斯的极限吸附量。

7、瓦斯浓度

单位体积空气中所含有的瓦斯体积的体积百分数称之为瓦斯浓度，常用%作单位，我们常说的瓦斯浓度为1%表示的是井下每$1m^3$大气中含有$0.01m^3$的瓦斯，或者说每$100m^3$的井下空气中含有$1m^3$的瓦斯。

8、矿井相对瓦斯涌出量

矿井在正常生产条件下每采一吨煤所涌出的瓦斯体积称之为矿井相对瓦斯涌出量，单位是m^3/t。

9、矿井绝对瓦斯涌出量

矿井在单位时间内涌出瓦斯的体积，m^3/min或m^3/t；

10、瓦斯放散初速度(△p)

它是一个假定指标，表示充有瓦斯的煤样放散瓦斯快慢的一个指标，无量纲。

11、煤的坚固性系数(f)

反映煤体破坏程度的一个指标，无量纲。

5.2 瓦斯含量测定

5.2.1 瓦斯含量测定方法分类

1.根据应用范围：

（1）地质勘探钻孔中应用方法

（2）煤矿井下应用方法

2.根据方法特点：

（1）直接测定法

直接测定法比较简单，直接从煤、岩试样中抽出瓦斯，测定其成份和瓦斯含量。

（2）间接测定方法

比较复杂，先测定孔隙率、a、b 值，煤层瓦斯压力、煤的工业分析，再计算瓦斯含量。

5.2.2 煤的残存瓦斯含量测定方法

1.测定步聚

（1）采样：采取新鲜煤芯或碎煤约200g，装入特制密封容器（真空罐）中加以密封。

（2）试验室脱气与气体分析：试样送到试验室后脱气，加热至 95 度真空抽出气体进行色谱分析。

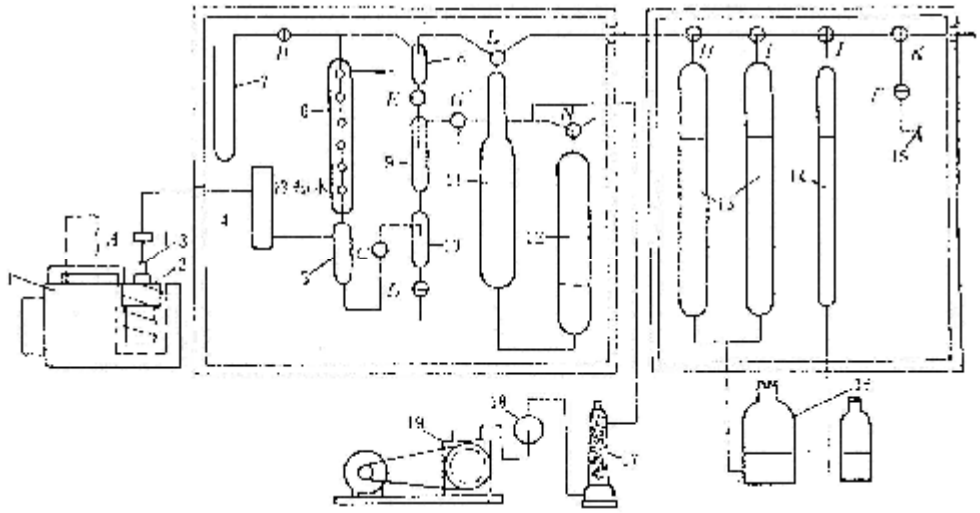


图 5－1　脱气装置

（3）煤样粉碎：煤样脱气结束后，打开真空罐取出煤样，放进密封球磨罐进行粉碎。要求粉碎后煤样绝大部分（80%以上）的粒度在 0.25mm 以下。

（4）粉碎后脱气与气体分析：将装有已粉碎煤样的密封球磨罐进行加热和真空脱气，方法同步骤（2），直到基本上无气体解吸为止

（5）煤样称重与工业分析：

（6）煤中残存瓦斯量计算：根据 2 个阶段脱气的气体分析结果中的氧含量，扣除混入的空气成份，即换算出了无空气基的煤层气体成分，再根据两次脱气抽出的气体体积和成份、煤样重量和煤质分析结果，就很容易算出单位重量煤（或可燃质）中含有的瓦斯量，即煤的残存瓦斯含量。

5.2.3　地勘解吸法

解吸法是把钻孔专用仪器采样改为用普通岩芯管在孔底取煤芯，利用密封罐在煤芯提升到孔口时采样。这样做的结果，既减少了钻孔采样的困难，又不影响正常钻进。该法自 1973 年起在美国得到了广泛的应用，抚顺分院在 1978～1981 年期间在我国一些煤田进行了工业试验，完善了测定中所用的成套仪器和工具，已使之标准化。

1.测定步聚

（1）采样

用普通煤芯管采取煤芯，当煤芯升到地表之后，选取煤样约 300～400g，立即放进密封罐中密封，在采样过程中，测定提升煤芯和煤样在空气中的暴露时间。

（2）瓦斯解吸规律测定。

测定进行 2h 后，把煤样送到试验室进行脱气和气体分析。

（3）损失瓦斯量计算。

测定进行 2h 后，把煤样送到试验室进行脱气和气体分析。煤样解吸测定前损失的瓦斯量取决于煤芯在孔内和空气中的暴露时间和煤样瓦斯解吸规律。

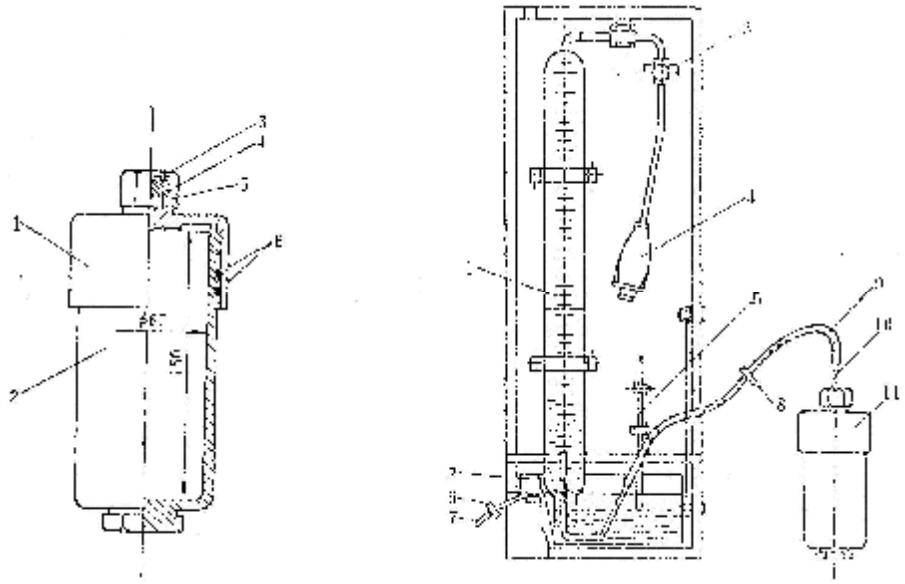


图 5－2　瓦斯煤样罐和瓦斯解吸速度测定仪

试验和理论分析结果表明，煤样在刚开始暴露的一段时间内，累计解吸的瓦斯量与煤样解吸时间的平方根成正比例，即：

$$V_z = k\sqrt{t_0 + t}$$

式中　V_z——煤样自暴露时起到解吸测定进行时间为 t 时的瓦斯总解吸体积，ml；

t_0——煤样在解吸测定前的暴露时间，min；

$$t_0 = \frac{1}{2}t_1 + t_2$$

t_1——提钻时间，据经验煤样在钻孔的暴露时间取为，min；

t_2——解吸测定前煤样在地面的暴露时间，min；

t——煤样解吸测定的时间，min；

k——比例常数。

解吸测定测出的瓦斯解吸量 V 仅为煤样总解吸量 V_z 的一部分，仅是 t_0 到 t 那部分解吸量，解吸测定前煤样在暴露时间 t_0 时已损失的瓦斯量，由此

$$V = k\sqrt{t_0 + t} - V_2$$

从现场应用该法的来看，损失瓦量量占煤样总瓦斯量的 10%～50%。应尽量减少煤样的暴露时间，尽量选取较大粒度的煤样，以减小瓦斯损失量在煤样总瓦斯量中所占的比重。

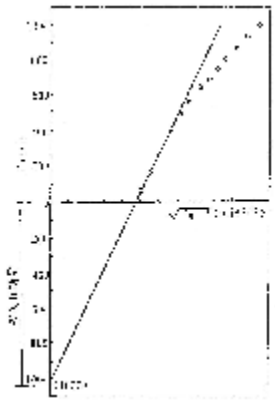


图 5－3　瓦斯损失量计算图

（4）试验室煤样脱气及气体成分分析。

经过解吸测定结束后的煤样，在密封状态下应尽快送到试验室进行加热（95℃）真空脱气，脱气完后将煤样粉碎，再进行一次脱气，最后进行气体组分分析。脱气、粉碎和气体分析方法与测残存瓦斯含量时相同。

（5）瓦斯含量计算

$$X_0 = \frac{V_1 + V_2 + V_3 + V_4}{G}$$

缺点：要推算取样损失量、测定残存瓦斯量，测定周期长。

5.2.4　钻屑解吸法(A)

抚顺分院在 1980～1981 年期间，研究提出了钻屑解吸法测定煤层瓦斯含量的方法。方法的原理与地勘钻孔所用解吸法相同。与在地勘钻孔中应用相比，该法在井下煤层钻孔应用的明显优点：

一是煤样暴露时间短，一般为 3～5min，且易准确进行测定；

二是煤样在钻孔中的解吸条件与在空气中大致相同，无泥浆和泥浆压力的影响。

原理：与地勘解吸法类似

与地勘解吸法的区别：损失瓦斯量推算方法不同

取样损失瓦斯推算公式：

$$q = q_1 t^{-k}$$

式中　q---在解析时间为 t 时煤样的解析瓦斯速度，ml/g.min

q_1---t=1min 时煤样瓦斯解析速度，ml/g•min；

k---解析速度随时间的衰减系数；

在解析时间为 t 时累计的解析瓦斯量为：

$$Q = \int_0^t q_1 t^{-k} dt = \frac{q_1}{1-k} t^{1-k}$$

钻孔见煤止煤样测定解吸这段时间 t0，损失的瓦斯量为：

$$Q_2 = \frac{q_1}{1-k} t^{1-k}$$

式中　Q_2---煤样瓦斯损失量，ml/g；

t_0---煤样解吸前的暴露时间，min。

当 K≥1 时，无解，只适用于 K<1 的情况。现场解吸瓦斯量、残存量计算与地勘解吸计算方法相同。

缺点：仅适用于 k<1 的煤层，要推算取样损失量、测定残存瓦斯量，测定周期长。

5.2.5　钻屑解吸法(B)

中国矿业大学的俞启香教授提出了一种新的钻屑解吸法，简称钻屑解吸法(B)。和钻屑解吸法(A)相比，钻屑解吸法(B)只是对取样时的钻屑损失瓦斯量计算作了改进，改进后的方法适应于所有煤层，无论突出煤还是非突出煤，也无论煤样粒度。

和钻屑解吸法(A)相比：改进了损失瓦斯量推算方法

取样损失量推算公式：

$$Q_2 = -\frac{r_0}{k}[e^{-kt_1} - 1]$$

式中　r_0——钻屑开始解吸瓦斯时的解吸瓦斯速度；

k——常数；

t_1——煤样从脱离煤体至开始解吸测定所用时间。

测定步骤：同钻屑解吸法(A)

缺点：仅适用于 k<1 的煤层，要推算取样损失量、测定残存瓦斯量，测定周期长。

5.2.6　钻屑解吸法(C)

无论是钻屑解吸法 A 或 B，均要计算取样损失量、残存量这些测定在需要在专门的实验室完成，因此测定周期长。为了实现井下煤层瓦斯含量快速测定，抚顺分院在 1993～1995 年期间提出了一种新的钻屑解吸法—钻屑解吸法(C)，研制了 WP-1 型井下煤层瓦斯含量快速测定仪。

测定依据：

$$X = a + bV_1$$

式中　X——煤层瓦斯含量，ml/g；

a b——反映 X 与 V_1 间牲常数，不同煤层值不同；

V_1——煤样从脱离煤体至开始解吸测定所用时间。

测定仪器：WP-1 型快速测定仪

优点：不需要推算损失瓦斯量和测定残存瓦斯量,测定周期仅 15～30min。

测定步骤：

（1）采样

风动钻机压风引射负压取样，粒度为 1～2mm，煤样 10g。用手持式压风钻机垂直于新鲜暴露煤壁面打直径约 42mm、深 12～15m 的钻孔，每隔 2m 取两个煤样，打钻时使用中空螺旋钻，1-2mm 粒度，记录取样时间 t1。

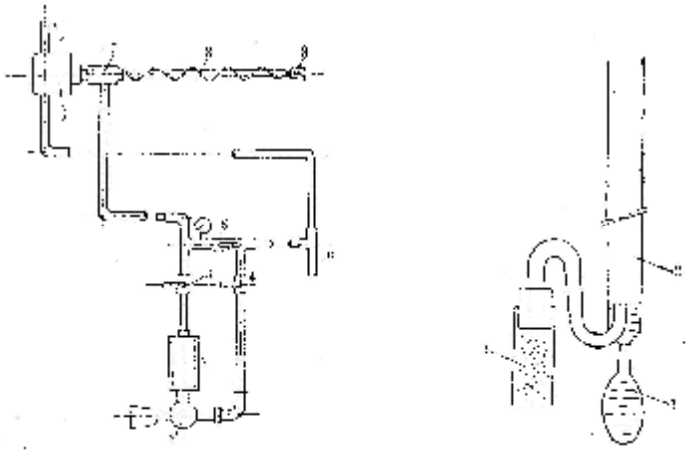


图 5－4　负压取样器和皂膜流量计

（2）瓦斯解吸量测定

测定经过相同时间 t_1 的瓦斯解吸量 q_1。

（3）送样过程中的瓦斯解吸量

将煤样从样品管中取出装入容积为 0.5L 或 1L 的塑料瓶，同时测定并记下测定地点空气中的瓦斯浓度 C_0；样品送到试验室后开瓶前再一次测定瓶中的瓦斯浓度 C。

（4）煤样粉碎过程和粉碎后解吸的瓦斯量

打开煤样瓶称煤样重量，并迅速放入密封粉碎罐中磨 20～30min，同时收集粉碎过程中泄出的瓦斯，直至无气泡泄出为止，记录泄出瓦斯体积 Q_3。

（5）可解吸瓦斯量的计算

① 从煤体钻取煤样到煤样装入塑料瓶这段时间煤样所泄出的瓦斯量 Q_1。它包括煤样暴露时间为 t_1 时的损失瓦斯量和时间从 t_1 到 $2t_1$ 实测的解吸量 q。

② 煤样在塑料瓶中在运送期间泄出的瓦斯量 Q_2。

③ 煤样粉碎过程中和粉碎后释放的瓦斯量 Q_3 直接测定得出。

$$Q_1 = k\sqrt{t_1 + t_1} = k\sqrt{2t_1}$$
$$q = k\sqrt{2t_1} - k\sqrt{t_1}$$
$$Q_1 = 3.4q$$

$$Q_2 = \left(\frac{C - C_0}{100}\right)\left(1 + \frac{C}{100}\right)V$$

V – 塑料瓶体积，ml;

C – 采样地点井下空气中瓦斯浓度,%;

C_0 – 塑料瓶中空气中的瓦斯浓度,%;

$$X = \left(\frac{Q_1 + Q_2 + Q_3}{m}\right)\frac{1}{1 - 1.1A_{ad}}$$

X --纯煤的可解吸瓦斯量，ml/g;

m--煤样重量，g;

A_{ad} --煤灰份校正系数，1.1。

优点：

简单易行，定点采样。

5.2.7 间接测定瓦斯含量法

（1）根据煤层瓦斯压力和煤的吸附等温线确定煤的瓦斯含量

$$X = \frac{abp}{1 + bp} \cdot \frac{1}{1 + 0.31M_{ad}} \cdot e^{n(t_s - t)} + \frac{10Kp}{k}$$

式中 X------纯煤(煤中可燃质)的瓦斯含量，m^3/t;

p------煤层瓦斯压力，Mpa;

a------吸附常数，试验温度下煤的极限吸附量，m^3/t;

b------吸附常数，Mpa^{-1};

t_s-----试验室做吸附试验温度，℃;

t------井下煤体温度，℃;

M_{ad}-----煤中水份含量，%;

n------系数，按下式确定：

$$n = \frac{0.02}{0.993 + 0.07P}$$

K------煤的孔隙容积，m^3/t;

k------甲烷压缩系数，按下表取值。

表 5－1　　甲烷压缩系数 k

压　力	温　　度　　(℃)					
(Mpa)	0	10	20	30	40	50
0.1	1.00	1.04	1.08	1.12	1.16	1.20
1.0	0.97	1.02	1.06	1.10	1.14	1.18
2.0	0.95	1.00	1.04	1.08	1.12	1.16
3.0	0.92	0.97	1.02	1.06	1.10	1.14
4.0	0.90	0.95	1.00	1.04	1.08	1.12
5.0	0.87	0.93	0.98	1.02	1.06	1.11
6.0	0.85	0.90	0.95	1.00	1.05	1.10
7.0	0.83	0.88	0.93	0.98	1.04	1.09

如需确定原煤瓦斯含量，则可按下式进行换算：

$$X_0=X\frac{100-A_{ad}-M_{ad}}{100}$$

式中　X_0-------原煤瓦斯含量，m^3/t；

A_{ad}------煤中灰份含量，%；

M_{ad}------煤中水份含量，%；

缺点：需要测定参数多，时间长。

（2）含量系数法

为了减小试验室条件和天然煤层条件的差异所带来的误差，中国矿业大学研制了在井下进行煤的瓦斯含量系数测定方法，在分析若干煤层瓦斯含量的基础上，发现煤中瓦斯含量和瓦斯压力之间的关系可以近似用下式表示：

$$X=a\sqrt{p}$$

式中　　a--------煤的瓦斯含量系数，$m^3/m^3\cdot MPa^{\frac{1}{2}}$；

P--------瓦斯压力，Mpa；

Ⅰ含量系数测定步骤

（1）采样（0.1～0.2mm，60～75g）；

（2）煤样吸附平衡，充气压力 2.0MPa；

（3）测定不同平衡瓦斯压力下煤样解吸瓦斯量；

（4）计算煤的瓦斯含量系数α。

优点：简便，适应于瓦斯流动计算用瓦斯含量和压力估算。

缺点：粗糙、近似。

（3）根据煤的残存瓦斯量计算瓦斯含量

在正常作业的掘进工作面，在煤壁暴露 30min 后，从煤层顶部和底部各取一

个煤样，装入密封罐，送入试验室测定煤的残存瓦斯含量。如工作面煤壁暴露时间已超过 30min，则采样时应把工作面煤壁清除 0.2～0.3m 深，再采煤样。

当实测煤的残存瓦斯含量在 $3m^3/t$ 可燃物以下时，按下式计算煤的原始瓦斯含量：

$$X=1.33X_c$$

式中　X------纯煤原始瓦斯含量，m^3/t；

X_c-----实测煤的残存瓦斯含量，m^3/t；

由上式看出，这时的瓦斯损失量取为定值的 25%。

当煤的残存瓦斯量大于 $3m^3/t$ 可燃物时，用下式计算煤的瓦斯含量：

$$X=2.05X_c-2.17$$

所采两个煤样中，以实测较大的残存量为计算依据。

5.3　瓦斯放散初速度测定

（1）测定步聚

① 在新暴露煤壁面采取煤样 250g，并注明采样地点、层位、采样时间等。

② 将所采煤样进行粉碎，筛分出粒度为 0.2～0.5mm 的煤样，每一个煤样取 2 个试样，每个试样重 3.5g。

③ 把 2 个试样用漏斗分别装入△P 测定仪的 2 个试样瓶中。

④ 启动真空泵对试样脱气 1.5h。

⑤ 脱气 1.5h 后关闭真空泵，将甲烷瓶与试样瓶连接，充气(充气压力 0.1MPa)使煤样吸附瓦斯 1.5h。

⑥ 关闭试样瓶和甲烷瓶阀门，使试样瓶和甲烷瓶隔离。

⑦ 开动真空泵对仪器管道死空间进行脱气，使 U 型管泵真空计两端泵面相平。

⑧ 停止真空泵，关闭仪器死空间通往真空泵的阀门，打开试样瓶的阀门，使煤样与仪器被抽空的死空间相连并同时启动秒表计时，10s 时关闭阀门，读出汞柱计两端汞柱差 P_1(mm)，45s 时再打开阀门，60s 时关闭阀门，再一次读出汞柱计两端汞柱差 P_2(mm)。

⑨ 瓦斯放散初速度$\triangle P=P_2-P_1$，同一煤样的两个试样测出的△P 值之差不应大于 1，否则需要重新测定。

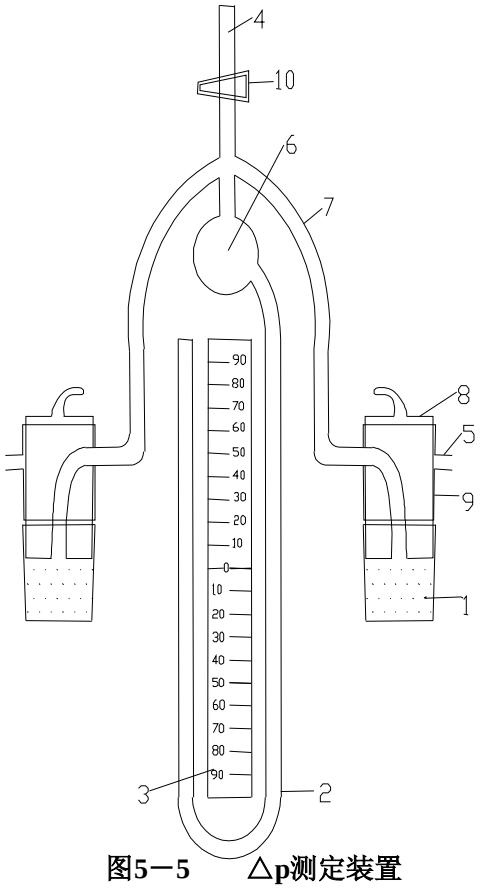


图5－5　　△p测定装置

1－玻璃杯；2－水银压力计；3－标尺；4、5－管口；6－玻璃球形腔；7－玻璃管；8－玻璃塞9－套管；10－开关

5.4　煤的坚固性系数测定

(1) 在煤层厚度的上、下部各采集直径为 100mm 煤两块，重量约 1.5～2.0kg，用塑料袋密封，作好标记送实验室。

(2) 将井下煤样用手工破碎成 20～30mm 粒度的煤样，分成 50g 一份，每 5 份为一组(250g)，共需 3 组(750g)。

(3) 将每份煤样放入捣碎筒内后，把 2.4kg 的重锤提高到 600mm 高度并使之自由落体，每份煤样落锤冲击 3 次。

(4) 每组煤样捣碎后，经过筛分，把粒度为 0.5mm 以下的粉煤倒入计量筒内，轻轻敲打使之密实，插入具有刻度的活塞尺，量出粉煤高度(即粉末在计量桶内的实际高度，读至毫米)。

当$l \geq 30mm$时，冲击次数 n，即为 3 次，按以上步骤继续进行其它各组测定；

当$l < 30mm$时，第一组试样做废，每份试样冲击次数 n 改为 5 次，按以上

步骤进行冲击、筛分和测量，仍以 5 份作为一组，测定煤粉高度。

⑤ 按下式计算每组煤的坚固性系数 f 值：

$$f = 20n / l$$

式中　f——为煤的坚固性系数；

n——每份试样的冲击次数，次；

l——每组试样筛下粉煤计量高度，m；

⑥ 3 组煤所测 f 值的算术平均值即为测定地点煤样的坚固性系数。

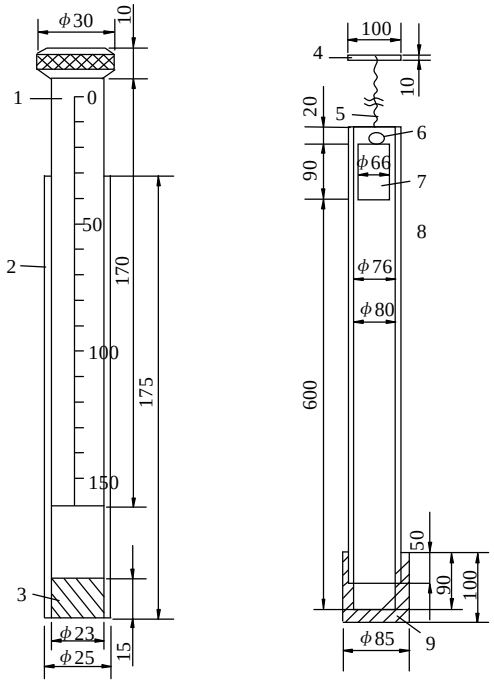


图 5－6　煤的坚固性系数测筒及落锤装置的结构

1—量柱；2—量筒；3—底塞；4—手柄；5—绳索；
6—销子；7—锤；8—筒；9—臼

5.5　煤层透气性系数测定

煤是一种多孔介质，在一定的压力梯度下，气体和液体可以在煤体中流动。煤层透气性是煤层对瓦斯流动的阻力，通常用透气性系数来表示。透气性系数越大，瓦斯在煤层中流动越容易。煤层透气性系数 λ 在我国普遍用的单位是 $m^2/Mpa^2.d$，其物理意义是在 1 米长的煤体上，当压力平方差为 1 Mpa^2 时，通过 1m^2 煤层断面，每日流过的瓦斯立方米数。1$m^2/Mpa^2.d$ 相当于 0.025mD(毫达西)。

（1）打钻孔测定煤层的瓦斯压力

由石门或其它围岩巷道向煤层打测压钻孔，钻孔与煤层的交角应尽量接近 90°，钻孔要打穿煤层全厚，孔径不限。钻孔打完后，清洗钻孔，封孔测定瓦斯压力。封孔用的测压管一般用直径 8～10mm 的紫铜管；当钻孔瓦斯流量大时，

测压管应选内径不小于 15mm 的钢管。为便于卸压，在压力表外端设卸压阀门。当压力表读数上升至稳定的最高时，即为煤层的原始瓦斯压力值。

（2）卸压测定钻孔的瓦斯流量

打开卸压阀门，卸除瓦斯压力，记下卸压时间，开始排放瓦斯。测定钻孔瓦斯流量的时间，应在卸压后 1d 以后进行，测量计算出的透气性系数是流动场煤层透气性系数的平均值。

（3）测定煤的瓦斯含量系数

煤层的瓦斯含量系数一般在试验室内测定。

（4）透气性系数的计算方法

钻孔瓦斯流动是径向不稳定流动，求出出其流动方程的解析解是困难的。中国矿业大学在实验室用相似模拟试验方法进行试验，并以相似准数表达了试验的结果。

径向不稳定流的计算公式为：

$$Y=aF_0^b$$

式中 Y------流量准数，无因次；

F_0-----时间准数，无因次；

A、b---无因次系数；

$$Y=\frac{qr_1}{l(P_0^2-P_1^2)}$$

$$F_0=\frac{4lP_0^{1.5}}{ar_1^2}$$

式中：

P_0------煤层原始绝对瓦斯压力(表压力加 0.1)，Mpa；

P_1------钻孔中的瓦斯压力，一般为 0.1Mpa；

λ ------煤层的透气性系数，$m^2/Mpa^2.d$；

r_1------钻孔半径，m；

q-------在排放时间为 t 时，钻孔煤壁单位面积的瓦斯流量，m^3/m^2·d；

$$q=\frac{Q}{2p\,r_1L}$$

式中 Q-------在时间 t 时测出的钻孔流量，m^3/t；

L-------钻孔见煤长度，一般为煤层厚度，m；

t-------从钻孔卸压到测定钻孔瓦斯流量时间，d；

a-------煤层瓦斯含量系数，$m^3/m^3 \cdot Mpa^{\frac{1}{2}}$；

$$a=X/\sqrt{p}$$

X-------煤的瓦斯含量，m^3/m^3；

P-------确定煤瓦斯含量时的瓦斯压力，Mpa；

为了简化计算，根据上式导出如下计算透气性公司：

$$Y=\frac{A}{l}$$

$$F^0=Bl \qquad （式2）$$

其中

$$A=\frac{qr_1}{p_0^2-p_1^2},\ B=\frac{4\times p_0^{1.5}}{ar_1^2} \qquad (式1)$$

由于流量准数与时间准数的关系难以用简单公式表达，故按时间准数 F_0 分段表示，得出以下专门计算透气性系数的公式：

$$F_0=10^{-2}\sim 1,\quad \lambda=A^{1.61}B^{0.61}$$

$$F_0=1\sim 10,\quad \lambda=A^{1.39}B^{0.391}$$

$$F_0=10\sim 10^2\quad \lambda=1.1A^{1.25}B^{0.25}$$

$$F_0=10^2\sim 10^3,\quad \lambda=1.83A^{1..14}B^{0.137} \qquad (式\ 3)$$

$$F_0=10^3\sim 10^5,\quad \lambda=2.1A^{1.11}B^{0.0.111}$$

$$F_0=10^5\sim 10^7,\quad \lambda=3.14A^{1.07}B^{0.07}$$

由于计算透气性的公式较多(式 3)，须采用试算法来确定选取的计算公式。即先选用其中任一个式子计算出 λ 值，然后将算出的 λ 值代入式 2，校验 F_0 值是否在选用公式的适用范围内。如在适用的范围内，则选式正确，算出的入值即为煤层的透气性系数；如不在适用范围内，则须重新选用新的公式计算入值，重新校验 F_0 值，直至 F_0 值在选用的范围内。

测定透气性系数注意以下事项：

（1）打测压钻孔时要注意有无喷孔，如有喷孔，应测定喷出的煤量，然后折合计算孔径；

（2）测定钻孔瓦斯流量时，可在不同时间多测几个瓦斯流量值，以便分析距钻孔不同距离煤体透气性的变化规律；

（30 卸压后到测定流量时间长时，钻孔见长度可不取实测值(如钻孔与煤层面斜交)，而取等于煤厚；如时间短，则 L 值可取为钻孔见煤长度。

5.6 其它瓦斯参数测定方法

1 吸附常数 a.b 值

井下取样，送实验室测定。

2 孔隙率

井下采样，送实验室测定(真密度、视密度)

3 煤比表面积

1g 煤所拥有的表面积，井下采样，送实验室测定

4 煤的瓦斯解吸速度

吸附平衡煤样卸压后，瓦斯吸附量与时间变化关系呈幂指数关系。

5. 煤的工业分析（灰份、水份、挥发份）

第六章　突出煤层煤体结构研究方法

本章重点及难点：

1．煤体结构的概念

2．煤体结构的研究方法

3．井下观测点的选择

6.1　突出煤层煤体结构的井下观测

突出矿井，石门揭门地点、各突出煤层采掘巷道(上下山、工作面风巷、机巷、切眼、联络巷等)，均要进行地质编录和煤体结构特征观测。

1．观测点的选择

（1）随巷道掘进，每隔一定距离在掘进工作面进行。观测前要清理煤壁，观测新鲜面。

（2）已掘巷道，重点观测地质特征清楚和地质变化带(小褶皱、小断层、煤厚变化地带。

（3）观测点间距根据实际情况来定。

2．丈量点选择

对确定的观测地点，要测量观测点的具体位置，以便绘图。

3．观察记录观测点周围地质条件

（1）观测点附近的煤、岩产状、煤厚及变化。地质构造情况(有无褶曲、褶曲类型、轴向延伸、两翼产状。

（2）有无断层、断层性质及力学性质、产状及落差，破碎带宽度及充填情况、构造岩、两盘产状等。

n 断层观测

① 观察断层附近煤结构破坏是否随断层距离改变，煤体结构破坏程度分带现象、分带宽度、破坏特征。

② 观察不同性质、不同力学性质、不同规律断层及构造组合部位对煤层的破坏。

③ 观察上下盘煤结构破坏程度的差异。

④ 断层不同部位煤层中裂隙的发育情况。

n 褶曲观测

① 观察规模、类型、复杂程度、紧闭程度差异对煤结构影响。

② 不同部位煤破坏程度差异。

4．观察观测点周围煤层情况

按煤层从顶板到底板自然分层，倾斜、急倾斜煤层观察先回采部分。

（1）按煤的平均光泽度划分宏观煤岩类型。

（2）根据煤结构破坏类型划分(按中国 4 分法)。

（3）根据煤层中较稳定的夹矸层划分自然分层(>0.1m)。

5．记录描述煤层及各自然分层的特点

应分层丈量每个自然分层的厚度和煤层总厚度，记录描述各分层表现的特征。内容包括：

（1）煤层总体特征（形态，煤的结构、构造，煤层结构）和顶底板岩性。

（2）按自上而下的顺序描述各自然分层的煤岩类型特征。

（3）描述各自然分层的煤结构破坏类型。以仅要注意各自然分层煤结构的变化，而且要注意变化的数值。观测各分层裂隙发育程度，揉皱程度，煤体破坏程度，构造镜面、揉皱镜面的发育程度，手试强度等。

（4）各自然分层的形态特征（层状、似层状、凸透镜状、条带状、团块状等）及其变化。

（5）煤层与顶、底板及各自然分层之间的接触关系。构造不协调情况。

6．绘制煤体结构素描图

要按一定比例绘制掘进工作面或巷帮煤体结构素描图。有条件时，可配合进行井下地质摄影。

7．根据实验测试要求采集煤样标本

按地质分析的需要和实验项目的多少，进行标本采集。如需采集全层煤样时，应先清理煤壁，采用刻槽取样方法，刻槽规格以 10×10cm 为最小限度。全层样尽量能衔接，要有代表性，若重量过大，可在现场进行缩分。

采集分层煤样时也要有代表性，分层厚度较大者应沿该分层上、中、下部分别采集，分层厚度较小时可靠上、下部采集；若分层有变化，应尽量采集代表该层特点的样品。

标本块度最好在 0×10cm 以上，每个分层样品重量需 1.5~2kg。

样品采集好后，要及时用纸包好，放在塑料袋中，并附上标签，注明采样点的位置、煤层名称、分层号、采集人、采样时间等。对有特殊化验要求的样品，

需蜡封并及时送样分析。

除采集煤层样品外，根据分析测试要求，还应采集顶底板标本和构造带附近的构造岩标本。

8．测定瓦斯参数

包括测定掘进工作面的瓦斯涌出量、前探钻孔的排粉量、钻粉瓦斯解析特征、有无喷孔情况等。

对掘进工作面绝对瓦斯涌出量的测定，为便于统一，可采用在掘进工作面风筒后 5m 处放炮前所测定的浓度与所测风量的乘积来求得。

对于突出矿井具有突出危险的块段，掘进巷道时，可采用前探钻孔预报突出危险的方法，或选用突出点预报仪进行预测。

9．测定煤层及围岩的岩石力学性质

有条件的矿井，根据生产、科研工作的需要，应对煤层及围岩进行岩石力学性质的测定，按部颁标准分别进行采样测试。

6.2 突出煤层煤体结构的室内研究

（1）整理井下记录，誊写煤体结构观测卡片，绘制实测煤结构的柱状或断面图，编绘煤体结构实测剖面图。

（2）对观测点进行统一编号，按坐标位置分别标注在剖面图和平面图上，并计算各点的揉皱系数。

（3）对井下采集的标本进行补充描述，按测试项目的要求统一整理，重新填写标签，并统一登记分装。

（4）除井下观测获得的瓦斯地质信息外，还应配合对样品进行实验测试。较为常用的测试项目有：

①常规试验：

a．煤的坚固性系数 f

b．煤的瓦斯放散指数 Δp

c．煤的工业分析和元素分析。

煤的工业分析叫做实用分析。它包括测定煤的水分 W、灰分 A 和挥发分 V，以及由计算求得的固定碳 C_{GD} 四个项目。

选择部分样品进行元素分析，这对于分析瓦斯赋存和突出的倾向性有一定参考作用。

d．筛分指数。

②特殊实验

a．无烟煤电阻率。

b．煤层瓦斯含量、瓦斯成分、可解吸瓦斯量。

c．煤层中重烃含量。

d．煤的弹性波速。可采用岩石声波参数测定仪垂直层面和顺层面测定两个方向的超声波速。

e．煤的顺磁中心浓度（煤的结构物理指标）

f．煤的光谱半定量分析。

g．煤的比表面积测定。

h．吸附试验。

i．K_t值的测算。

③煤的微观测试

把煤样按一定方向切片，磨成煤光片或煤薄片，进行煤岩显微组分定量、显微结构构造的观测。还可根据需要进行：

a．镜煤反射率的测定。测定不同煤层、同煤层不同自然分层、不同破坏类型及不同构造部位的镜煤反射率。

b．显微硬度的测定。显微硬度仅适宜分析原生结构煤，不适宜对构造煤进行比较（煤体破坏严重时显微裂纹很多，测试数据偏差较大）。

c．裂隙率的测定。

d．微观形貌特征观察。如英国提出的：突出煤层的显微剪切、显微角砾；日本提出的：分支性龟裂等。

④超微观观测和图象分析

借助扫描电子显微镜或电子探针观测煤层微观形貌特征。

还可利用图像分析仪对煤层样品进行观测。

（5）整理实验测试数据，按采样点位上图，绘制有关参数的等值线和变化曲线，综合考察各项参数与瓦斯赋存和突出分布的关系。

煤体结构特征的研究工作是认识瓦斯规律、为煤矿安全生产服务的重要技术基础工作。随着瓦斯地质研究工作的深入开展，煤体结构研究方法也将日趋完善。

第七章　　瓦斯地质区划及瓦斯地质变量

本章重点及难点：

1、区划的概念

2、瓦斯－地质区划论

3、区划的基本理论和区划原则

4、瓦斯地质变量

焦作工学院通过对湘、赣、豫三省系统的瓦斯地质调查，在 1982 年提出了“瓦斯—地质区划论”的观点，作为瓦斯分布和突出分布与地质因素关系的一个总结概括。

7.1　煤与瓦斯突出级别的划分

进行瓦斯突出级别的划分，既有利于对瓦斯突出严重程度的原因进行分析，也有利于区别不同严重程度进行瓦斯突出预测。而且，划分瓦斯突出级别也是制订防治瓦斯突出措施时采取区别对待的依据。

（1）按煤层突出区域特征划分

普遍突出煤层：在一个井田内以采区为单位，若每个采区皆具有突出危险，即称该煤层为普遍突出煤层。

局部突出煤层：在一个井田内，该煤层有的采区具有突出危险、而另外一些采区不具备突出危险，则称该煤层为局部突出煤层。如四川省芙蓉矿务局白皎矿Ⅱ煤层的突出，就具有明显的分带性，因而属于局部突出煤层。

（2）按突出严重程度和分布范围划分

全国突出分布总的特点：

南强北弱，东高西低。

形成这种特点，与成煤历史、变质作用和区域构造等有密切关系。瓦斯突出分布的不均衡性也表现在一个矿区或煤田内。同一矿区或煤田存在着突出井田和非突出井田。即使全为突出井田，也有突出严重程度的差异。

例如，萍乡矿区表现为西突东不突，即西部青山、臣源 2 个井为突出井，而东部安源、高坑两个井却不具有突出危险。又如，焦作矿区 1986 年核定 13 个井田，其中有 9 个突出井，1 个高沼井，3 个低沼井。李封矿 2 个井田中，大井为突出井，塔掌斜井为低沼井不突出。六枝矿区 7 个生产矿井皆具有突出危险，但

突出严重程度则有显著差异，大用和四角田两矿井为严重突出井，化处、木岗两矿井为较严重突出井，凉水井、六枝、地宗等 3 矿井为一般突出井。

表 7—1　煤与瓦斯突出级别划分表

严重程度 / 分布级别		突出		非突出
		严重突出	一般突出	
突出区	煤田或矿区	煤田内多数矿区或井田发生突出，突出矿井密集，突出强度大，始突深度小	煤田内仅个别矿区或矿井突出，突出强度较小，始突深度大	尚未发生过突出的煤田、矿区、井田或井田内的块段
	井田	井田内始突深度以下普通或大面积范围存在突出危险，具有突出危险的煤层多，突出频繁，突出强度大，或出现有特大型突出	始突深度大，具有突出危险的范围较小，突出点稀散，突出强度较小	
突出带		井田范围内突出点密集、突出强度大的块段及特大型突出的部位	井田范围内突出点稀散、突出次数少、突出强度较小的块段；没有特大型和大型突出，以中小型突出为主	
突出点		发生突出或具有突出危险的具体地点。按突出强度划分为：特大型、大型、次大型、中型、小型		

7.2　瓦斯分布和瓦斯突出分布的不均衡性

瓦斯分布和突出分布的不均衡是一个普遍规律，这种不均衡性有多种表现，如某一区域的高沼井和低沼井分别呈明显的带状分布；同一煤层不同块段的突出危险程度存在明显差异。

以河南省为例，豫西各煤田的瓦斯分布呈明显的条带状展布，由南向北瓦斯含量逐渐增高。

- 陕渑、宜洛、临汝、平顶山等煤田一线为低瓦斯区；
- 禹县煤田北部，登封、偃龙、新安等煤田以北为高瓦斯区。
- 在高瓦斯区内，突出严重程度也有差别，太行山东麓的安阳、鹤壁、焦作等煤田突出严重，全省绝大多数突出矿井都集中在这里，属严重突出区；
- 往南则为一般突出区。

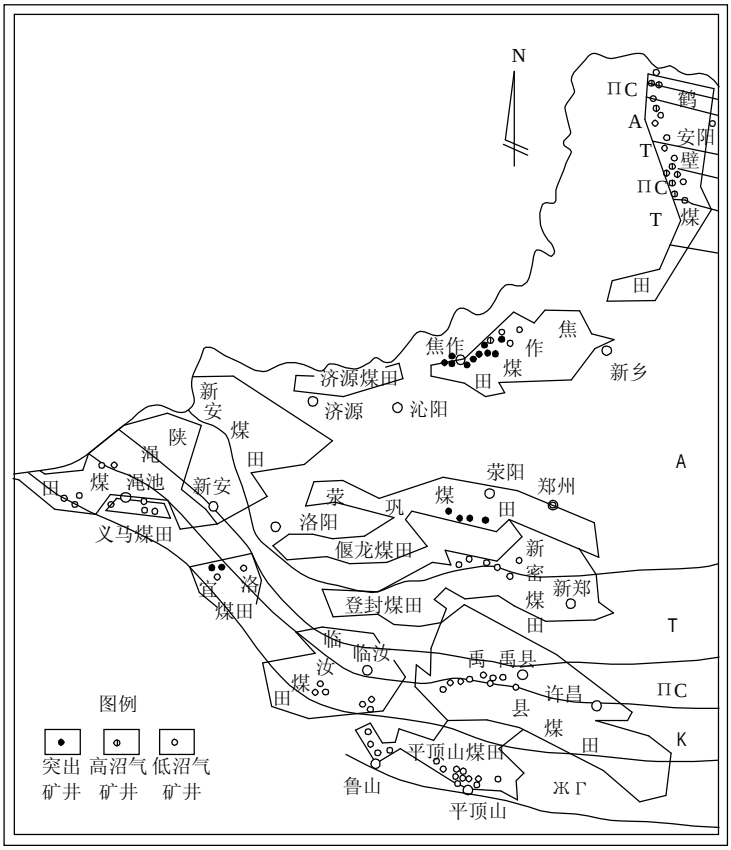


图 7—1 豫西煤田瓦斯分布与煤质分带关系图

7.3 瓦斯地质区划论

（一）瓦斯—地质区划论的基本论点

瓦斯—地质区划论的基本论点是：

地质条件控制瓦斯分分和瓦斯突出分布。

（1）瓦斯分布和突出分布是不均衡的，具有分区分带的特点；

（2）这种分区分带性与地质条件有密切关系，并受地质因素的制约；

（3）瓦斯突出分布具有分级控制的特点，不同级别的突出区域其影响因素不同，因而瓦斯突出预测的地质指标也应分级提出。

（二）瓦斯—地质区划的基本原则

区划是根据研究对象在空间和时间上的共同点和差异点进行分类的一种方法。例如，区域地质研究中构造单元的划分；水文地质研究中水文地质单元的划分，都是进行区划的不同形式。

瓦斯地质研究中的区划，是将影响瓦斯赋存和瓦斯突出的各种地质因素进行分析对比，找出它们在空间和时间上的区别和联系，按一定的标志进行综合，划分出不同级别的区域或地段，再进一步将地质区划与瓦斯突出和瓦斯赋存的区带划分联系起来，找出两者之间的内在关系，从而划分瓦斯—地质单元。

瓦斯—地质单元的划分是对某一区域瓦斯地质认识的综合和该区域瓦斯地质特点的集中表现。

在进行瓦斯-地质区划时应注意以下几点：

（1）瓦斯－地质区划工作都是针对一定的区域进行的，瓦斯地质研究区域可以是一个或几个省（区），也可以是一个聚煤区、一个煤田、或者是一个井田，等等。在着手研究时，首先要根据工作目的确定区划范围，并根据研究区范围的大小定出区划级别。

（2）要采用统一的划分指标。在对某个煤田或矿区进行瓦斯-地质区划时，采用的瓦斯 、地质指标应当一致。这就要求煤田内各个井田或块段都能获得这些指标，并都可用来作为衡量标准。例如，若采用瓦斯含量进行瓦斯分区，煤田内各井田或不同块段应统一采用瓦斯含量参数，其它参数只作为参考。

（3）瓦斯－地质单元的边界问题。根据各项指标的变化特征分别划分出不同级别的区域或地段之后，需要进一步分析瓦斯分布与地质条件之间的内在联系，划分瓦斯-地质单元。根据地质条件控制瓦斯分布的观点，瓦斯-地质单元的边界应以控制瓦斯分布或突出的主导因素的区划边界为主来圈定。例如，当构造因素对瓦斯分布起主要控制作用时，应采用不同级别的构造块段作为瓦斯-地质单元的边界。其它因素的影响程度以及各因素之间的相互关系要有充分的分析论证。

（4）瓦斯－地质区划工作应结合编制瓦斯地质图同时进行，区划成果要反映在瓦斯地质图上。

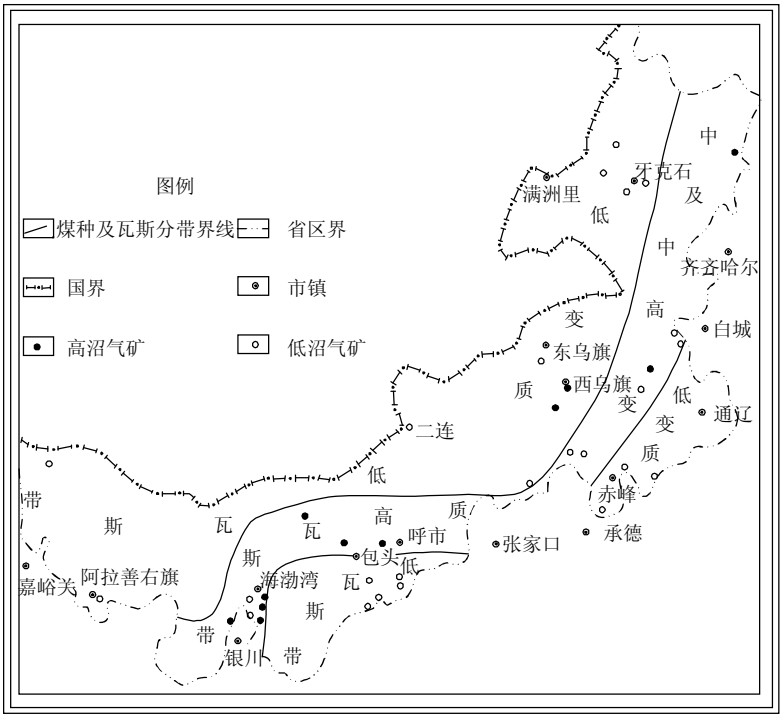


图 7—2　内蒙古自治区煤变质及瓦斯分带图

7.4　瓦斯—地质区划论应用实例简介

（一）对省（区）进行瓦斯—地质区划

内蒙古自治区是我国煤炭储量最丰富的省份之一，该自治区多时代成煤，构造体系

复杂，矿井瓦斯分布呈现明显的规律性，瓦斯的分区与煤变质分带有密切关系。因此，该区以煤变质程度和瓦斯分带作为区划的指标，将全区划分为 3 个带：2 个低变质低瓦斯带，1 个中及高变质高瓦斯带（图 7－2）。

河南省的瓦斯—地质区别，在瓦斯分带的基础上主要采用煤变质分带，同时亦考虑到区域地质特征（见图 7－1）。

（二）对矿区（煤田）进行瓦斯—地质区划

湖南白沙矿区开采对象为上二叠统龙潭组煤系，含煤 6~7 组，主要开采下部 6 煤组，煤质牌号几乎皆为无烟煤，局部已接近石墨。矿区内瓦斯分布差异性较大，控制瓦斯分布的主要因素是围岩的透气性和煤层的厚度变化，也有构造和变质程度的影响。作者根据开采的和勘探钻孔的瓦斯含量资料进行了瓦斯的区划（图 7－3）。在此基础上可以采用各种综合指标进行瓦斯—地质区划。

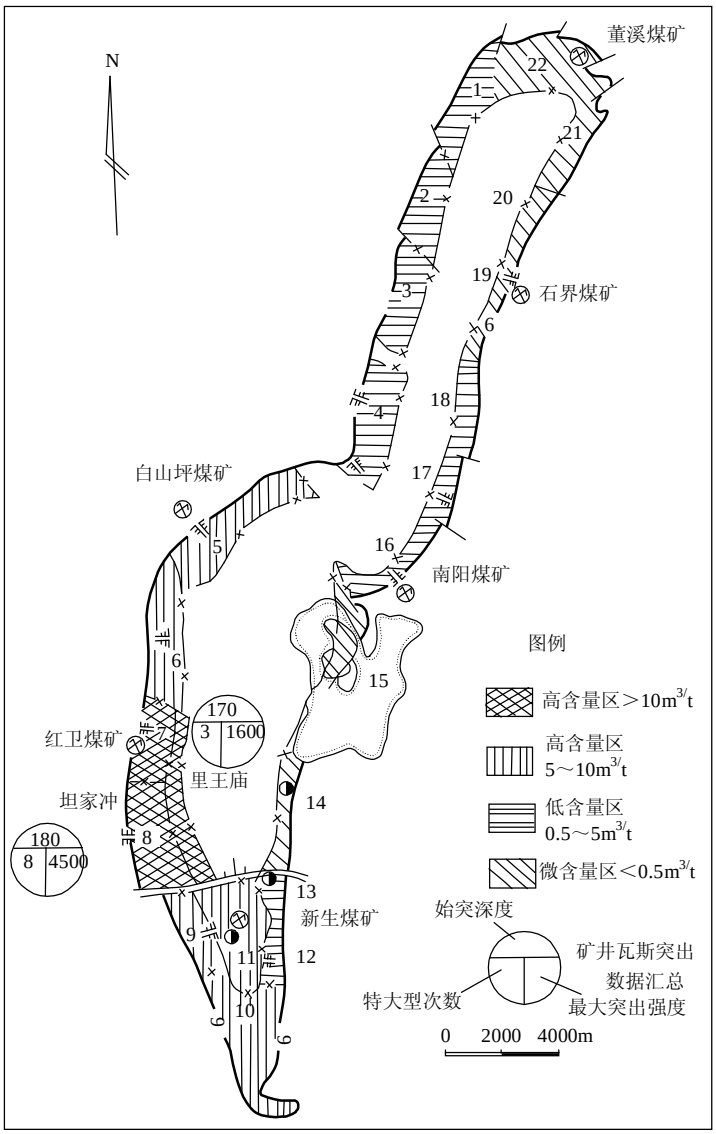


图 7－3　湖南白沙矿区瓦斯区划图

（三）对井田进行瓦斯-地质区划

作者在萍乡青山矿进行瓦斯突出区域性预测研究时，以瓦斯分带和构造分区为基础，采用多参数进行了该井田的区划，简要介绍于后。

区划的参数包括：褶皱变形系数、煤厚标准差、揉皱系数、围岩透气性、瓦斯涌出量和瓦斯突出的分带等。由于该矿影响瓦斯和瓦斯突出分布的主要因素是地质构造，这里着重介绍用地质构造指标区划的一些问题。

1．指标的选择

矿井构造包括断裂和褶皱两个方面，应分别选取指标，分别进行构造单元的划分。由于青山矿各煤层以褶皱构造为主，仅在大槽煤两翼的局部地段有明显的断层，所以选用反映褶皱程度的指标作为划分单元的依据。

褶皱程度主要取决于岩层形变的程度，通过形变反映地质体遭受应力作用的强弱。反映形变有不同的表达式，我们经过多次比较，最后选择将旋转变形与压缩变形相结合的公式。即：

$$K=\ln\frac{L_{\max}}{D}+\sin\frac{q_1+q_2}{2}$$

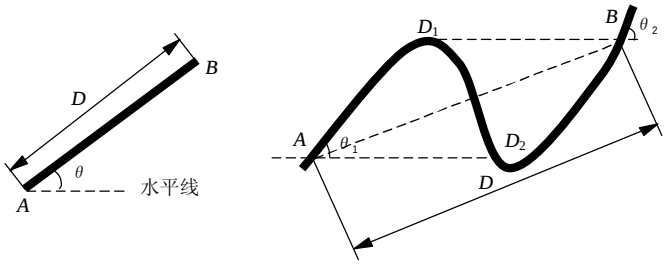
式中 K——变形系数；

$\ln\frac{L_{\max}}{D}$ ——相当自然应变；

$L_{\max}$——被测范围内顶板（底板）A、B 两点最大弧长；

D——被测范围内 A、B 两端点距；

q_1q_2——被测 A、B 两端点处煤层倾角。如图 7－4 所示。



（a）单斜构造　　（b）褶皱构造

图 7—4　变形系数测量示意图

2．构造指数图的编制

构造指数图即为 K 值等线图。先将所测量的 K 值投影到测量范围的中心位置，再利用内插法求出煤层的 K 值等值线图。在青山矿 5 个主采煤层，根据矿井地质编录的 104 个 1：1000 煤层剖面图的统计，得出 181 个 K 值，按煤层编制了 5 张分煤层的 K 值等值线图。

3．构造级别的划分

即变形级别的划分。根据所获得的 181 个 K 值，结合剖面形态的对比分析，可分成单斜和褶皱两大类型，又根据其变化大小划成四个亚种（表 7－2）。

表 7－2　　变形级别划分表

构造变形类型	K 值临界值	变形级别	变形方式
单斜	＜1	A_1	旋转变形为主
	1～1.2	A_2	
褶皱	1.2～1.6	B_1	压缩变形为主
	＞1.6	B_2	

4．地质构造单元的划分

在 K 值等值线图上标明各变形级别的基础上，对各煤层划分出构造单元。由于各采区或块段并非全是同一变形级别，因而在划分构造单元时应考虑各级别所占的面积，据以确定构造单元的级别。构造单元分类方案如图 7－5、表 7－3 所示。

5．构造单元划分结果分析

根据对各煤层构造变形统计及单元划分结果，可以看到该井田煤层构造变化规律是明显的。

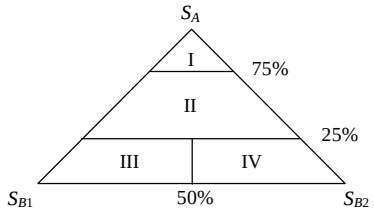


图 7－5　构造单元

表 7－3　构造单元分级表

构造单元级别	分界值（面积比）
Ⅰ	$\frac{S_A}{\sum S} \geqslant 75\%$
Ⅱ	$25\% < \frac{S_A}{\sum S} < 75\%$　　$25\% < \frac{S_B}{\sum S} < 75\%$
Ⅲ	$\frac{S_B}{\sum S} \geqslant 75\%$　　$\frac{S_{B_1}}{S_B} \geqslant 50\%$
Ⅳ	$\frac{S_B}{\sum S} \geqslant 75\%$　　$\frac{S_{B_2}}{S_B} \geqslant 50\%$

7.5　瓦斯地质变量选择、取值、变换

1　什么是瓦斯地质变量？

某一瓦斯地质现象可取不同数值的变量。

按性质可分：定性变量、定量变量

（1）定性变量：没有量的概念，只是某种属性的描述。如煤层顶、底板岩性；地质时代等。常用二态变量来表示即用“0”和“1”来表示某种属性的“有”和“无”。

（2）定量变量：如煤层厚度、瓦斯成份、煤层埋藏深度等

2　变量的选择

对瓦斯地质变量进行选择的目的，是挑选与瓦斯赋存或瓦斯突出有直接或间接联系的因素。它是以瓦斯地质分析为基础，亦即根据瓦斯地质理论，在定性分析的基础上对各种有关因素的选择。同时，可配合某些数学方法进行综合选择。选择变量时需注意以下两点：

（1）在开始选取变量时，应尽可能多取，以免漏掉有用的信息，然后用数学方法进行挑选。

（2）通过瓦斯地质分析选取和用数学方法选取出来的变量有时并不一致。对用数学方法选上而瓦斯地质意义不明确的变量，应作进下一步分析，因为数学方法有可能提供与瓦斯赋存或突出有关的隐蔽的信息。对瓦斯地质意义明确、与瓦斯赋存或突出有关，而用数学方法未被选上者，应对变量的取值和变换进行研究，使其尽量能被数学方法选上。

选择瓦斯地质变量的统计或数学方法很多，较常用的有图示法，秩和检验法，逐步回归，逐步判别，矢量长度分析，等等。现分别简介如下：

1．图示法

用图示法选择变量，通常有两种目的：一种目的用于判别归组选择判别变量。如某一地区的煤层分为“突出”和“非突出”两母体，可逐一研究每个变量。该方法是在一数轴上把已知分别属于两个母体的样品的某变量值投上，若两母体的样品点能用一点分开，且区分率在70%以上，则该变量可选为判别变量。亦可作两两变量的点聚图，若两母体的点能用一直线基本分开，且区分率在70%以上，则该两变量都可选为判别变量。

另一种目的是用于回归分析选择预报因子，用来考查各自变量与因变量的相关联系。具体作法是列出研究区内各统计单元的因变量和某自变量值。并绘制直角坐标图，图中 x 轴和 y 轴分别表示自变量和因变量。选好标度后每个单元可投上一点，n 个单位可投上 n 个点，这种图亦称散点图。然后可以观察散点图中点群的分布趋势，当呈线性相关时，该自变量可参加回归分析；当呈非线性相关时，可对它们进行某各变换，使之尽量满足线性相关，然后按线性模型进行处理。变

换的方法是，根据点的分布趋势拟合趋势曲线，再与各种函数曲线相对照，选择与趋势曲线相似的一种函数曲线，用函数方程进行变换，变换后它们就大致呈线性相关了。

2．秩和检验法

秩和检验是把两母体的样品混合一起，将某个变量的数据按数值大小编排序列，每个数据对应的序数称为它的秩。对其中样品数较少的一个母体的秩求和得 T。然后，对于两母体各自的样品数和给定的显著性水平 a,在秩和检验表中查出秩和下限 T_1 与秩和上限 T_2，若 $T\leqslant T_1$ 或 $T\geqslant T_2$，则认为该变量在两母体中的差异显著，可选作判别变量。

需要指出的是，上述 1、2 两种方法是挑选变量简便、直观的方法。实际上，在判别分析和回归分析计算过程中都需要对（自）变量进行显著性检验。

3．逐步回归和逐步判别

在进行瓦斯或瓦斯突出预报和分类归组时，利用逐步回归和逐步判别分析方法，能根据各（自）变量的统计贡献大小，自动挑选预报报因子或具有判别能力的变量。具体计算方法此处从略。

4．矢量长度分析

当瓦斯地质变量为二态变量时，可以用矢量长度分析方法挑选与瓦斯赋存或突出有关的变量。例如，有 n 个已知的突出单元，该方法的基本原理是把 n 个单元看作 n 维空间，每个变量为 n 维空间中的一个矢量。设有 p 个瓦斯地质变量，首先构造 $p\times n$ 阶矩阵 A：

$$A=\begin{pmatrix} a_{11} & a_{12} & \mathbf{K} & a_{1n} \\ a_{21} & a_{22} & \mathbf{L} & a_{2n} \\ \mathbf{L}\,\mathbf{L} & \mathbf{L}\,\mathbf{L} & \mathbf{L}\,\mathbf{L} & \mathbf{L}\,\mathbf{L} \\ a_{p1} & a_{p2} & \mathbf{L} & a_{pn} \end{pmatrix}$$

其中各元素 $a_{ij}(i=1,2,\cdots, p; j=1, 2, \cdots, n)$为 1 或 0，以 1 表示 j 个单元的第 i 个变量存在，以 0 表示第 j 个单元的第 i 个变量不存在。将矩阵 A 乘以其转置矩阵得到 p 阶方阵 B：

$$B=A\bullet A\ '=\begin{pmatrix} b_{11} & b_{12} & \mathbf{L} & b_{1p} \\ b_{21} & b_{22} & \mathbf{L} & b_{2p} \\ \mathbf{L}\,\mathbf{L} & \mathbf{L}\,\mathbf{L} & \mathbf{L}\,\mathbf{L} & \mathbf{L}\,\mathbf{L} \\ b_{p1} & b_{p2} & \mathbf{L} & b_{pp} \end{pmatrix}$$

由 B 可计算每个变量的矢量长度。P 个变量的矢量长度计算公式如下：

$$|b_m| = \left(b_{m1}^2 + b_{m2}^2 + \mathbf{L} + b_{mp}^2\right)^{1/2} \quad (m=1，2，\cdots，p)$$

这样，计算得到的矢量长度既考虑了某变量出现时对与瓦斯突出的意义，同时又考虑了该变量和其它每一个变量同时两两出现时对瓦斯突出的意义。矢量长度越大，则该变量与瓦斯突出的关系越密切。

3　变量的取值

进行统计分析，首先应当保证抽样的随机性。其次，需要保持抽样方式或条件的一致性，这样才能提供可进行相互对比的信息。

为了获取数据，最好将研究区划分为等面积和同形状的单元，一般多按规则网格划分为正方形或矩形单元，单元的大小需根据研究区的范围、预测所要求的比例尺、瓦斯地质条件等具体情况加以确定。在实际工作中，有时考虑到资料的来源和研究工作的要求，也可采用不规则形状的统计单元。

例如，如果研究对象是一个或若干个煤田，可以取井田作为统计单元；如果研究对象是一个或若干个井田，可以取地质块段作为统计单元，等等。总之，划分单元是为了统一观测和取值的范围。

有时，统计分析的研究对象呈“线”状，如剖面线或井下巷道。在这种情况下，可以采用等间距取值的方法，以满足上述抽样要求。

对某些观测对象进行取值时，需事先规定一些准则。例如，对于恰好落在网格边缘上的突出点，应当规定其归属某单元的准则，或皆归于上面的单元，或皆归于左边的单元，或相邻两单元都把它作为统计点，等等。又如，各统计单元已知的煤厚观测点可能疏密不均，计算每个单元的平均煤厚、煤厚标准差等特征值时，应事先规定煤厚点的取样密度，必要时可删点或补点。这类规定是为了防止取值时的主观随意性，保证统计分析的可靠性。

（四）变量的变换

在定量分析中，根据多元统计方法的不同要求，有时需对原始数据进行某种数学变换。

变量变换的主要目的：

- 一是统一变量的量纲；
- 二是使两变量间的非线性相关关系变换为近于线性相关；
- 三是使变量尽可能呈正态分布；
- 四是用一组新的、变量数较少的、相互独立的变量代替原来一组有不同相关关系的变量。这里简介几种变换方法：

为了使数据量纲一致，可对原始数据进行标准化变换或正规化变换。标准化变换是使变换后的新数据为

$$X_{ij}=\frac{x_{ij}-\overline{x_j}}{s_j}$$

式中，$i(i=1，2，\cdots，n)$为样品数；$j(j=1，2，\cdots，p)$为变量数；x_{ij}为原始数据，$\overline{x_j}$为变量j的算术平均值；S_j为变量j的标准差。变换后每一变量的均值为0，标准差为1。正规化变换是使变换后的新数据为

$$X_{ij}=\frac{x_{ij}-x_{j(\min)}}{(x_j\max)-x_j(\min)}$$

式中$x_j(\min)$为变量j的最小值；$x_j(\max)$为变量j的最大值。变换后，每一变量的数值变化范围在0到1之间，即$0\leqslant x_{ij}\leqslant 1$。

如果某一变量服从“对数正态分布”，可对原始数据进行对数变换，使之变为近于正态分布。变换公式为

$$x_{ij}=\log x_{ij}$$

此外，利用R型因子分析，可对原始变量进行约简，找出若干个数目较小的相互独立的新变量。

7.6 回归分析方法

（一）问题的提出

大量的实际资料表明，瓦斯赋存和瓦斯突出与某些地质条件有密切关系。但具体到一个矿井、矿区或煤田，究竟哪些因素对瓦斯赋存或突出有影响？这些因素的影响程度各如何？其中哪几种因素的影响较大？能否用一个数学模型来表达它们之间的依赖关系？如果用所得到的数学模型对瓦斯参数或瓦斯突出进行预测，其预测精度如何？等等。这些问题可以通过回归分析方法来解决。

回归分析是一种常用的统计分析方法，可以用来研究某一变量与其它若干变量之间的关系，也可以定量确定一个变量如何随其它变量的变动而变动。回归分析中被回归的变量通常用y来表示，称为因变量。影响y的其它变量通常用x_1，x_2，…，x_m来表示，称为自变量。如果自变量只有一个，就用x表示，这就是一元回归分析。

（二）计算方法简介

1．多元线性回归

考虑自变量x_1,x_2，…，x_m和因变量y的关系，做了n次观测，观测值为（x_1k，

x_2k，…，x_mk；y_k）(K=1，2，…，n)。设

$$l_{ij}=\sum_{K=1}^{n}(x_{iK}-\overline{x_i})(x_{iK}=\overline{x_j})(i，\ j=1,2,\mathbf{L}，\ m)$$

$$l_{io}=\sum_{K=1}^{n}(x_{iK}-\overline{x_i})(y_K-\overline{y})(i=1,2,\mathbf{L}，\ m)$$

$$l_{oo}=\sum_{K=1}^{n}(y_K-\overline{y})^2$$

$$\overline{y}=\frac{1}{n}\sum_{K=1}^{n}yk$$

$$\overline{x_i}=\frac{1}{n}\sum_{K=1}^{n}x_{iK}\,(i=1,2,\mathbf{L}，\ m)$$

回归方程为

$$\hat{y}=b_o+b_1x_1+b_2x_2+\mathbf{L}+b_mx_m$$

式中回归系数 b_1，b_2，…，b_m 由下面方程组解出：

$$\begin{cases}l_{11}b_1+l_{12}b_2+\mathbf{L}\,l_{1m}b_m=l_{10}\\ l_{21}b_1+l_{22}b_2+\mathbf{L}\,l_{2m}b_m=l_{20}\\ \mathbf{L\ L\ L\ L\ L\ L\ L\ L\ L\ L\ L}\\ l_{m1}b_1+l_{m2}b_2+\mathbf{L}\,l_{2m}b_m=l_{m2}\end{cases}$$

常数项

$$b_o=y-\sum_{i=1}^{m}b_i\overline{x_i}$$

回归方程的效果可以用方差分析法进行显著性检验（表 7-1），也可以用复相关系数

$$R\sqrt{\frac{s回}{l_{00}}}$$

检验回归效果，或者说检验 y 与 x_1，x_2，…，x_m 之间线性关系的密切程度。

表 7-4 多元线性回归方差分析表

方差来源	平方和	自由度	均方	统计量	置信限	统计推断
回归 剩余	$S_{回}=\sum_{i=1}^{m} bil_{10}$ $S_{余}=l_{00}-S_{回}$	m n-m-1	$s_{回}=\frac{S_{回}}{m}$ $s_{余}=\frac{S_{余}}{n-m-1}$	$F=\frac{s_{回}}{s_{余}}$	$F_a(m,n\text{-}m\text{-}1)$	当 $F>F_a$ 时，认为回归显著，线性相关密切；当 $F\leqslant F_a$ 时，认为回归不显著，线性相关不密切
总平方和	$S=\sum(y_1-\overline{y_2})^2$	n-1				

为了考察每个自变量对 y 的影响程度，可分别计算各自变量的偏回归平方和，并进行显著性检验。也可计算偏相关系数来度量在除去其余 m-1 个自变量的影响后，y 与每一个自变量 x_m 线性相关程度。

另外，利用剩余标准差

$$s=\sqrt{\frac{S_{余}}{n-m-1}}$$

可估计回归方程的预报精度。

2．逐步回归

多元线性回归分析方法，通常是把所有 m 个自变量全部引入回归方程，不管自变量对因变量是否有显著影响。实际上，我们经常需要从许多自变量中“挑选”出有意义的变量，建立一个“最优”的回归方程。所谓“最优”的回归方程，就是包含所有对因变量有显著作用的变量，而不包含对因变量无显著作用的变量的回归方程。因此，在回归分析中发展了对自变量进行“筛选”的数学方法，而逐步回归目前被认为是一种较为合理的方法。

逐步回归的方法，简单说来，就是把对 y 有显著影响的自变量逐个地引入回归式。首先选出与 y 相关程度最大的自变量，通过统计检验，表明该自变量的作用显著时，则将其引入回归式。然后在剩下的自变量中再挑选与 y 关系最密切的自变量。当已引入的变量由于后来变量的引入使它对因变量的作用由显著变为不显著时（这是因为自变量间有相关性），则随时将它们从回归式中剔除。因此，逐步回归的每一步（引入或剔除一个变量）都要进行 F 检验，以保证每次在引入新的显著变量之前和剔除不显著变量之后，回归式中只包含显著变量。如此反复进行，直到再也没有一个自变量可以引入，没有一个自变量可以剔除为止。

逐步回归的具体计算公式和计算步骤从略。

7.7 判别分析

在一准则下，用数学方法找出若干变量的一个或几个线性组合，根据未知样本的多变量观测值将一个样本或一群个体划归几个已知母体之一的多元分析方法。

7.8 因子分析

是研究一组变量之间相关性的一种多元统计方法。（内容从略）

7.9 数量化理论

数量化理论(Theory of Quantification)是多元分析的一个分支，适合于同时处理定性数据和定量数据。数量化理论始于本世纪五十年代，最初应用于社会学研究，六十年代以后，随着电子计算机的广泛使用，才逐渐应用到自然科学领域中来，且应用日益增多。

研究数量化理论较早的数学家之一是日本的林知已夫，他最先采用了数量化理论这个名称，并先后提出了数理化理论Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ……直至Ⅷ等一系列方法。

数量化理论是一种可以同时处理定性变量和定量变量的多元统计分析方法，亦可只包含定性变量或定量变量。数理化理论Ⅰ是数量化理论的方法之一，用于解决从定性的或兼有定量的自变量出发对因变量的预测问题。在瓦斯地质相关因素定量分析中，某些地质因素难以定量化，如煤层的顶、底板岩性，只是某种属性的描述，而没有量的概念，这类变量称为定性变量。当某些定性变量是影响瓦斯涌出量变化的主要因素时，就成为不可忽略的因素。而一般的多元统计分析方法，如多元回归分析，只能解决从定量的自变量出发对因变量的预测问题。另外，在实际应用中，某些影响因素可以用定量变量的形式来描述，但如果这些因素对瓦斯涌出的影响是趋势性的，可能将其转化为定性变量参加建立数学模型会得到更好的预测效果。转化后是否得到了更高的预测精度，可以通过实践检验或统计检验的方法来确定。定量变量转化为定性变量的方法是，根据某一定量变量的取值范围，划分为互不相交的若干个区间，取值于同一区间时则认为是同一等级，这样便将此定量变量转化为定性变量。区间的划分可以采用数学方法，例如以平均值为界可划分为二个区间，均分三段可划分为三个区间；或者根据预测工作的要求，人为化分若干区间，等等。

第八章　　瓦斯地质图编制

本章重点：

1、瓦斯地质图

2、瓦斯地质图的种类、内容

3、瓦斯地质图编制方法

4、瓦斯地质图的用途

v 瓦斯地质图是瓦斯地质成果反映。

v 分析瓦斯分布、突出分布特点，计算瓦斯储量、瓦斯区域预测预报的基础图件。

v 瓦斯是地质作用产物，瓦斯地质图不仅反映瓦斯内容，也反映与瓦斯赋存与突出分布有关的地质条件。

8.1　瓦斯地质图的种类

（1）从型式上分

u 有瓦斯地质柱状图

u 瓦斯地质剖面图

u 瓦斯地质平面图（包括急倾斜煤层的瓦斯地质立面图）等多种类型。

（2）从内容上分

u 有反映单项瓦斯参数和地质因素关系的图纸，

u 也有把瓦斯和相关地质因素综合叠加在一起的图件。

（3）从范围大小来分

u 采煤工作面瓦斯地质图

u 采区瓦斯地质图

u 矿井瓦斯地质图

u 矿区瓦斯地质图

u 全省瓦斯地质图

u 全国瓦斯地质图

1．瓦斯地质柱状图

底图：煤系综合柱状图

内容：一般地质内容外、包括瓦斯特征和煤系地层透气性。

2．瓦斯地质剖面图

底图：地质剖面图。

内容：按剖切范围的大小，还可作进一步划分。其中，突出点剖面图是反映突出点局部范围的具体特征的图件（图 8-2、8-3）。矿井、矿区瓦斯地质剖面图是反映沿某一方向剖面线上瓦斯地质特征的图件，该图应尽量反映剖面线及邻近的瓦斯资料，如大型突出点点位、突出带范围等，并附以剖面线上瓦斯参数的变化曲线（见图 8-5）

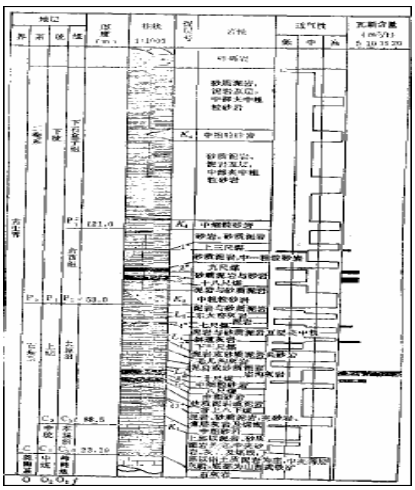


图 8-1　太原西山煤田瓦斯地质柱状图

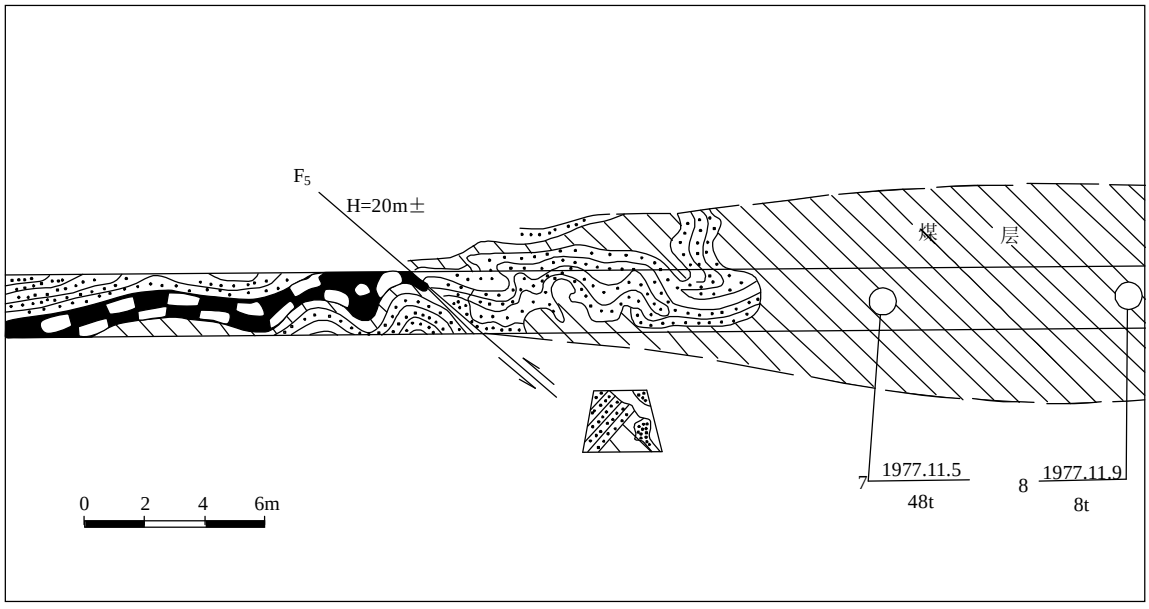


图 8-2　利民煤—采区 1134 运输巷突出点剖面图

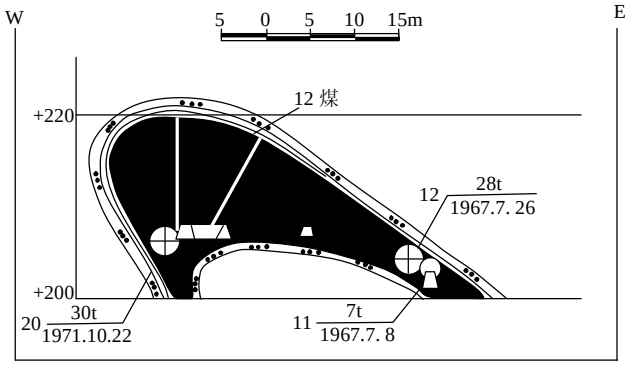


图 8-3　梅田一矿突出点剖面图

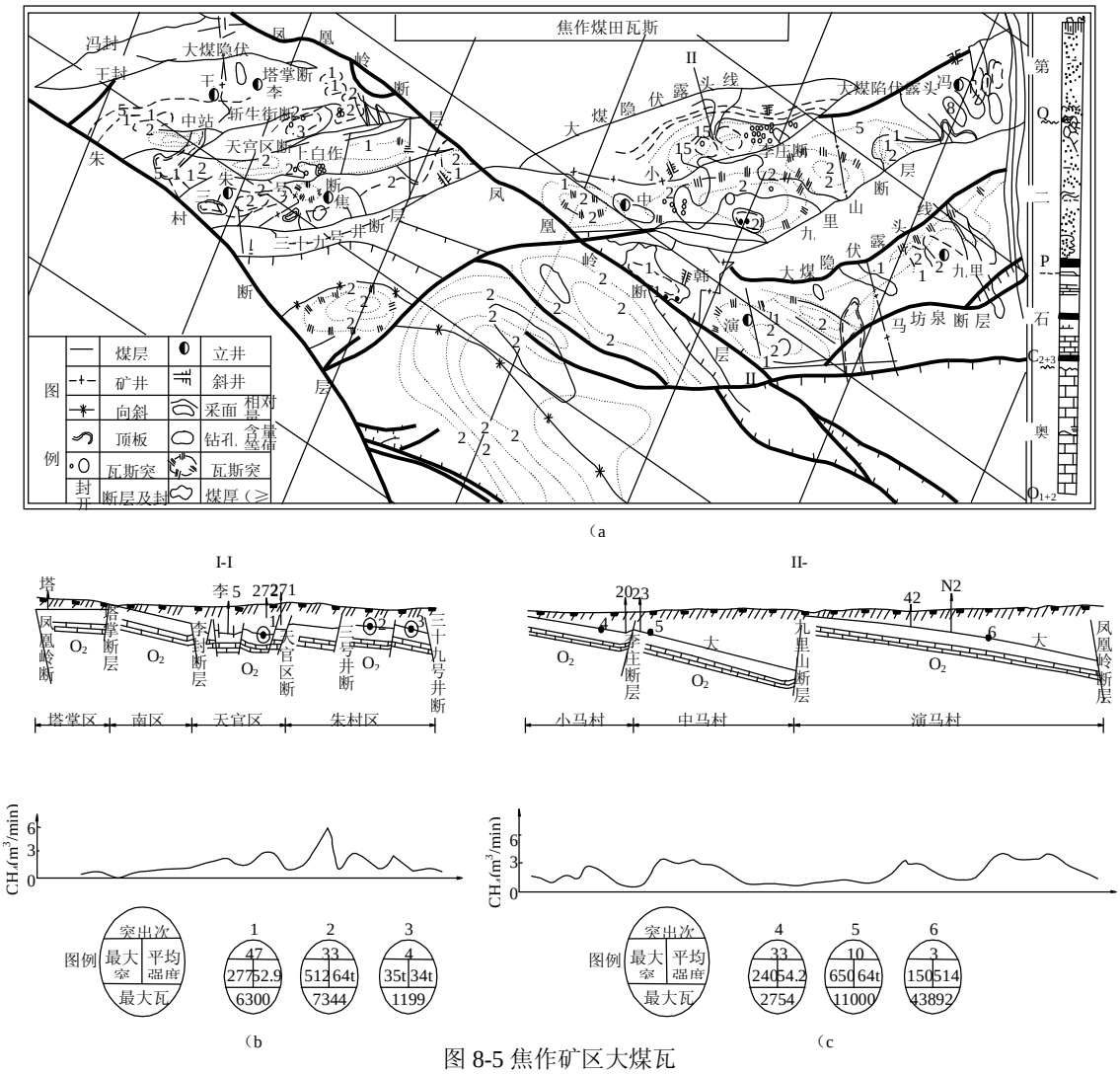


图 8-5 焦作矿区大煤瓦

3．瓦斯地质平面图

其范围可以是一个井田、一个矿区、一个省（区）或更大、更小的区域。

（1）矿井瓦斯地质图

底图：一般选用矿井可采煤层底板等高线图。对于开采多煤层的矿井，要分煤层编制。对开采急倾斜煤层的矿井，则以煤层立面投影图为底图。

比例尺：1：2000 或 1：5000。

内容：无论平面图或是立面图，均应表示瓦斯、地质两个方面的内容。

瓦斯内容：

- 各种瓦斯参数的材料点(瓦斯含量点、压力点、喷出点、突出点等)；
- 各种瓦斯等值线(瓦斯风化带、瓦斯带界限；
- 各项瓦斯参数在井田范围分区分带线(瓦斯涌出量、瓦斯含量、突出危险块段等)。

地质内容：

- 井田范围与瓦斯赋存和突出有关的地质条件(煤岩岩性特征、岩层产状、井田地质构造、煤层厚度及其变化、煤质、煤体结构等。可用等值线表示。
- 各项地质因素分区(煤厚、煤质、岩性、构造分区)，变形系数等。

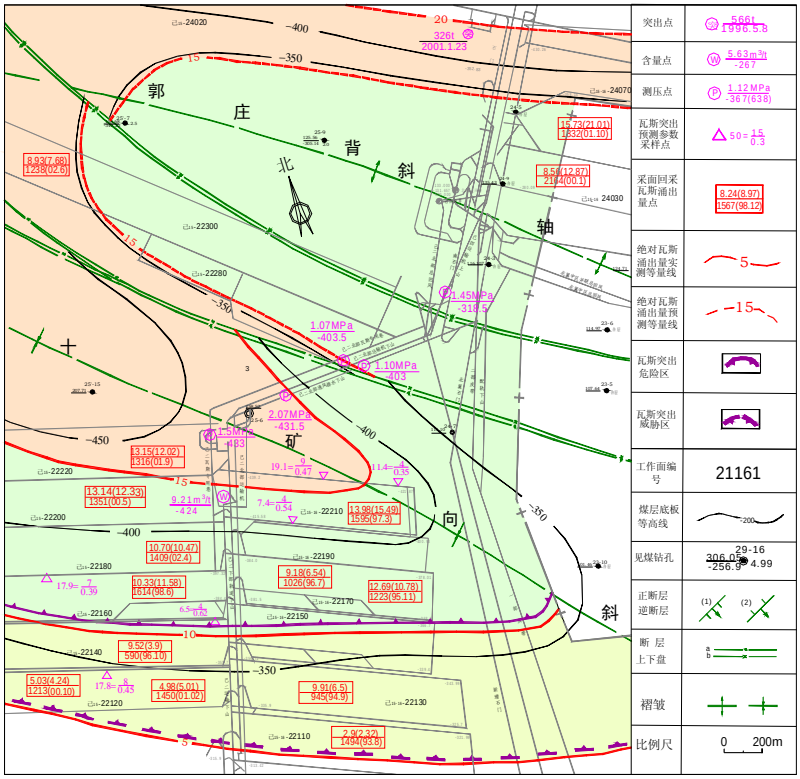


图 8—6　平顶山十矿己 $_{15}$ 煤层瓦斯地质图

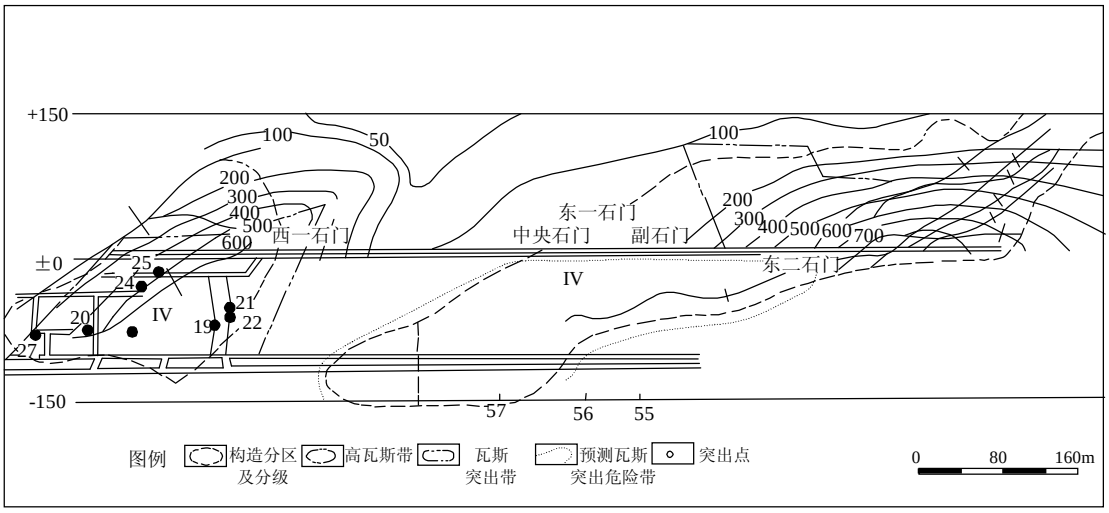


图 8-4　萍乡青山煤矿硬子槽瓦斯地质图

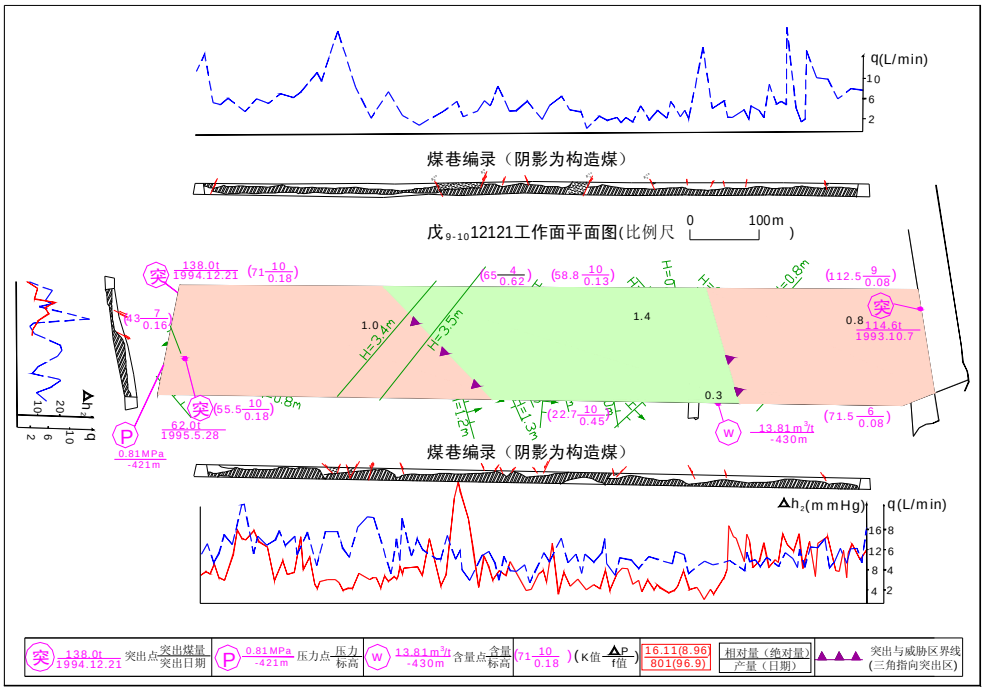


图 8—7　平顶山八矿戊 9-10 煤层 12121 工作面瓦斯地质图

（2）矿区瓦斯地质图

底图：矿区主采煤层底板等高线图，比例尺 1:1-1:5 万。

内容：与矿井瓦斯地质图基本相似。

- 各矿井进行瓦斯等级分别区划；
- 基建井要进行瓦斯等级和突出危险性预测
- 不同变质煤按高、中、低进行圈定范围；
- 适当删减一些地质因素；
- 增等值线差值；
- 应配套瓦斯地质剖面图、柱状图。

（3）全省瓦斯地质图

底图：分(全)省煤田预测图，比例尺 50 万。

内容：

- 各煤田、矿区、勘探区范围；
- 各生产井位置、名称，矿井瓦斯等级；
- 等值线根据比例尺适当勾绘；
- 各煤田成煤时代，变质程度、控制煤田地质构造、与煤第有关的岩浆岩；

（4）勘探阶段瓦斯地质图（瓦斯预测图）

底图：煤层底板等高线图，比例尺 1:2000、1:5000 或 1:1 万。

内容：

- 瓦斯带分布和煤层瓦斯含量等值线；
- 影响瓦斯成份、含量变化的地质条件；
- 甲烷沿煤层走向或倾向分布规律；
- 瓦斯风化带范围。

8.2 瓦斯地质图编图方法

1、瓦斯资料的整理

- 收集编图范围内各钻孔的实测煤层瓦斯含量资料，整理分析，填在平面图上；
- 系统收集整理矿井瓦斯涌出资料；
- 整理矿井历年瓦斯突出资料（突出点编号、坐标、强度、突出类型、突出强度、突出瓦斯量、突出孔洞特征、突出点地质特征、突出原因等）；
- 收集瓦斯喷出点、异常涌出点、煤层瓦斯压力测试等。

2、地质资料整理

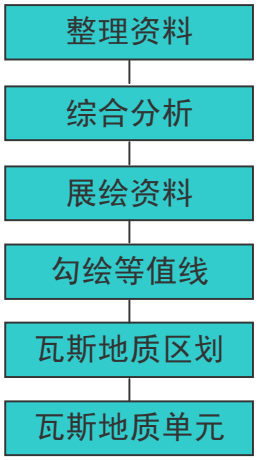
- 含煤岩系特征
- 煤层围岩岩性及特征；
- 区域和井田地质构造；
- 煤层层数、厚度及变化；
- 煤的变质程度；
- 煤岩产状及变化；
- 煤质和煤体结构；
- 其它地质条件

3、瓦斯地质综合分析

- 定性分析与瓦斯赋存和突出有关的各贡地质因素。
- 在诸多因素中筛选主导作用因素，再定量分析不同因素的贡献。

4、选择合理的编图方法

编图步聚如右图：



5、编图注意的问题

▌瓦斯地质图是一种综合图、系列图；

▌瓦斯地质图应有统一要求（图件种类、图例）；

▌瓦斯地质图要反映预测成果（瓦斯涌出量预测、瓦斯含量预测、突出危险性预测)；

▌瓦斯参量等值线在复杂地质条件下的外推要符合实际情况；

▌兼顾点、线、面统一。

8.3 瓦斯地质图的作用

1、矿井瓦斯地质图的作用

（1）划分不同的瓦斯地质单元

运用板块构造理论和区域地质演化理论，搞清矿区地质构造在历次构造运动时期在区域地质构造中的大地构造位置。做到区域控制矿区、矿区控制矿井、矿井控制采区、采面，一级一级的控制。

（2）准确反映瓦斯涌出规律

要在系统收集、整理建矿以来采掘工作面每日的瓦斯浓度、风量、产量和抽放量的基础上，准确地计算出各个采、掘工作面相对瓦斯涌出量点值。综合绘制出的瓦斯涌出量等值线，预测线，尽可能地反映井田范围内瓦斯涌出量的变化，提供瓦斯涌出规律。

（3）准确反映煤与瓦斯突出危险性

矿井瓦斯地质图在综合分析地质因素的基础上，结合瓦斯参数测定结果，在图件上能直观、准确地反映出煤与瓦斯突出危险区域、无突出危险区域。

（4）瓦斯地质信息的综合

矿井瓦斯地质图随着矿井的开拓和延伸，瓦斯地质信息要不断更新和完善。图件能够正确反映矿井目前所有的瓦斯资料、突出危险性资料、瓦斯涌出规律、瓦斯赋存规律，以及瓦斯规律与地质条件的关系，为矿井安全生产提供技术支持和参考。

2、矿区瓦斯地质图的作用

矿区瓦斯地质图是以矿区主采煤层底板等高线图为地理底图，主要反映矿区构造演化作用对瓦斯保存、赋存的控制；不同方向的断裂受构造演化对煤与瓦斯突出危险性的控制；各个井田在矿区构造中所处的构造位置；压扭性构造带以及挤压、剪切作用形成构造煤造成构造复杂区的划分；煤与瓦斯突出危险区的分布和预测情况；瓦斯含量、煤层瓦斯透气性测试数据和瓦斯资源量的估算；瓦斯涌

出量等值线和预测等值线等等。

矿区瓦斯地质图可以为矿区瓦斯综合治理和瓦斯资源开发和利用提供重要的依据；为矿区制定开发规划提供重要的参考。

3、采面瓦斯地质图的作用

采掘工作面瓦斯地质图是直接面对瓦斯灾害防治措施和瓦斯抽放措施的，要随着采掘进程，随时收集、整理填绘瓦斯监测资料和揭露的所有地质资料，尤其是要对小断层和构造煤的厚度变化随时进行编录，编制煤巷和剖面的瓦斯涌出量随不同地质因素的变化曲线和煤与瓦斯突出预测指标值变化图。并对瓦斯突出危险性随时预报。

8.4 矿井瓦斯地质图的编图细则

矿井瓦斯地质图是以矿井煤层底板等高线图和采掘工程平面图作为地理底图。在系统收集、整理建矿以来瓦斯资料和地质资料，如采掘工作面每日的瓦斯浓度、风量和抽放量，煤与瓦斯突出危险性预测指标及区划、煤与瓦斯突出点资料等，在搞清矿井瓦斯地质规律的基础上进行瓦斯预测和瓦斯分区分带绘制而成。

矿井瓦斯地质图能高度集中反映煤层采掘揭露出丰富的瓦斯地质信息。它可准确的反映矿井瓦斯涌出规律和赋存规律；准确的预测瓦斯涌出量、瓦斯含量、煤与瓦斯突出危险性，划分出不同级别的瓦斯地质单元。

1、编图内容

地质内容：

（1）断层、褶皱、陷落柱等，按图例绘制；

（2）构造煤厚度变化规律：以掘进工作面日常构造煤编录数据绘制构造煤厚度变化和沿工作面分布的构造煤小柱状；

（3）钻孔及煤层柱状；

（4）顶板砂、泥岩分界线。

瓦斯内容：

（1）瓦斯涌出量点：回采工作面绝对瓦斯瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量，掘进工作面绝对瓦斯涌出量，每月分别筛选 3 个数据，按图例填绘在瓦斯地质图上；

（2）掘进工作面绝对瓦斯涌出量随采掘进程的变化曲线图；

（3）瓦斯含量点，瓦斯压力点；

（4）瓦斯放散初速度ΔP，煤的坚固性系数f值，瓦斯突出危险综合指标K值；

（5）煤与瓦斯突出预测预报指标，如钻孔瓦斯涌出初速度 q max、钻屑瓦斯解吸指标 s max 随采掘的变化曲线图：根据掘进过程中测试的瓦斯突出预测参数，绘制突出预测指标R值变化曲线;

（6）瓦斯突出点，按表6填写突出点统计表；

（7）瓦斯突出区划：根据预测结果，将突出煤层划分为突出危险区、突出威胁区和无突出区。

2、资料收集整理要求

地质底图：选用1：5000矿井采掘工程平面图和煤层底板等高线图作为地理底图。要求地理底图的选取应能反应最新的采掘和地质信息。

地质内容：

（1）矿井地质勘探精查或详查报告、矿井生产修编地质报告（地质说明书）；

（2）矿井采掘工程平面图、煤层底板等高线图、构造纲要图、井上下对照图、地层综合柱状图；

（3）采掘工作面地质说明书；

（4）煤巷编录的“构造煤”厚度和测井曲线解释、物理方法探测构造煤厚度；

（5）断层、褶皱、陷落柱、火成岩和顶板砂泥岩分界线等；

（6）所有的钻孔柱状和勘探线剖面；

（7）三维地震勘探资料。

瓦斯内容：

（1）收集整理建矿以来掘进、回采工作面瓦斯日报表、瓦斯抽采台帐、风量报表、产量报表、采掘月进尺等资料。按照表1-1进行统计，由此计算出各个工作面的瓦斯绝对瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量；

（2）瓦斯含量资料：地质勘探钻孔取样测定的瓦斯含量和生产阶段取样测定的瓦斯含量，按照表1-2进行统计；

（3）瓦斯抽采资料：详细收集煤层预抽瓦斯和采掘过程中抽采的瓦斯量，所有的瓦斯抽采设计方案和瓦斯抽采台帐；

（4）瓦斯压力测试数据：按表1-3进行统计；

（5）煤巷掘进测试的瓦斯突出预测参数，钻屑瓦斯解吸指标 Δh_2，钻孔最大瓦斯涌出初速度 q_{max}、钻孔最大钻屑量 s_{max} 等。瓦斯放散初速度 ΔP，煤的坚

固性系数 f 值，瓦斯突出危险综合指标 K 值，按照表 1-4、1-5 进行统计；

（6）煤与瓦斯突出点资料。

统计建矿以来的所有煤与瓦斯突出点资料，并描述其发生过程和突出位置详细地质资料、作业工序等详细资料，按照表 1-6、1-7 统计。

3、绘制瓦斯地质图

（1）比例尺：1：5000

（2）绘制要求：矿井瓦斯地质图，不同符号和颜色表示不同的内容和含义。

表 1-1 ××煤矿××采（掘）工作面瓦斯涌出量统计表

日期 /年/月/日	CH_4浓度 / %	风量/m^3/min	抽采量 /m^3/min	日产量/t	绝对瓦斯涌出量 /m^3/min	相对瓦斯涌出量 /m^3/t

表 1-2 ××煤矿××采（掘）工作面瓦斯含量统计表

序号	位置或钻孔号	煤层底板		瓦斯成分/%			瓦斯含量/m^3/t	工业分析/%			评价	备注
		埋深/m	标高/m	CH_4	CO_2	N_2		水分	灰分	挥发分		

表 1-3 ××煤矿××煤层瓦斯压力统计表

地　点	煤层底板标高/m	埋深/m	表压力/MPa	备　注

表 1-4 ××煤矿××采（掘）工作面瓦斯突出预测参数统计表（一）

地点	底板标高/m	埋深/m	f	ΔP

表 1-5 ××煤矿××采（掘）工作面瓦斯突出预测参数统计表（二）

地点	底板标高/m	埋深/m	Δh_2	q_m

表 1-6 ××煤矿××采（掘）工作面煤与瓦斯突出统计表

时间	地点	`标高/m	埋深/m	突出类型	突出概况	当时工序	突出前兆	突出强度	
								煤/t	瓦斯/m^3

表 1-7 ××煤矿××采（掘）工作面
煤与瓦斯突出位置断层、煤层结构、顶底板岩性记录表

时间	地点	断层描述				煤层结构		顶底板岩性
		倾向	倾角	落差/m	性质	原生结构煤厚度/m	构造煤厚度/m	

表 1-8 ××煤矿××采（掘）工作面断层统计表

名称	位置	倾向	倾角	落差/m	性质	力学性质	延展长度/m

8.5 矿区瓦斯地质图编图细则

1 编图目的

矿区瓦斯地质图是在搞清矿井、矿区瓦斯地质规律，编制所有矿井瓦斯地质图的基础上编制的，主要反映矿区构造演化对瓦斯保存、赋存的控制；不同方向的断裂受构造应力场的演化对煤与瓦斯突出危险性的控制；各个井田在矿区构造中所处的构造位置；压扭性构造带挤压、剪切作用以及形成构造煤造成构造复杂区的划分；煤与瓦斯突出危险区的分布和预测情况；瓦斯含量、煤层瓦斯透气性测试数据和瓦斯资源量的估算；瓦斯涌出量等值线和预测等值线等等。可以有目的考虑瓦斯资源的抽采和利用。为矿区瓦斯综合治理和瓦斯资源开发和利用提供重要的依据；为矿区制定开发规划提供重要的参考。

2 编制内容

地理底图：

选用 1：10000 或相应比例尺的矿区井田分布图、煤田地质图、构造纲.要图、地形地质图和各矿井 1：5000 采掘工程平面图为地理底图。

地质内容：

（1）1：10000 矿区井田分布图、煤田地质图、勘探线剖面图、构造纲要图、地形地质图；

（2）矿区、各矿井煤田地质勘探报告，

（3）三维地震勘探资料及有关物探资料；

（4）动力地质作用资料等。

（5）各矿井瓦斯地质图及其说明书，瓦斯地质和瓦斯预测科研报告。

瓦斯内容：

矿区瓦斯地质图主要反映矿区瓦斯地质规律、瓦斯预测、瓦斯致灾、瓦斯资源开发等总面貌，反映矿区瓦斯涌出量区划，煤与瓦斯突出危险性区划，矿井瓦斯等级，矿井煤与瓦斯突出资料，构造煤的厚度变化，瓦斯含量赋存及资源量等。

3 绘制矿区瓦斯地质图和相关图表

8.6 采面瓦斯地质图编制细则

1 编图目的

采区、采掘工作面瓦斯地质图是直接服务于瓦斯灾害预防措施和瓦斯抽采措施、工作面煤与瓦斯突出预测、瓦斯实时监测监控、瓦斯综合治理等。是以采区和工作面采掘工程平面图为地理底图，在准确预测的基础上编绘而成的。要随着采掘进程，随时收集、整理、填绘瓦斯和地质资料，尤其要对小断层和构造煤的厚度变化随时进行编录，编制煤巷瓦斯涌出量随不同地质因素变化曲线和煤与瓦斯突出预测指标值变化剖面图等。

2 编图内容

地理底图：

选用 1：2000 或 1：1000 采掘工程平面图作为地理底图。

地质内容：

（1）断层、褶皱、陷落柱等，按图例绘制；

（2）构造煤厚度变化规律：以掘进工作面日常构造煤编录数据绘制构造煤厚度变化和沿工作面分布的构造煤小柱状；

（3）钻孔及煤层柱状；

（4）顶板砂、泥岩分界线。

瓦斯内容：

（1）瓦斯涌出量点：回采工作面绝对瓦斯瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量，掘进工作面绝对瓦斯涌出量，每月分别筛选 3 个数据，按图例填绘在瓦斯地质图上；

（2）掘进工作面绝对瓦斯涌出量随采掘进程的变化曲线图；

（3）瓦斯含量点，瓦斯压力点（表 2-1）；

（4）瓦斯放散初速度 ΔP，煤的坚固性系数 f 值，瓦斯突出危险综合指标 K

值（表 2-1）；

（5）煤与瓦斯突出预测预报指标：钻孔最大瓦斯涌出初速度 q_{max} 最大钻屑量 s_{max} 和钻屑瓦斯解吸指标 Δh_2 随采掘的变化曲线图，突出预测指标 R 值变化曲线图（图 1）；

（6）瓦斯突出点：按表 1-6、表 1-7 填写突出点统计表，按表 2-1 填图；

（7）瓦斯突出区划：根据预测结果，将突出煤层划分为突出危险区、突出威胁区和无突出区，按表 2-1 填图。

3 编图资料收集、整理

地质资料

地质资料收集要齐全，不但要收集本工作面的资料，还要收集相邻工作面的地质资料，将收集的资料以下面表格和文档形式进行整理，清单如下：

（1）矿井采掘工程平面图；

（2）矿井地质精查报告、矿井生产补充勘探报告（地质说明书）；

（3）工作面地质说明书和相邻掘进、回采工作面地质说明书；

（4）构造煤厚度变化资料；

（5）断层、褶皱、陷落柱等；

（6）地质勘探钻孔及测井资料；

（7）顶、底板砂泥岩厚度变化资料；

（8）火成岩侵入资料；

（9）三维地震勘探和物探资料等。

瓦斯资料

（1）采掘工作面瓦斯日报表、风量报表、产量报表、采掘月进尺；

（2）瓦斯含量测试数据：包括本工作面瓦斯含量测试数据和临近工作面瓦斯含量测试数据；

（3）工作面瓦斯突出预测指标：瓦斯压力 P，瓦斯放散初速度 ΔP，煤的坚固性系数 f 值，瓦斯突出危险综合指标 K 值，钻屑瓦斯解吸指标 Δh_2，钻孔最大瓦斯涌出初速度 q_{max} 和钻孔最大钻屑量 s_{max}；

（4）瓦斯抽采资料：工作面预抽和随采掘抽采的瓦斯资料，瓦斯抽采设计资料和瓦斯抽采台帐；

（5）煤与瓦斯突出点资料：按照表 1-6、表 1-7 填写，同时收集突出点位置断层、褶皱要素及构造煤厚度、火成岩、陷落柱等地质资料。

根据以上收集瓦斯地质资料清单，按下面表格，整理瓦斯涌出量、瓦斯含量、瓦斯突出危险预测参数和煤与瓦斯突出点资料。要求统计数据真实、可靠。

第九章　　矿井瓦斯爆炸

本章重点：

1、瓦斯爆炸

2、瓦斯爆炸机理

3、爆炸传播过程

4、爆炸发生条件

5、爆炸影响因素

6、爆炸原因

7、防爆措施

9.1　瓦斯爆炸机理

1. 瓦斯爆炸的化学反应过程

化学反应式为：

$$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O$$

井下空气 O2 不足，反应的最终式为：

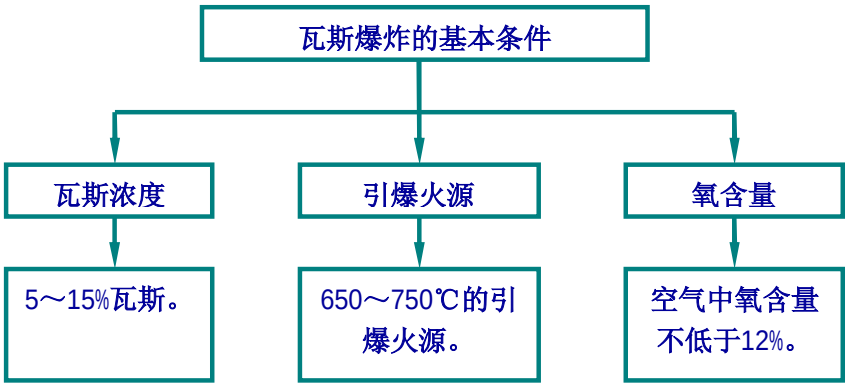
$$CH_4 + O_2 = CO + H_2 + H_2O$$

2. 瓦斯爆炸的传播过程

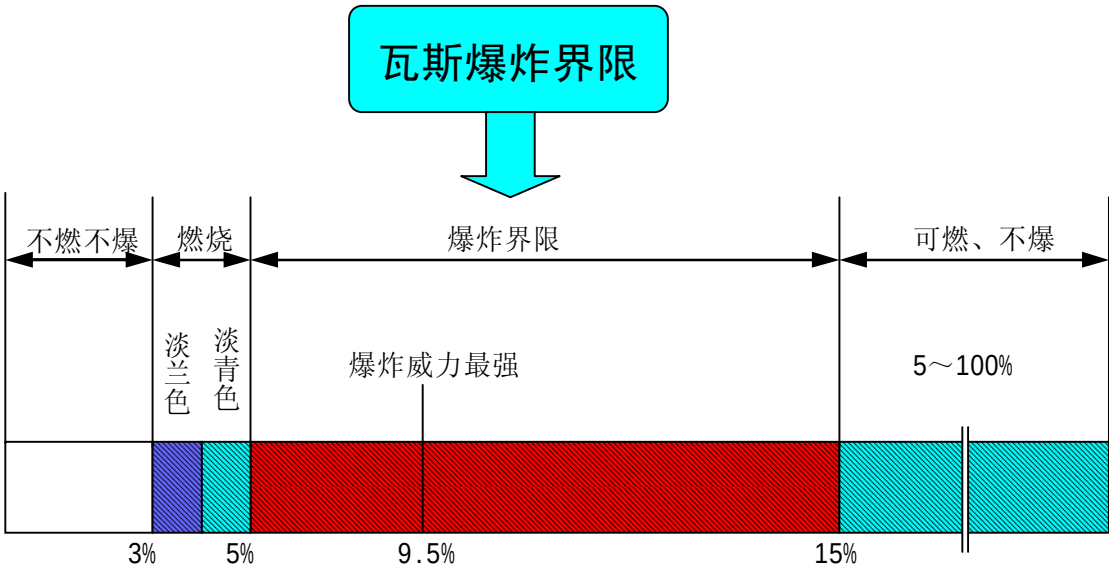
爆炸性的混合气体与高温火源同时存在，就将发生瓦斯的初燃（初爆），初燃产生以一定速度移动的焰面，焰面后的爆炸产物具有很高的温度，由于热量集中而使爆源气体产生高温和高压并急剧膨胀而形成冲击波。如果巷道顶板附近或冒落孔内积存着瓦斯，或者巷道中有沉落的煤尘，在冲击波的作用下，它们就能均匀分布，形成新的爆炸混合物，使爆炸过程得以继续下去。

爆炸时由于爆源附近气体高速向外冲击，在爆源附近形成气体稀薄的低压区，于是产生反向冲击波，使已迈破坏的区域再一次受到破坏。如果反向冲击波的空气中含有足够的 CH4 和 02，而火源又未消失，就可以发生第二次爆炸。

9.2 爆炸发生条件



9.3 爆炸界限



9.4 瓦斯爆炸的影响因素

（1）可燃气体的混入：增大爆炸气体总浓度，降低爆炸下限，扩大爆炸界限。

（2）爆炸性粉尘的混入：粉尘放出可燃气体，爆炸下限降低。5g/m^3，3%爆炸，8g/m^3，2.5%爆炸。

（3）惰性气体的混入：惰性气体混入，减少氧浓度，爆炸界限缩小。 N_2 每增加 1%，下限上升 0.017%，上限下降 0.54%；CO_2 每增加 1%，下限上升 0.0033%，上限下降 0.26%。

（4）混合气体的初始温度：初始温度越高，爆炸界限越大。20℃时瓦斯爆炸界限 6.0--13.4%；700℃时为 3.25－18.75%。

（5）瓦斯浓度与引火火源：瓦斯浓度 7－8%时，引火温度最低，即浓度为，7－8%时，瓦斯最容易引爆。

（6）混合气体的压力：压力越大，所需引火温度越低。当瓦斯压缩到原来体积 1/120 时，自身热量就能使其自动爆炸。

9.5 瓦斯爆炸的危害

1.瓦斯爆炸产生高温

当瓦斯浓度为 9.5%时，爆炸时产生的瞬间温度可达 1850-2650℃。这样高的温度，不仅会烧伤人员、烧坏设备，还可能点燃支架和煤尘，引起井下火灾和煤尘爆炸事故，扩大灾情。

2.瓦斯爆炸产生高压

瓦斯爆炸后的气体压力是爆炸前压力的 7～10 倍。气体压力骤然增大，形成强大的冲击波，推倒支架、损坏设备、使巷道或工作面的顶板坍塌及造成现场人员伤亡将使矿井遭受严重破坏。

3.瓦斯爆炸产生大量有害气体

瓦斯爆炸后，不仅氧气减少，且产生大量有害气体。

爆炸后氧气 6～10％、一氧化碳 2 ～ 4 ％。

而当空气中—氧化碳浓度达到 0.4％时，人就会中毒死亡；

当氧气浓度减少到 10％－l2%时，人就会失去知觉窒息而死。在瓦斯、煤尘爆炸事故中，死于一氧化碳中毒的人数占死亡总人数的 70％以上。

9.6 瓦斯爆炸的原因

1. 引起瓦斯积聚的常见主要因素

（1）局部通风机停止运转

包括检修计划停风、机电故障停风、采掘面停工停风、风机管理混乱停风等。

（2）风筒断开或严重漏风

施工人员不爱护，通风人员不及时维修，造成掘进面风量不足而导致瓦斯积聚。

（3）采掘面风量不足

未按要求配风、巷道堵塞、单台局扇供多头、风筒出口距掘进面太远等。

（4）局扇出现循环风

局扇位置不合《规程》要求、全风压供给 风量小于局扇的吸入分量等出现循环风。

（5）风流短路

打开风门不关闭、巷道贯通后不及时调整通风系统等造成风流短路而导致瓦斯积聚。

（6）通风系统不合理

自然通风、不合规定的串联通风、无回风道的独眼井、通风设施不全等。

（7）采空区或盲巷存在

采空区或盲巷无风流通过，发生瓦斯突然涌出。

（8）瓦斯异常涌出

通过地质构造、瓦斯富集带，瓦斯涌出异常，发生瓦斯喷出、煤与瓦斯突出等。

2. 引起瓦斯爆炸的火源

（1）电火花

照明、机械设备、电器设备的管理不善、操作不当，如矿灯失爆、电钻失爆、带电作业、电缆明头、开关失爆等产生的电火花。

（2）放炮火花

主要是炮泥填装不满、最小抵抗线不够、放明炮、放糊炮、接线不良、炸药不符合要　求等引起火花。

（3）撞击、摩擦火花

机械设备之间的撞击、截齿与坚硬岩石摩擦、坚硬顶板冒落撞击、金属表面之间摩擦等等产生的火花。

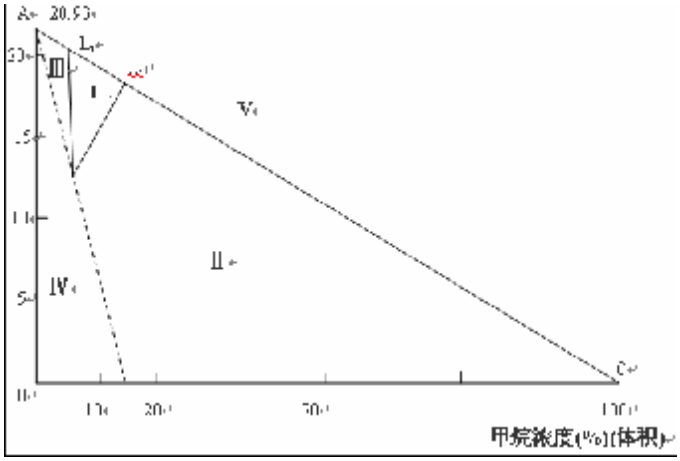
（4）明火

煤炭自然发火及火区、井下焊接、吸烟等。

9.7 瓦斯爆炸危险性判别

国际上一般都采用 Coward 爆炸三角形进行判别。

Coward 以瓦斯混合气体的可燃气体体积百分比浓度为横坐标，以空气或氧的体积百分比浓度作纵坐标，将可燃气体的下限浓度 L 、上限浓度 V 及临界浓度 N 在坐标图上表示，构成一个三角形，即 Coward 瓦斯爆炸三角形。 不论何种组分的可燃气体一空气一惰气混合气体，都可在大三角形 AOC 内用适当的坐标表示。



大三角形内分成 5 个区：

Ⅰ区：即爆炸三角形 LUV，如混合气体组分的坐标位于 Ⅰ区内，该混合气体能爆炸；

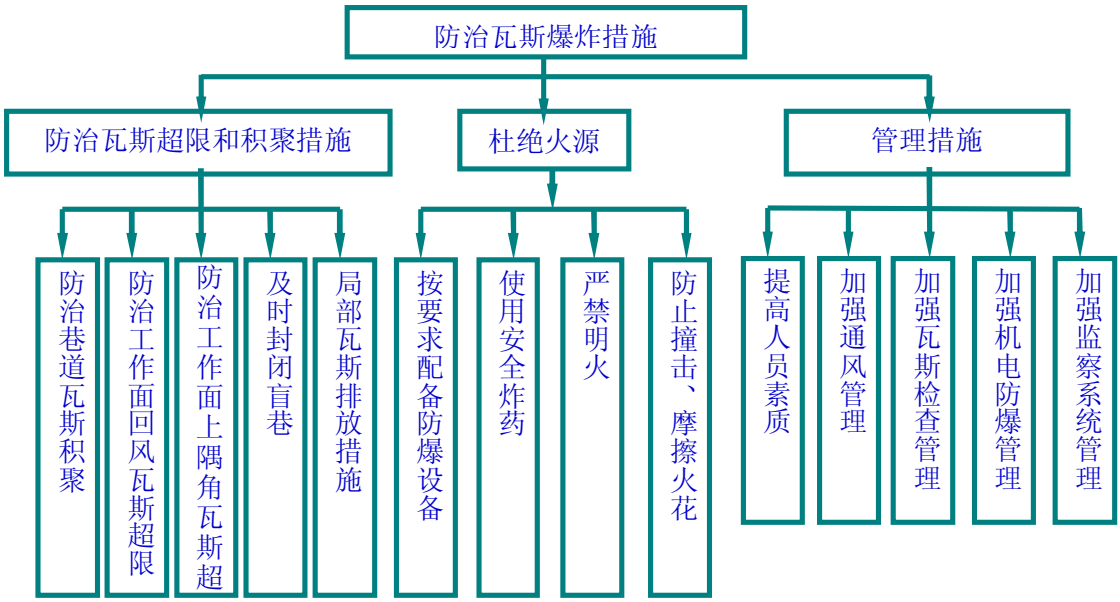
Ⅱ区：为空气不足区，混合气体不能爆炸，但混入空气使混合气体稀释，其组分坐标进入Ⅰ 区时仍能爆炸；

Ⅲ区：为空气过量区，混合气体不能爆炸，但如混合气体中的空气被吸收或掺人了无空气的混合气体则仍能爆炸；

Ⅳ区：为惰气过量区，即混合气体中惰气与可燃气体的混合比已超过窒息比，不论混合气体被空气稀释或混合气体中的空气被吸收都不会爆炸；

Ⅴ区：不可能存在的甲烷－空气混合气体区。

9.7 防止瓦斯爆炸措施



（1）撒布岩粉措施

当发生瓦斯爆炸时，风流把岩粉和沉积煤尘同时扬起形成岩粉一煤尘混合粉尘云；瓦斯爆炸火焰进入混合尘云区时，岩粉吸收爆炸火焰热量使系统冷却降温，同时岩粉粒子可把煤尘粒子隔开起到屏蔽热辐射、热传导等，可以有效地阻止瓦斯爆炸的发展传播，最终将其扑灭。

《规程》规定，在所有运输巷和回风巷中必须撒布岩粉。岩粉可燃物的含有率不得超过 5%；游离二氧化硅含有率不得超过 10%；不含砷，五氧化二磷含量不超过 0.01%；岩粉的粒度必须全部小于 0.5mm，其中 70%以上小于 0.075mm。

（2）隔爆措施

原理：当发生爆炸时，超前于爆炸火焰的冲击波将隔爆棚上装有岩粉、水等抑爆剂的容器被击碎或掀翻，使抑爆剂飞散开，在巷道中形成一高浓度的岩粉云区或水雾区，当滞后于爆风传播的爆炸火焰到达这一区域时被抑爆剂扑灭，阻止了爆炸继续向前传播。

- **被动岩粉棚**
- **被动水棚**
- **被动水袋棚**
- **自动隔爆棚**

第十章　矿井瓦斯涌出量预测

本章重点及难点：

1．矿井与其涌出来源

2．矿井瓦斯涌出形式

3．影响瓦斯涌出的因素

4．矿山统计法

5．分源预测法

6．瓦斯地质数学模型法

从目前国内外研究现状来看，矿井瓦斯涌出量预测方法可分为两类：一类是建立在数理统计基础上的矿山统计法，这种方法依据矿井瓦斯涌出量随开采深度变化的统计规律，外推到预测的新区；另一类是以煤层瓦斯含量为基本预测参数的瓦斯含量法，这种方法通过计算井下各涌出源的瓦斯涌出量，得到矿井或某一预测范围的涌出量预测值。

10.1　瓦斯涌出来源

1．按空间分布

- 掘进区瓦斯
- 回采区瓦斯
- 采空区瓦斯

2．按涌出来源

- 本煤层瓦斯
- 邻近层的和围岩中的瓦斯

10.2　矿井瓦斯涌出方式

一般涌出：由采落煤炭和煤层、岩层的新鲜暴露面，通过孔隙、裂隙，缓慢、长时间的涌出。

特殊涌出：采掘时，在极短的时间内，瓦斯又煤体、围岩内突然、大量的涌出，有时还伴有煤粉、煤块和岩石等。

瓦斯喷出、煤与瓦斯突出

瓦斯（CO_2）喷出 从煤体或岩体裂隙、孔洞或炮眼中大量瓦斯（CO_2）异常涌出的现象。在 20m 巷道范围内，涌出瓦斯量≥1.0m^3/min，且持续时间在 8h 以

上时，该采掘区即定为瓦斯（CO_2）喷出危险区域。

10.3 影响瓦斯涌出量的因素

整个矿井的瓦斯涌出量称为矿井瓦斯涌出量；对个别煤层、水平、采区或工作面而言，则分别称为煤层、水平、采区或工作面的瓦斯涌出量。瓦斯涌出量的大小主要取决于下列自然因素和开采技术因素。

1．煤层和围岩的瓦斯含量

煤层（包括可采层和邻近层）和围岩的瓦斯含量是瓦斯涌出量大小的决定因素，它们的瓦斯含量越高，矿井瓦斯涌出量就越大。当前矿井的瓦斯涌出量预测把煤层瓦斯含量作为主要依据。

2．开采深度

随着开采深度的增大，煤层的瓦斯含量将增大，因而矿井瓦斯涌出量也会相应地增大。

3．开采规模

开采规模是指开拓、开采范围以及矿井的产量而言。对某一矿井来说，开采规模越大，矿井的绝对瓦斯涌出量也就越大；但就矿井的相对瓦斯涌出量来说，情况比较复杂。如果矿井是靠改进采煤工艺，提高工作面单产来增大产量的，则相对瓦斯涌出量会有明显的减少，原因为：第一，与采面无关的瓦斯源的瓦斯涌出量在产量提高时无明显增大；二是随着开采速度加快，邻近层及采落煤的残存瓦斯量将增大。如果矿井仅是靠扩大开采规模来增大产量的，则矿井相对瓦斯涌出量或增大或保持不变。

4．开采顺序与开采方法

在开采煤层群中的首采煤层时，由于其涌出的瓦斯不仅来源于开采层本身，而且还来源于上、下邻近层，因此，开采首采煤层时的瓦斯涌出量往往比开采其它各层时大好几倍。为了使矿井瓦斯涌出量不发生大的波动，在开采煤层群时，应搭配好首采煤层和其他各层的比例。

在厚煤层分层开采时，不同分层的瓦斯涌出量也有很大的差别。一般情况是，第一分层瓦斯涌出量最大，最后一个分层瓦斯涌出量最小。

采煤方法的回采率越低，瓦斯涌出量就越大，因为丢煤中所含瓦斯的绝大部分仍要涌入巷道。在开采煤层群时，由于采用陷落法管理顶板比采用填法管理顶板时能造成顶板更大范围的破坏与松动，因而采用陷落法管理顶板的工作面的瓦斯涌出量比采用充填法管理顶板的工作面的瓦斯涌出量大。

5．地面大气压力的变化

地面大气压力的变化，会引起井下空气压力的变化。根据测定，地面大气压力在一年内的变化量可达 5～8×10^{-3}MPa，一天内的最大变化量可达 2～4×10^{-3}MPa，但与煤层瓦斯压力相比，地面大气压的变化量是很微小的。地面大气压的变化对煤层暴露面的瓦斯涌出量没有多大影响，但对采空区瓦斯涌出有较大的影响。在生产规模较大，采空区瓦斯涌出量占很大比重的矿井，当气压突然下降时，采空区积存的瓦斯会更多地涌入风流中，使矿井瓦斯涌出量增大；当气压变大时，矿井瓦斯涌出量会明显减小。例如，峰峰局羊渠河矿当气压由 0.09976MPa 增至 0.1013MPa 时，矿井瓦斯涌出量由 11.61m^3/min 降至 8.06m^3/min。

10.4 矿井瓦斯涌出量预测的目的与任务

矿井瓦斯涌出量预测的任务是确定新矿井、新水平、新采区、新工作面投产前瓦斯涌出量的大小，为矿井、采区和工作面通风提供瓦斯涌出方面的基础数据，它是矿井通风设计、瓦斯抽放和瓦斯管理必不可少的基础参数。

10.5 矿山统计法

矿山统计法又可分为两种方法：

（1）瓦斯梯度法

所谓瓦斯梯度是指相对瓦斯涌出量每增加 1m^3/t 时深度增加的米数：

$$a=\frac{H_2-H_1}{q_2-q_1}$$

式中　H_1、H_2——瓦斯风化带以下两次测定涌出量的深度，m，H_2＞H_1；

q_1、q_2——对应于 H_1、H_2 的相对瓦斯涌出量，m^3/t。

利用求得的瓦斯梯度，可对深部的瓦斯涌出量进行预测：

$$q=q_1+\frac{H-H_1}{a}$$

式中　q——待求深度的相对瓦斯涌出量，m^3/t；

H——对用于 q 的深度，m。

（2）一元回归法

如果在已采区域测定有多个点的瓦斯涌出量，那么利用回归分析方法可得到更高的预测精度。假定某矿已采区的瓦斯涌出量实测数据如表 2-1 所示，根据已知数据作出的散点图如图 2-1 所示。

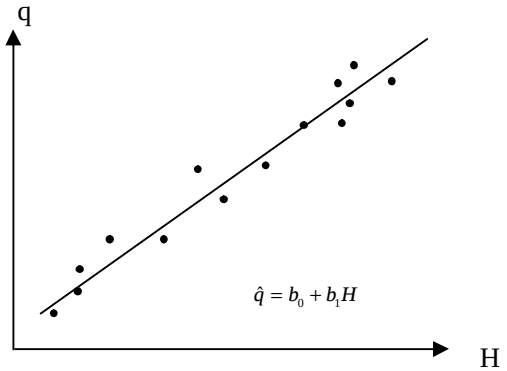


图 10-1　一元回归法

表 10-1　瓦斯涌出量实测数据

单元编号	开采深度 H（m）	相对瓦斯涌出量 q(m^3/t)
1	180	5.8
2	320	8.6
⋮	⋮	⋮
n	420	11.9

回归方程：$\hat{q} = b_0 + b_1 H$

式中：$b_1 = \dfrac{\sum Hq - (\sum H)(\sum q)/n}{\sum H^2 - (\sum H)^2/n}$

$b_0 = \overline{q} - b_1 \overline{H}$

统计检验：如果数据点的散点图如图 10-2 所示，建立的直线回归方程是没有意义的，因此对所建立的回归方程应进行统计检验。

相关系数：$r = \dfrac{\sum Hq - (\sum H)(\sum q)/n}{\sqrt{\left[\sum H^2 - (\sum H)^2/n\right]\left[\sum q^2 - (\sum q)^2/n\right]}}$，　$0 \le r \le 1$

曲线回归：如果数据点呈曲线分布，需要根据曲线类型建立曲线回归方程。

如图 10-3 所示的曲线回归方程为：$q = b_0 H^{b_1}$

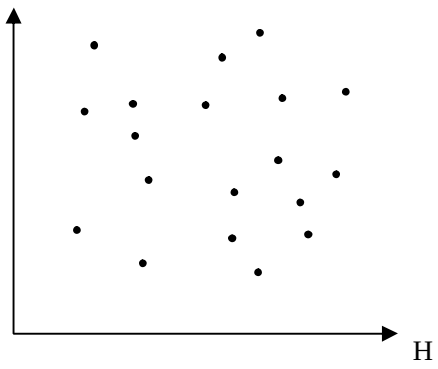


图 10-2　数据散点图

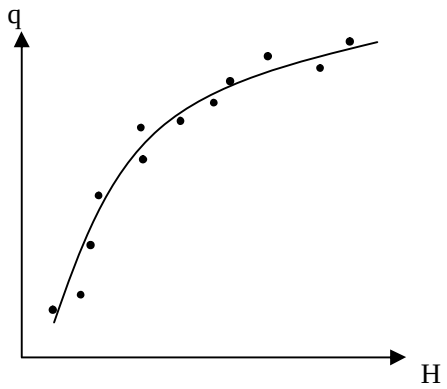


图 10-3　曲线回归

两边取对数：$\lg q = \lg b_0 + b_1 \lg H$

令：$q' = \lg q$；$b_0' = \lg b_0$；$H' = \lg H$，

则：$q' = b_0' + b_1 H'$，即可按一元线性回归方法求解。

（3）瓦斯测定资料统计分析

$$q=\frac{14.4\sum_{i=1}^{n}Q_iC_i}{A\cdot n} \qquad H_c=\frac{\sum_{i=1}^{n}H_iA_i}{\sum_{i=1}^{n}A_i}$$

式中

q--采区或工作面瓦斯涌出量的月平均值，m^3/t；

Q_i--月内每次测得的回风量(m^3/min);

C_i--回风流中瓦斯浓度(%)；

n--为统计月份的测定次数；

A--为统计月平均日产量，t/d ；

H_c--为全矿井加权平均开采深度(m)；

H_i、A_i--鉴定月份第 i 采区的采深(m)和产量(t)。

（4）使用条件

① 生产矿井的延深水平、生产水平的新采区、与生产矿井邻近的新矿井，在应用中必须保证预测区的开采技术条件、地质条件与生产区相同或类似。

② 应用统计预测法时的外推范围一般沿垂深不超过 100～200m，沿煤层倾斜方向不超过 600m。

③某些矿井相对瓦斯涌出量与开采深度之间并不呈线性关系，即 a 值不是常数，此时，应首先根据实际资料确定 a 值随开采深度的变化规律。

④ 工作面从开切眼形成到第一次放顶期间，由于瓦斯涌出尚未达正常状态，在该段时间内的测定数据不能在统计分析中应用；

⑤ 在采煤不正常的情况下测得的瓦斯涌出量，以及地质变化带采区瓦斯涌出量变化很大的情况下测得的瓦斯涌出量，均不能在统计分析中应用。

⑥ 在实施瓦斯抽放的采区和工作面，还应考虑抽放瓦斯的影响。

10.6 分源预测法

（一）分源预测法的基本原理

含瓦斯煤层在开采时，受采掘作业的影响，煤层及围岩中的瓦斯赋存平衡状态即遭到破坏，破坏区内煤层、围岩中的瓦斯将涌入井下巷道。

井下涌出瓦斯的地点即为瓦斯涌出源。瓦斯涌出源的多少、各涌出源涌出瓦斯量的大小直接决定着矿井瓦斯涌出量的大小。根据抚顺分院的研究，矿井瓦斯涌出的源、汇关系如图 10－4 所示。

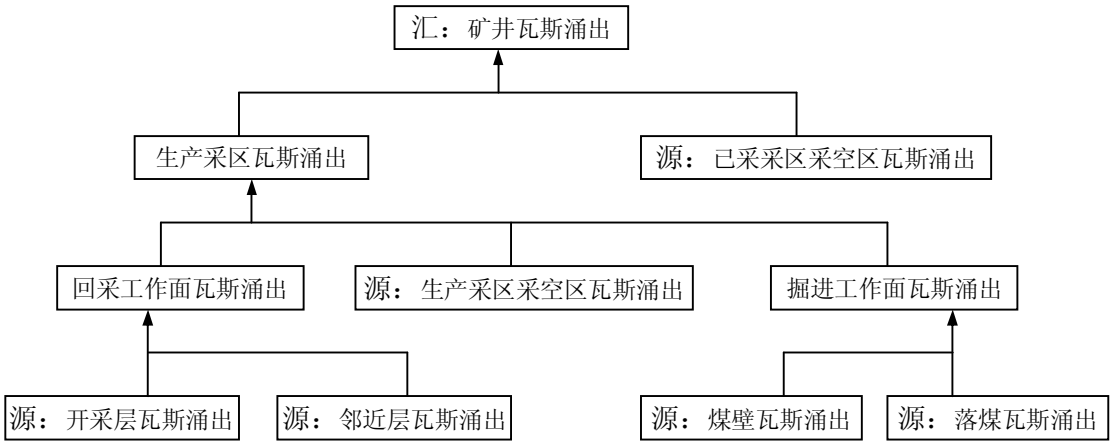


图 10－4　矿井瓦斯涌出源、汇关系

（二）预测所需的原始资料

应用分源预测法预测瓦斯涌出量时，需要准备如下的原始资料：

（1）各煤层瓦斯含量测定资料、瓦斯风化带深度以及瓦斯含量等值线图；

（2）地层剖面和柱状图，图上应标明各煤层和煤夹层的厚度、层间距离和岩性；

（3）煤的工业分析指标（灰分、水分、挥发分和密度）和煤质牌号；

（4）开拓和开采系统图，应有煤层开采顺序、采煤方法、通风方式等。

（三）计算方法

1．开采煤层（包括围岩）瓦斯涌出量

（1）薄及中厚煤层不分层开采时按下式计算：

$$q_1 = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \frac{m_0}{m_1} \cdot (X_0 - X_1)$$

式中　q_1——开采煤层（包括围岩）相对瓦斯涌出量，m^3/t；

k_1——围岩瓦斯涌出系数。其值取决于回采工作面顶板管理方法；

k_2——工作面丢煤瓦斯涌出系数，其值为工作面回采率的倒数；

k_3——准备巷道预排瓦斯对工作面煤体瓦斯涌出影响系数；

m_0——煤层厚度（夹矸层按层厚 1/2 计算），m；

X_0——煤层原始瓦斯含量，m^3/t；

X_1——煤的残存瓦斯含量，m^3/t，与煤质和原始瓦斯含量有关，需实测；如无实测数据，可参考表 10-2 取值。

运至地表时煤在残存瓦斯含量　　表 10-2

煤的挥发份含量 V_{daf}（%）	6～8	8～12	12～8	18～26	26～35	35～42	42～50
煤残存瓦斯含量 X_1'（m^3/t）	9～6	6～4	4～3	3～2	2	2	2

采用长壁后退式回采时，系数 k_3 按下式确定：

$$k_3 = \frac{L-2h}{L}$$

式中　L——回采工作面长度，m；

h——巷道瓦斯预排等值宽度，m；不同透气性的煤层其值可能不同，需实测；无实测值时，其值可按表 10-3 参考选取。

巷道预排瓦斯等值宽度 h　　表 10-3

巷道煤壁暴露时间（d）	不同煤种巷道预排瓦斯等值宽度（m）					
	无烟煤	瘦　煤	焦　煤	肥　煤	气　煤	长焰煤
25	6.5	9.0	9.0	11.5	11.5	11.5
50	7.4	10.5	10.5	13.0	13.0	13.0
100	9.0	12.4	12.4	16.0	16.0	16.0
160	10.5	14.2	14.2	18.0	18.0	18.0
200	11.0	15.4	15.4	19.7	19.7	19.7
250	12.0	16.9	16.9	21.5	21.5	21.5
300	13.0	18.0	18.0	23.0	23.0	23.0

采用长壁前进式方法回采时，如上部相邻工作面已采，则 k_3=1；如上部相邻工作面未采，则可按下式计算 k_3 值：

$$k_3 = \frac{L+2h+2b}{L+2b}$$

式中　　b——巷道长度，m。

表 10-2 中残存瓦斯含量的单位为每一吨煤（即无灰干燥煤）的瓦斯体积，在应用式 5－9 时，应按下式换算为原煤残存瓦斯含量：

$$X_1 = \frac{100-A_{ad}-M_{ad}}{100} X_1'$$

式中　　X_1' ——纯煤残存瓦斯含量，m^3/t;

A_{ad}——原煤中灰份含量，%；

X_{ad}——原煤中水份含量，%。

（2）厚煤层分层开采时按下式计算：

$$q_1=k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_{fi} \cdot (X_0 - X_1)$$

式中　k_{fi}——取决于煤层分层数量和顺序的分层开采瓦斯涌出系数，k_{fi}可按表 10-4 选取。

厚煤层分层开采瓦斯涌出系数 k_f　　表 10-4

两分层开采		三分层开采		
k_{f1}	k_{f2}	k_{f1}	k_{f2}	k_{f3}
1.504	0.496	1.820	0.692	0.488

2．邻近层瓦斯涌出量

$$q_2 = \sum_{i=1}^{n} \frac{m_i}{m_1} k_i \cdot (X_{0i} - X_{1i})$$

式中　q_2——邻近层相对瓦斯涌出量，m^3/t；

m_i——第 i 个邻近层厚度，m;

m_1——开采层的开采厚度，m;

X_{0i}——第 i 邻近层原始瓦斯含量，m^3/t;

X_{1i}——第 i 邻近层残存瓦斯含量，m^3/t。

k_i——受多种因素影响但主要取决于层间距离的第 i 邻近层瓦斯排放率。

邻近层瓦斯排放率与层间距存在如下关系：

$$k_i = 1 - \frac{h_i}{h_p}$$

式中　k_i——第 i 邻近层瓦斯排放率；

h_i——第 i 邻近层至开采层垂直距离，m;

h_p——受开采层采动影响顶底板岩层形成贯穿裂隙、邻近层向工作

面释放卸压瓦斯的岩层破坏范围，m。

开采层顶板的影响范围由下式计算：

$$h_p = k_y \cdot m_1 \cdot (1.2 + \cos a)$$

式中

k_y——取决于顶板管理方式的系数。对采高小于等于 2.5m 的煤层，用全部陷落法管理顶板时，k_y =60；用局部充填法管理顶板时，k_y =45；用全部充填法管理顶板时，k_y =25；

m_1——开采层的开采厚度，m；

a——煤层倾角，度。

开采倾斜和缓斜煤层时，开采层底版的影响范围为 35~60m。开采急倾斜煤层时，底板的影响范围由下式计算：

$$h_p = k_y \cdot m_1 \cdot (1.2 - \cos a)$$

国外主要采煤国不同研究者推荐的邻近层瓦斯排放率与层间距的关系曲线如图 5-3a 所示，国内研究得出的邻近层瓦斯排放率与层间距的关系曲线如图 5-3b 所示。

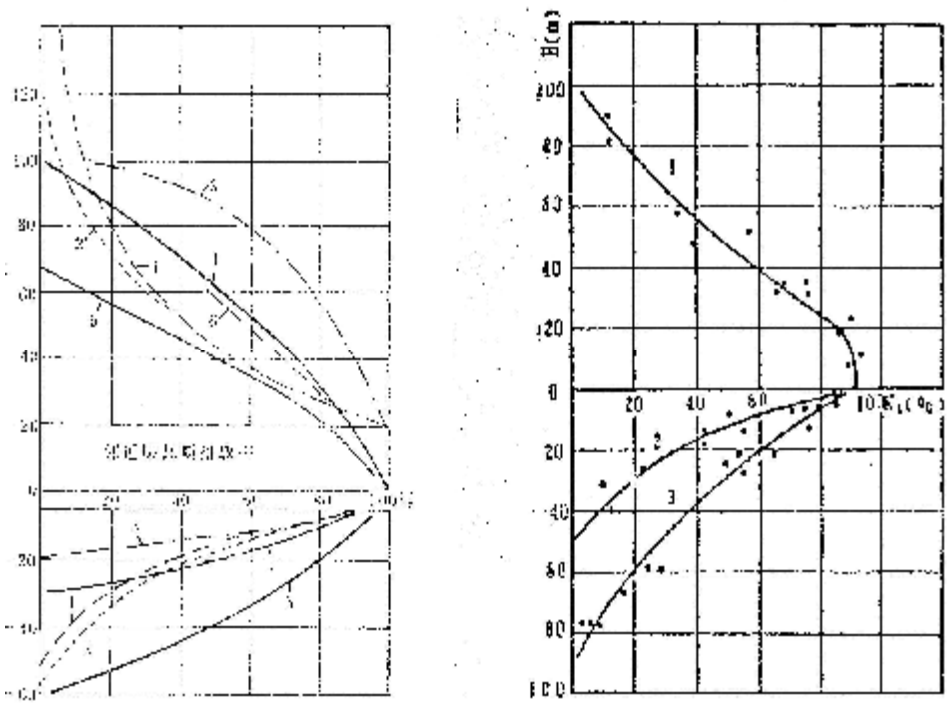


图 10-5　邻近层瓦斯排放率与层间距的关系曲线

3．掘进巷道煤壁瓦斯涌出量

$$q_3 = n \cdot m_0 \cdot v \cdot q_0 \left(2\sqrt{L/v} - 1\right)$$

式中

q_3——掘进巷道煤壁瓦斯涌出量，m^3/min；

n ——煤壁暴露面个数，单孔送道时，n=2；

m_0——煤层厚度，m；

v——巷道平均掘进速度，m/min；

L——巷道长度，m；

q_0 ——煤壁瓦斯涌出初速度，$m^3/m^2 \cdot min$。按下式计算：

$$q_0 = 0.026[0.0004V_{daf}^2 + 0.16]X_0$$

式中 V_{daf}^2——煤中挥发份含量，%；

X_0——煤层原始瓦斯含量，m^3/t。

4．掘进落煤的瓦斯涌出量

$$q_4 = S \cdot v \cdot \gamma \cdot (X_0 - X_1)$$

式中 q_4——掘进巷道落煤瓦斯涌出量，m^3/min；

S——掘进巷道断面积，m^2；

v——巷道平均掘进速度，m/min；

γ——煤的密度，t/m^3；

X_0——煤层原始瓦斯含量，m^3/t；

X_1——煤层残存瓦斯含量，m^3/t。

5．回采工作面瓦斯涌出量

回采工作面瓦斯涌出量由开采层（包括围岩）、邻近层瓦斯涌出量两部分组成，其计算公式为：

$$q_5 = q_1 + q_2$$

式中 q_5——回采工作面相对瓦斯涌出量，m^3/t。

6．掘进工作面瓦斯涌出量

掘进工作面瓦斯涌出量包括掘进巷煤壁和掘进落煤瓦斯涌出量两部分，又下式计算：

$$q_6 = q_3 + q_4$$

式中 q_6——掘进工作面瓦斯涌出量，m^3/min。

7．生产采区瓦斯涌出量

生产采区瓦斯涌出量系采区内所有回采工作面、掘进工作面及采空区瓦斯涌出量之和，其计算公式为：

$$q_7 = (1+k')\cdot(\sum_{i=1}^{n} q_{5i}\cdot A_1 + 1440\sum_{i=1}^{n} q_{6i}\cdot A_1)/A_0$$

式中 q_7 ——生产采区瓦斯涌出量，m^3/t；

k′——生产采区内采空区瓦斯涌出系数，取 k′ = 0.15~0.25；

q_{5i}——第 i 回采工作面瓦斯涌出量，m^3/t；

A_1——第 i 回采工作面平均日产量，t；

q_{6i}——第 I 掘进工作面瓦斯涌出量，m^3/min；

A_0——生产采区平均日产量，t。

8．矿井瓦斯涌出量

矿井瓦斯涌出量为矿井内全部生产采区和已采采区（包括其它辅助巷道）瓦斯涌出量之和，其计算公式为：

$$q_8 = \frac{(1+k'')\sum_{i=1}^{n} q_{7i}\cdot A_{0i}}{\sum_{i=1}^{n} A_{0i}}$$

式中 q_8——矿井相对瓦斯涌出量，m^3/t；

k''——已采采区采空区瓦斯涌出量系数，其值为 k'' = 0.10~0.25；

q_{7i}——第 I 生产采区瓦斯涌出量，m^3/t；

A_{0i}——第 I 生产采区日平均产量，t。

10.7 现有预测方法讨论

（1）矿山统计法

由于矿山统计法仅考虑瓦斯涌出量与开采深度一个因素之间的关系，故其适用范围受到一定的限制。对于地质条件简单的矿井，瓦斯涌出量的变化主要受开采深度的影响，预测结果可以满足生产要求。而在很多生产矿井，由于矿井地质条件的变化，瓦斯涌出量除了与开采深度有关以外，与其它地质因素也存在较密切的关系。在这种情况下，只考虑开采深度的预测方法将难以达到生产要求的预

测精度。

（2）瓦斯含量法（分源预测法）

经过近二、三十年不断的研究发展，目前已基本上达到实用化阶段。在实际应用中还存在的问题是：

①由于瓦斯含量法依靠煤层瓦斯含量测定值的可靠性和含量点的分布及密度。如果预测区内只有很少或没有的瓦斯含量测定点（这种情况在地方煤矿是比较普遍的），那么第一步的瓦斯含量预测就不可靠，由此而进行的瓦斯涌出量预测，其精度将难以保证。

②国内外这类预测方法有近十种，各种方法所考虑的影响因素、物理模型不不同，形成了不同的计算公式。对同一矿井采用不同的瓦斯含量法，其预测结果相差较大。

10.8 瓦斯地质数学模型法

（一）基本原理

通过瓦斯地质规律研究，分析瓦斯涌出量的变化规律，筛选影响瓦斯涌出量变化的主要地质因素；在此基础上，根据矿井已采地区的瓦斯涌出量实测资料和相关的地质资料，综合考虑包括开采深度在内的多种影响因素，采用一定的数学方法，建立预测瓦斯涌出量的多变量数学模型（预测方程）；利用所建立的数学模型，对矿井未采区域的瓦斯涌出量进行预测。

（二）理论基础

瓦斯地质数学模型法采用数量化理论Ⅰ作为建模工具。数理化理论Ⅰ是数量化理论的方法之一，用于解决从定性的或兼有定量的自变量出发对因变量的预测问题。

在瓦斯地质相关因素定量分析中，某些地质因素难以定量化，如煤层的顶、底板岩性，只是某种属性的描述，而没有量的概念，这类变量称为定性变量。某些定性变量有时是影响瓦斯涌出量变化的主要因素。另外，在实际应用中如果某些定量变量对瓦斯涌出的影响是趋势性的，将其转化为定性变量参加建立数学模型可能会得到更好的预测效果。

（三）预测方法及步骤

（1）分析瓦斯涌出的影响因素

大量实际资料表明，矿井瓦斯涌出具有不均衡分布的特点，表现为在同一矿井的不同煤层、同一煤层的不同块段，瓦斯涌出量普遍存在着差异性，这种不均

衡分布往往与地质条件有密切关系。除地质条件之外，矿井瓦斯涌出还与开采技术因素有关，采用不同的采煤方法和采掘工艺，瓦斯涌出量亦发生变化。

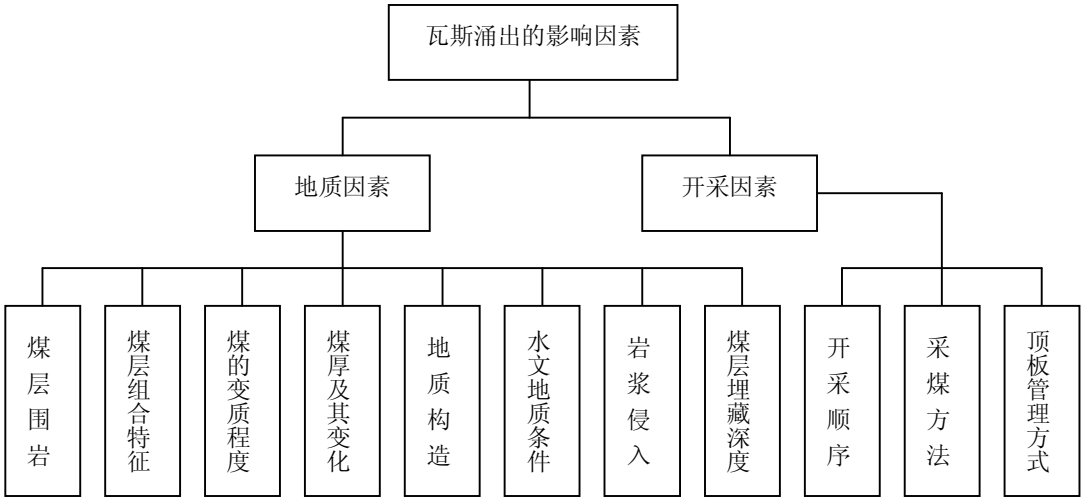


图 10-6　瓦斯涌出的影响因素

编制瓦斯地质图件筛选预测瓦斯涌出量的地质变量，在瓦斯地质图上，圈定瓦斯风化带与甲烷带的界线，然后在甲烷带内勾绘掘进巷道绝对瓦斯涌出量等值线和回采工作面相对瓦斯涌出量等值线。地质方面的内容要反映研究区内与瓦斯涌出有关的地质因素，可分别采用等高线、等厚线、等值线、分布界线等来表示。

（2）建立预测瓦斯涌出量的数学模型

确定统计单元。瓦斯地质数学模型是以已采区域内的已知统计单元为样本建立起来的。统计单元的确定应考虑生产要求，如果要对深部未采工作面进行瓦斯涌出量预测，应当选择回采工作面作为统计单元；如果是对深部未掘巷道进行涌出量预测，应选择掘进巷道作为统计单元。若已采区域内的回采工作面走向长度很大（综采工作面的走向长度可达 1000~1500m），可以将工作面或掘进巷道沿走向划分为二个或三个统计单元。因为统计单元内的变量是以平均数据取值的，统计单元长度很大会降低平均值的代表性。划小统计单元时，掘进巷道可按二等分或三等分划分，回采工作面可采用相应位置的月份回采线划分。

数量化理论Ⅰ属于一种多元统计分析方法，采用统计方法建立预测瓦斯涌出量的数学模型，应当满足样品条件的一致性。例如，在甲烷带内，煤层的瓦斯压力、瓦斯含量以及开采过程中的瓦斯涌出量通常表现有随深度的增加而增大的规律，而深部预测区域都位于甲烷带，因此瓦斯风化带内的工作面或掘进巷道不应选作已知统计单元。

变量的选择和取值。数量化理论Ⅰ用于解决从定性的或兼有定量的自变量出

发对因变量的预测问题。建立预测瓦斯涌出量的数学模型，瓦斯涌出量为因变量，各种影响因素为自变量。

根据生产要求，建立回采工作面瓦斯涌出量的预测模型以相对瓦斯涌出量作为因变量（m^3/t），取统计单元内各回采月份相对瓦斯涌出量的平均值作为该统计单元因变量的观测数据。建立掘进巷道瓦斯涌出量的预测模型以绝对瓦斯涌出量（m^3/min）作为因变量，应以统计单元内各月（或旬）绝对瓦斯涌出量的平均值作为因变量的观测数据。在计算平均瓦斯涌出量时，应剔除由于人为非正常因素造成的异常数据。

瓦斯地质相关因素分析为自变量的选取提供了充分的依据。对一个具体的研究对象，应根据相关因素分析结果，选取与瓦斯涌出量变化有密切关系的因素为自变量。自变量按其性质可分为定性变量和定量变量。在数理化理论中，定性变量是以二态变量来取值的，即用“0”和“1”来表示某种属性“无”和“有”。定量变量通常以统计单元内的平均数据取值。

建立预测方程。根据所选定的因变量和自变量，以及在已采区域内所确定的统计单元，分别对各单元的变量取值，绘制基础数据表格。根据所取得的基础数据，采用数量化理论Ⅰ的方法原理，可建立起预测瓦斯涌出量的瓦斯地质数学模型。

所建立的预测方程是否有实际意义，需要进行统计检验。一般采用方差分析法计算统计量 F，并在一定的显著性水平下查 F 分布表，当 F 统计量大于等于 F 临界值时，说明预测方程显著，可用于未采区域的瓦斯涌出量预测。否则，需要从原始资料入手，对变量的选择和取值进行分析研究，修改数据后重新建立预测方程。

对于所建立的预测方程，还需检验每个自变量对预测的重要性。检验有多种方法，一般采用偏相关系数法计算因变量对各自变量的偏相关系数。偏相关系数越大，说明该自变量对预测的贡献越大。同时计算由偏相关系数构成的统计量 t_j，在一定的显著性水平下查 t 分布表，当 t_j 大于等于 t 临界值时，说明第 j 个自变量对预测的重要性显著。预测方程中应当只包含显著的自变量，不显著的应予剔除。预测方程的建立可能需反复多次，最终得到满足预测要求的数学模型。

（3）未采区瓦斯涌出量预测

数学模型建立之后，未采区域的瓦斯涌出量预测可采用以下两种方法。

未采区域有完整的设计图。对深部未采工作面进行瓦斯涌出量预测，应当以

深部设计工作面为统计单元，根据预测方程（由已采工作面建立）中所选入的自变量，采用与已采区域相同的取值方法，对各自变量逐一取值，代入预测方程，便可计算出每个设计工作面的相对瓦斯涌出量预测值。未采区域掘进巷道的瓦斯涌出量预测方法类似，只是所利用的预测方程是以已采区域内掘进巷道为统计单元建立起来的，计算得到的是设计巷道的绝对瓦斯涌出量预测值。

未采区只有规划设计，无完整的设计图。在这种情况下，未采区域的预测结果可以用预测等值线的形式来表示。具体作法是，在预测区平面图上，以坐标方格网的交点为预测点，根据预测方程中所包含的自变量，对每个选入的自变量取值，然后代入预测方程，可得到每个预测点位置上的瓦斯涌出量预测值。采用一定的等值距，可绘制出瓦斯涌出量预测等值线。

（四）应用实例

应用瓦斯地质数学模型法对某矿进行了瓦斯涌出量预测。根据生产要求，选定回采工作面作为统计单元。为保证统计条件的一致性，对已采工作面进行了筛选。一是考虑到瓦斯风化带内无明显的瓦斯涌出规律，剔除了瓦斯风化带内的工作面；二是剔除了跳采布置中“孤岛”工作面，因为这种工作面的瓦斯涌出量比由浅而深正常布置的工作面明显降低。剔除之后，余下的 17 个工作面作为已知统计单元。

根据瓦斯地质分析得出的规律并经过统计检验，选择了煤层底板标高、顶板砂岩比、煤层厚度、地质构造等 4 个与瓦斯涌出有密切关系的因素作为自变量，建立了如下瓦斯地质数学模型：

$$\hat{y} = -7.4577\times10^{-2}x(1) + 4.4795d(1,1) + 6.7549d(1,2) + 7.2814d(1,3)$$
$$+ 0.7787d(2,2) + 3.7223d(2,3) - 9.4133d(3,2) - 12.7371d(3,3)$$

式中 $\hat{y}$ ——相对瓦斯涌出量预测值，m^3/t；

$x(1)$ ——煤层底板标高，m（定量变量）；

$d(1,1)$ ——砂岩比项目之<0.2 类目；

$d(1,2)$ ——砂岩比项目之 0.2~0.4 类目；

$d(1,3)$ ——砂岩比项目之>0.4 类目；

$d(2,2)$ ——煤层厚度项目之 3~5m 类目；

$d(2,3)$——煤层厚度项目之>5m 类目；

$d(3,2)$——地质构造项目之地垒类目；

$d(3,3)$——地质构造项目之地堑类目。

预测方程的 F 统计量为 114.28，在 0.01 水平下显著；计算了因变量对每个自变量的偏相关系数，其 t 统计量均在 0.01 水平下显著，说明所建立的数学模型有实际意义。

利用所建立的数学模型，对深部 28 个设计工作面进行了瓦斯涌出量预测，预测结果从略。预测工作完成后，预测区 25031、24061 二个工作面已先后回采完毕，利用其实测的瓦斯涌出量值对预测结果进行了实践性检验。检验结果，二个工作面的平均预测误差为 13.75%，说明预测精度较高。

（五）瓦斯地质数学模型软件的开发

用瓦斯地质数学模型法进行瓦斯涌出量预测时，需要进行大量的计算工作，一般要求用计算机完成数学建模和未采区预测工作。编制高速、高效、准确、灵活、用户界面友善的瓦斯地质数学模型软件，是瓦斯地质研究向定量化发展的需要。



图 10-7 瓦斯地质数学模型软件主对话框

瓦斯地质数学模型软件采用 VC++6.0 语言作为开发工具。其主对话框（图 10-7）由两个组合框和 6 个按钮组成。6 个按钮的主要功能分别介绍如下：

提示按钮：帮助说明将要输入的已知样品数据文件格式。

输入或修改数据文件按钮：按下此按钮进入记事本编辑状态，可以输入、修改、增加和删除已知样品的原始数据。

运行数据文件按钮：按下此按钮进入一个选择对话框，可以选择将要运行的数据文件。

详细资料按钮：按下此按钮将显示运行的详细结果，其中包括：已知样品的原始数据、预测方程及其显著性、已知样品的预测结果及其偏差、变量间的相关矩阵、F 统计量、复相关系数、剩余标准差、各变量的偏相关系数、各变量的 t 统计量。

预测未知单元按钮：按下此按钮将进入预测对话框（图 10-8）。在预测对话框里可以对未知样品的因变量进行预测。此对话框包括 5 个按钮，分别为：提示按钮、输入或修改数据文件按钮、运行数据文件按钮、预测结果按钮和退出按钮，它们分别表示帮助信息、输入或修改待测样品的数据、运行待测样品的数据文件、输出预测结果和退出该预测对话框。

退出按钮：按下此按钮，退出此软件系统。



图 10-9　预测对话框

第十一章　煤与瓦斯突出预测

本章重点及难点：

1．区域预测（单项指标法、综合指标法、瓦斯地质统计法）

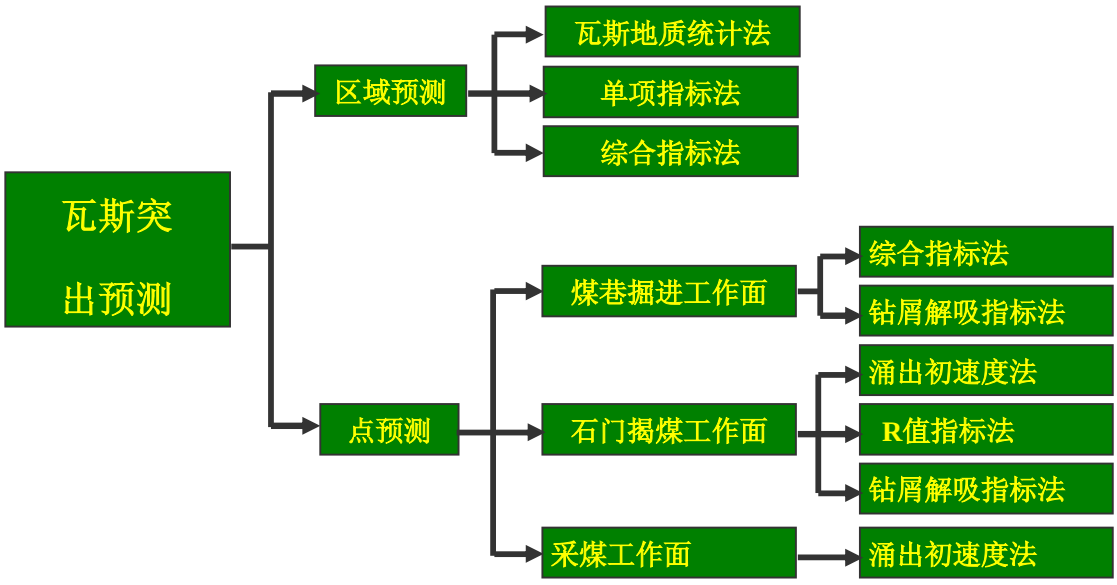
2．点预测（钻屑指标法、钻孔瓦斯涌出初速度法）

11.1　突出预测分类

突出预测可分为区域突出危险性预测（简称区域预测）和工作面突出危险性预测（简称工作面预测）两类。

区域预测又称长期预测，其任务是确定矿井、煤层和煤层区域的突出危险性。区域预测应在地质勘探、新井建设、新水平和新采区开拓或准备时进行。

工作面预测又称日常预测或点预报，包括石门和竖、斜井揭煤工作面、煤巷掘进工作面和采煤工作面的突出危险性预测。其任务是预测工作面附近煤体的突出危险性，即该工作面继续向前推进时有无突出的危险。



11.2　区域突出危险性预测

1. 临界指标法

预测煤层突出危险性的指标可采用煤的破坏类型、瓦斯放散初速度（Δp）、煤的坚固性系数（f）和煤层瓦斯压力（p）。根据《防突细则》，各指标判断突出危险的临界值，应根据矿井的实测资料确定。无实测数据时，可参考表 11-1 所列数据预测煤层的突出危险性，只有全部指标达到或超过其临界值时方可划为突出煤层。

表 11-1　预测煤层突出危险性单项指标临界值

煤层突出危险性	煤的破坏类型	瓦斯放散初速度 Δp	煤的坚固性系数 f	煤层瓦斯压力 p MPa
突出危险	Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ	10	0.5	0.74

2. 综合指标法

采用综合指标法对煤层进行区域预测，可按下列两个综合指标来判断：

$$D=(0.0075H/f-3)(p-0.74)$$

$$K=\Delta p/f$$

式中　D——煤层的突出危险性综合指标；

K——煤层的突出危险性综合指标；

H——开采深度，m；

p——煤层瓦斯压力，取 2 个测压钻孔实测瓦斯压力的最大值，MPa；

Δp——软分层煤的瓦斯放散初速度指标；

f——软分层煤的平均坚固性系数。

综合指标 D、K 的突出临界指标应根据本矿区实测数据确定。无实测资料时，可参照表 11-2 所列的临界值确定区域突出危险性。

表 11-2　用综合指标 D 和 K 预测煤层区域突出危险性的临界值

煤层突出危险性综合指标 D	煤层突出危险性综合指标 K	
	无烟煤	其它煤种
0.25	20	15

如果测压孔所取得的煤样粒度达不到测定 f 值所要求的粒度（20～30mm），可采取粒度为 1 ～ 3 mm 的煤样进行测定（$f_{1\sim3}$），并按下式换算成 f 值：

当 $f_{1\sim3}>0.25$ 时：$f=1.57f_{1\sim3}-0.14$

当 $f_{1\sim3}\leqslant0.25$ 时：$f=f_{1\sim3}$

附：D 值的来源

设　d—地层的平均容重，2500kg/m^3；

H—煤层的埋藏深度，m。

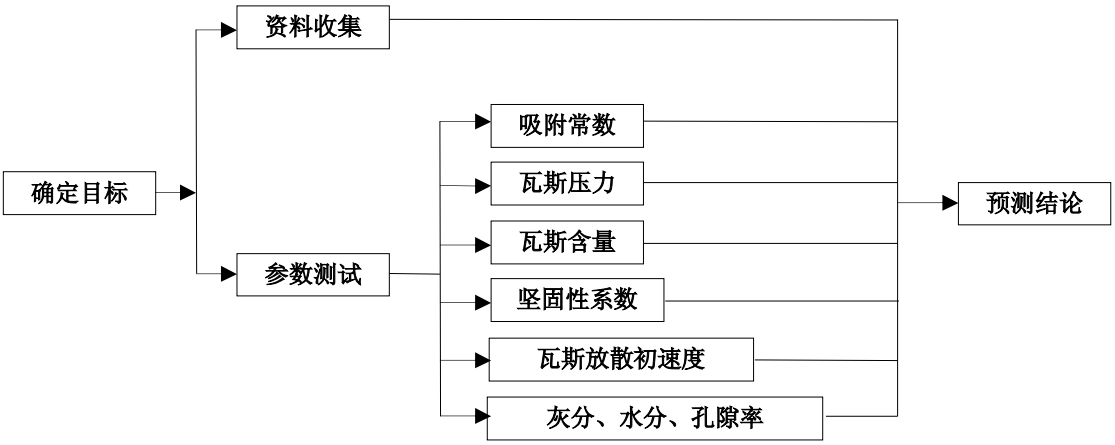
于是，上覆岩层的重力为 dH（kg/m^2）。

设巷道周围的应力集中系数为 3，得到煤层所受应力为 3dH/10000=0.75H（kg/cm^2）。

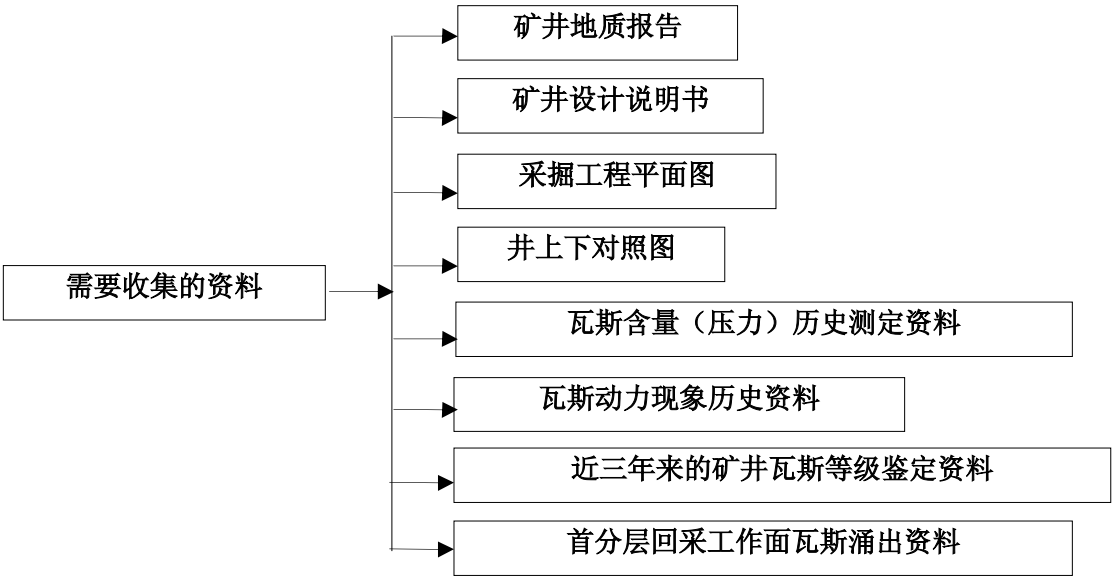
由于煤的单轴抗压强度近似为 100f（kg/cm^2），则可用比值 0.75H/100f=0.0075H/f 来反映突出危险程度。

根据统计规律，0.0075H/f＞3 且瓦斯压力 p＞7.5kg/ cm^2（0.74MPa）时，煤层具有突出危险性，于是得到综合指标 D 的计算公式。

11.3 瓦斯突出区域预测工作方法



需要收集的资料：



11.4 瓦斯地质预测法

采用瓦斯地质预测法进行区域突出危险性预测，其实质是查明已开采区突出点分布与地质条件的内在联系，进行瓦斯区划和地质区划，确定控制突出分布的主导地质因素，划分不同级别的瓦斯地质单元，根据已知规律预测未采掘区域突出的可能性和危险程度。

（1）研究区内构造规律，进行应力场分析。地应力是引发突出的主要因素之一。在突出煤层中，当其它条件不变时，高应力区具有更大的突出危险性。因此，应根据应力分布特点圈出应力集中区。如有地应力实测资料，应把最大主应力等应力线及其方向绘在预测图上。

（2）分析各种构造形迹与突出的关系，重点是构造破坏带和某些特殊的构造部位。如压扭性逆断层带、紧密褶皱发育地带、封闭性断层之间的地堑式块段、构造交会区、褶曲转折端、断层尖灭处、小断层密集带、煤岩层产状急剧变化处等。突出点分布与断层展布有密切关系时，应确定该类断层的影响距离。

（3）研究煤层厚度变化，分析煤厚变化的原因，确定变化带的位置（如煤层分合区界线、构造增厚或变薄带、冲刷带、陷落柱边界等）。在煤厚变化大的突出矿井，突出常常集中发生在厚煤带和煤厚变化带。这些地带易产生应力集中、瓦斯富集，煤的破坏程度增高，因而有较大的突出危险性。如湖南红卫煤矿，85％的突出发生在煤包处，其中 9 次特大型突出全部集中在煤包的最厚区段（图 2-6）。

（4）查明煤体结构特征及其分布规律。五类划分法中的Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ类煤（四类划分法中的Ⅳ、Ⅴ类煤），破坏程度高，手试强度低，用不大的力量可捻搓成碎粒或煤粉，故这种煤习惯上称为软煤。突出煤层一般都有软煤分层存在，且软分层大于一定厚度时才有突出危险。软分层厚度越大，突出危险性也越大。在突出预测中，应查明软煤的分布规律和分布范围。如果软煤分层厚度变化较大，应绘制其厚度等值线。此外，还应测定与突出有关的瓦斯地质参数，如 Δp 值、f 值、揉皱系数等，分析其变化规律，为突出预测提供依据。

（5）测定、分析煤层的瓦斯压力和瓦斯含量，绘制瓦斯含量等值线和瓦斯压力等值线，并标明煤层瓦斯压力为 0.74MPa 的等值线。

（6）研究水文地质情况，分析地下水、瓦斯、地质构造之间的关系，判明地下水活动对突出煤层的影响。

（7）分析顶、底板岩层对突出的影响。在有些突出矿井，当煤层附近有坚硬且厚度大的顶板或底板时，突出危险性增加。其原因可能是这些坚硬岩层能够储存由构造应力引起的弹性变形能，此能量的突然释放可引发突出。必要时，可测定顶、底板岩石的物理力学参数，按顶、底板岩性进行分区，以便了解它对瓦斯突出是否有促进作用。

（8）编制煤与瓦斯突出预测图。利用煤层底板等高线图作底图，将已发生的突出点展绘在图上，并标注突出时间、突出类型、突出煤量等。对上述影响突出的各种瓦斯地质因素进行综合分析，筛选控制突出分布的主要因素，填绘有关的实际资料点，勾绘各种必要的等值线。在此基础上，进行瓦斯地质区划，并根据突出危险的严重程度，将预测区划分为突出危险区、突出威胁区和无突出危险区三类区域。

1. 用瓦斯地质方法进行突出预测实例

地质构造是影响煤与瓦斯突出的重要因素。前苏联学者为了研究褶皱构造对突出的影响程度，提出了褶皱变形系数的概念。

（1）剖面变形系数

剖面变形系数（图 11-1）是在地质剖面图上测算的，其表达式为：

$$K = (L - L_0)/L_0$$

式中　K——剖面变形系数；

L——剖面上某一层面两端点间的实际长度，m；

L_0——该层面两端点间的水平投影长度，m。

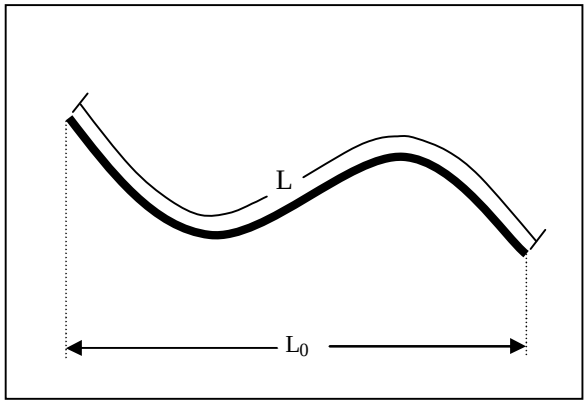


图 11-1　变形系数 K 量测方法示意图

由上式可以看出，K≥0，K 值越大，反映测量区段内煤（岩）层的褶皱变形越强烈。

（2）平面变形系数

前苏联学者扎比盖洛在研究顿巴斯煤层突出的地质条件时，提出了反映褶皱构造复杂性的指标 K_{TC}，即平面变形系数。这一指标是利用煤层构造平面图确定的。K_{TC} 值的计算由下面的关系式确定：

$$K_{TC} = hv/(L_{平均}S)$$

式中　K_{TC}——褶皱构造

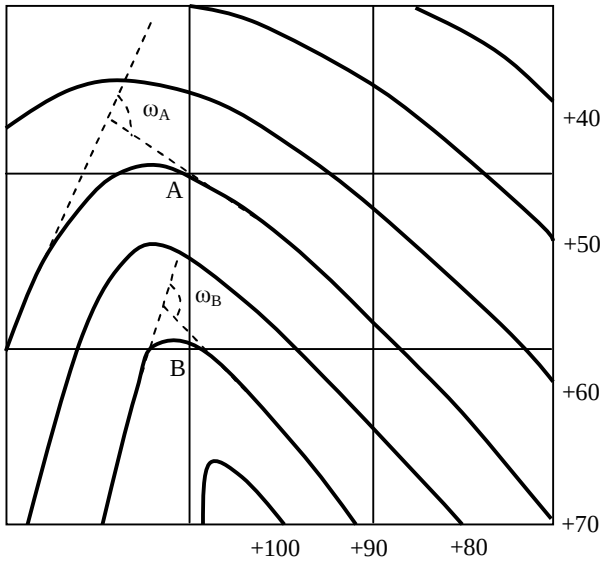


图 11-2 K_{TC} 值计算方法示意图

复杂性指标，即平面变形系数；

h——相邻等高线的标高差，m；

$L_{平均}$——计算单元内等高线间的平均距离，m；

ω——靠近单元中心的等高线转变的角度，弧度；

S——计算单元的面积，m^2。

式中各参数的取值是在煤层局部构造图上进行的。以钻孔所揭露的煤层板标高点为基础，进行多项式趋势面分析（通常采用二维一次、二或三次趋势面），进而可绘制这种偏差等值线图。所谓局部构造平面图就是这种偏差等值线图。

局部构造图上计算单元的确定，是先把图幅分成面积相等的正方形网格（在顿巴斯，网格边长取 625m，大致为钻孔的平均间距），每个网格点处 K_{TC} 值作为一个计算单元进行的。

K_{TC} 值的计算方法见（图 11-2）。K_{TC} 在平面上的变化特征可用 K_{TC} 等值线图的形式来表示。

（3）关于变形系数的讨论

剖面变形数可以反映某一剖面上煤（岩）层的变形程度，但不能很好地反映研究区内煤（岩）层在三维空间上的变形特征。虽然不同剖面上的变形系数可以显示横向上褶皱复杂程度的变化，但对总体变形程度的反映是较粗略的。因此，我们重点讨论平面变形系数的有关问题。

扎比盖洛提出的平面变形系数是在煤层局部构造图上测算的，这种局部构造图就是根据钻孔揭露的煤层底板高程所绘制的趋势面偏差图。对于同一组底板高程数据，采用不同次数的多项式计算出的趋势面形态可以相差很大，相应的偏差图也有很大差别。因此，对一个井田采用偏差图计算平面变形系数没有唯一性。在矿井范围内，煤层底板等高线图所反映的褶皱形态是比较准确的。因此，我们改用煤层底板等高线图计算煤层的平面变形系数。

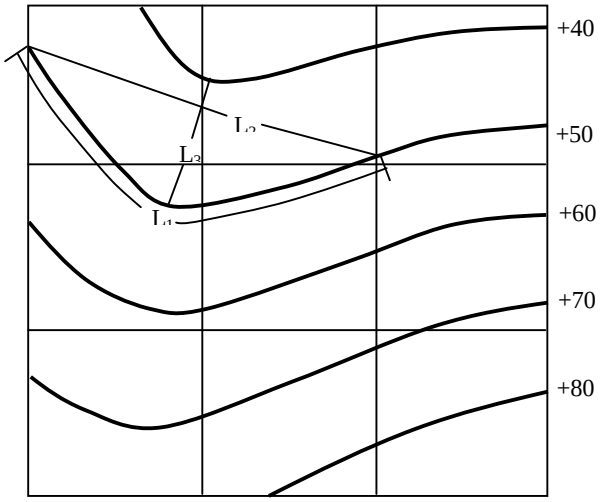


图 11-3 K_p 值计算方法示意图

平面变形系数 K_{TC} 从两个方面反映褶皱的变形程度，式中 h/L 平均为褶皱面的斜率，反映了褶

皱面的倾斜程度；ω为计算单元内等高线走向变化的角度，反映了褶皱面上曲率的大小。从变形角度分析，K_{TC}计算公式中，褶皱面的斜率h/L平均和等高线转变的角度ω所占的比重应大体相等。但我们多次测算，ω改变量引起的K_{TC}值变化比斜率$h/L_{平均}$引起的K_{TC}变化要大得多。因此，我们改用等高线的弯曲度（L_1／L_2）代替ω来反映褶皱面在平面上的弯曲程度，将平面变形系数的计算修改为如下公式：

$$K_p = hL_1/(L_2L_3)$$

式中　K_p——平面变形系数；

h——相邻等高线的标高差，m；

L_1——靠近计算单元中心的等高线在单元内的实际长度，m；

L_2——靠近计算单元中心的等高线在单元内的割线长度，m；

L_3——计算单元中心处两条等高线间的平距，m。

公式中各参数的取值方法见图11-3。

（4）应用实例1

我们对鱼田堡煤矿6号煤层进行了K_p值的计算和分析。鱼田堡煤矿井田范围内褶皱构造较发育，东翼发育有鸦雀岩扭转带，西翼发育有鱼塘角扭折带，井田内中型断裂构造影响较大者主要是位于井田中部的F_1构造带。6号煤层突出严重，突出分布与构造复杂程度表现出明显的一致性，已发生的167次突出都集中在井田内三个构造破坏带，而在三个破坏带之间的相对稳定地带，已采范围除极个别点外尚未发生突出。

采用“滑动窗口法”计算了每一个网格（200m×200m）交点上的K_p值，采用0.25的间距，勾绘了6号煤层K_p等值线。从K_p等值线和突出点分布情况来看，6号煤层突出危险性随K_p值增高而增大。除井田中部以断裂为主的F_1构造带需单独分析外，几乎所有突出点都落在K_p值大于1.0的范围内，1.0的等值线所圈定的范围可预测为突出危险区域（图11-4）。结果表明，变形系数K_p可作为突出危险分带以及深部突出危险性预测的主要定量指标。

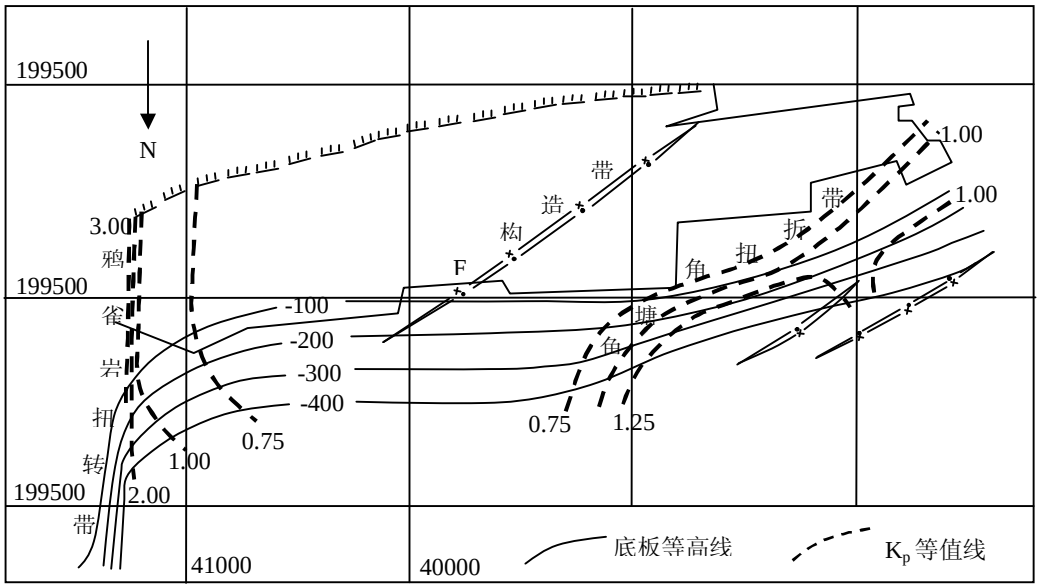


图 11-4　6 号煤层底板等高线及 K_p 等值线

11.5　点预测

1．煤巷掘进工作面预测----钻孔瓦斯涌出初速度法

（1）工作面的软分层中，靠近巷道两帮，各打一个平行于巷道掘进方向，直径 42mm，深 3.5m 的预测钻；

（2）用专用封孔器封孔，留 0.5m 长测量室；

（3）在成孔 2min 内测定完钻孔瓦斯涌出初速。

表 11－3　判断突出危险性的钻孔瓦斯涌出初速度临界值（q_m）

煤的挥发分 V_{daf}(%)	5～15	15～20	20～30	＞30
q_m（l/min）	5.0	4.5	4.0	4.5

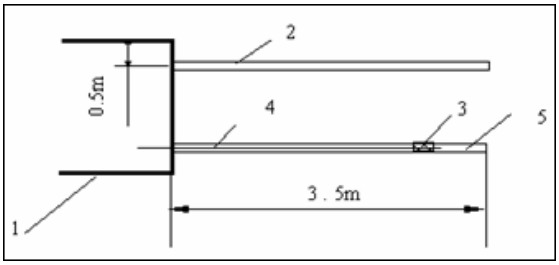


图 11-5 钻孔瓦斯涌出初速度法钻孔布置图

2．煤巷掘进工作面预测----钻屑解吸指标法

（1)在煤巷掘进工作面软分层中打 2 个直径 42mm、深 8～10m 的预测钻孔，如 11－6 图示；

（2）钻孔每打 1m，测定一次钻屑量，每隔 2m 测定一次钻屑解吸指标；根据每个钻孔的最大钻屑量 S_{max} 和最大钻屑解吸指标△h_2 或 K_1 预测工作面的突出危险性。

表 11－4　钻屑解吸指标预测工作面突出危险临界值

△h_2（Pa）	最大钻屑量		K_1	危险性
	Kg/m	L/m	ml/(gmin$^{1/2}$)	
≥200	≥6	≥5.4	≥0.5	突出危险工作面
＜200	＜6	＜5.4	＜0.5	无突出危险工作面

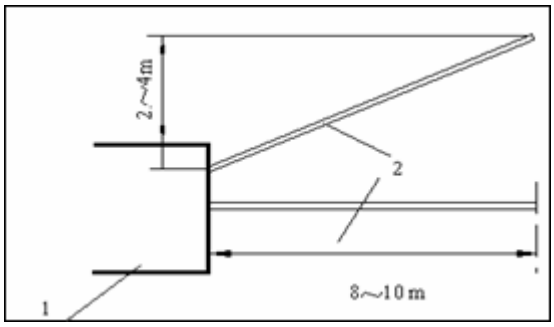


图 11-6 钻屑解吸指标法钻孔布置

△h_2 测定方法：

（1）把 10g 筛分好的 1-3mm 的煤样装入解析仪的煤样瓶中。

（2）把秒表计时 3min 转通连接阀，使煤样瓶与测量系统接通与大气隔绝，5min 时解析仪的时数即为△h_2，单位 pa。

钻屑量 S 测定方法：

用Φ42mm 的煤电钻在工作面煤体中打钻，每钻进 1m 收集全部钻屑，用弹簧称称重测定钻屑量 S。

钻屑解吸特征 K_1 测定方法：

钻进时每钻 2 米，收集其排粉量，称重或测量体积。当钻孔深度超过 2 米时，每隔 2 米，取钻粉测量其瓦斯解析特征。取样时记录取样的钻孔编号、孔深、及取样时间，试样经筛分，取粒径 1—3 毫米的煤样 6—10 克，放入 CHJ 解析仪中，待取样后 2 分钟开始启动解析仪，并每隔一分钟读一次水柱高度，共读 10 次，经校正得出解析量值，并用下列公式，使用最小二乘法得出解析特征 K_1 值。

$$Q = K_1\sqrt{T} - W_L \qquad T = t_1 + t_2 + 0.1L$$

式中

Q—每克煤粉在时间 T 内测出的解析瓦斯总量，ml/g

W_L—测定前煤样已解析出的瓦斯总量，ml/g；

K_1—解析特征系数，其值相当于煤样自煤壁暴露后，第一分钟内的瓦斯解析总量；

T—自煤体脱落后算起，煤粉的暴露时间，min；

t_1—取样到启动解析仪的时间，min；一般采用 2 分或者 3 分；

t_2—做试验时的时间，min；

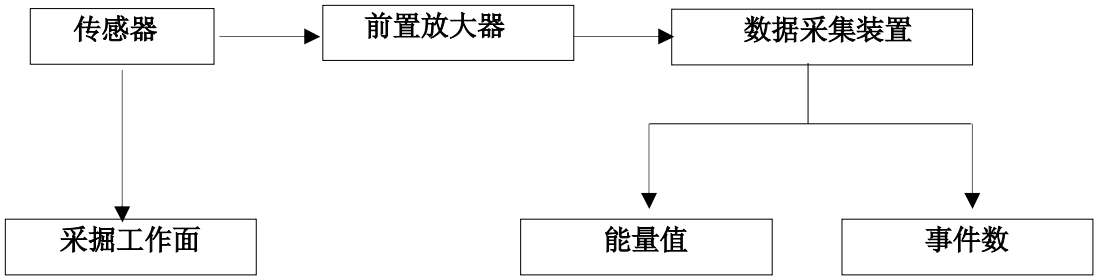
t_3—煤粉自煤体脱落至钻孔口的时间，其中 L 是取样时钻孔的长度，t_3=0.1L。

3．采煤工作面预测

原则上可采用所有应用于煤巷掘进工作面突出预测方法。由于采煤工作面长，预测工作量大，一般采用钻孔瓦斯涌出初速度法预测突出危险性。

11.6 瓦斯突出预测新技术

（1）**微震预测突出技术**



美国技术：

- 发生突出时，会产生异常微震；
- 微震通常发生在煤体破坏前 5－45 分钟；
- 采掘工作面布置地音探头；
- 低频（10－10kHz)预测地点，高频（40－10kHz)预测突出时间；
- 预报时间为 20－25 分钟。

11.7 地温预测技术

前苏联技术，中国也有应用。

预测原理：瓦斯解吸要吸热，煤体温度会降低。

预测指标：

回采工作面：

$\triangle t_{3\text{-}1} \leqslant 3℃$，无突出危险；

$\triangle t_{3\text{-}1} > 3℃$，有突出危险。

掘进工作面：

$\triangle t_{2\text{-}1} \leqslant 2℃$，无突出危险；

$\triangle t_{2\text{-}1} = 2－2.5℃$，突出威胁；

$\triangle t_{2\text{-}1} > 2.5℃$，突出危险。

11.8 煤体固化防突技术

原理：封堵瓦斯，阻止吸附瓦斯游离化，降低瓦斯潜能；提高煤体强度。

材料：脲醛胶

效果：煤体强度提高 2－3 倍，石门揭煤时间缩短至 8－10 天。

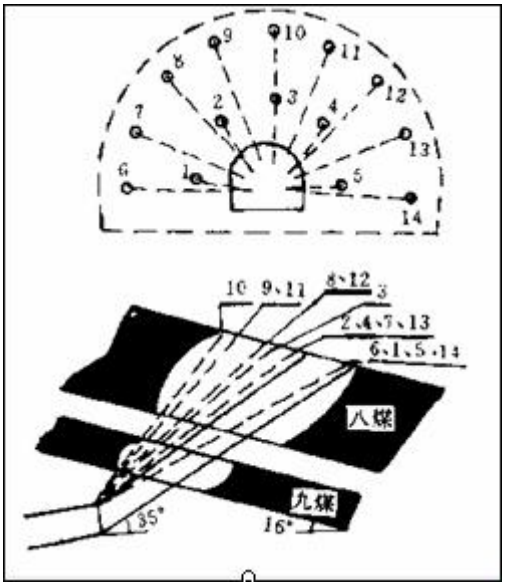


图 11-7 煤体固化

11.9 电磁辐射技术

电磁辐射与煤的应力状态及瓦斯状态有关，应力高、瓦斯压力大时电磁辐射信号就强,电磁辐射频率就高，应力和瓦斯压力越高,则突出危险越大。

电磁辐射强度和脉冲数反映了煤体前方应力的集中程度和瓦斯压力的大小，可用预测煤与瓦斯突出。

11.10 瓦斯含量预测法

以含量为基础进行预测，采取新式瓦斯含量测定方。

第十二章　　煤与瓦斯突出防治

本章重点及难点：

1．解放层与被解放层

2．有效层间距

3．水力冲孔

4．水力冲刷和水力挤出

5．超前钻孔排放

6．深孔松动爆破

12.1　防突原则

（1）影响因素

- 动力：地应力、瓦斯
- 对象：煤体
- 诱导因素：开采工艺

（2）防突效果

- 降低应力集中后移
- 降低瓦斯梯度
- 增加煤体强度和稳定性
- 改变煤体力学性质
- 改变采掘工艺条件

上述前两项原则，目的是减小发生突出的能源，是目前国内外大多数防突措施的主要依据。如开采保护层、预抽瓦斯、超前钻孔、水力冲孔、松动爆破等，都是建立在卸压和排放瓦斯原则上的防突措施。根据上述第三项原则（即增大发生突出的阻力）制定的防突措施有：超前支架、金属骨架、注浆加固煤体等。实践表明，通过增大煤体稳定性的办法来防治小型突出，特别是倾出类型的突出是有效的，但对大型突出起不到防止突出的目的。

12.2　目前瓦斯防治现状

防突措施分类

防突措施一般分为两类：区域性防突措施和局部防突措施。

（1）区域性防突措施

区域性防突措施的作用在于使煤层一定区域（如一个采区）消除突出危险性。该类措施有开采保护层、预抽煤层瓦斯和煤层注水等。区域性防突措施的优点是在突出煤层采掘工作开始前，预先采取防突措施，措施施工与采掘作业互不干扰，且其防突效果优于局部防突措施，故在采取防突措施时，应优先选用区域性防突措施。

（2）**局部防突措施**

局部防突措施的作用在于使工作面前方小范围煤体丧失突出危险性。该类措施有超前钻孔、水力冲孔、松动爆破、金属骨架等。

根据应用局部措施的巷道类别，可将局部措施分为石门和其它岩石井巷揭煤防突措施、煤巷掘进工作面防突措施和采煤工作面防突措施等。

局部防突措施的缺点是，措施施工与采掘工艺相互干扰，且防突效果受地质条件和开采条件变化的影响较大。因此，仅在没有条件采用区域防突措施时，才采用局部防突措施。

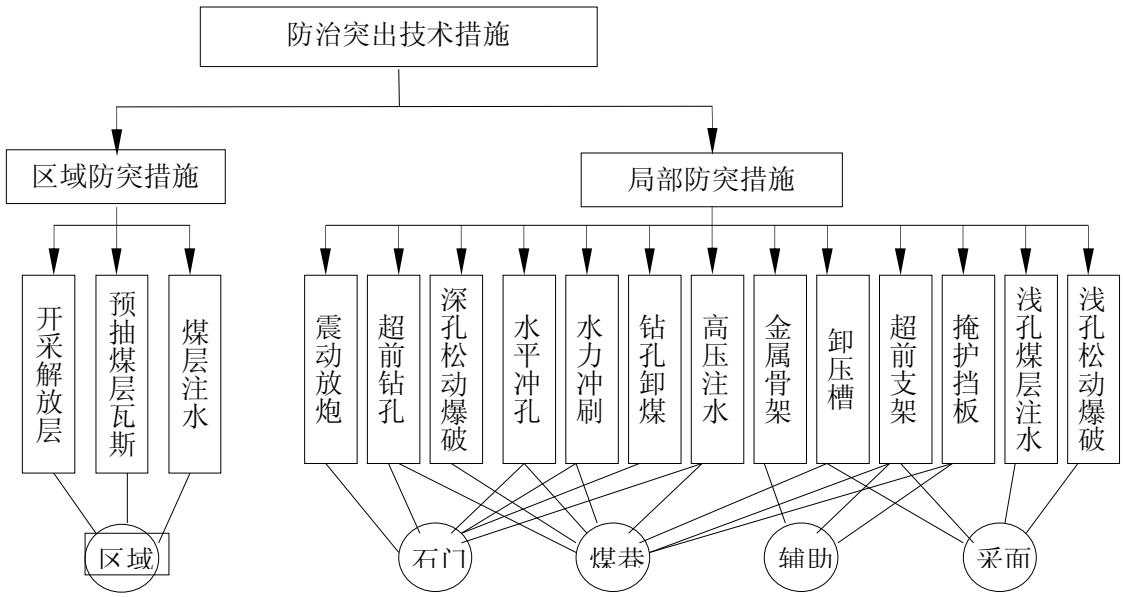


图 12-1　防突措施分类

图 12-1 为防突措施分类系统图。图中包括了国内外矿井中应用的主要防突措施；局部防突措施中以粗黑线标出的是当前我国所采用的主要措施。高压注水（包括水力湿润、压出和疏松等）除在鸡西、阳泉局一些矿井的采煤工作面作为防突措施应用外，在其它矿区仅进行过为数不多的科研考查试验，而这类措施是当前苏联各突出矿井所用的主要局部防突措施。卸压槽（缝）在苏联少数矿井应用，我国尚处于试验阶段。

12.3　预抽煤层瓦斯

（1）沿层布置钻孔

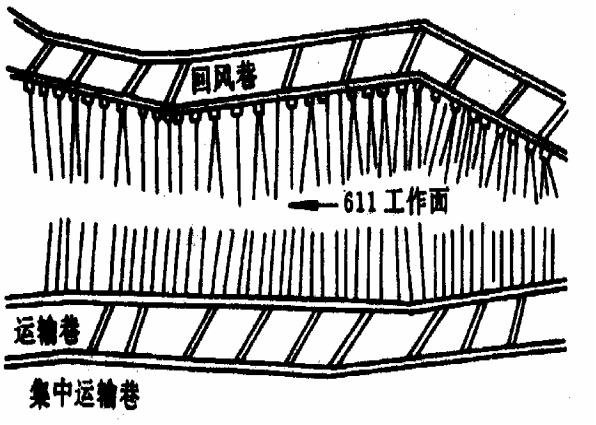


图 12－2　沿层钻孔布置方式

（2）沿层交叉钻孔布置

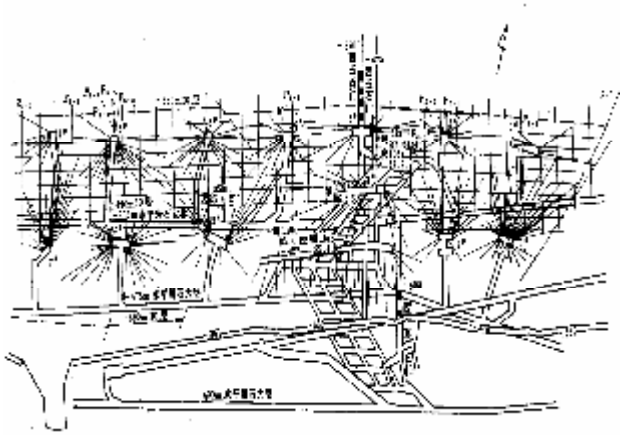


图 12－3　沿层交叉钻孔布置方式

（3）穿层钻孔布置方式

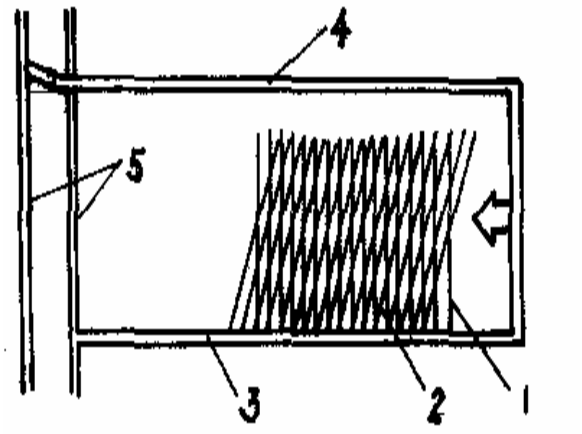


图 12－4　穿层钻孔布置方式

试验证明，在不增加钻孔工程量的条件下，交叉钻孔较单一平行钻孔的抽放量提高 2.53 倍：再利用回采面卸压带可提高抽放量 0.46—1.02 倍。

预裂爆破爆破区域煤层透气性系数提高 3.45 倍，抽放瓦斯量提高 1，46 倍，缩短预抽期一半。该技术为松动爆破在全国推广创造了条件。

12.4 解放层开采

解放层与被解放层：在煤层群中首先开采的煤层(非突出煤层)该煤层开采能够使具有突出危险的煤层丧失或降低突出危险。

有效层间距：一定地质和开采条件下，随间距加大，解放层解放作用越来越小，达到某一临界值时，解放作用消失，临界值称有效层间距。

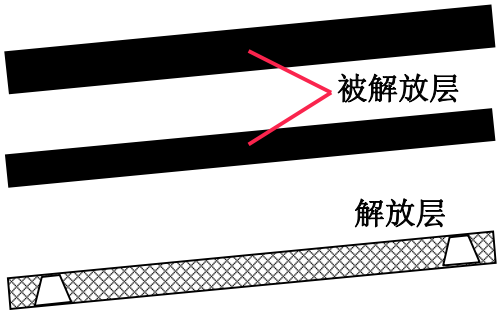


图12-5 下解放层开采

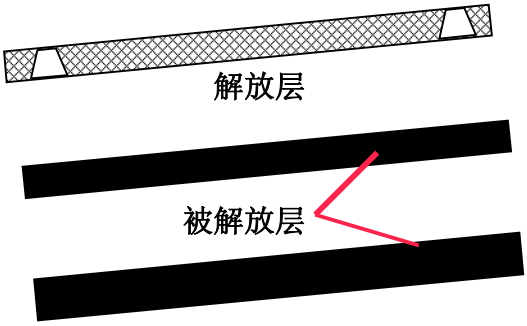


图15-6 上解放层开采

12.4.1 解放层解放范围确定

保护层保护范围：

煤层	解放层(有效层间距)	下解放层(有效层间距)
缓倾斜煤层	<50m	<100m
急倾斜煤层>45°	<60m	<80m

（1）解放层沿走向合理超前距离 l

当 h>10m,l=2h;

当 h<10m,l=2h 且 l>40m;

式中

h—有效层间距，m;

l—沿走向超前距离,m。

七十年代前苏联的研究认为：以被保护层变形值等于最大

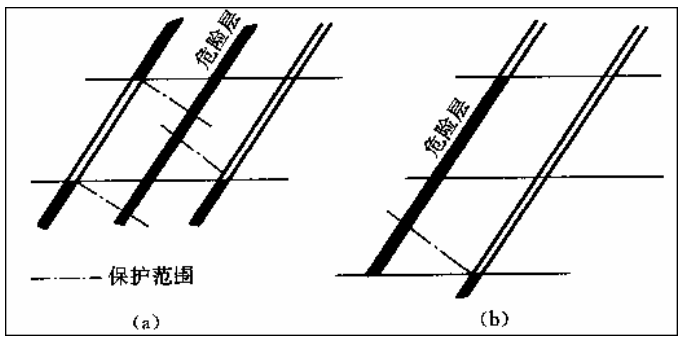


图 12-7 解放层超前距离

膨胀变形值 80%为标准，则上保护层超前于被保护层不应小于 1 倍层间距，下保护层超前于被保护层不应小于 0.6 倍层间距。我国部分矿井的试验也证实了上述的结论。考虑到瓦斯排放和抽放，使被保护层不仅能充分卸压，并能充分排放或抽放瓦斯，认为保护层超前被保护层的距离不应小于 2 倍层间距，并不得小于 40m，实践证明，按照这一原则布置，对防治煤与瓦斯突出和治理瓦斯是有效的。

（2）保护层沿走向的卸压保护角

在保护层工作面的始采线与停采线处，由于地压的传递作用,使得被保护层的有效保护范围应小于保护层的开采范围，被保护层的始采线与停采线应以保护层始采线和停采线内退一定距离，该距离与层间垂距有关，根据试验表明

对上保护层为 0.55～0.67 倍层间垂距为宜，也即保护卸压角为 56°～61°为宜，具体数据应实际考察。但被保护层进入到距保护层始采线与停采线 40m 以内时，保护层开采应超前 3 个月以上。

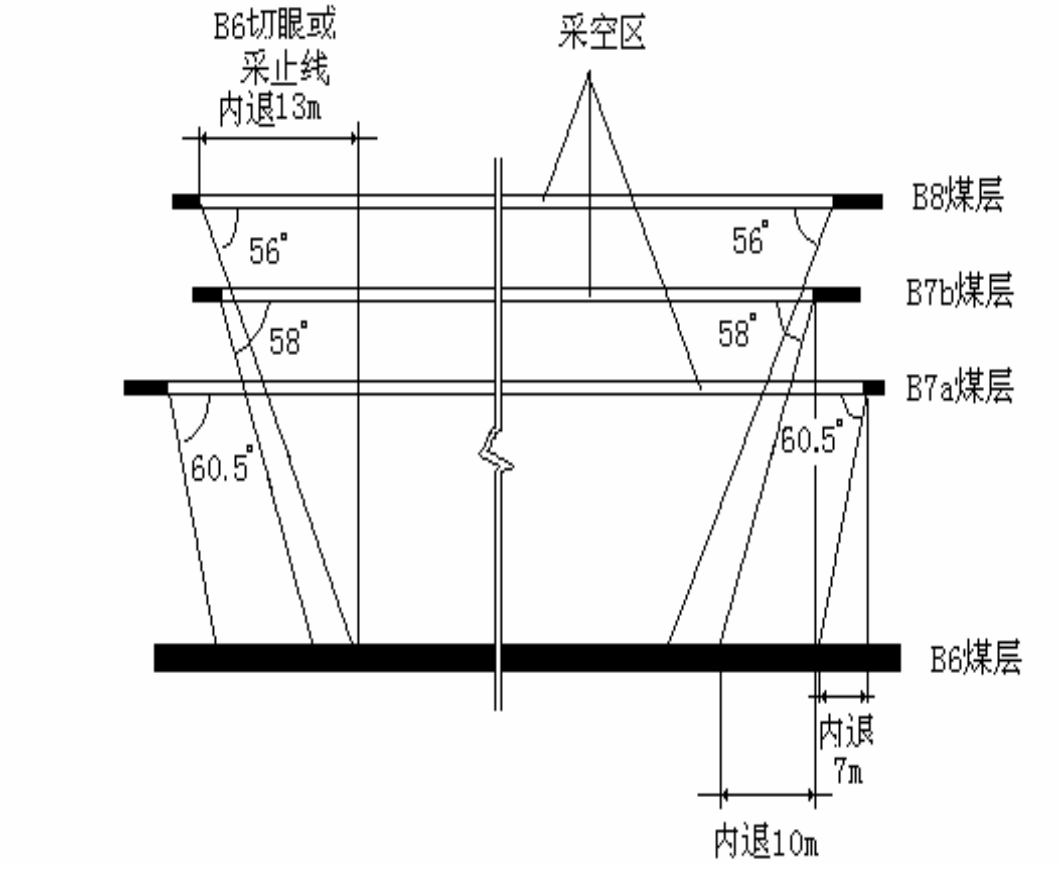


图 12－8　走向卸压保护角图

（3）保护层沿倾向的卸压保护角

沿倾斜方向保护范围可按卸压角划定。卸压角大小与煤层倾角，开采深度，

层间岩性等因素有关，各种条件下的卸压角最好通过实地考察确定，前苏联矿山测量科学研究所通过现场测定和实验室模拟资料分析得 δ_1=180°－(a +Q_O+10°)， δ_2= a +Q_0+10°，式中 δ_1、δ_2 分别为下保护层上山方向和下山方向卸压角， a 为煤层倾角，Q_0 为最大下沉角，可从地表移动观测得到，也可按《细则》表 17 数值确定，近水平的上保护层其沿倾斜方向的卸压角为 75°左右。

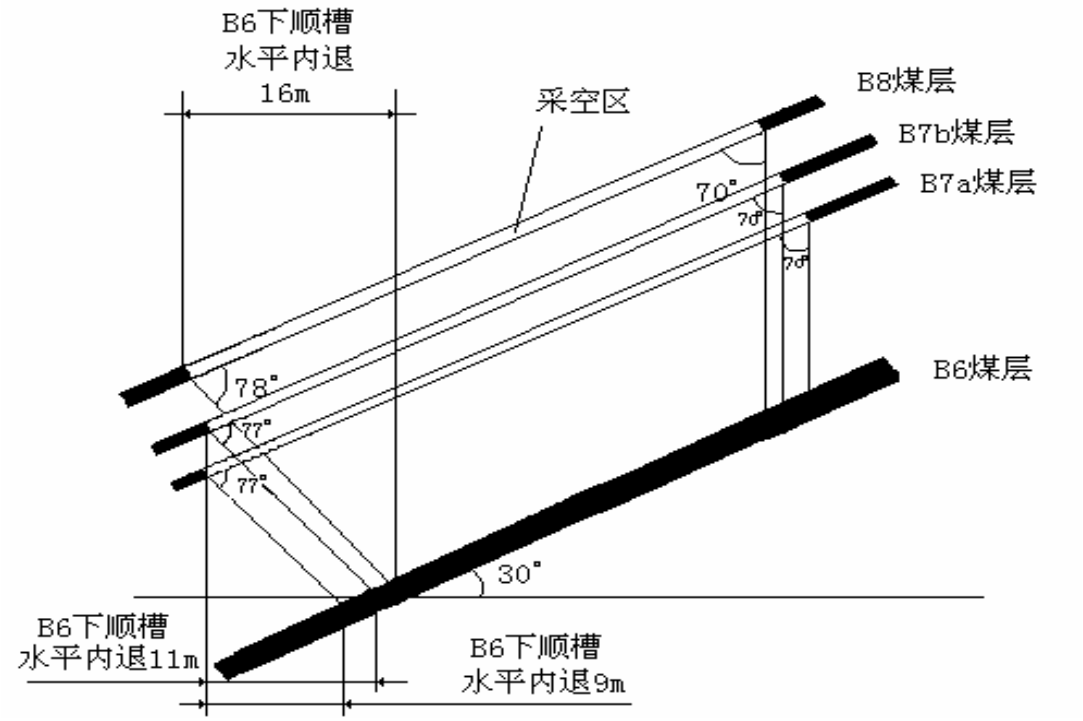


图 12－9　沿倾向卸压保护角图

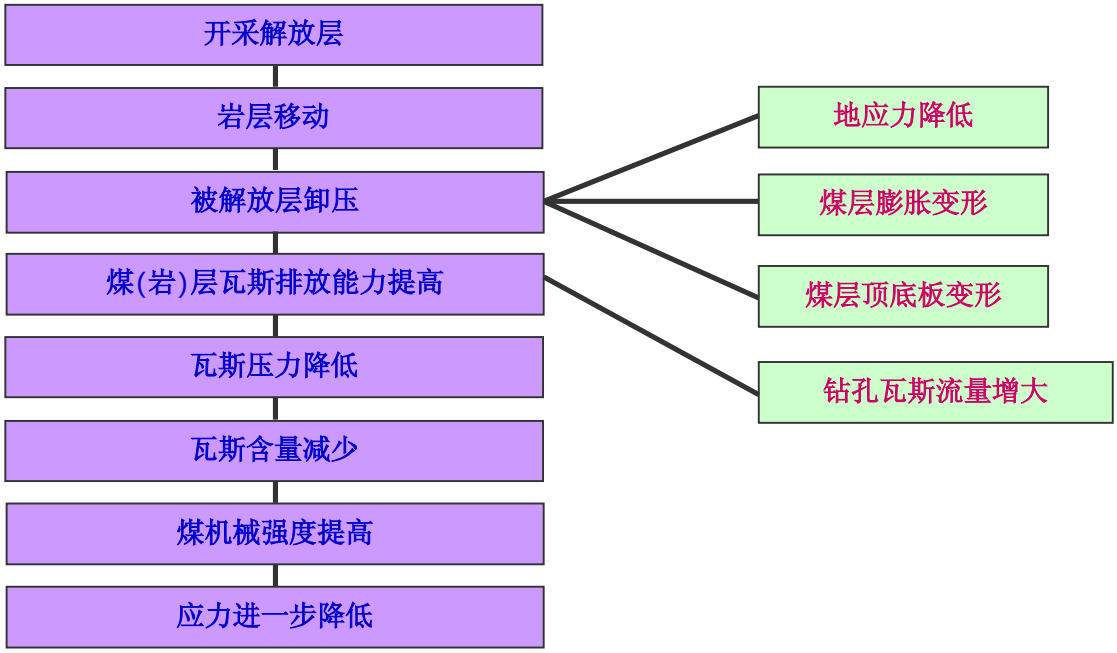
u　开采保护层需注意的问题：

a.开采保护层时，尽量不留煤柱或尽量留小煤柱（4-6m）。不得已留煤柱时须在采掘工程平面图上标记，以便划定保护范围。在煤柱影响带，突出危险性比原始状态更大；

b.被保护层采掘工作面尽量布置在保护范围内，减少其突出危险性；

c.对不同矿井、不同保护层和被保护层，保护层的保护参数及保护效果应进行实地考察，根据考察结果指导下一步采掘和防突设计。

12.4.2　解放层作用机理：



1、正常应力带

一般分布在回采工作面前方 50 米以远处。此带未受采动影响，承受正常的压力，不考虑构造应力时，其应力值等于 γH，瓦斯动力参数保持其原始数值，钻孔瓦斯涌出量一般按指数规律自然衰减。

2、集中应力带或支撑压力带

一般分布在回采工作面前方 50 米至后方 2 米处。最大支撑压力点（最大压缩变形点）的位置与层间距无关，一般位于工作面前方 2—30 米处，主要位于工作面前方 10 米范围内（图 3—6 和表 3—3），这与苏联的现场观测资料基本一致[5]。最大压缩变形值为 0.5—2 米。由于开采影响，岩层承受采动附加应力，根据南桐、北票的测定资料，在层间垂距小于 25 米时，应力集中系数 K=2—3。在集中应力的作用下，使煤体裂缝和孔隙封闭、收缩，透气性更低，使本来就不大的流量更趋减小，而在过了最大支撑压力点后，应力逐渐变小，瓦斯流量逐渐增大。

3、卸压带

尽管从解放层回采工作面后方 0—20 米，有时甚至从解放层回采工作面前方起，已开始出现牌子压过程，但是，只从开始急剧卸压的那点起才算作卸压带的初始点，通常位于工作面后方 5—20 米处（为层间垂距的 0.25—0.8 倍），最大卸压点（最大膨胀变形点）位于工作面后方 20—130 米处。过了最大卸压点后，卸压速度减缓，直到压力恢复带为止，仍保持着显著卸压状态。表 3—4 为不同层间垂距对卸压带的位置及最大膨胀变形值。

在此带内，由于压力已传递给此带以外的岩层承受，煤层承受的压力不断减少，即产生卸压作用，煤体产生变形，透气性增加。同时瓦斯加剧解吸，流量不断上升并达到最大什，瓦斯压力急剧下降。至此，被解放层受到“解放作用”而丧失突出能力，同时，由于此带中瓦斯涌出活跃，最适合于打钻孔抽放瓦斯。

4、应力恢复带

位于解放层回采工作而后方较远处。此时解放层采空区内冒落岩石逐渐被压实，处于此地带的煤层、岩层重新承受压力。但应力值已小于原始应力值，煤层仍保留一定的膨胀变形，且由于经过瓦斯自然排放或人工抽放，瓦斯量已处于衰竭状态，已无抽放价值。

12.4.3 影响解放作用的因素

（1）层间岩石物质

国外一些研究者[17, 18]根据某些观察资料及部分模拟试验结果，认为硬岩层对卸压起屏障作用。然而，我们在分析了他们所介绍的资料后，发现并不能得出上述看法。

在天府磨心坡等矿进行的远距离解放层解放效果考察表明，被解放层的卸压过程，从解放层回采工作面前方 17—20 米处开始，在工作面后方 20—40 米处（0.3—0.5 倍层间距）左右，膨胀变形速度加快，工作面后方 80—120 米处（1—1.5 倍层间距），达到最大膨胀变形值 ε_{emax}=3.1—5.8%，以后逐渐变小，但仍保持显著卸压状态，到工作面后方 300 米处，膨胀变形值 ε_{e}=2.4—4%。生产实践证实了其解放作用，磨心坡矿自 1974 年至今 ，在解放范围内进行采掘，从未发生过突出。

这说明在层间垂距 70—90 米的条件下，即使层间有厚 16—18 米的坚硬燧石灰岩（抗拉强度 3140 公斤/厘米 ^{2}），对卸压也不起屏障作用。

（2）解放作用的时间因素

时间因素对解放作用有二种影响；

一种是有利的，解放层停采后，岩层和煤层的移动与变形还在一定的时间内延续进行。因而，在一定的时间后，解放带可得到部分扩展。

另一种是不利的，开采解放层若干年后，应力逐渐恢复，一些研究者认为，解放作用会随时间的延长而消失。

我们认为，对于近距离或中距离解放层，被解放层卸压和排放瓦斯都比较充分，随时间延长，突出层的应力、瓦斯状态和煤的力学性质不可能恢复原状，

因而解放作用也不会随时间的延长而消失，国内外均不乏开采解放层后 6—12 年再采被解放层时不发生突出的实例。

对于远距离解放层，尽管层间垂距高达 80 米，解放层采过 2.5 年后被解放层仍保持一定的膨胀变形（ε_e=1—2%），根据曲线变化趋势推测，还可能在相当长的时间内维持其卸压状态。并且由于人工配合抽放瓦斯，看来煤层瓦斯动力参数和力学性质均不可能恢复到原有状态，应力由于瓦斯排放得到降低，也不能恢复原状。因此，开采远距离解放层配合人工抽放瓦斯时，其解放作用也是不可逆的过程，解放作用不会随时间延长而消失。

（3）相对层间距离

实践证明，解放作用与解放层厚度和层间距离有密切联系。因此，在讨论解放作用时，最好把解放层厚度与层间垂距结合起来考虑，引入相对层间距离的概念，即层间垂距与层厚（或采高）的比值，并有

$$R=h/m$$

显然，相对层间距越小，解放作用越充分，反之亦然。

12.4.4 扩大解放层使用范围的途径

1、用钻卸法开采极薄解放层

为了解决开采极薄解放层时存在的进度慢、工效低、成本高、劳动条件差等问题，提出了钻卸法的新工艺。

钻卸法的基本原理是：在近距离极薄上解放层的运输巷及中巷中，沿倾斜方向打平行的、间距不大的大直径钻孔，有意形成一些宽度不大的煤柱，由于钻孔间煤柱上的集中应力作用，以及突出层的瓦斯压力作用，在煤柱的层面方向（指向钻孔）产生拉应力，将煤柱破坏，形成一个连续卸压的空间，从而达到部分开采极薄解放层防止突出的目的。

实验证明，在钻卸孔直径 0.3 米，钻孔间距 0.8—1.1 米的条件下，可以保证煤柱破坏。

在用钻卸法开采时，对突出煤层的应力变形状态和瓦斯动力参数进行了综合考虑，这些参数的变化规律是：

（1）突出层从卸压孔后方 5 米处开始卸压，在卸压孔后方 25—30 米处达到最大膨胀变形值 ε_{emax}=1.14%；最大支撑压力点位于卸压孔前方 10 米之内，ε_{cmax}=0.7%。

（2）岩体声波速度由 5000 米/秒下降到 4100 米/秒，降低了 18%，声波速

度最小值位于卸压孔后方 15—30 米范围内。

（3）瓦斯压力由 19 公斤/厘米 ^{2} 迅速下降，在卸压孔后方 25 米处，仍保持在 6 公斤力/厘米 ^{2}。

（4）瓦斯流量迅速上升，最大瓦斯流量点位于卸压孔后方 15—20 米左右，最大值 0.04—0.07 米 ^{3}/分，增加 5—53 倍。

（5）在卸压孔后方 15—26 米处，煤体温度可下降 4℃。

这说明用钻卸法开采极薄解放层后，突出层得到了解放。采掘时不发生突出，验证了钻卸法开采极薄解放层防止突出是有效的。

把钻卸法和长壁法开采近距离上解放层的结果进行对比可以看出：

（1）各个参数的变化规律基本上是一致的，各个特征点到工作面的相对位置也大体相同。

（2）钻卸法的膨胀变形值较小（为长壁法的 1/5），瓦斯流量偏低（为长壁法的 1/9），残余瓦斯压力偏 高（6 公斤力/厘米 ^{2}），风巷瓦斯涌出量不大（为长壁法的 1/4—1/3）。

这说明用钻卸法开采极薄解放层可起到解放作用，但不象长壁法那样充分，其原因是当量采高很小，仅 0.064—0.09 米。

如上所述，开采上解放层时，不发生突出的相对层间距 R＜75，进行必要的换算后得

$$L / h=5.3$$

即钻孔间距与层间垂距成反比。取 L／=d=0.3 米，计算出极限层间距为 17 米，但在施工中不可能留煤柱，因此，采用钻卸法的层间垂距应小于 10 米为宜。

2、结合抽放瓦斯扩大解放作用

随着层间距离加大，突出层的卸压程度减弱，瓦斯自然排放条件变差，残余瓦斯压力增高，也可能在某一距离处，卸压程度非常之小，以致仅依靠应力降低不足以防止突出。此时配合抽放瓦斯，促使残余瓦斯压力迅速降低，减少了瓦斯的作用，由于瓦斯排放还可以使应力进一步降低，因此抽放瓦斯可以对卸压作用起到补充与深化作用，扩大解放作用。关于抽放瓦斯扩大解放作用影响的定量关系，有待今后研究。

12.5 防突水力化措施

（1）水作为润湿剂。如煤层高压注水，煤体湿润，改变瓦斯动力学和物理学性质。

（2）水作为动力在煤层中形成人工空腔、槽缝和裂隙，使煤体发生位移，改变煤体应力状态。如水力冲刷、割缝、压裂、挤出、等。

（3）水作为部分动力，激发突出潜能释放，水压不高。如水力冲孔。

（一）水力冲孔

1．防突机理

以岩柱以岩柱或煤柱作安全屏障，向有自喷能力的突出危险煤层打钻，同时送入一定压力的水，通过钻头的切割和水射流的打击，部分地破碎煤体，破坏煤岩内部应力和瓦斯平衡，激发潜能释放。钻孔中喷出的煤、水和瓦斯，经过一套包括套管、三通、射流泵和排输管道组成的装置，输送到远离工作地点400-500米以外的地方进行分离。

2．适用条件

（1）煤质较软或有软分层，f 值小于0.5的煤层；

（2）具有自喷能力，即打钻打入软层时就能喷孔。

3．设备及参数

钻机：矿用钻机的水泵，改进的YZ—2S型岩石电钻进行钻冲。

供水水压：30—40公斤力/厘米^2，水量30—35米^3/小时。

钻孔布置：

（1）石门揭煤时，在断面周边外3米左右的地方布置6—8个钻冲孔，石门中间打一个检查孔（或钻冲孔）。为避免各孔相互干扰，最好先冲对角孔，再冲中间的孔，最后冲断面内的孔。

（2）煤巷：煤巷掘进时，在中厚煤层条件下，一般沿煤层层面布置钻孔 3个孔底间距5米，上山掘进同样布孔3个，孔底距也按5米控制。在煤层厚度较厚时，则要适当增加孔数。

根据南桐鱼田堡矿的统计资料，石门揭煤时，钻冲出的总煤量一般应大于50吨，钻冲揭煤全过程约1个月左右。煤影响区煤量的3%，瓦斯量占影响区煤层瓦斯含量的50%以上，钻冲20—25米深的一个孔的全过程一般不超过8个小时。

（二）水力冲刷

1．防突机理

在工作面前方煤体中形成超前孔洞，从而卸压排放瓦斯。

2．适用条件

（1）煤质较软或有软分层，f<0.5。

（2）具有自喷能力，打入软煤就能喷孔

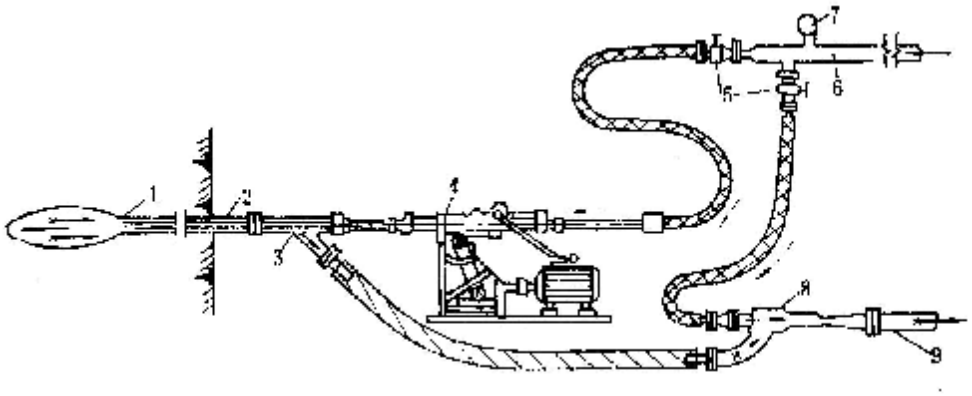


图12-10　水力冲孔工艺系统示意图

1—钻杆　2—套管　3—三通管　4—钻机　5—阀门　6—高压水管
7—压力表　　8—射流泵　9—排煤水管

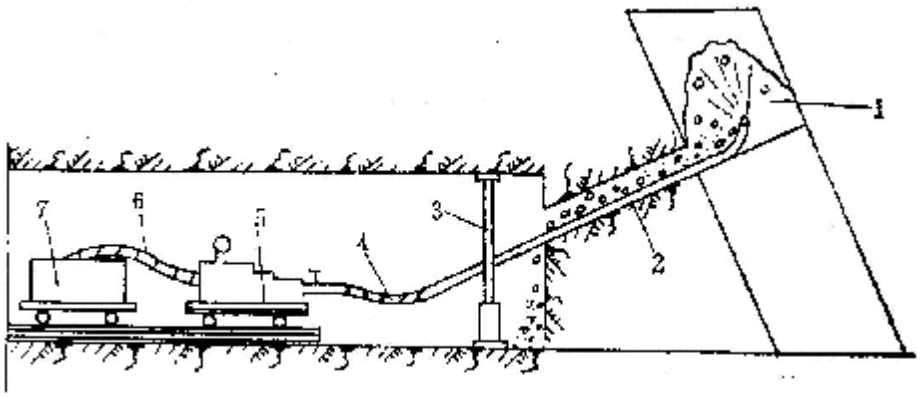


图12-11　水力冲刷施工工艺示意图

1—冲刷钻孔　2—冲刷水枪　3—支撑柱　4—高压胶管
5—高压水泵　6—水管　　7—水车

3．钻孔及冲刷参数

在匈牙利石门揭煤时，岩柱厚度 5 米，于石门高度 2/3 处打一直径为 120—200 毫米的钻孔进行冲刷，当煤比较软时，水压为 5—10 大气压，为使水力冲刷有好的效果，需要每米厚度冲出 1 米^{3}煤炭。被冲的孔洞一般经常被煤所填满，冲刷后用震动 性放炮揭开煤层。在煤巷冲刷时，每掘 1 米巷道要冲出 0.5—1 米^{3}煤炭，冲刷孔深度 8—12 米，水压 45—50 大气压，耗水量 20 升/分，冲一个孔需 20—30 分钟，在冲刷以前，巷道工作面用附加的支柱支护并背好板子。在掘上山时，如果可能的话应预先冲透整个上山。

在保加利亚煤巷掘进时，水力冲刷孔的长度为 10—15 米，最小超前距 3—4

米，水压一般为 15—40 大气压，耗水量以煤水比 1：2 到 1：3.5 为准，冲出煤量要求达到 30—40%。在石门揭煤时，要求冲出 70—80%的煤炭，在冲刷期间要定期栓查瓦斯浓度和测量围岩的移动，当二者大到危险程度时，应暂停冲刷。纯冲刷速度为 8.2—17 厘米/分，如计算到为应力重新分布和通风吹散瓦斯所需的时间，落煤强度为 0.02—0.09 米^3/分。

在比利时石门揭煤时，一般通过直径为 115 毫米的 1—2 个钻孔来冲刷煤体，冲刷出的孔洞用水泥充填，而后揭开煤层。

在苏联用水力冲刷揭开煤层时，通过 1—2 个直径 150 毫米的钻孔进行，用带有弯头的喷嘴，要求冲出 70—80%的煤，而后揭开。石门揭煤的冲刷布置系统如图 4—11 所示。煤巷冲刷时，孔深 10 米左右，纯冲刷速度为 1.02—2.5 米/分。后来顿巴斯矿区在水力冲刷的基础上配合远距离水力落煤，称为水力机械化掘进，取得了成效。

北票矿务局于 1965 年开始试验和应用水力冲刷，用于石门揭煤，岩柱厚度 1.2—6.5 米不等，冲刷孔 1 个，直径 75 毫米，另有若干个观测孔，在冲刷达到设计范围和冲出煤量的要求后，对空洞进行注浆，再用震动放炮揭开煤层。

4．存在问题

冲刷出的煤和瓦斯就地排放，造成工作地点不安全的环境，尤其是大量涌出瓦斯时，冲刷就无法连续 进行，有时甚至发生小型钻孔突出。70 年代后已经不再使用。

（三）水力挤出

1．防突机理

通过向工作面前方打眼，并注入高压水，流水速度超过工业区速度，赶到煤压裂和裂开，从而降低工作面部分能力，把应力集中带推向煤体深部，卸压带向深部转移，达到快速消突目的。

一般采用钻孔直径 42㎜，间距 2-4m，孔深 5m 钻孔。注水钻孔和封孔器长度应超过煤的临界应力状态带深度。

（四）水力压裂

1．防突机理

用很高的压力注水时，液体不会破碎煤层，而是使煤层沿已有的削弱面（裂缝）裂开。定向水力压裂方法造成煤体初始空洞，而后以超过煤层自然吸收能力的流量进行注水，以导致已有裂缝的敞开和扩展，并提高煤层的总渗透性。

压裂后煤层中形成主次裂缝，扩大煤体内瓦斯通道，会出现喷孔现象。

（五）水力疏松

水力疏松类似于煤层高压注水，但其作用不单是湿润煤体，对煤体不能松动。其作法是在工作面前方打 6—11 米深的钻孔，并通过这些钻孔用压力超过岩层静压力的水向煤体注水松动煤体。

水力疏松在苏联顿巴斯矿区的局部防突措施中占较大的比重，在每年用局部防突措施掘进的 70 公里巷道中，52%是用水力疏松措施。

在顿巴斯 32 个回采工作面用水力松动煤体，其消耗的劳力占吨煤总劳力的 3%，60 个掘进工作面用水力松动其劳力消耗占每米巷道的总劳力的 9%以上。用水力松动的成本较其综措施要低，为 0.15—0.2 卢布/吨煤。

水力疏松在顿巴斯煤田的一些矿百试验和应用，到 1977 年得到的一些参数如下：

水力疏松参数表

钻孔深度	6—11 米
钻孔直径	42—45 毫米
封孔深度	4—8 米
钻孔间距	6—12 米
钻孔超前距离	2—3 米
水的消耗量	20 升/吨煤
水压	0.75—2γH

12.6 石门揭门防突

由于石门揭开（穿）煤层处一般是受采动影响较小的原始煤体，周围没有（或较少）巷道排放瓦斯，岩柱的透气性一般较煤柱为小，所以该处煤体中的瓦斯基本上没有得到排放，瓦斯含量大，瓦斯压力高；且该区煤层及围岩中的应力基本未能解除。因此，在石门揭开突出煤层的局部地点，首先打破了煤体原始应力的平衡状态，该处具有较大的煤岩的弹性潜能和瓦斯内能；加以采用震动性放炮揭开煤层时，由于所用炸药量较大，煤岩体中的潜能又有能高速释放的较好条件，所以极容易造成较大强度的煤与瓦斯突出。

揭门程序：

(1)探查煤层层位（10m 以外）

(2)测压或预测突出危险性（5m）

(3)采取防突措施（3-5m）

(4)进行措施效果检验

(5)远距离放炮或震动性放炮揭开煤层（1.5—2m）

(6)穿过煤层并进入顶（底）板岩石(2m)

12.6.1 石门揭门措施原则

在石门要揭开突出危险煤层时，首先要准确掌握煤层的自然特征及突出危险程度，这是制定措施的前提和基础。其关键是有效控制潜能释放过程 ，即从时间上、释能速度上加以最有效地控制，采取化整为零，使潜能缓慢释放，即岩压的渐变和排出瓦斯，以确保揭开（穿）煤层全过程 的安全作业，同时也是制定石门揭煤措施的基本原则。

煤与瓦斯突出是煤层及围岩潜在能量的一种高速释放，防止石门突出措施就是要在岩柱的保护下缓慢地释放煤体及围岩的突出潜能。不仅要释放石门断面附近的突出潜能，在突出危险性严重的地点，更主要的是释放较深部煤体及其围岩的突出潜能，使石门周围形成一个较宽的卸压的排放瓦斯带。在释放过程中，要满足：

$$W_{放}+Q_{放}<A+F$$

式中 $W_{放}$、$Q_{放}$——分别为单位时间内释放的煤岩弹性能，瓦斯膨胀能；

A——破碎煤体所需的功；

F——抛出煤所需的功。

在释放后，要使石门周围的煤体及围岩中残余存的能量满足W+Q＜A+F的条件。式中W为煤岩的弹性变形能；Q为高压瓦斯膨胀能。

制定和实施石门揭煤措施时，要使石门一定范围内煤体及围岩的潜能不能高速释放，这就要通过措施来先缓慢地释放这些能量，在措施后要在石门周围形成一个足够宽的卸压和排放瓦斯带，在该带内减缓其瓦斯压力和岩体应力分布值。也就是说，要使石门周围集中应力和高压瓦斯压力不在石门附近，而是把它推到较远的深部。这样，W+Q变小，A+F变大，就容易满足W+Q＞A+F的条件，即石门外一定范围内的煤体变为阴挡或阻截深部煤岩潜能的高速释放，由此就可以防止突出的发生。

12.6.2 石门揭煤措施

1、多排钻孔

1）多排钻孔的作用和适用条件

多排钻孔预排（抽）瓦斯是石门揭开（穿）具有煤与瓦斯突出危险煤层的一种最为常用的措施。即在石门周边外前方煤体打若干排（或圈）排放瓦斯钻孔，使排放瓦斯钻孔网（密集孔）有一定的预排瓦斯时间。该措施能较大幅度地降低石门周边外受排放影响的一定范围内的煤层瓦斯含量和瓦斯压力，缓和煤岩体内的应和紧张状态，形成卸压和排放瓦斯的安全带。该措施具有控制范围大，施工较简便的优点，并具有较好的防突效果。

该措施在我国突出严重的局、矿应用比较广泛，它既适用于急倾斜、缓倾斜煤层，也适用于水平煤层；即适用于薄煤层，也适用于厚煤层。它适用于一般突出煤层，也适用于严重突出煤层。

2）排钻孔排放瓦斯的钻孔布置和施工

(1)当掘进石门（斜井或竖井）距突出煤层 6-7 米处，停止掘进。

(2)在石门断面周边外 5-7 米的范围布置 2-3 排（圈）直径为 75 或 90 毫米的扇形钻孔网，孔底间距为 2 米左右，钻孔穿透煤层全厚，先外后内，先上后下。一般先打 10—14 个孔后，将钻机后移 3-5 米，再打一排（圈），根据各矿井突出危险煤层的程度，必要时后退几米，再打第三排，共打 20-40 个钻孔，以便在石门周边外形成一个宽度为 5-8 米左右的卸压和排放瓦斯带。即沿走向长为 14-16 米，沿倾斜宽为 10—12 米以上。钻孔的孔数也要以根据石门断面的大 小和该处的地质构造、巷道方向，以及打钻时钻孔喷瓦斯、煤粉的情况来决定。排放瓦斯钻孔的布置，还要以根据该煤层历次石门突出实际孔洞的尺寸大小而定。在急倾斜突出煤层中，煤的自重参与作用，突出危险主要来自中、上部；缓倾斜煤层不仅上部发生突出，两侧和底部也发生突出。总之，应结合各矿井不同煤层的实际情况，适当调整布孔位置，同时在施工中孔深要到位，石门周围钻孔网内的孔要均匀，并应严格规格质量。

打钻过程中遇到能喷孔就诱导，以扩大每一个孔的影响范围，减少钻孔数；如不喷孔的则排放，有条件的地点不可以预抽。多排钻孔排放瓦斯后揭煤前，衡量石门周围卸压和排放瓦斯带范围内的安全指标有：

（1）P＜10 公斤力/厘米 2；或 P＜Pmin

P_{min}可用北票经验公式计算，即

式中 P_{min}——发生突出的最小瓦斯压力值，公斤力/厘米^2；

f_{min}——突出煤层中软分层的最小坚固性系数；

P——煤层瓦斯压力，公斤力/厘米^2。

3）钻孔施工中的注意事项

（1）严格按布孔设计施工，要确保排放钻孔分布的均匀性，并对钻孔的各种参数做好认真记录。

（2）各矿井应根据其具体条件确定钻孔影响半径，求出合理的布孔方式和排放时间。

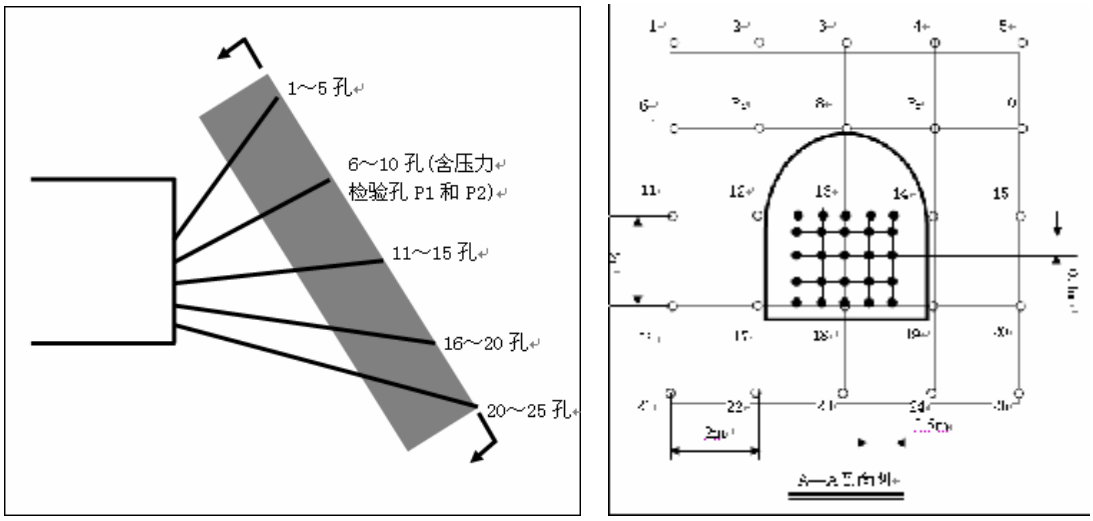


图 12-12　超前钻孔布置示意图

2、金属骨架

1）骨架的作用

金属骨架系指向预先打在石门断面周边钻孔内插入钢管或钢轨而言，它是石门揭开煤与瓦斯突出煤层的一种措施。骨架的一端插入顶板或底板岩石内，另一端支承在专门的支架上，在需要砌璇的巷道，则应先把骨架杆件的一端浇固在混凝土的壁中。它的作用是一方面在打骨架密集孔过程中排出了煤体中部分瓦斯，卸除了石门周边一定范围的瓦斯压力，另一方面是在石门周围形成了一个整体防护的强大壳体，防止震动性放炮后由于煤的垮塌而引起煤与瓦斯突出，以使石门能够安全揭开。

2）骨架布置与施工

（1）骨架孔的布置

骨架孔的布置，取决于瓦斯压力的大小和煤层倾角、厚度，以及煤中各分层松软程度、顶底板岩石性质和断面大小等。对一般突出煤层，在石门断面的顶部和两侧可考虑单排，但对严重突出煤层，可根据特殊需要考虑双排骨架钻孔。

骨架钻孔的直径大小，取决于要插入钢管或钢轨的尺寸，一般采用 ϕ60—75 毫米。

骨架钻孔的间距，一般采用 0.25—0.4 米。

骨架钻孔的位置应考虑到放震动炮不受破坏为宜，一般布置在石门周边以外 0.8—1.5 米，向外偏斜 7—12 度，骨架钻孔应以穿过顶板（或底板）岩石 0.5—1 米为宜，对于坚硬岩石不小于 0.5 米， 对于松软岩层不小 1 米，

（2）骨架钻孔的施工

钻孔钻进用坑道钻机，为保证打钻施工的安全和便于钻机的安设与固定，石门工作面距煤层的最小垂距应保持 2.5 米以上，并须将石门断面稍加扩大。若煤层坚硬或中硬，打孔成形，清孔后，杆件直接插入孔内固定即可；若煤层松软，垮孔严重，则用直径 75—108 毫米的无缝钢管，两端加出螺纹，一端上钻头，代替钻杆，直接打进煤层穿入顶（底）板后即留在孔中形成骨架。

（3）骨架的架设

每个孔打完之后，立即把孔内残渣清除干净，随后把预先准备好的钢管或钢轨等插入孔内，直插到孔底。骨架杆件露出孔外一端，应架设密棚或坚固的金属支架加以支承，在需要砌璇的巷道，则把杆件的该端浇固在混凝土的巷（井）壁中，再进行下一步的工序。

3、震动性放炮

1）震动炮的作用与适用条件

震动性放炮是用于石门揭煤的一种爆破方法，它的作用是利用多量炸药的能量改变工作面附近的煤体或岩体中应力的状态，并能诱导煤与瓦斯突出和预期避免爆破后进行其它作业时发生延期突出。它也可以作为严重突出煤层采用其它措施时的一种辅助措施。

2）炮眼布置和炸药量计算

我国许多突出矿井廿多年来的实践表明，震动性放炮效果的好坏，主要取决于岩柱的确定、单位岩（煤）体炸药消耗量，煤眼数目、炮眼布置、起爆方式，以至严密的安全措施。

（1）岩柱厚度应根据煤岩体性质、开采深度、瓦斯压力、石门断面等条件来确定，并要遵照“煤矿安全规程”的规定。

在缓倾斜或倾斜煤层条件下，石门从底板方向揭煤时，为了避免揭煤后巷道底部残留“门坎”，可先卧底并刷成斜面；若石门从顶板方向揭煤时，巷道断面上半部作成台阶状，再进行打眼爆破，以利于全断面揭开突出煤层。

（2）炮眼数目（N）一般为正常掘进炮眼数目的2—3倍，岩柱在2—2.5米以

下时，可采用楔形掏槽瞬发雷管爆破，炮眼数目的计算可用下述北票经验公式，即

$$N = 5.5\sqrt{S}\sqrt[3]{f^2}$$

式中N——炮眼数目，个；

S ——石门断面，米^2；

f——岩石的硬度系数。

当岩柱大于2.5—3米时，可用毫秒雷管和75毫米、300毫米直径直眼空心掏槽爆破，炮眼密度一般是在0.2—0.25米^{2}内布置一个炮眼。

（3）炮眼布置应符合下列原则：

(a)小直径炮眼，岩眼与煤眼分别装药爆破，岩眼应距煤层0.2米，最好不打穿煤层，已打穿的应作上记号，装药前必须用炮泥充填后方可装药。

(b)煤层的炮眼应打穿煤层全厚，煤层厚度大于2米时，煤层炮眼应打穿煤层不小于2米，深孔爆破不受此限制。

(c)炮眼布置是决定爆破效果的关键，在设计炮眼时，顶部炮眼密度稍稀，下部稍密；两侧密度稍密，中间稍稀，岩眼与煤眼交替排列。

(d)大直径直眼空心掏槽，深孔全断面一次爆破，炮眼在工作面一般应均匀分布，仅底排眼可稍密。煤层眼和岩层眼分别装药，在煤岩交界处，至少要用0.2米的炮泥隔开。

(e)浅孔时每孔炮眼通常只装一个雷管；深孔时（孔深大于2—3米）为保证起爆，需要装2个同段同型号的雷管；深孔大直径空心掏槽全断面一次爆破时，需装2个以上的雷管。

一般采用单列和双列三组楔形掏槽的炮眼布置方式。

单列三组楔掏槽炮眼布置见图5—3，一般用于煤层厚度1米以下的中硬岩石。煤层厚度大于1米时需要用双列三组楔形掏槽（图5—4）。

上述炮眼布置的优点是炮眼的最小抵抗线小，岩石所受的夹制力也小，能直接起到爆破煤岩的作用，因而爆破效果较好。但炮眼较多，施工较复杂。

上述两种楔形掏槽，若在缓倾斜煤层用浅眼多循环的爆破方式，每次揭煤深度仅2米左右。由于石门揭煤前要求留一定的安全煤柱，防止高瓦斯冲破岩柱造成事故，这样，该爆破方式，就不可能一次揭穿煤层，不得不留下煤岩门坎。特别在缓倾条件下，按预留的最小岩柱1.5米计算，巷道底板岩住即可长达6—13米左右，这就要多次爆破才能揭穿煤层，如图5—5所示。

在缓倾斜煤层如图5—5施工，则每一次爆契无按震动性放炮安全措施停电、撤人的要求进行，对生产影响很大，花费的时间很长。特别是当第一次放炮揭露煤层后，随后各次施工作业人员在毫无安全屏障保护的条件下工作，有很大的危险性。作业过程中始终是提心吊胆地进行施工。

在倾斜和急倾斜煤层，采用挑顶卧底、刷斜面的方法效果较好。在缓倾斜煤层，为缩小煤岩“门坎”的长度和减少爆破次数，在较松软破碎岩层斜面下作业也很不安全。松澡和南桐等矿区的矿井，用钻机打直眼空心掏槽作自由面，深孔全断面一次爆破揭开煤层，经过完善和改进及近廿年来的实践，取得了较好的效果（图5—6）。

直眼掏槽孔是用钻机钻一个或多个空心孔作为自由面，以缩短最小抵抗线。

如图5—6中钻进一个或两个中心孔掏槽（不装药，作自由面），岩柱为5—10米时，可打单个直径300毫米的大孔。岩柱小于5米，则用单个直径150—200毫米的孔。小孔直径是110毫米或150毫米。扩孔是15千瓦的岩石钻机或EC—300型的穿孔机，配置直径300毫米岩芯管切割。

中心大孔必须穿透煤层，位置靠巷道下部，一般在巷高的三分之一处爆破效果较好。

掏槽眼布置在中心空心掏槽孔的周围，与中心孔帮距250毫米左右，全部穿透煤层，孔径42—75毫米，它最先起爆，用以扩大中心孔。放炮后形成直径约1米的掏槽孔。

两帮眼间距400—500毫米，分别向两帮偏角2－3度，孔径42－75毫米，全部打透煤层。

顶眼和底眼，孔径42—75毫米，顶眼间距为600毫米左右，见煤即可，偏角2度左右；底眼间距500毫米左右，打水平孔，距巷底150毫米上下，全部打透煤层，最后起爆，有抛渣的作用。

辅助眼全部为水平平行孔，孔径42—75毫米，尽可能均匀布置，间隔穿煤。

整个断面穿煤炮眼的数量应控制在总数的二分之一左右，要求保持孔孔平行，防止割孔。

经长期实践证明，这种爆破方式，只要操作正确，完全可确保一次揭穿煤层，不留煤岩门坎，达到安全、高效、经济的效果。

还有，在严重的突出煤层，煤厚、孔深、煤质松软和易于垮塌时，采用综全措施（多排钻孔排放瓦斯，又用金属骨架），最后用深孔直眼空心掏槽一次全断

面爆破方式，综合措施如图5—7所示。

（4）炸药量计算

单位岩体炸药消耗量可采用北票经验公式计算，即

$$q=1.72f^{1.2}S^{-0.75}K_m$$

炸药的消耗总量为

$$Q=SLq$$

煤层厚度影响系数K_m　表5—1

煤层厚度（米） 巷道断面（米^2）	0.40.5	0.611.0	＞1
＜8	0.95	0.95	0.85
＞8	1.0	0.95	0.9

式中S——巷道断面积，米^2；

L——爆破进尺（岩柱与煤柱之和）米。

3）联线和起爆方式

震动性放炮的联线有大串联、串并联、并串联、大并联四种形式。根据选用起爆器的性能，选择合理的联线方式，通常多采用串并联方式，其起爆电流可按下式计算，即

$$I_1=\frac{V}{R_1+R_2}$$

式中I_1——计算出所需的起爆电流，安培；

V——起爆器的工作电压，伏特；

R_1——放炮母线的电阴，欧姆；

R_2——雷管联接后的总电阴，欧姆；

值得注意的是式（5—6）中R_1应远远小于R_2，使起爆所发生的能量尽可能全部作用在雷管上。当R_1大于R_2时，往往会发生局部起爆，造成对处理瞎炮和恢复石门揭开煤层作业的困难。计算出的电流（I_1）应远远小于起爆器的工作电流（I），以确保一次全部起爆。

4）安全技术组织措施

（1）石门揭开煤层的地点应避免在地质构造复杂的地点（断层和褶曲）或应力集中带。

（2）揭穿煤层时，石门应有独立通风系统，确保回风流畅通，风量一般不得小于300米^3/分。

（3）放炮地点应设在远离工作面的新鲜风流中，其距离应根据煤层突出危险程度的大小而定，即设在发生突出后不受瓦斯波及的地方。地点的选择要保证人员的安全。若估计突出强度大，可能造成逆流，则可在地面起爆。

（4）人员撤退的范围是根据突出可能波及的范围而定。在通风系统畅通，突出强度估计不大时，可撤退一个采区或井田一翼，否则需全部撤到地面。撤退的时间，放炮地点、时间有专门措施。

（5）对震动性放炮的炸药和雷管应事先严格检查，雷管的电阻差应在0.2欧姆范围内。

（6）为防止突出时瓦斯逆流，应在石门的入风侧设立牢固的反向风门，并在靠近工作面附近，爆破时设立棚栏，以降低煤与瓦斯突出强度。

（7）震动性放炮只准一次装药，一次放炮。打眼与放炮不得平行作业，全部炮眼必须填满炮泥，严禁使用无炮泥爆破和全部以水炮泥代替炮泥爆破。

12.7 煤巷掘进防突

在突出矿井中，煤巷发生突出次数最多，占突出总数的61%以上。

我国采用预测预报，主要以改善煤体受力状态和排放煤体瓦斯为目的。

主要煤体瓦斯预抽、超前钻孔、深孔松动爆破，采取 措施有开卸压槽、降低掘进速度、远距离放炮等。

(一)超前钻孔排放

1．防突机理

通过打一定数量的钻孔，使工作面前方煤体卸压并排放瓦斯达到减弱和防止突出的一种方法。

超前钻孔能使工作面附近的应力集中带向远处推移,减小应力和瓦斯压力梯度,增大煤体强度,使工作面前方形成卸压和排放瓦斯带。

打超前钻孔时，国内外皆发生过严重的突出事例。南桐鱼田堡矿打钻孔时，曾发生过强度达190t 的钻孔突出，波兰“诺娃鲁达”矿打钻曾诱发强度达1500t煤的特大型突出。

2．钻孔布置

(1)孔径一般为 75-120㎜,直径超过 120㎜ 时，必须采用专门设备和专项安全措施；

(2)超前钻孔的控制范围应包括巷道断面和上方及两侧，钻孔终孔位置应控制到巷道轮廓线外 2m 以上；

(3)钻孔应尽量布置在煤层的软分层中；

(4)钻孔数根据钻孔有效排放半径和须控制范围确定；

(5)煤层赋存状态发生变化时,应及时探明情况，再重新确定超前钻孔的参数，即随之相应增减超前钻孔孔数；

(6)超前钻孔实施后，必须按《细则》第 35 条的规定对进行效果检验，钻孔超前距于掘进工作面不小于 5m。

(7)超前钻孔施工前应加强工作面支护，打好迎面支架，背好工作面。

3. 超前大直径排放钻孔的钻孔布置

超前大直径排放钻孔的布置是否妥当，将决定其防突效果的好坏，因此必须慎重考虑。其布置原则如下：

（1）在厚煤层中，其排放范围应大于巷道掘进面积，即巷道的高度加2米，宽加4米。

（2）在半煤岩巷道中，沿煤层的倾斜方向和巷道的顶端加2米。

（3）在水平煤层中，在巷道两侧各加2米。

4. 超前小直径排放钻孔

超前小直径排放钻孔其主要作用是排放煤体中的瓦斯。过去一些同志认为，小于 120 毫米的钻孔在防突方面效果是不明显的，但是近些年来，由于打大直径钻孔时，易产生突出，所以都将钻孔的直径缩小，把钻孔的数量增加。这样，经过多年的一些矿井的实践，也能超到防突作用。使用小于 120 毫米的钻孔作为防突措施时，同样也必须考察其作用范围（考察方法同前面所介绍的方法一样）。布孔方式也与大直径钻孔相似，在此不再重述。使用超前小直径钻孔的技术关键是打孔要多，根据钻孔的直径不同所需的孔数也不同，当采取直径为 120 毫米超前小直径钻孔时，在 4—5 米 ^{2} 的断面内，布孔不得少于 10 个，孔径再缩小时，必须再增多孔数。使用本法时也必须留有 5 米的超前钻孔，以保证施工人员的安全。

(二)深孔爆破

1．防突机理

深孔松动爆破是通过深炮孔爆破，松动工作面前方煤体，使煤体卸压和排放瓦斯，达到消除和减弱突出的一种措施。深孔松动爆破的玉要作用是，在巷道的

压力集中区中，使用火药的爆炸威力，人为地改变煤的力学性能，增加煤的裂隙，使压力集中区中的压力降低，煤层中的瓦斯得以排放，并使压力集中带转向煤体深部，扩大工作面前方卸压区域，为煤巷的掘进创造较好的安全条件。

深孔松动爆破措施，可适用于煤质较硬、突出强度较小的煤层。

2.深孔爆破设计原则

深孔松动爆破使用时，必须有专门的施工设计，钻孔应布置在工作面的上方与中部，能使巷道周边两米以内处于深孔松动爆破的影响范围内。钻孔的数量视煤层厚度与巷道断面而定，通常钻孔数不少于2个。如留有5米的超前距离，从第6米开始装药直到孔底，即使 两次爆破之间要留有1米的完好煤体，防止由于受到上次爆破的作用，使煤体产生的裂隙导致火药爆破效果不佳。在完好煤体中的钻孔，必须用炮泥堵严，其余的也必须用炮泥或河砂充填。起爆采用串并联方式。由于孔长，火药不易装入孔内，为了防止拒爆和装药不到设计位置，通常除要求钻孔要打直、孔壁要光滑外，并用竹片或其它不燃物质，将火药捆接成一米长的特殊药包，以利装药。放炮应在反向风门之外，采取远距离放炮，以确保人身安全。

深孔松动爆破通常适用于煤质较硬、不易垮孔、突出强度不大的突出危险煤层。但在施工中由于垮孔、装药不到位置以及易产生瞎炮，爆破后煤层中常留有孔道，易聚集瓦斯，这些都是引起事故的原因，因此采用本措施时，必须严加防范。为了保证安全地使用本措施，应制定严格的操作规程与管理办法。

3．钻孔布置

① 爆破孔径 42mm，孔长不应小于 8m。终孔应控制到巷道轮廓线外 2m 以上。孔数应根据松动爆破有效半径确定。

②深孔松动爆破的有效影响半径，应进行实测。

③装药长度为孔长减 5.5-6m，药卷长度为 1m。装药后，应装入不小于 0.4m 的水炮泥，水炮泥外侧还应充填长度不小于 2m 的封口炮泥。

④装药和充填炮泥时，应防止折断电雷管的脚线。

⑤深孔松动爆破后，必须按《细则》进行措施效果检验

⑥深孔松动爆破时，必须执行撤人、停电、设警戒、远距离放炮、反向风门等安全措施。

⑦第一次采用松动爆破的掘进工作面，必须用超前钻孔或其它措施处理工作面前方 5m 的煤体，以免留下“门坎”。

⑧掘进时必须留有不小于 5m 的超前距。炮后 30m 后方能进入工作面。

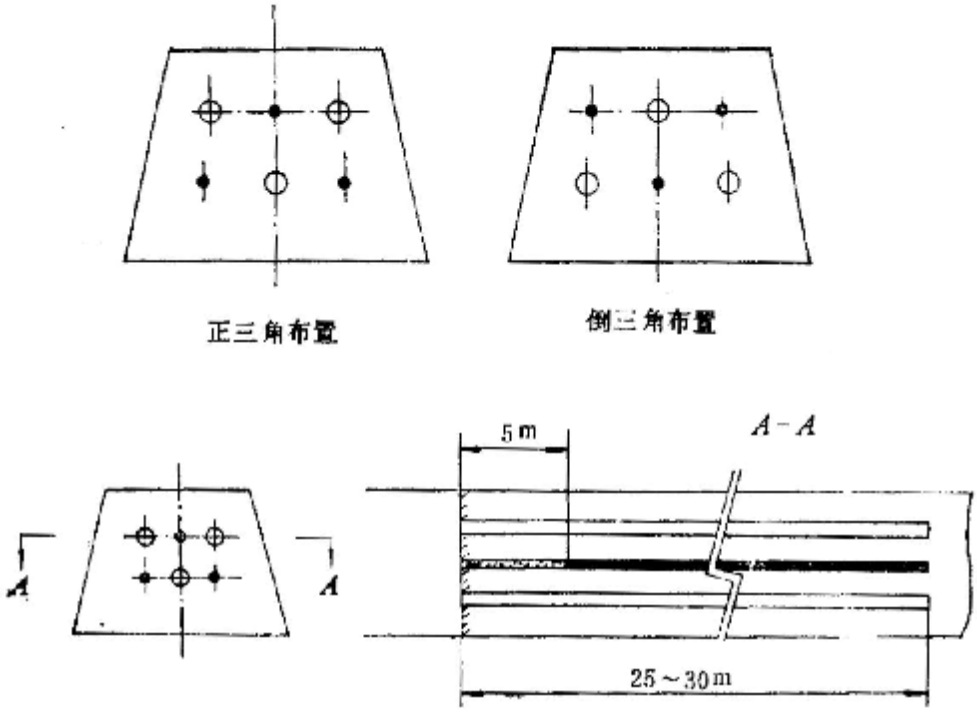


图 12-13　深孔松动爆破钻孔布置图

○--直径为 125mm 的控制孔　　●--直径为 50mm 的爆破孔

12.8　工作面防突措施

12.8.1　超前钻孔

1、超前钻孔效果

超前钻孔的作用有二：其一是引起煤体应力的重新分布，使应力集中带向煤体深处推移；二是排放钻孔周围煤体的瓦斯，从而人为地在工作面前方造成一个卸压带，达到消除突目的。

钻机设备：

EC—300 型轻型扩孔钻机；

TXU—75 型油压钻机；

红旗—150 型钻机；

MZ2—12 型电煤钻作钻具。这种电煤钻和上述钻机比较具有工艺简单、操作方便、搬迁容易、施工时间短的优点。

2、钻孔影响半径测定

钻孔影响半径的考察测定，是合理布孔的关键。一般的测定方法是先打一个测压孔，再在其孔的附近不同距离打超前钻孔；或者先在不同的距离上打几个测

压孔，再打超前钻孔。根据测压孔瓦斯压力的变化值，确定钻孔影响半径的大小。

表 12－1　我国不同地区钻孔影响半径

矿井	钻孔直径（毫米）	影响半径（米）	备注
南桐东林煤矿	300	0.5	硬煤
梅田三矿	300 250 150	1.5 1.2 0.5	中硬煤 中硬煤 中硬煤
焦作李封矿	300 300	114 0.7	软煤 硬煤
六枝矿区	300 100 75—91	0.75—1 0.6 0.2—0.5	
红卫煤矿	300	0.94—1	

3、超前钻孔参数确定

（1）钻孔直径

从排放煤层瓦斯与卸压的观点出发，应该偏重最大直径的钻孔；从打钻的工艺和安全来说，钻孔的直径应最少。合理的钻孔直径是，既要满足打钻工艺的要求，又要能达到排放瓦斯，降低地应力的目的。

近年来，苏联马凯耶夫矿业安全研究所按照检查钻孔的瓦斯涌出变化，确定钻孔影响半径，对顿巴斯许多煤层的有效半径为 0.2—1.2 米，且当钻孔直径从 250 毫米减小到 120 毫米时，影响半径变化不大。而在钻直径为 100—120 毫米的钻孔时，突出的次数大概是钻直径 200—300 毫米钻孔的 30%。看来，有把超前钻孔直径缩小到 120 毫米左右的趋向[9，10]。

我国许多突出矿井在运用超前钻孔措施方面，积累了丰富的实践经验。钻孔直径太小，卸压和排放瓦斯的作用受到限制，不能达到预防突出的目的。反之，钻孔直径过大，在打钻过程中往往产生夹钻、垮孔、喷瓦斯、喷煤粉，甚至发生孔内突出的现象，不仅给施工人员的安全造成威胁，而且钻孔打不到设计深度，同样也达不到预防突出的目的。实践证明超前钻孔直径以 120—150 毫米较适宜，但由于钻孔直径减小，钻孔的影响半径也要减小，因此相应地要减小钻孔间距，适当地增加钻孔的密度。

（2）钻孔数目

对于回采工作面布置超前钻孔的数目，应使煤层整个断面被钻孔排放半径所组成的影响所覆盖，即根据每一钻孔的影响半径来确定。

对于钻孔影响半径能全面涉及的煤层，趋前钻孔数可按下式计算[7] ，即

$$n=\frac{l}{r}$$

式中 l——工作面长度，米；

r——钻孔影响半径，米；

n——超前钻孔个数。

对于煤层厚度为钻孔影响半径的倍数时，超前钻孔的数目为：

$$n=\frac{ml}{r^2}$$

式中 m——煤层的厚度，米。

（3）钻孔的长度

沿回采工作面走向布置超前钻孔的长度，从理论上分析应穿过卸压带和应力集中带。根据实际测定，采面前方应力的影响范围约 40—60 米左右，显而易见，现有的钻孔工艺要在突出煤层中打这样长的钻孔是困难的。由于应力高峰值一般与采面的距离是 5—10 米，因此钻孔的长度一般以 15—20 米，超前 5 米较适宜。

4、超前钻孔布置方式

第一种方式是在回采的过程中，由前方的切眼迎着工作面打钻。优点是能使用较大的钻机，打钻与回采互不影响，打钻工作是在回采工作面引起的应力集中带以外进行。但仍未消除打钻过程中发生突出的可能性。

第二种方式是垂直采面布孔，优点是少掘辅助巷道，缺点是不能连续采煤，由于打钻与采煤交替进行使管理复杂化。

第三种方式是平行工作面布孔，优点是打钻条件好，能满足生产的要求；缺点是巷道开掘量较大。

5、对超前钻孔措施的评价

我国在回采工作面运用超前钻孔措施不多，而国外运用比较广泛。目前苏联顿巴斯仍有 10%的回采工作面运用超前钻孔；在比利时和法国，超前钻孔仍是防治突出的主要措施；保加利亚、日本、波兰、捷克等回采工作面均有运用。

超前钻孔能否有效地防治突出的发生，关键在于能不能在工作面前方造成一个较长的安全卸压带。国内外的实践证明，只要能打进钻，打到所要求的深度，保持足够的孔数，做到布孔合理，是能够预防突出的。但现行的钻孔机械不能满足回采工作面打钻工艺的要求，这也是超前钻孔在我国突出矿井采面运用较少的主要原因之一。

12.8.2 松动爆破

1、防突机理

松动爆破的实质是利用炸药爆破产生的能量，使煤体产生缝隙，排放瓦斯；同时使工作面前方的应力集中带推向煤体的深处，从而在工作面前方形成一定尺寸的卸压带，采掘工作在卸压带内进行，因此避免了突出的发生。

我国各突出矿井运用松动爆破措施时，一般都是用 MAZ-12 型电煤钻带动直径 40 毫米的麻花钻杆（每节长 1.2—2 米）和直径 42 毫米的钻头打眼，在每次打完孔后（或装药前），以整体钻杆（或炮杆）插入孔内往返拖拉，目的是使孔内煤粉排出，孔壁平滑，然后装药放炮。

松动炮后在煤体中形成的松动影响范围，与煤的力学性质、钻孔参数和爆炸参数密切相关。一般说来，眼愈深，装药量愈多，松动影响范围愈大。我国一些矿井测定的松动影响半径，整理于下表中。有关松动爆破炮眼参数、爆破参数及松动影响半径应视具体情况而定。

表 12－2　松动爆破影响范围表

矿　　井	煤层	松动半径（米）	松动炮眼	
			眼深（米）	装药量（公斤）
六枝局化处矿	7 号	1.5—2.2	8—10	3.0—4.5
涟邵矿务局洪山殿为矿蛇形山井	3 号 3 号 3 号	1.39—3.1 1.73—3.8 2.4—4.6	6—7 8—9 10—12	0.9—2.4 2.4—3.0 2.7—3.6
林东局南山煤矿北票局台吉三井	5 10	2.0 0.8—1.0	8—12 5—10	3.0—6.0 3.0—6.0

由于爆破对煤岩体将产生冲击振动，因此松动爆破措施对于顶板良好，煤质坚硬，而突出强度较小的煤层，可获得较好的效果。

12.8.3　排放瓦斯钻孔

对于排放瓦斯钻孔的技术要求是：钻孔排放瓦斯量必须大于其控制煤层瓦斯量的 10%；大直径钻孔孔距小于 4 米，小直径钻孔孔距为 1 米左右；大直径钻孔排放时间半年，小直径排放钻孔排放时间为 4 个月左右；钻孔一般都应选择在软分层厚度大于 0.45 米，且坚固性系数为 1 左右的地点；对防治初采时的突出，钻孔应垂直于采面，深度不小于 30 米；防治采面其它地点的突出，要在采面进、回风巷两侧打钻等。排放瓦斯钻孔的优点在于简单、方便、适应性强。只要能保证足够的孔数和排放时间，就能有效地预防突出。但对于透气性系数小的煤层，往往需要较长的排放时间。

12.8.4 卸压槽（前苏联应用比较多）

在突出危险煤层中进行采掘作业的研究和实践证明，预防突出最有效的方法是降低煤体的应力。开卸压槽时，槽周围的煤体发生膨胀变形，使其应力降低，瓦斯排放，煤体卸，结果在工作面前方形成一定尺寸和形状的安全卸压带，从而达到消除突出的目的。

在突出特别严重的地带与巷道的宽度大于 3.5 米时，如果只在巷道轮廓附近开两个槽，这对于消除工作面中部的突出危险性是缺乏保障的，这时在工作面中部必须增开一个槽。对于特别危险的煤层或它的某些地段，通常应将槽的深度控制在 2 米以内，而超前距不得小于 1 米。

12.8.5 其它措施

1、采用无人采煤法开采

苏联克兹洛夫煤田在厚 3.5—5 米的急倾斜和缓倾斜工作面，使用了无人煤破落煤工艺其作法是：沿走向将阶段分为 20—25 米小阶段长壁式系统，再沿煤层分段的全长仰斜向上打一排平行采面或开切眼，直径 46 毫米的炮眼，然后装药爆破。这种采煤方法可以达到经济和不采用专门的防突措施的效果[13]。

除此而外，还可以采用适应性强的螺旋钻机采工业区法，钢绳锯采煤法，刨煤机采煤法以及水力采煤法等。

2、采用充填法开采

据我国矿压观测所知，长壁式全部水砂充填采面，顶板下沉量为全部冒落式三分之一，这可以减小煤体的变形和降低应力集中的程度，对于防治采面的突出是有积极作用的。

3、分层开采

对于中厚或厚煤层可采用分层开采。北票局三宝矿对煤厚 4—12 米、倾角 21 并且有突出危险的煤层，采用水平分层开采，不仅防止了突出，而且降低了瓦斯浓度（0.3—0.4%），保障了安全生产。

如果用倾斜分层时，对于第一分层的开采除采取防突措施外，不要尽量减小采高，待卸压后其它分层的采高可适当增大。

12.9 防突措施检验

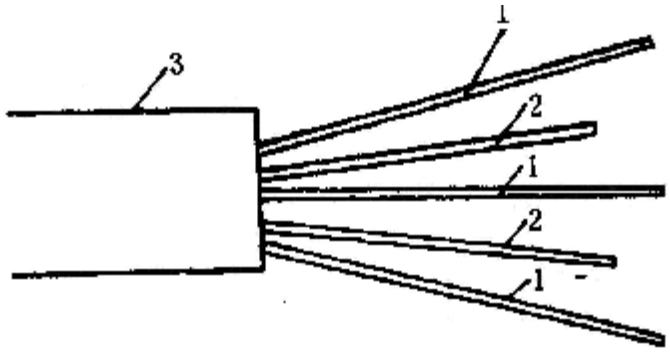
目的在于保证防突措施的有效性和措施执行的效果。

措施执行后如效果检验有效，可在采取安全防护措施的情况下，进行采掘作业；如效果检验无效，则必须采取补充措施，再进行措施效果检验，直到效果检

验有效为止。

防突措施效果检验方法：

措施效果检验方法在原则上与突出预测方法相同。不同之处在于措施效果检验用检验钻孔应打在措施孔之间。



1—措施孔　2—措施效果检验孔

图 12-14 措施检验孔布置图

12.10　安全防护措施

- **震动放炮**
- **远距离放炮**
- **避难所**
- **反向风门**
- **躲避室**
- **自救器**

1、震动性放炮要求

（1）震动放炮要求一次全断面揭穿或揭开煤层。对急倾斜和倾斜的薄煤层，都必须一次全断面揭穿煤层全厚；对急倾斜和倾斜的中厚、厚煤层，一次全断面揭入煤层深度应不小于 1.3m，对缓倾斜煤层，应一次全断面揭开岩柱。如果震动放炮未能按要求揭穿煤层，在掘进剩余部分时（包括掘进煤层和进入底（顶）板 2m 范围内），必须按照震动放炮的安全要求，进行放炮作业。

（2）震动放炮未崩开石门全断面的岩柱和煤层时，继续放炮仍需按照震动性放炮有关规定执行，并需加强支护，设专人检查瓦斯和观察突出预兆；在作业中，如发现突出预兆，工作人员应立即撤到安全地点。

（3）煤层特厚或倾角过小不能一次揭开煤层全厚时，在掘进剩余部分时，必须采用抽放瓦斯、排放钻孔、水力冲孔等防突措施，并应遵守下列规定：

①采用抽放瓦斯、排放钻孔、水力冲孔之前，必须加强巷道及迎面支护，巷道支架背严、背实后，方可进行作业。作业时，必须采取保护工作面作业人员的安全措施；

②放震动炮前，对所有钻孔和在煤体中形成的孔洞都应严密封闭孔口，孔内注满水或以黄土、砂充实。

2、远距离放炮要求

（1）采用远距离放炮时，放炮地点应设在进风侧反向风门之外或避难所内，放炮地点距工作面的距离根据实际情况由矿务局总工程师确定。放炮员操纵放炮器地点应配备压风自救系统或自救器。

（2）远距离放炮时，回风系统的采掘工作面及其他有人作业的地点，都必须停电撤人，放炮 30min 后，方可进入工作面检查。

3、反向风门要求

（1）反向风门必须设在石门掘进工作面的进风侧，以控制突出时的瓦斯能沿回风道流入回风系统；

（2）必须设置两道牢固可靠的反向风门，风门墙垛可用砖或混凝土砌筑，嵌入巷道周边岩石的深度可根据岩石的性质确定，但不得小于 0.2m，墙垛厚度不得小于 0.8。门框和门可采用坚实的木质结构，门框厚度不得小于 100mm，风门厚度不得小于 50mm。两道风门之间的距离不得小于 4m；

（3）放炮时风门必须关闭，对通过内墙垛的风筒，必须设有隔断装置。放炮后，矿山救护队和有关人员进入检查时，必须把风门打开顶牢；

（4）反向风门距工作面的距离和反向风门的组数，应根据掘进工作面的通风系统和石门揭穿突出煤层时预计的突出强度确定。

4、避难所要求

（1）、避难所设在采掘工作面附近和放炮员操纵放炮器的地点，避难所的数量和距采掘工作面的距离应根据具体条件确定；

（2）避难所必须设置向外开启的隔离门，室内净高不得低于 2m，长度和宽度应根据同时避难的最多人数确定，但每人使用面积不得少于 0.5m^2。避难所内支护必须保持良好，并设有与矿调度室直通的电话；

（3）避难所内必须设有供给空气的设施，每人供风量不得少于 0.3m^3/min。

如果采用压缩空气供风时，应有减压装置和有阀门控制的呼吸嘴；

（4）避难所内应根据避难最多人数，配备足够数量的自救器。

5、压风自救要求

（1）压风自救系统安设在井下压缩空气管路上；

（2）压风自救系统应设置在距采掘工作面 25－40m 的巷道内、放炮地点、撤离人员与警戒人员所在的位置以及回风道有人作业处。长距离的掘进巷道中，应每隔 50m 设置一组压风自救系统；

（3）每组压风自救系统一般可供 5－8 个人用，压缩空气供给量，每人不得少于 0.1m^3/min。

压风自救系统图

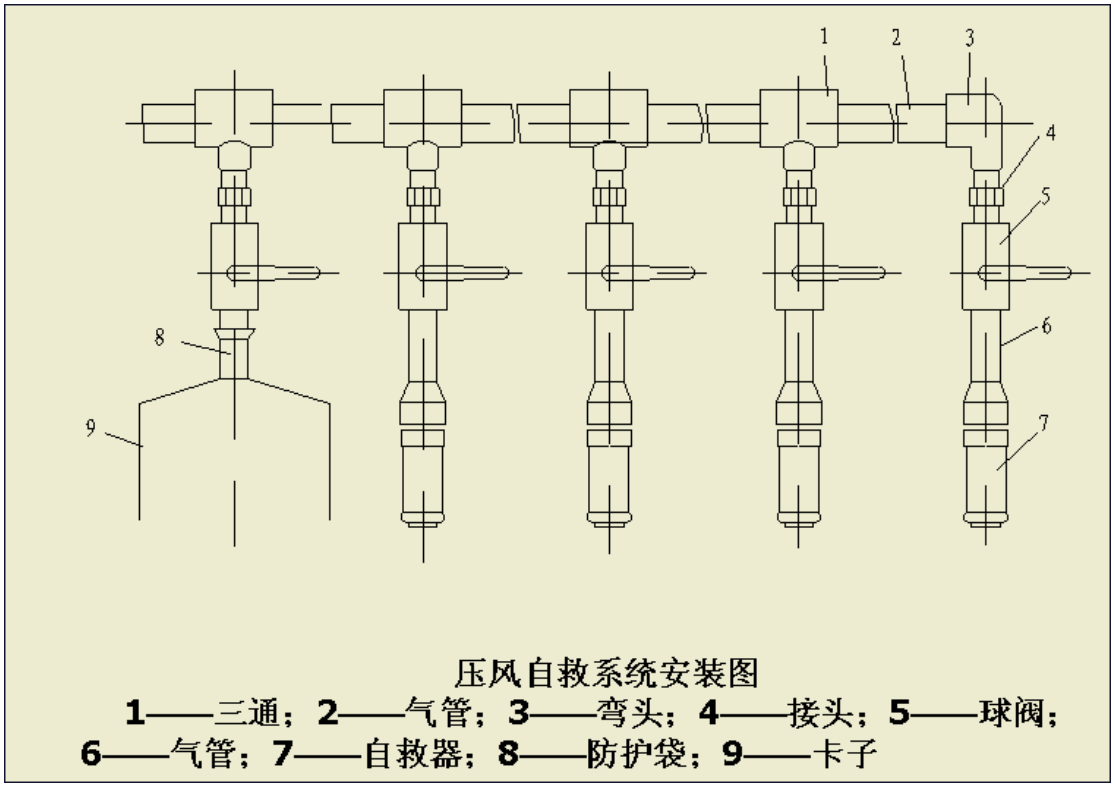


图 12-15　压风自救系统图

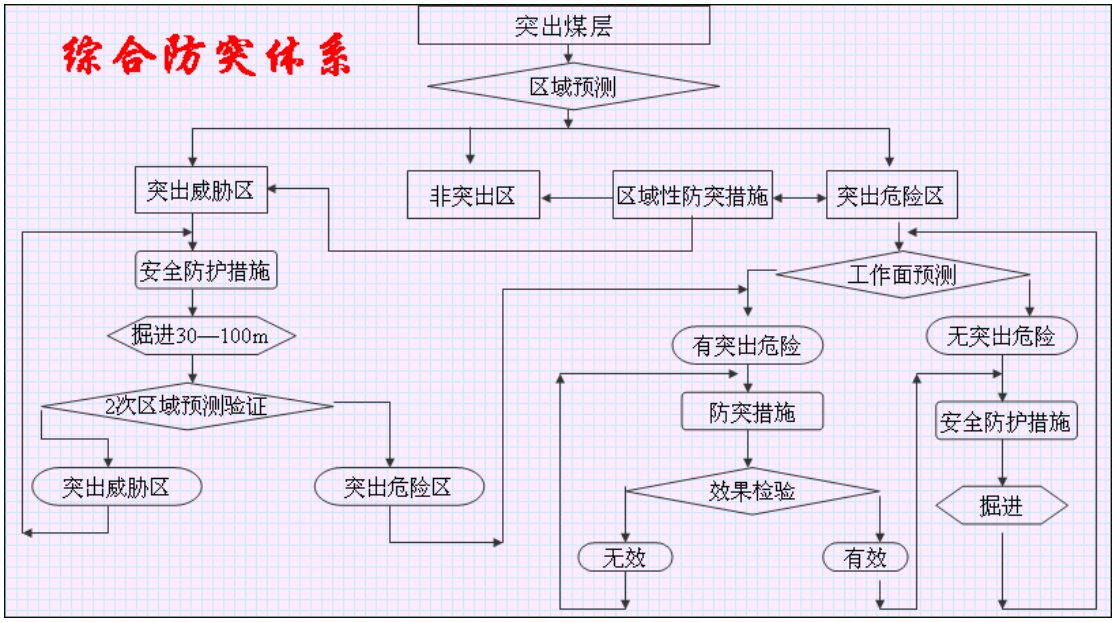


图 12-16　综合防突流程图

第十三章　　矿井瓦斯涌出防治

本章重点及难点：

1．矿井瓦斯平衡

2．煤巷掘进瓦斯涌出治理

3．工作面回采瓦斯涌出治理

一、矿井瓦斯平衡

矿井瓦斯平衡是指各种瓦斯来源在矿井瓦斯涌出总量中所占的比重。它取决于自然因素与开采技术因素，当这些影响因素变化不大时，它保持相对稳定的数值。在矿井分量分配和日常的瓦斯治理时，必须首先搞清矿井瓦斯平衡，换言之，矿井瓦斯平衡是矿井风量分配和指导矿井瓦斯治理工作的基础和依据。

针对瓦斯来源的不同，矿井瓦斯平衡有如下分类：

1．按水平、翼、采区来进行平衡，这种平衡方式是分量分配的依据之一；

2．按回采区和老空区进行平衡，它是矿井日常瓦斯治理工作的指导性基础；

3．按开采层、邻近层进行平衡，它是采煤工作面瓦斯治理的基础。

表 6－1 给出了我国部分矿井按方式 2 获得时矿井瓦斯涌出平衡结果。

表 13－1　　部分矿井瓦斯涌出平衡表

局	矿井	统计年份	抽放瓦斯量	瓦斯涌出总量		回采区瓦斯量		掘进区瓦斯量		已采区瓦斯量	
			m^3/min	m^3/min	%	m^3/min	%	m^3/min	%	m^3/min	%
抚顺	老虎台矿	1986	120	102.9	100	83.45	81.10	2.96	2.88	16.49	16.02
鸡西	滴道矿立井	1981~1985	4.96	33.36	100	15.54	46.58	6.38	19.12	11.44	34.29
鸡西	大通沟矿	1981~1985	2.97	24.4	100	15.4	63.1	3.7	15.2	5.3	21.7
铁法	大明一矿	1987	1.41	13.4	100	6.7	50.0	3.0	22.4	3.7	27.6
峰峰	羊渠河二矿	1987	2.1	30.2	100	5.9	19.5	12.7	42.1	11.6	38.4
鹤壁	四矿	1987	6.7	26.3	100	10.0	38.0	7.1	27.0	9.2	35.0
焦作	九里山	1987	3.3	22.6	100	13.8	61.1	6.8	30.1	2.0	8.8
涟邵	洪山殿蛇形山	1987	3.1	25.9	100	9.3	35.9	12.7	49.0	3.9	15.1
阳泉	一矿(三井总和)	1981~1987	65.7	134.7	100	83.9	62.3	18.7	13.9	32.1	23.8
盘江	山角树矿	1986		31.9	100	7.1	22.2	10.8	33.9	14.0	43.9
芙蓉	白皎矿	1987	14.7	65.5	100	51.8	79.1	10.6	16.2	3.1	4.7

二、矿井瓦斯涌出治理技术分类

1．分源治理；

2．按瓦斯危险程度进行分级和分类治理；

3．综合治理。

三、矿井瓦斯涌出分源治理

所谓分源治理，就是针对瓦斯来源个数、各源瓦斯涌出量的大小及其涌出变化规律，通过方案比选，选取经济适用、简便可靠的控制技术进行治理。

1．掘进工作面瓦斯涌出治理技术

并不是所有掘进工作面均需要进行瓦斯治理，如果不考虑煤层有煤与瓦斯突出危险性，单纯从通风能力小于稀释瓦斯所需风量，而且再加大风量已变得不经济、不合理时，才需要采取控制瓦斯涌出的技术措施。即下式成立时，才需要进行瓦斯治理：

$$Q_{掘} \geqslant 0.6S \cdot V \cdot C/K$$

式中 $Q_{掘}$——掘进工作面瓦斯涌出量，m^3/min；

S——掘进巷道有效通风断面积，m^2；

V——《煤矿安全规程》允许的掘进工作面最大风速，m/s；

C——《煤矿安全规程》允许的掘进工作面风流最高瓦斯浓度，%；

K——瓦斯涌出不均衡系数。

有时，掘进工作面的瓦斯涌出量虽然小于其通风能力所能稀释的瓦斯量，但由于煤层有突出危险性，此时也需要对掘进工作面进行瓦斯治理。治理掘进工作面瓦斯涌出的常见技术措施有如下几种：

（1）掘前预抽（图 6－1）

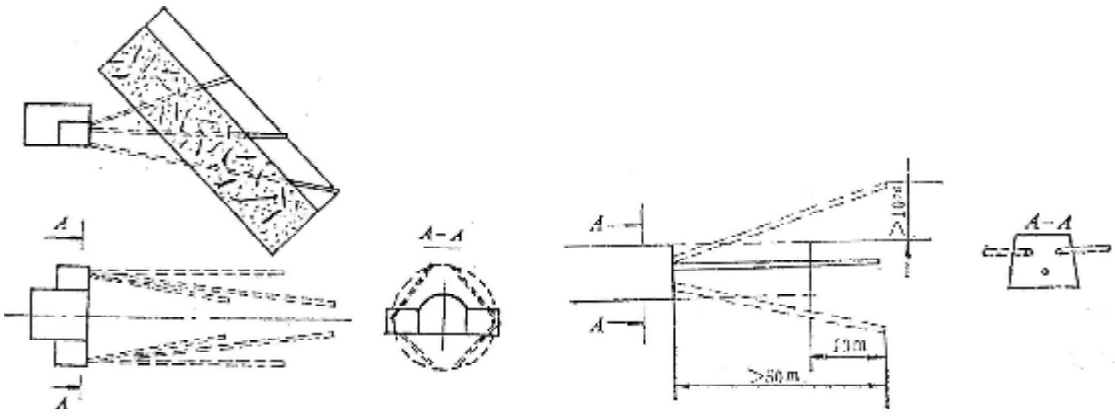


图 13－1　掘前预抽瓦斯方式

（2）边掘边抽（图 13－2）

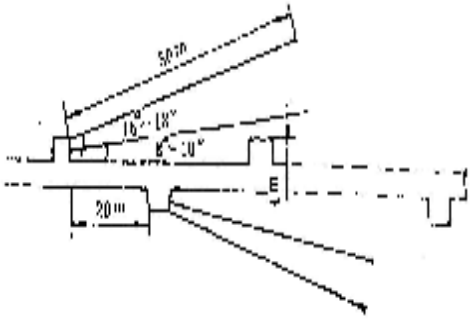


图 13－2　边掘边抽瓦斯方式

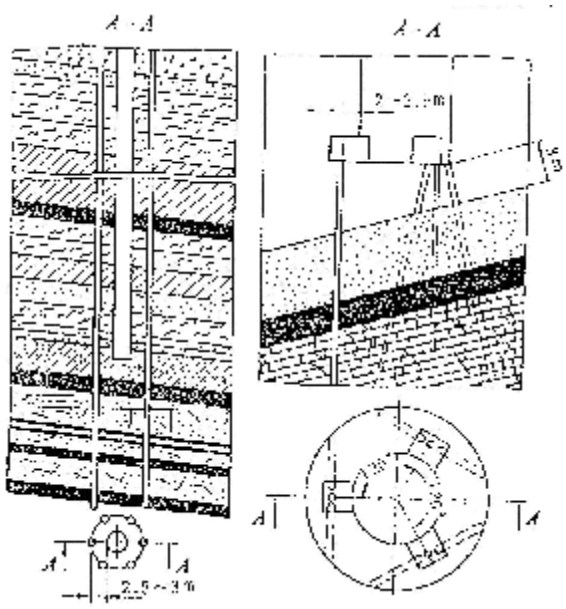


图 13－3　井巷固壁隔绝封堵抽排瓦斯方式

（3）井巷固壁隔绝封堵抽排瓦斯（图 13－3）

（4）钻孔注水湿润煤体与煤壁洒水

（5）减少一次爆破与爆破深度

（6）限制掘进速度

（7）双巷掘进

（8）缩短独头掘进巷道长度

（9）短抽长压玻璃钢局扇

2．回采工作面瓦斯涌出治理技术

当回采工作面所开采的煤层有突出危险性或在给定的日产量条件下工作面的绝对瓦斯涌出量大于通风所允许的瓦斯涌出时，必须采取瓦斯治理技术措施。瓦斯涌出治理的必要性判定指标（单从通风稀释瓦斯角度考虑）如下：

$$Q_{回} \geqslant 0.6 \cdot S \cdot V \cdot C/K$$

或：

$$q_{回} \geqslant 864 \cdot V \cdot C/(K \cdot A)$$

式中　$Q_{回}$——回采工作面绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

$q_{回}$——回采工作面相对瓦斯涌出量，m^3/t；

S——回采面最小有效通风断面积，m^2；

V——《煤矿安全规程》允许的工作面最大风速，m/s；

C——《煤矿安全规程》允许的工作面最高瓦斯浓度，%。

回采工作面瓦斯涌出的常见治理技术措施有如下几种：

（1）本煤层采前预抽（图 13－4）

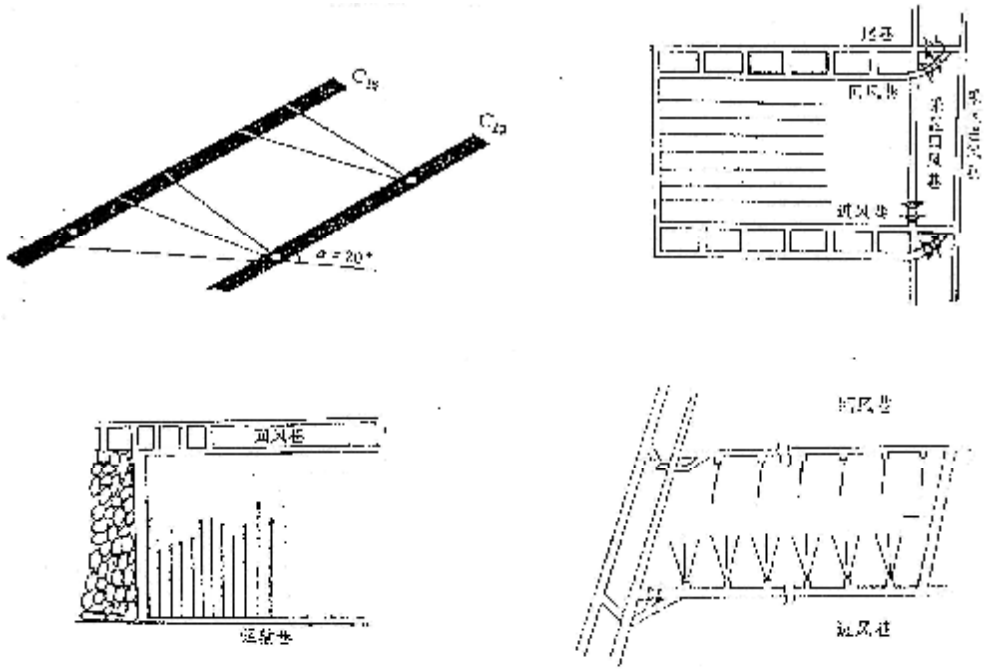


图 13－4　　本煤层采前预抽瓦斯方式

（2）本煤层边采边抽（图 13－5）

（3）上、下邻近层卸压瓦斯抽放（图 13－6）

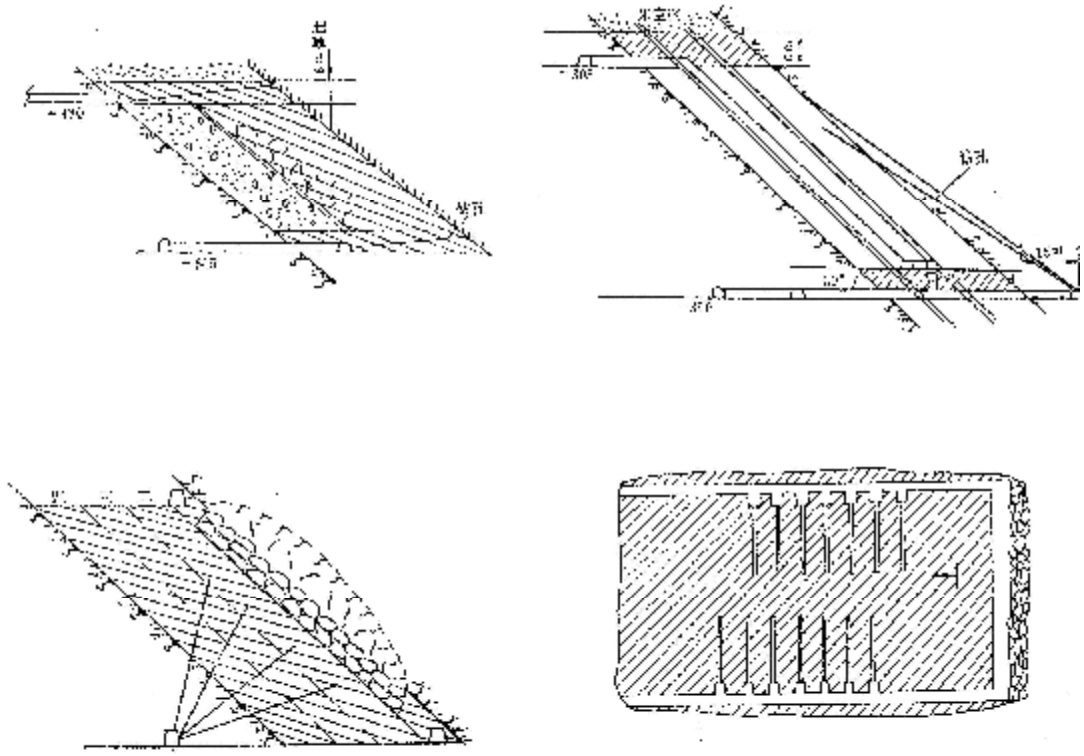


图 13－5　本煤层边采边抽瓦斯方式

（4）采空区瓦斯抽放

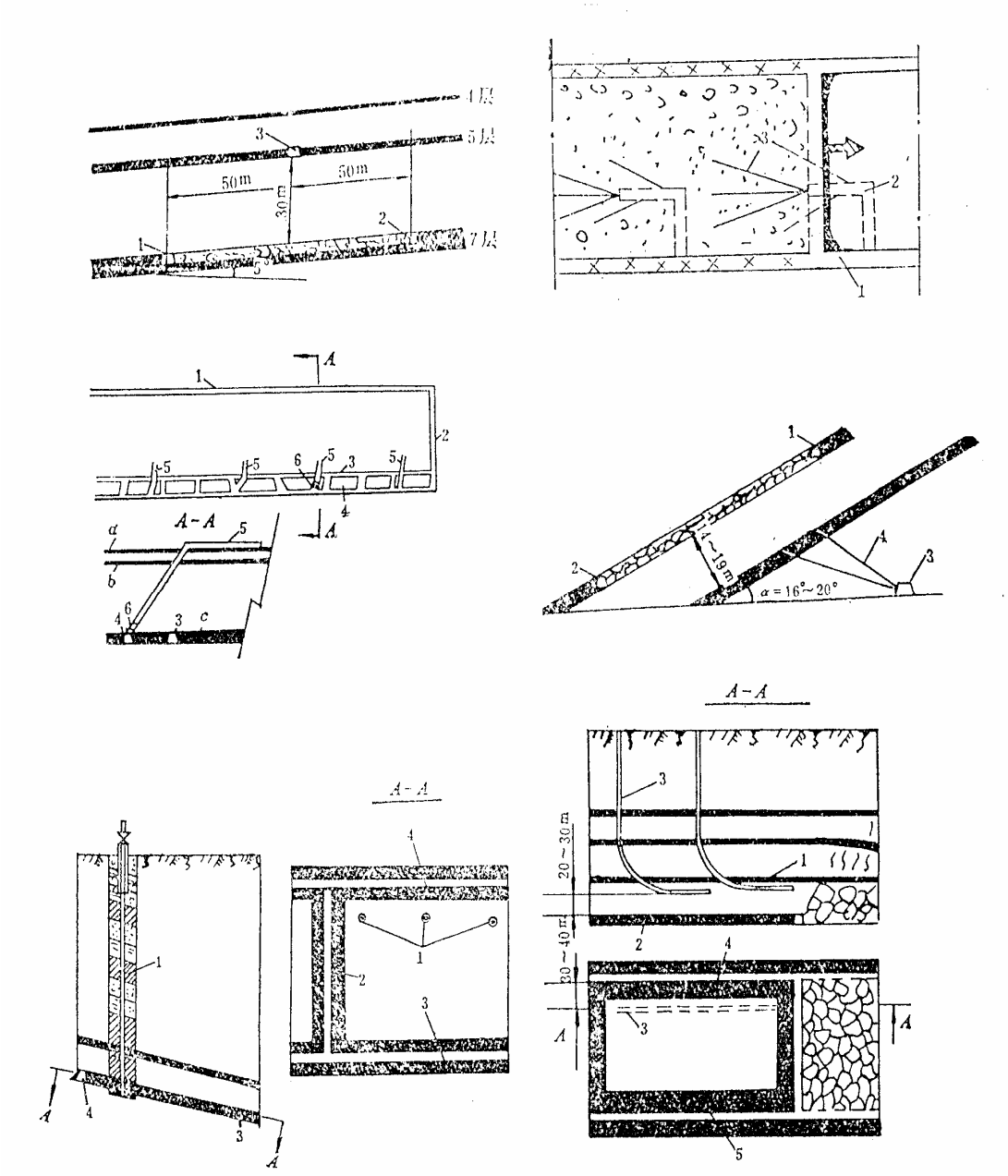
（5）工作面煤壁浅孔注水

（6）减少工作面一次截割或爆破煤量

（7）限制工作面推进速度

（8）选用合理的通风系统（图 13－7）

（9）加强通风管理，维护好通风设施，实施瓦斯自动监控



(e)　　(f)

图 13－6　上、下邻近层卸压瓦斯抽放方式

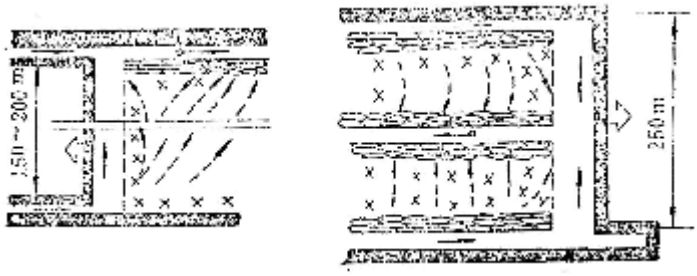


图 13－7　在采空区留有回风巷的 Y 型与 W 型通风系统

3．采空区瓦斯涌出治理技术

当采空区瓦斯涌出在矿井、采区或回采工作面的瓦斯涌出构成中占有较大的份额、通风能力有限或通风稀释不经济、不合理时，应该优先采用采空区瓦斯治理措施。采空区瓦斯治理技术措施有如下几种：

（1）加强采空区密闭，减少采空区瓦斯的涌出量（对已采空的采区和工作面而言）；

（2）提高工作面回采率，减少采空区遗煤；

（3）改变通风系统，改变采空区漏风路线；

（4）采空区瓦斯抽放，采空区有半封闭采空区和全封闭采空区之分，对这两种形式的采空区，需采用的瓦斯抽放技术方法不完全相同，现分述如下：

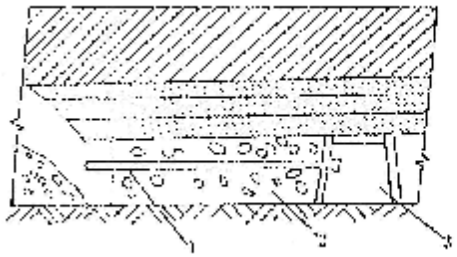
①半封闭采空区瓦斯抽放方法

I)插管抽放法（图 13－8）；

II)向冒落拱上方打钻孔抽放法（图 13－9）；

III)顶板尾巷抽放法（图 13－10）；

IV)地面钻孔抽放法（图 13－11）；



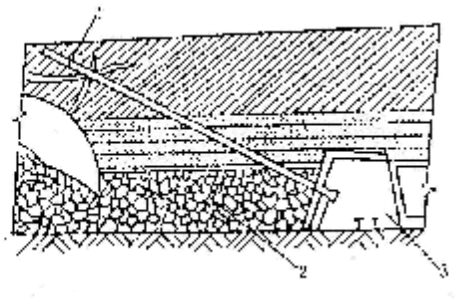


图 13-8 插管抽放法瓦斯抽放方式　图 13-9 向冒落拱上方打钻孔抽放瓦斯方式

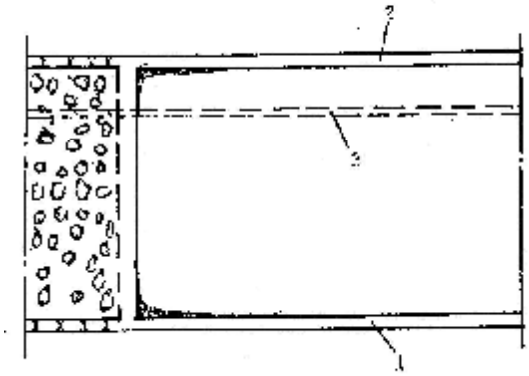


图 13－10　顶板尾巷抽放瓦斯方式

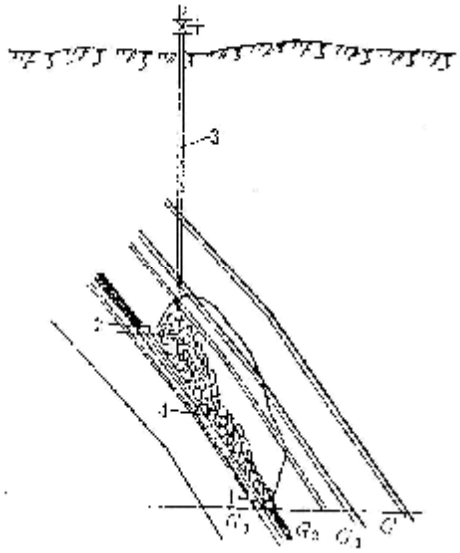


图 13－11　向冒落拱上方打钻孔抽放瓦斯方式

②全封闭采空区瓦斯抽放方法

I)密闭巷道抽放法（图 13－12）

II)均压密闭抽放法（图 13－13）

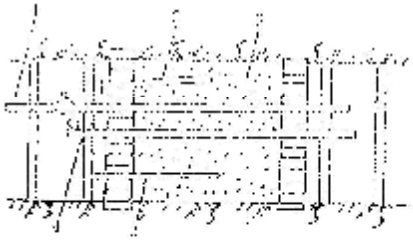


图 13－12　密闭巷道抽放瓦斯方式

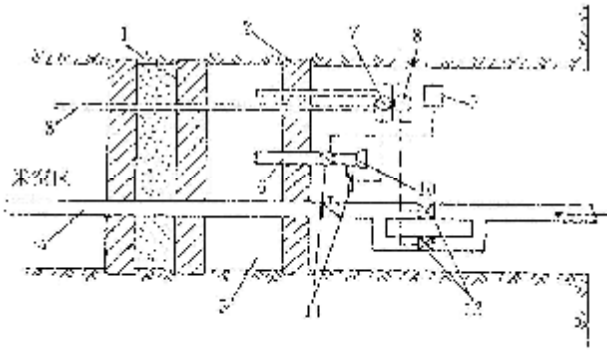


图 13－13 均压密闭抽放瓦斯方式

4．回采工作面上隅角瓦斯超限治理技术

采用 U 形通风系统的回采工作面上隅角瓦斯最容易超限，往往超过《规程》规定的浓度，甚至处于瓦斯爆炸的浓度区域（5~15%），是工作面瓦斯爆炸的多发地带。治理上隅角瓦斯积聚的常用方法有如下几种：

（1）风障或风帘法（图 13－14）

（2）尾巷法（图 13－15）

（3）改变采空区的漏风方向（图 13－16）

（4）上隅角抽排瓦斯

I)负压风筒加局扇送风排放瓦斯（图 13－17）

II)水力（风力）引射器排放（图 13－18）

III)短抽长压玻璃钢局扇抽排

（5）其它方法，诸如液压风扇、脉动通风机等等

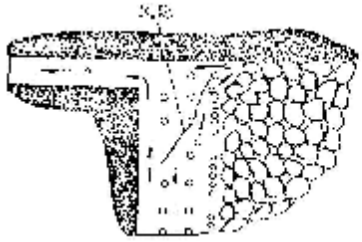


图 6－14 风障或风帘法上隅角瓦斯

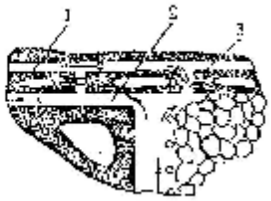


图 6－15 尾巷法治理上隅角瓦斯

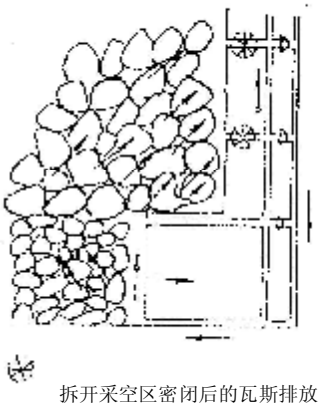


图 6－16 改变采空区的漏风方向治理上隅角瓦斯

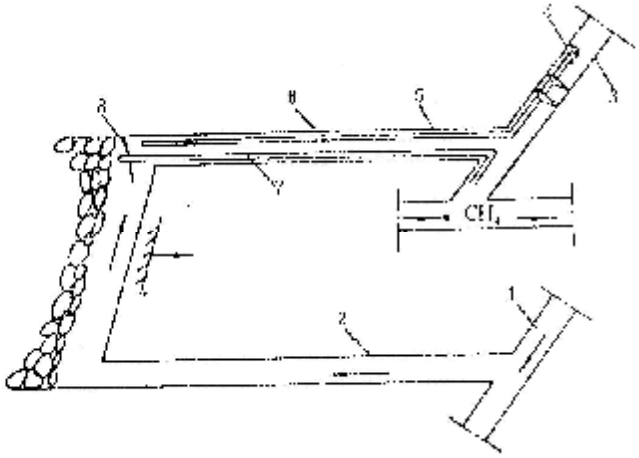
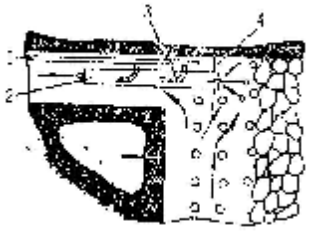


图 6－17 风筒加局扇排放上隅角瓦斯



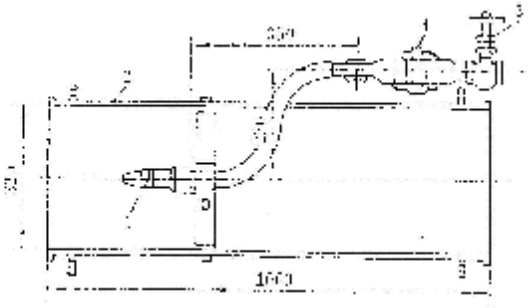


图 6－18 水力（风力）引射器排放上隅角瓦斯

四、按瓦斯危险程度分级分类治理

所谓分级分类治理就是指按瓦斯涌出量大小和瓦斯危险程度对采掘工作面进行分级分类。然后根据级类高低采取不同类型和程度的瓦斯治理措施。例如，对划分出的特别危险的采掘工作面，就可以加大瓦斯治理的力度、提高工程技术人员和作业人员的责任心。危险程度分级分类的要点是：在所有采掘工作面中，把在掘进放炮或采煤过程或意外停风后，或在遇到构造、煤厚突然剧增时，瓦斯很可能达到危险程度的采掘工作面挑选出来，作为特别危险工作面；危险程度稍

低一点的作为危险工作面，其余依次类推。

瓦斯特别危险工作面的确定标准有三条：

- 其一是掘进放炮或采煤作业时，工作面的瓦斯浓度达到 2%或更大；
- 其二是工作面停风后 30min 内，瓦斯浓度达到 2%或更大；
- 第三是工作面遇构造或煤厚突然剧增时瓦斯浓度在短时间（3~5min）可达到 2%或更大。

我国双鸭山矿务局在 1979~1989 年间，先后把 196 个采掘工作面定为高瓦斯特别危险工作面，并对其采取专门的综合瓦斯治理技术措施，使 99%的工作面杜绝了瓦斯事故，实现了安全生产。

对特别危险工作面的瓦斯治理，除前面所讲的治理瓦斯措施外，还必须特别注意如下几个方面：禁止有焰炸药；局扇设备用局扇，专用变压器供电，当工作局扇因故障停转时，能自动换闸启动备用局扇；局扇必须“三专二闭锁”（三专：专用变压器、专用电缆、专用开关；二闭锁：风电闭锁、瓦电闭锁）；瓦斯自动监测；排放巷道积存瓦斯过程自动化（如图 6-19）；安全爆破工艺等等。

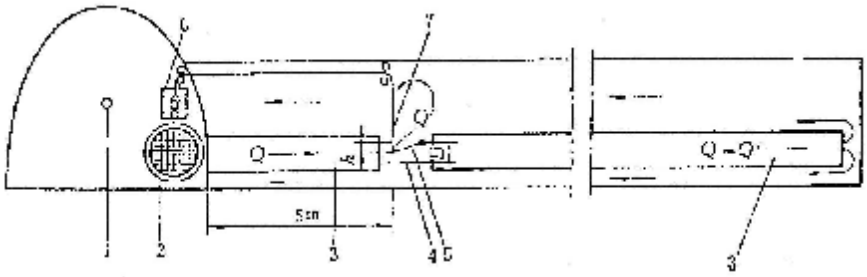


图 6—19　自动排放巷道积存瓦斯装置——瓦斯稀释筒工作原理图

五、综合治理

综合治理是指以消除采掘工作面瓦斯危险为目标，以确保生产过程中人身安全为宗旨，采取包括瓦斯涌出量预测、瓦斯危险程度评价、瓦斯治理技术措施编制与实施、措施效果检测以及意外危险出现时的人身安全保障措施在内的瓦斯治理综合安全系统措施。

第十四章　　矿井瓦斯抽放

本章重点：

1、瓦斯抽放指标

2、瓦斯抽放难易程度评价指标

3、瓦斯抽放方法

14.1　瓦斯抽放技术发展

1、高透气性煤层抽放瓦斯阶段

50 年代初期，在抚顺高透气性特厚煤层中首次成功采用井下钻孔预抽煤层瓦斯， 解决了抚顺矿区的关键问题，在透气性小于抚顺煤层的其它矿井未取得明显的效果。

2、邻近层卸压抽放瓦斯阶段

50 年代中期，采用穿层钻孔抽放上邻近层瓦斯在阳泉获得成功，解决了煤层群开采中首采面瓦斯涌出量大的问题。同时，认识到利用煤层开采后形成的采动卸压作用进行边采边抽,可以有效地抽出瓦斯。

3、低透气性煤层强化抽放瓦斯阶段

突出煤层抽放瓦斯效果不理想、难以消除突出威胁。从 60 年代开始，试验研究了多种强化抽放开采煤层瓦斯的方法，如煤层高、中压注水、水力压裂、水力割缝、松动爆破、大直径钻孔等。

4、综合抽瓦斯阶段

80 年代开始，随着机采、综采和放顶煤技术的应用，开采强度增大，使工作面绝对瓦斯涌出员大幅度增加。为了解决高产、高效工作面多瓦斯涌出源、高瓦斯涌出量的问题，必须结合矿井的地质开采条件，实施综合抽放瓦斯。

14.2　煤层抽放瓦斯难易程度分类指标

1、钻孔流量衰减系数

表示钻孔瓦斯流量随时间延长呈衰减变化的系数。测定方法是选择有代表性的地区，打直径 75mm 的钻孔，测定其初始瓦斯流量 Q_0，经过 t (10d 以后)，测其流量 Q_t，用负指数函数表示则有：

$$Q_t = Q_0 e^{-at}$$

$$a=\frac{\ln Q_0-\ln Q_t}{t}$$

式中：α—钻孔流量衰减系数，d^{-1}；Q_0—钻孔初始瓦斯流量，m3/d；Q_t—经过 t 时间的钻孔瓦斯流量，m^3 / d；t—时间，d。

2、煤层透气性系数

反映瓦斯沿煤层流动的难易程度。原始煤层的渗透性往往是很低的，瓦斯在煤层中的流动状态属于层流运动，一般符合达西定律：

$$n=-\frac{K}{m}\frac{dp}{dx}$$

如果把流速变成在压力为 0.1013MPa、温度相当于煤体温度条件下的瓦斯流量，则：

$$q=-\frac{K}{m}\frac{p}{p_n}\frac{dp}{dx}=-\frac{K}{2mp_n}\frac{dP}{dx}=-l\frac{dp}{dx}$$

式中：v—瓦斯流动速度，cm/s；K—煤的渗透事，cm^2；μ—瓦斯的绝对粘度，Ns/cm^2；dp—在 dx 长度内的压差，MPa；dx—与瓦斯流动方向一致的某一极小长度，cm。q—比流量，即在 1 m^2 煤面上 1d 通过的瓦斯量，$m^3/(m^2\cdot d)$ pn—0.1013MPa； λ—透气性系数，$m^2/(MPa^2\cdot d)$。

14.3 瓦斯抽放难易程度评价

《矿井瓦斯抽放管理规范》根据煤层透气性系数和钻孔流量衰减系数，将未卸压原始煤层的抽放难易程度划分为三类，即容易抽放、可以抽放和较难抽放。

类别	钻孔流量衰减系数（d^{-1}）	煤层透气性系数（$m^2/MPa^2\cdot d$）
容易抽放	＜0.003	＞10
可以抽放	0.003～0.05	10～0.1
较难抽放	＞0.05	＜0.1

14.3 瓦斯抽放效果评价

1、矿井(或采区)抽放率

$$h_k=\frac{100q_{kc}}{q_{kc}+q_{kf}}$$

式中：η_k—矿井（或采区）抽放率，%；

q_{kc}—矿井抽放瓦斯量，m^3/min；

q_{kf}—矿井风排瓦斯量，m^3/min。

2、开采层工作面瓦斯抽放率

$$h_{gk}=\frac{100Q_g}{W_g}$$

式中：η_{gk}—工作面（开采层）瓦斯抽放率%；

Q_g—在一定时间内工作面（开采层）抽出的总瓦斯量，万 m^3；

W_g—抽放工作面（开采层）的瓦斯储量，万 m^3。

3、邻近层工作面瓦斯抽放率

$$h_{g1}=\frac{100_{q1}}{q_{1c}+q_y}$$

式中：η_{g1}—工作面（邻近层）瓦斯抽放率，%；

q_{1c}—工作面（邻近层）瓦斯抽放量，m^3/min；

q_y—工作面（邻近层）涌向工作面的瓦斯量 m^3/min；

4、**可抽瓦斯量**

$$Q_{可}=Q_{储}\times h$$

式中：$Q_{可}$－可 抽瓦斯量， m^3/min ；

$Q_{储}$—瓦斯储量，m^3/min；

η－抽放率，%；

14.5　瓦斯抽放方法

1、**按抽放瓦斯来源分类**

① 本煤层瓦斯抽放

② 邻近层瓦斯抽放

③ 采空区瓦斯抽放

2、**按抽放与采掘时间关系分类**

① 采前抽放：预抽

② 采中抽放：边采边抽；边掘边抽

③ 采后抽放：采空区抽放

3、**按抽放工艺分类**

① 巷道抽放法

② 钻孔抽放法：

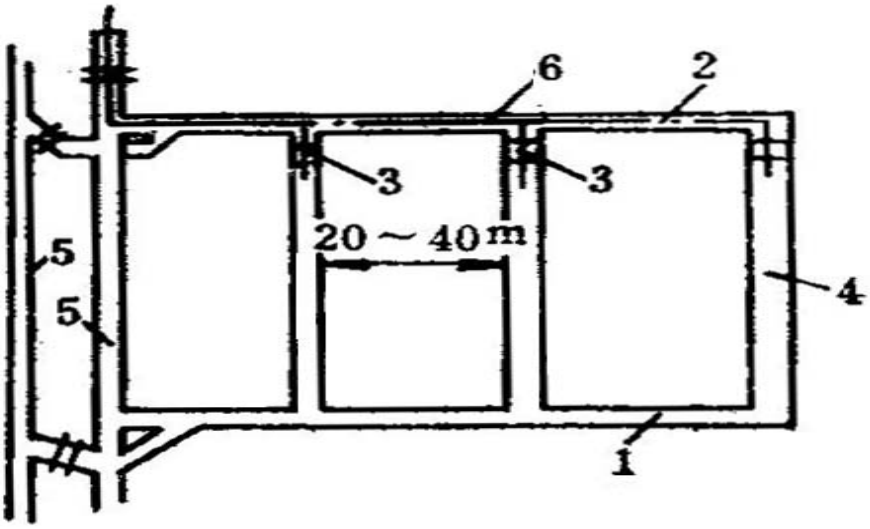
地面钻孔法
井下钻孔法
} 沿层钻孔 穿层钻孔 拐弯钻孔

③ 巷道、钻孔混合抽放法

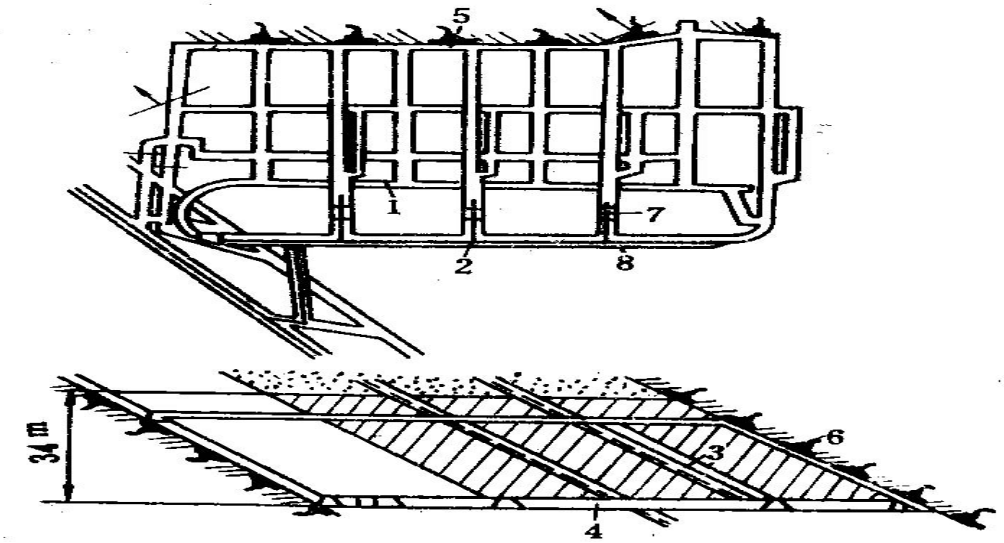
14.5.1 开采层瓦斯抽放方法

1、巷道预抽

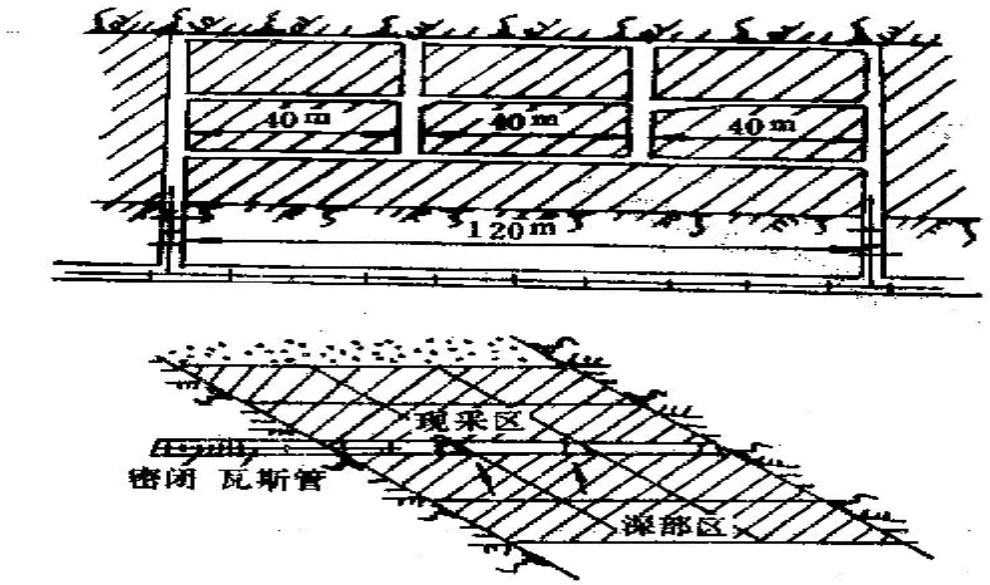
（1）一般式布置



（2）网络式布置



（3）深部截取式布置



巷道预抽瓦斯的优点

① 可以提前将采区的准备巷道掘出来，不影响生产正常接替。

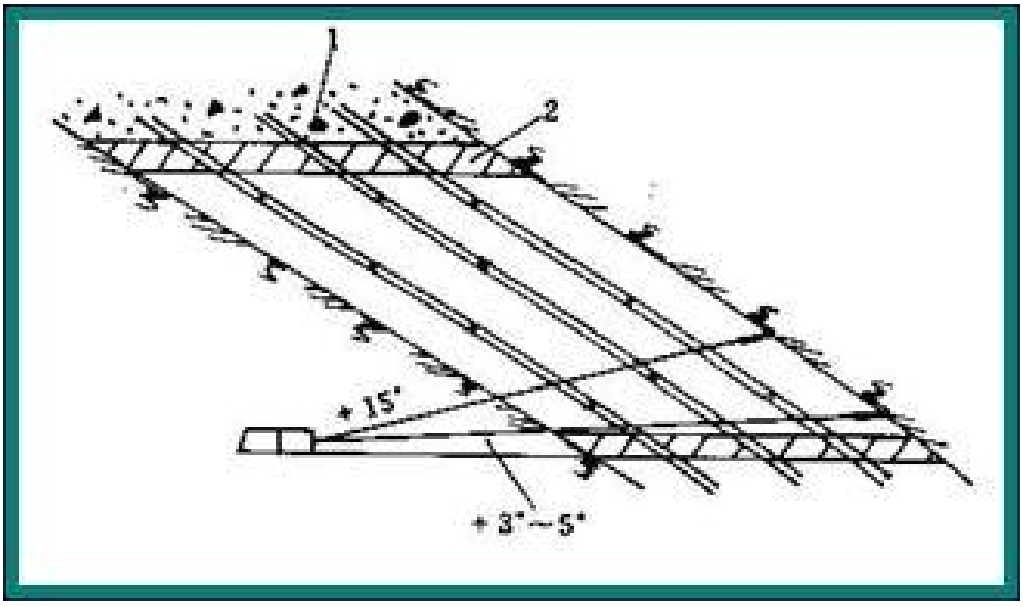
② 煤壁暴露面积大，有利于瓦斯涌出和抽放。

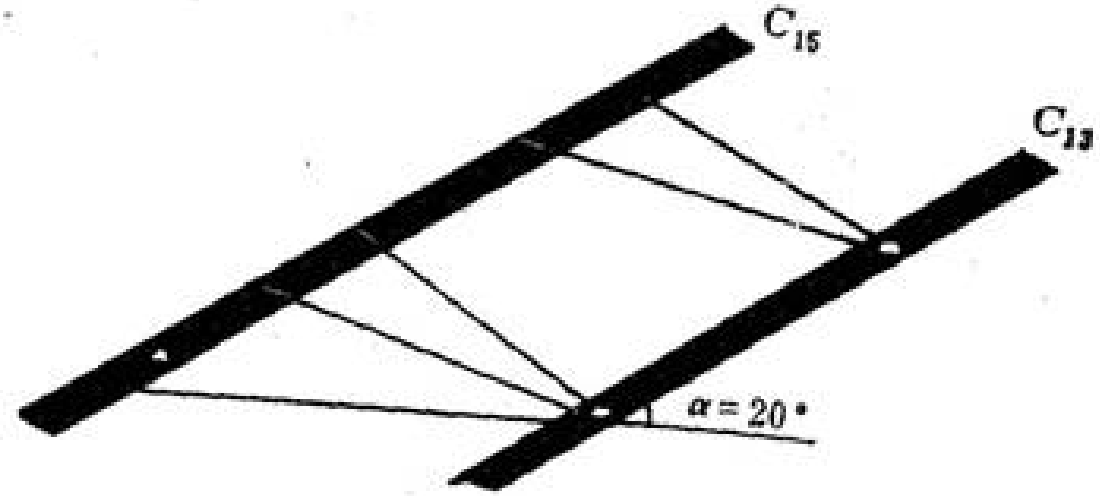
③ 在掘进瓦斯巷道时，对该区的瓦斯涌山形式，地质构造等能进行进一步了解，有利于采取对策，实现安全生产。

④ 对下段(或下—个水平)采区和邻区的煤层瓦斯，可起到一定的释放和截抽作用。

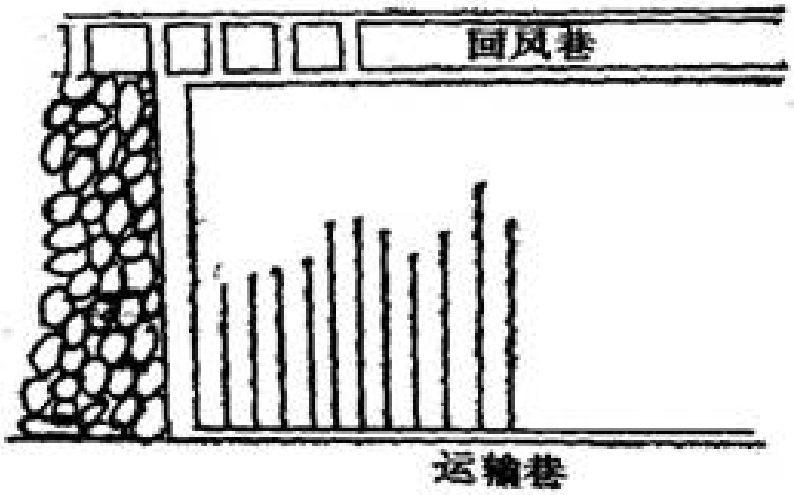
2、钻孔预抽

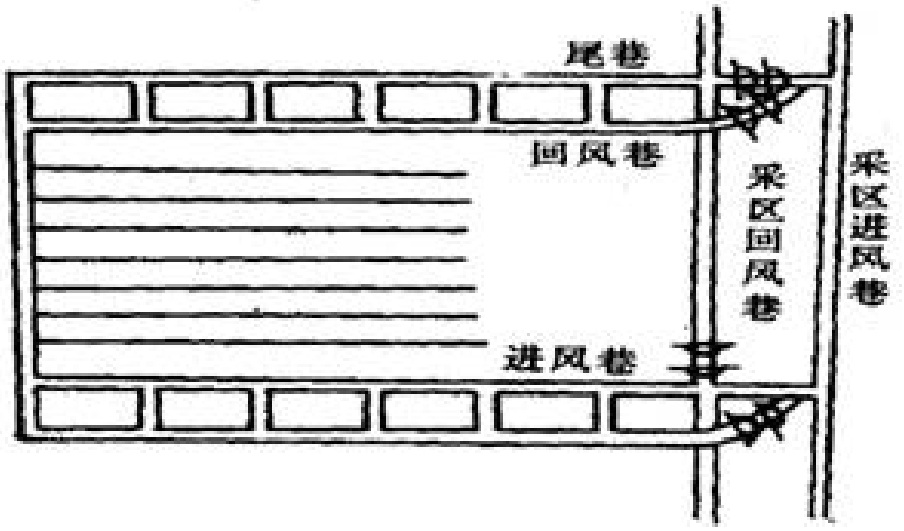
（1）穿层钻孔





（2）沿层钻孔





抽放瓦斯钻孔参数：

(1)　钻孔直径：一般选用 75-l00mm，有条件时可用大直径钻孔抽放瓦斯。

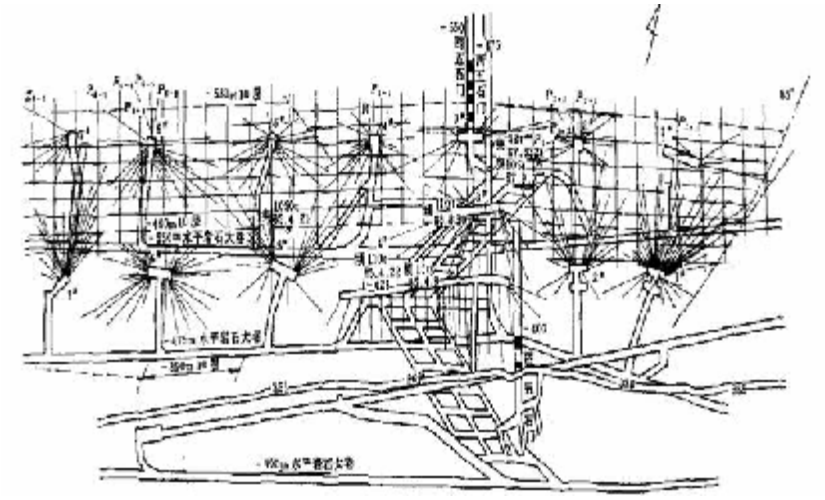
(2) 钻孔长度：沿层钻孔的长度一般为工作面长度的 70 一 90%。

(3)钻孔间距、数量、有效抽放时间：根据钻孔瓦斯流量衰减系数(α)、需要抽放瓦斯量(Q_x)、钻孔极限抽出瓦斯量 Q_j，计算确定钻孔有效抽放时间(t_x)、钻孔数量和钻孔间距。

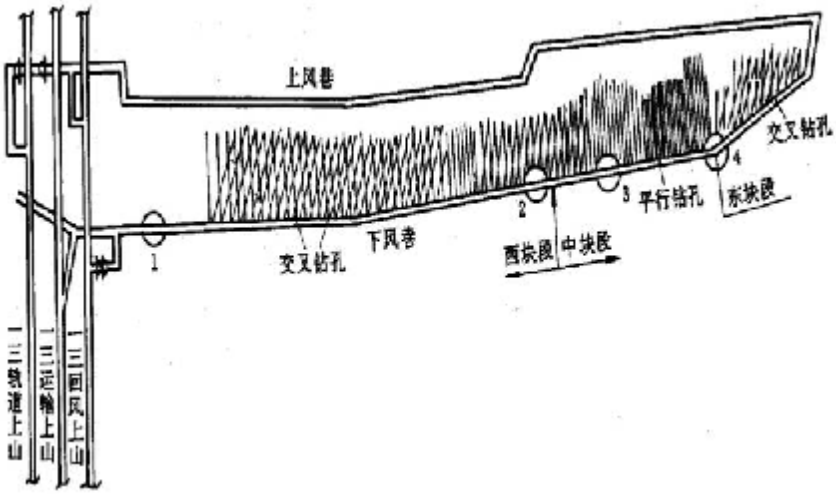
(4) 一般应用 13.33-26.66kPa 的负压。

3、钻孔预抽瓦斯新技术

（1）穿层网格布孔预抽开采层瓦斯技术



（2）沿层交叉钻孔预抽开采层瓦斯



4、开采层卸压抽放

（1）边掘边抽

当掘进煤层巷道瓦斯涌出量大子 $3m^3$ / min 时，由煤巷两侧掘进小钻场，在钻场内布置钻孔，抽放巷道周围卸压煤体的瓦斯，并截取深处煤体涌出的瓦斯。

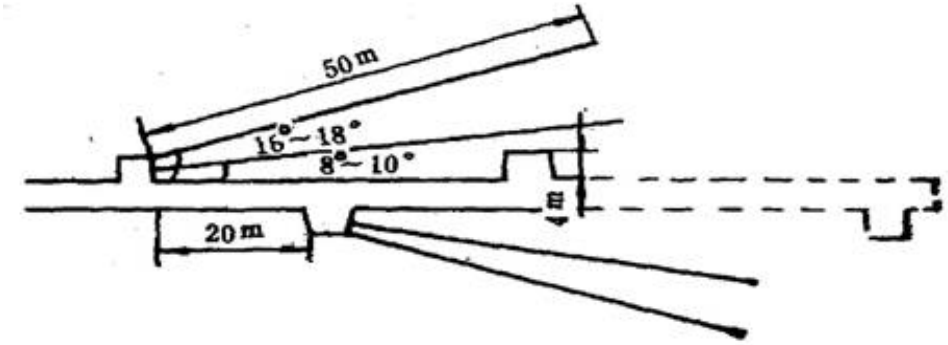
适用条件与优缺点

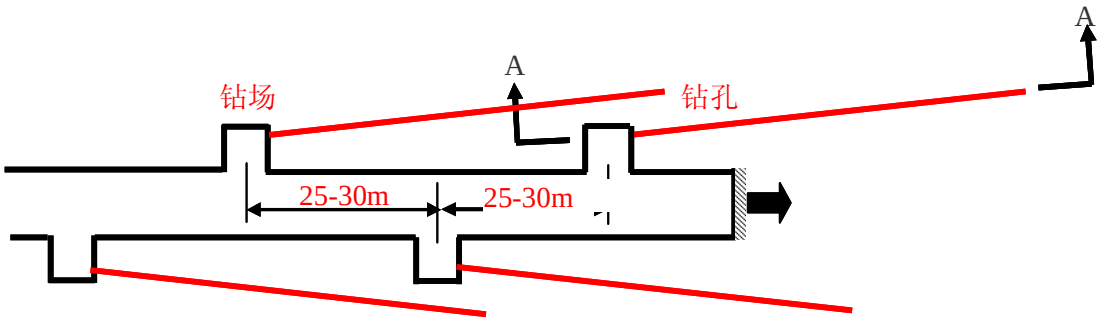
① 掘进煤层巷道时瓦斯涌出量超过 m^3/min，通风不易解决瓦斯问题。

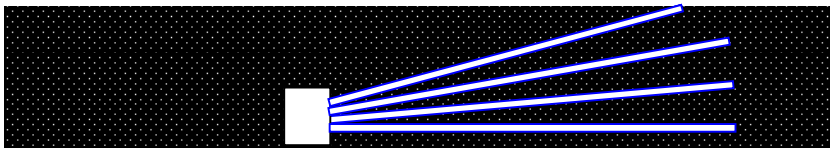
② 适于透气性低，预抽效果不好的煤层。

③ 抽出巷道周围煤体的卸压瓦斯，并可截取煤体深处涌出的瓦斯，减少涌入巷道的瓦斯量，抽放效果好。

④ 钻孔易漏气，往往不易保证规定的抽放瓦斯浓度。







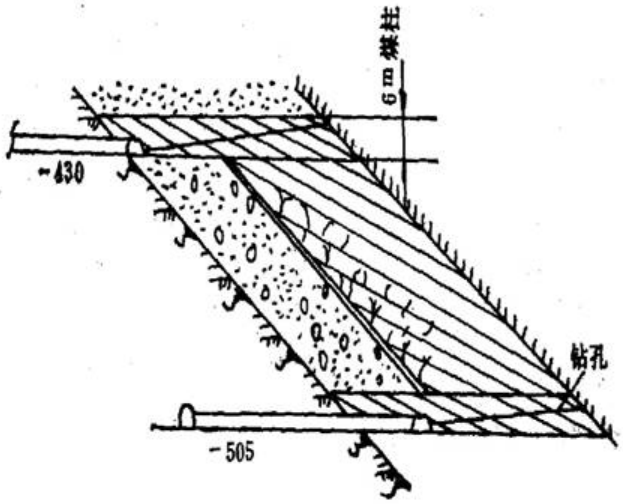
A—A剖面

双巷改单巷方法－－“钻墙” 边掘边抽瓦斯

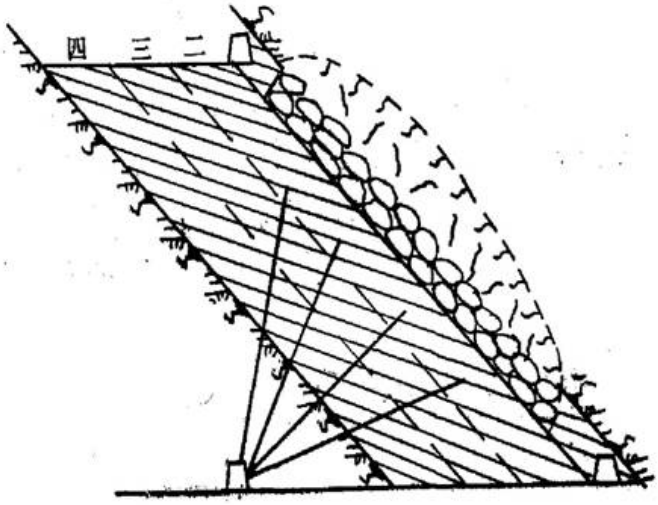
5、开采层卸压抽放

边采边抽

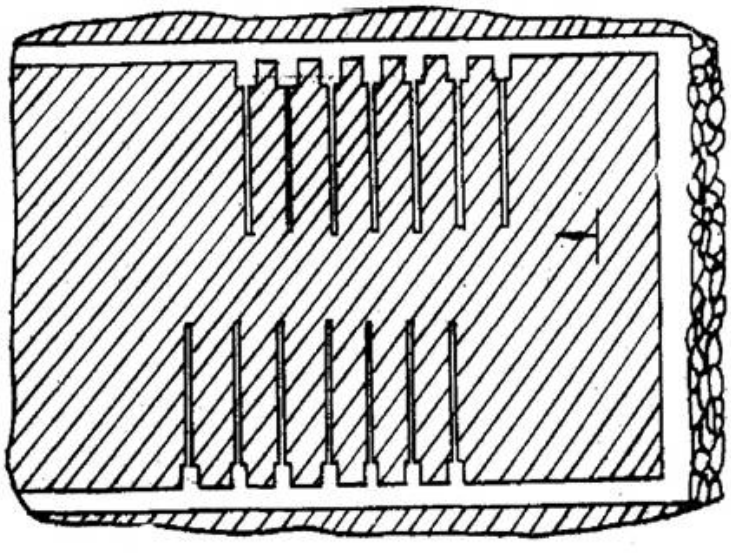
（1）厚煤层上行分层边采边抽

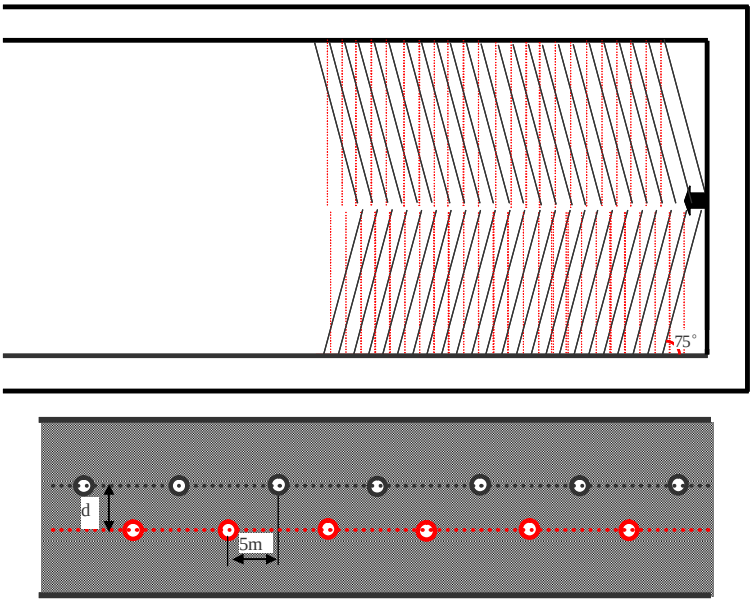


（2）厚煤层下行分层边采边抽



（3）一次采全高边采边抽



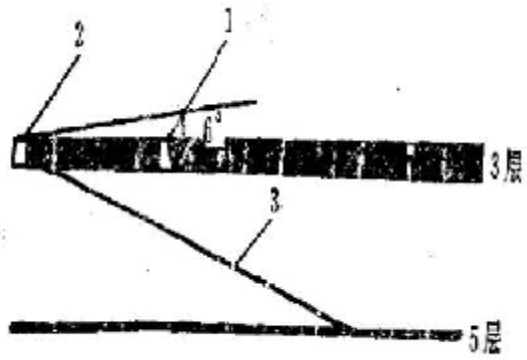


交叉钻孔强化预抽煤层瓦斯

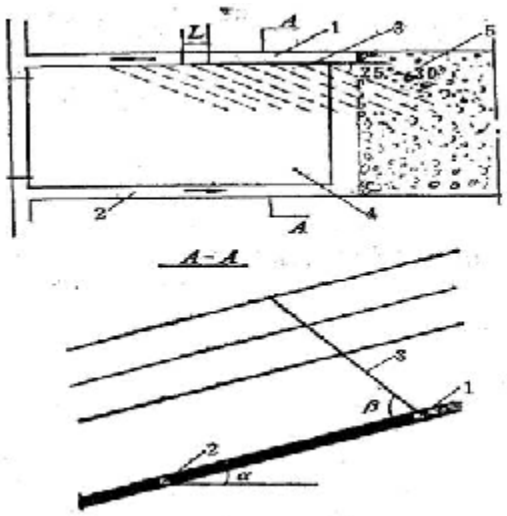
14.5.2 邻近层抽放瓦斯方法

1、从开采层层内巷道打钻孔抽放

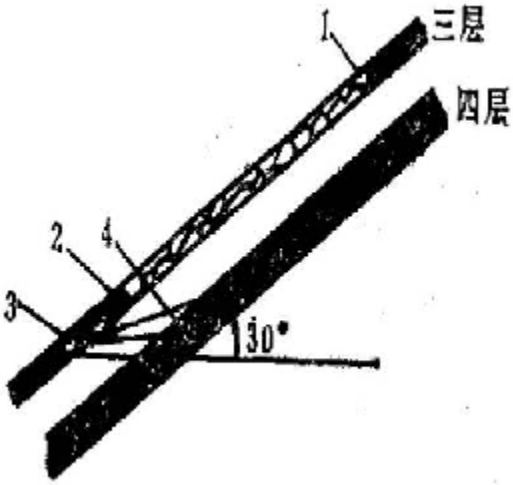
（1）尾巷倾斜钻孔抽放邻近层瓦斯



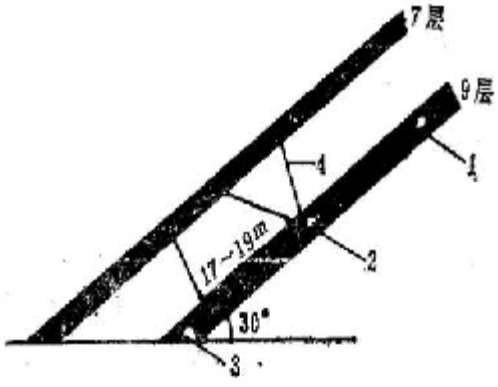
（2）迎面斜交钻孔抽放邻近层瓦斯



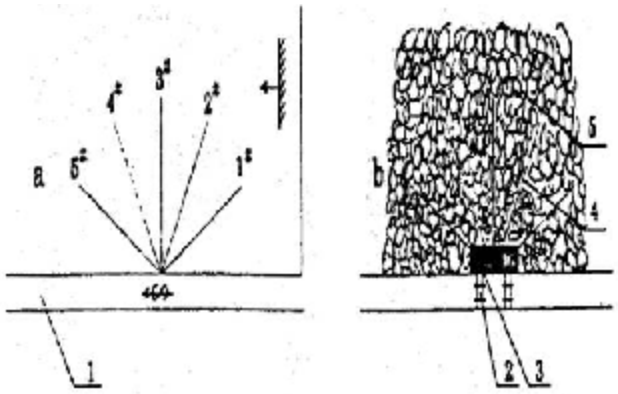
（3）运输巷钻孔抽放邻近层瓦斯



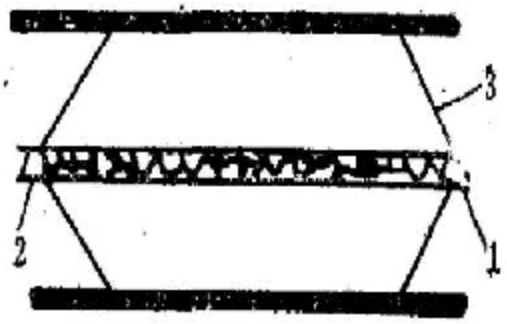
（4）中间巷钻孔抽放邻近层瓦斯



（5）回风巷钻场倾斜钻孔抽放上邻近层瓦斯

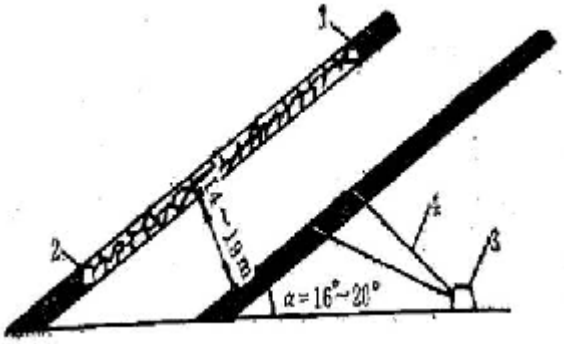


（6）回风巷与运输巷同时打钻孔抽放邻近层瓦斯

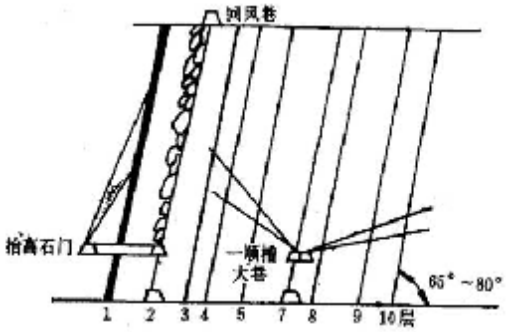


2、从开采层外打钻孔抽放邻近层瓦斯

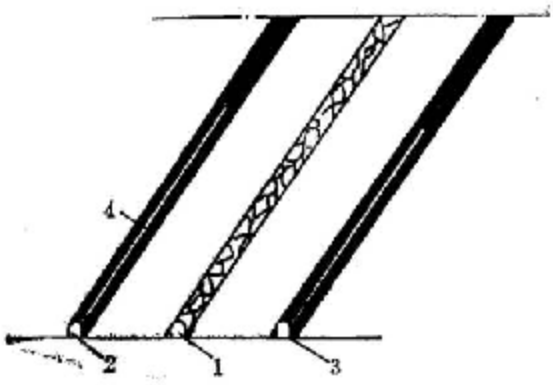
（1）底板岩巷钻孔抽放邻近层瓦斯



（2）顶板岩巷钻孔抽放邻近层瓦斯



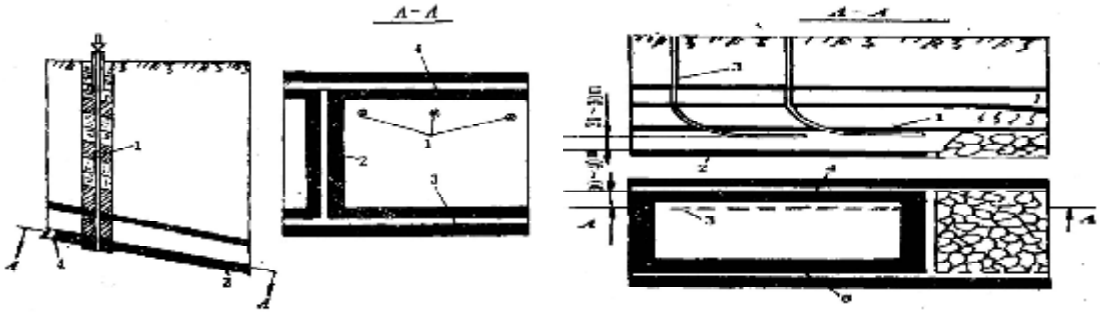
（3）邻近层巷道钻孔抽放邻近层瓦斯



3、地面钻孔抽放邻近层瓦斯

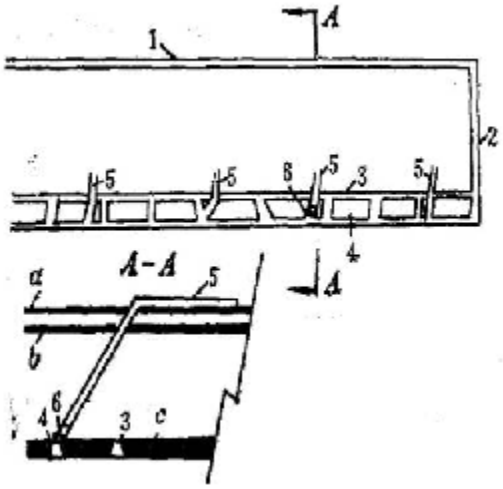
（1）地面垂直钻孔抽放邻近层瓦斯

（2）地面拐弯钻孔抽放邻近层瓦斯

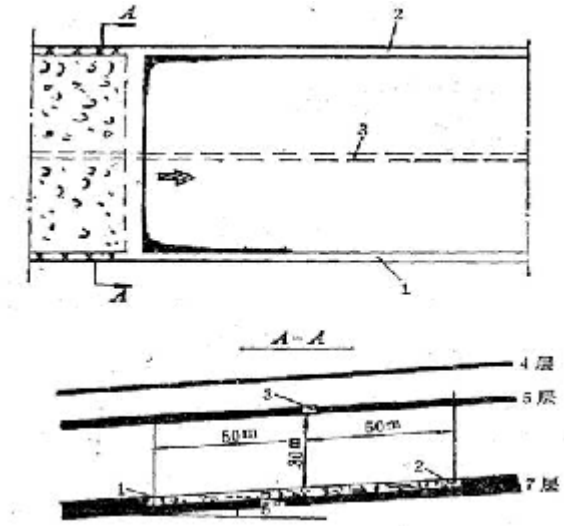


4、顶板瓦斯巷抽放上邻近层瓦斯

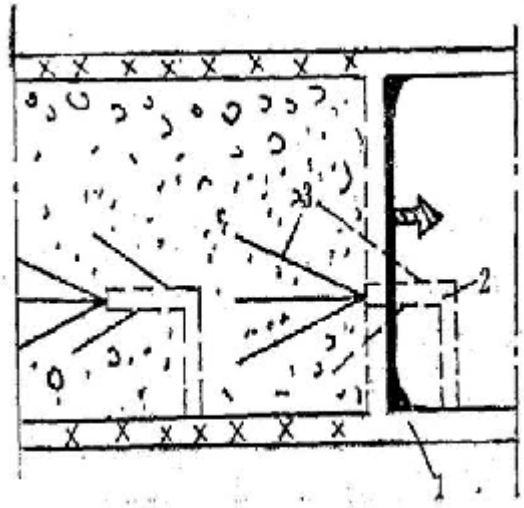
（1）平行工作面顶板瓦斯巷



（2）垂直工作面顶板瓦斯巷



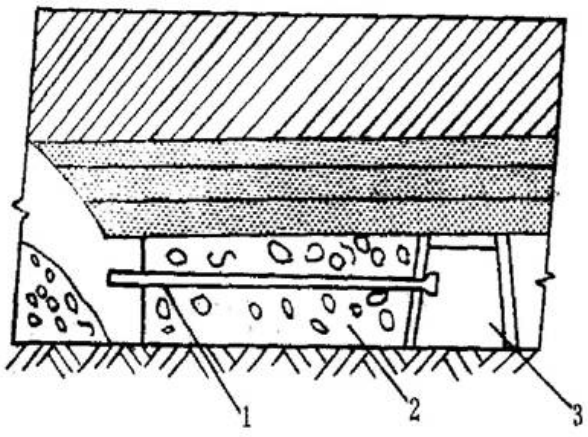
（3）瓦斯巷与钻孔综合布置



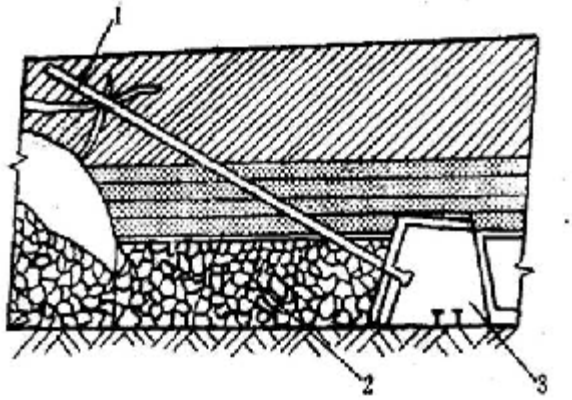
14.5.3 采空区瓦斯抽放

1、半封闭采空区瓦斯抽放

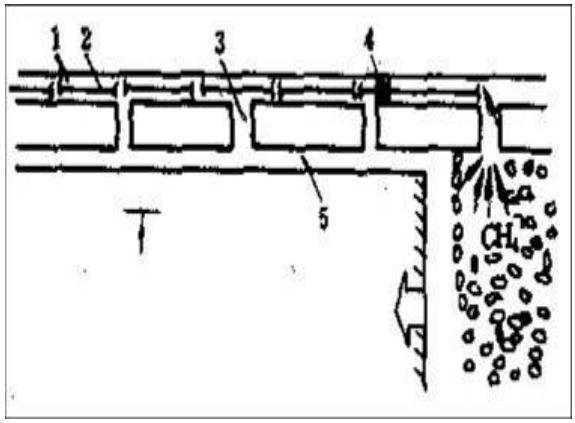
（1）插管抽放法



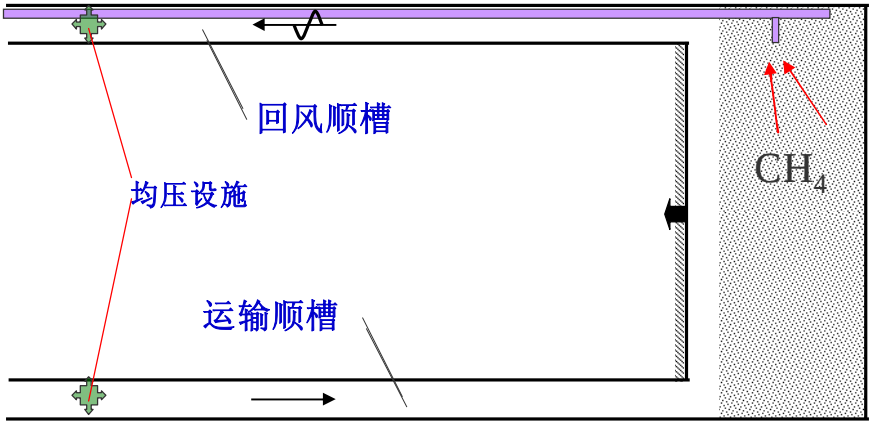
（2）向冒落拱上方打钻孔抽放



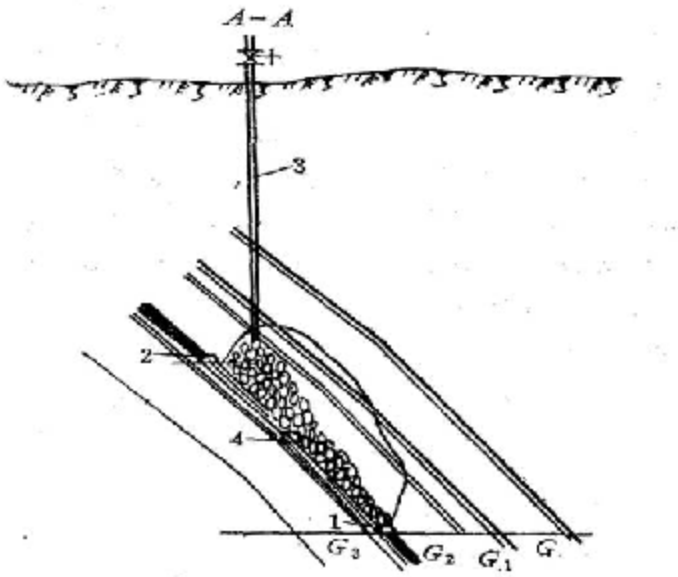
（3）工作面尾巷抽放



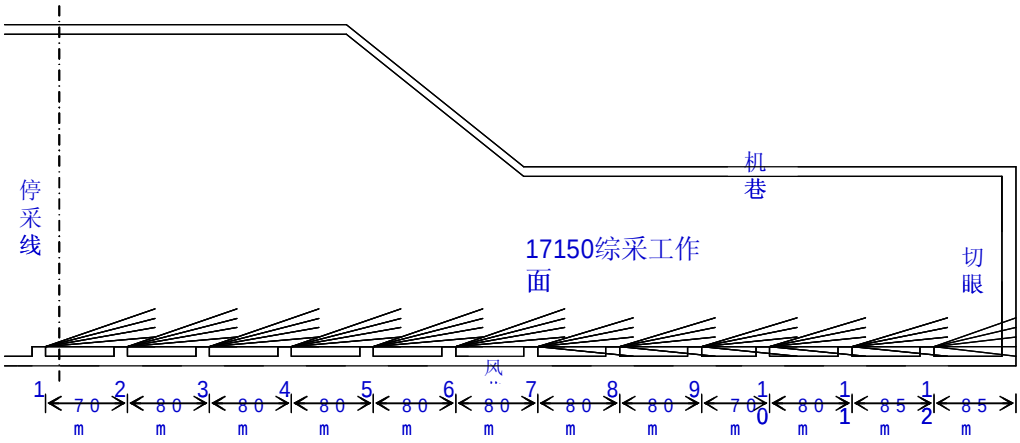
（4）均压埋管抽放



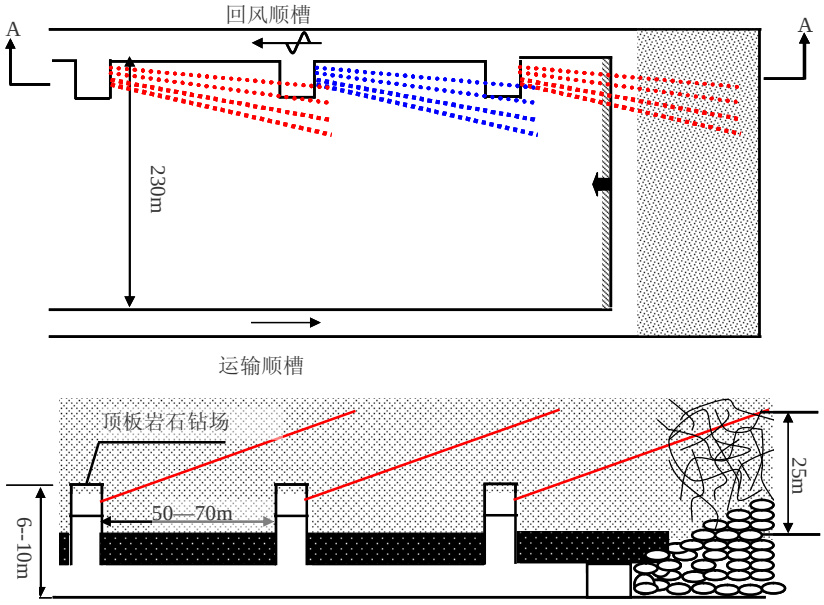
（5）地面钻孔抽放



（6）高位钻孔抽放

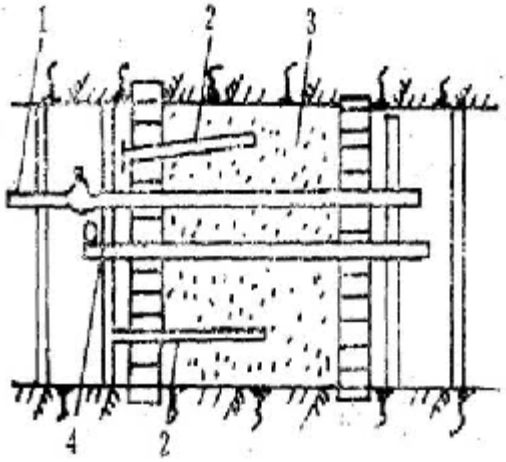


（7）分段走向顶板岩石钻孔高效抽放采空区瓦斯

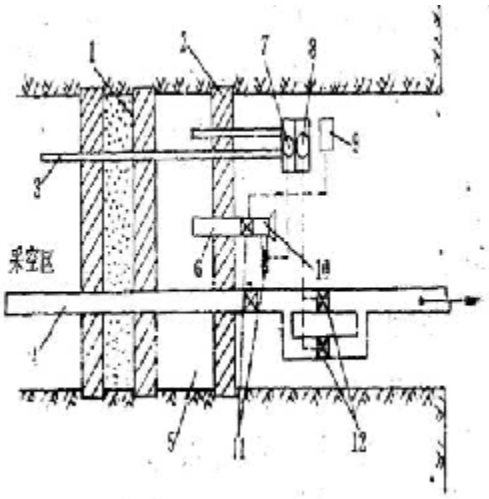


14.5.3　全封闭采空区瓦斯抽放

1、密闭巷道抽放采空区瓦斯



2、均压密闭抽放采空区瓦斯



3、报废矿井抽放

报废矿井的瓦斯储量丰富，而且能长时间地涌出瓦斯，因此应进行抽放并加以利用。如法国中央煤矿和卡齐埃煤矿，矿井报废后，分别抽瓦斯达 6～7.5 年，抽出量分别为 73.42×106m^3 和 17.88×106m^3。

14.6　综合抽放瓦斯方法及抽放瓦斯标准化

随着煤矿机械化水平的提高，以及综采放顶煤开采方法的应用，由于开采强度的大幅度提高，开采后(包括围岩)、邻近层，采空区等的瓦斯涌出量也急剧增加，有的工作面瓦斯涌出总量超过 100m^3／min ，这样大的瓦斯涌出量使原有的抽放方式、方法已不能消除工作面的瓦斯威胁。为了实现高产高效矿井(工作面)的高安全生产，要求抽瓦斯技术有一个新的突破，而解决高产高效矿井(工作面)的高瓦斯涌出问题的方法只能是实行综合抽放瓦斯。

“八五”期间，抚顺分院与松藻局协作，在大通二矿进行抽放瓦斯标准化研究工作，建立了抽放瓦斯示范矿井。在确定瓦斯来源上，应用分源预测法分别确定了工作面开采层、上邻近层、下邻近层和围岩瓦斯涌出量，为确定抽放方法提供科学依据。

在抽放方法上，根据瓦斯来源确定采用回风巷钻场倾斜钻孔抽放上邻近层瓦斯、底板瓦斯巷倾斜上向穿层钻孔抽放下邻近层瓦斯、穿层网格布孔与平行沿层钻孔相结合抽放开采层瓦斯、插管法抽放全封闭呆空区瓦斯的综合抽放方法。

（结束）