柱钻底量较小则支护系统的刚度将较大。换句话讲，支护系统刚度取决于顶梁与背顶材料的刚度、支柱本身的刚度以及底板岩层的“刚度”。

目前，金属顶梁一般认为是不可压缩的；背顶材料的被压缩率可达50%左右，且这些压缩在支柱工作阻力达到50kN以前已经完成，支柱工作阻力再增加，就表现出很大的刚度，即不再被压缩了。如果回采工作面中使用的是单体液压支柱，则在支柱初撑时，只要支柱初撑力超过50kN，就已完成背顶材料的压缩全过程（从这点出发，为保证支护系统刚度，单体液压支柱的初撑力不得低于50kN/根）。单体液压支柱与微增阻式摩擦支柱，如果能保持其本身的工作特性，其刚度还是较理想的（单从刚度观点看，木支柱本身刚度相当大，只因其可缩量太小，不适应顶板下沉，因而工作特性反而不好）。从底板岩层的“刚度”看，砂页岩、砂岩等中硬或坚硬的底板，其“刚度”较大，能保持整个支护系统处于较大的刚度之下；而煤、泥岩、页岩等较软或很软弱的底板，由于本身“刚度”太小，导致整个支护系统刚度降低，对控制顶板极为不利。因此，如果工作面底板比较松软，为了管好顶板，保证正常生产，就必须穿鞋，从而保证支柱钻底量不超过一定限度（100mm）。

4）支护参数之间的关系

进行采场顶板控制设计时，为保证采场有一定的支护强度，支柱平均工作阻力（或初撑力）、支柱密度、支柱系统刚度三者作为互有牵连的因素而被综合考虑。多数情况是，在解决一定的支护系统刚度的前提下（确定穿不穿鞋，穿多大的鞋），先确定支柱平均工作阻力（或初撑力），再确定支柱密度。有时是在解决一定的支护系统刚度的前提下，先确定支柱密度，再确定支柱平均工作阻力（或初撑力）。个别情况下，由于底板特别松软，甚至可以在降低支柱初撑力、加大支柱密度的前提下，保证支柱钻底量不超过一定限度。

2. 综采工作面支护参数

综采工作面中，与支护强度关系密切的支护参数只有支架初撑力。因为，在综采工作面，支架密度是定值，不能调整；而当支架选型应用后，支护系统刚度也不能调整（选型时，当然是软底要选大底座，从而保证支架钻底量不超过一定值）。

在综采工作面，要提高支护强度，只能是提高支架初撑力。从这方面考虑，液压支架额定初撑力与额定工作阻力的比值，应该比单体液压支柱额定初撑力与额定工作阻力的比值大，实际情况也正是这样。

3.1.3.3 单体液压支柱工作面支护质量与顶板动态监测

1. 监测支护质量的指标及指标值

对于单体液压支柱工作面，主要的采场支护参数则是支柱初撑力、支柱密度、支护系统刚度和支柱工作阻力。生产工作面支柱排柱距是确定的，一般不必对支柱密度进行监测，因此要监测的参数只是支柱的初撑力、支护系统刚度和支柱工作阻力。此外，为保证支柱本身的质量，还需要监测支柱刚度。

1）支柱初撑力

使用单体液压支柱的工作面，从防止发生冒顶事故（主要是防压、防推）出发，对支柱初撑力有一定的要求。所需支柱初撑力在工作面顶板控制设计中已确定。

由于防漏及保持顶板处于良好状态所需的初撑力，需通过调压试验或日常监测来确

定，因此开始进行支护质量与顶板动态监测时，可以先用防压、防推计算得出的初撑力为指标值，然后再在日常监测中加以修正。在监测中发现防压、防推有问题也应修正。

2）支护系统刚度

支护系统刚度是一个很重要的支护参数，但对其合理值的研究还不够，也就是说这个监测指标的指标值很难确定。当前暂以在支柱初撑力不低于 50kN/根的前提下，支柱钻底量不超过 100mm（包括穿鞋后）为指标值。

3）支柱刚度

支柱刚度是指单位支柱活柱缩量的支柱工作阻力的增量（kN/mm），它是监测支柱本身质量好坏、漏液是否严重以及是否失效的一个重要指标。若测得支柱刚度是负值，说明该支柱已失效。

4）支柱工作阻力

支柱工作阻力是反映采场支护强度的一个重要指标，也是计算支护系统刚度与支柱刚度的必需数据。支柱工作阻力一般只量测支柱末阻力（通常用末前排支柱工作阻力代替）。

应当指出，虽然在单体液压支柱工作面中，监测支护质量的指标是上述四个，但在现场量测的参数则是支柱初撑力、支柱工作阻力、采高、支柱活柱高度以及支柱钻底量等。

还有一点应作补充说明，当监测工作面两端四对八梁支护的初撑力时，由于一根长钢梁下的三根支柱互相影响，因此应在三根支柱都支设好后再测量其初撑力，只要其平均初撑力能满足要求即可。

2. 监测顶板动态的指标及指标值

顶板动态既包括顶板状态参数（顶底板移近量和端面顶板冒落高度，必要时还有顶板台阶下沉量），又包括与顶板控制有关的一些情况（顶板中的断层、采空区悬顶等）。

在使用单体液压支柱的工作面中，由于支柱的初撑力比较大，可有效地控制顶底板移近量与端面顶板冒落高度，因此可为这些指标确定明确的指标值。

（1）顶底板移近量。在工作面控顶范围内，每米采高的顶底板移近量不大于 100mm，这就是顶底板移近量的指标值。

（2）端面顶板冒落高度。一般情况下要求冒高不超过 200mm，这就是端面冒高的指标值。

（3）顶板中的断层。描述断层走向、落差、正逆、是否平行工作面等，为控制顶板提供可靠信息。

（4）采空区悬顶。描述采空区悬顶长度、范围，为制定控制措施提供依据。

3. 其他监测内容

除支护质量与顶板动态监测外，其他如监测时间、监测人员、工作面推进度等，只要需要，都可以进行监测。

4. 监测的具体做法

单体液压支柱工作面支护质量与顶板动态监测的具体做法，主要包括测线布置、数据量测和日常监报 3 个方面。

5. 落实整改工作

为使安全隐患得以及时消除，要求当班支护质量与顶板动态监测所获得的信息，以及为消除安全隐患所应采取的措施，在下一班班前会与工人见面，为此要求：

（1）井下监测人员应将量测的数据与素描的情况及时传送到地面。

（2）井上资料人员应及时将相关数据输入计算机，打印出“一表两图”后立即报送矿井领导、调度室及采煤队。

（3）矿领导会同有关技术科室，针对存在的问题及时制定出整改措施，并通知调度室与采煤队。

（4）采煤队应将“一表两图”填画在专用牌板上，连同矿井领导通知的整改措施，在班前会上全面向下井工人说明并布置任务。

（5）下井采煤队领导及工人到现场落实整改措施。

（6）调度室监督整改措施的落实动态。

6. 两点说明

（1）有关支护质量与顶板动态监测的指标、指标值，以及监测的具体做法（参考本章附录矿压观测与支护质量监测技术示范），各矿各工作面可根据自身的经验来确定。

（2）一个工作面不仅在装面阶段、初放阶段（直接顶初次垮落和基本顶初次来压）、拆面阶段需要监测，而且要特别重视初撑力的确定与监测。

3.1.3.4 综采工作面支护质量与顶板动态监测

1. 监测支护质量的指标及指标值

对于综采工作面，主要的支护参数有支架初撑力、支护密度、支护系统刚度及支架工作阻力。由于支护密度是固定的，支护系统刚度在支架选型后难以改变，因此综采所要监测的主要支护参数只有支架初撑力与支架工作阻力。

但是，综采支架的运行状态与支护质量关系也很密切，因而支架与工作面输送机的夹角、支架横向歪斜角、支架端面距、支架顶梁俯仰角、相邻支架顶梁错距以及支架间距等，必要时要进行部分或全部的监测。

1）支架初撑力

综采工作面，从预防顶板事故（主要是防压、防推）出发，对支架初撑力有一定的要求，所需支架初撑力在综采工作面控顶设计中已介绍了其确定方法。由于防漏及保持顶板处于良好状态所需的支架初撑力需经调压试验或日常监测确定，因此开始进行支护质量与顶板动态监测时，可先以计算得出的防压、防推所需的支架初撑力为指标值，然后再在日常监测中加以修正。由于工作面量测的是初撑压力值，因此还应将初撑力指标值转换为初撑压力指标值。

2）支架工作阻力

支架工作阻力是反映采场支护强度的一个重要指标，必须进行监测。但是，不能用采场控顶设计中确定的支架工作阻力值作为监测的指标值，因为采场控顶设计中的支架工作阻力是按可能的最大的数值确定的，而日常监测到的数值绝大多数低于这个数值。此外，测到的工作阻力最大值还能检验设计的合理性与对岩层参数估计的正确性。总之，监测时支架工作阻力是需要量测的，但没有指标值。

对于支架工作阻力，只要监测移架前的支架工作阻力即可。

移架前的支架工作阻力还可以用来判别支架是否失效。如果移架前的支架工作阻力比

支架初撑力还要低，说明该支架漏液严重，已经失效。一个综采工作面中，如果失效支架占全部支架的20%及以上，则该套支架已经不能保证安全生产。

3）支架与工作面输送机的夹角

支架与工作面输送机应该垂直，即其夹角应该是90°，允许偏差为±5°。

4）支架横向歪斜角

支架整体上垂直于顶底板，其横向歪倒不允许超过±5°。

5）支架端面距

对于中等稳定及软弱的直接顶，要求采煤后及时移架，端面距不宜超过340mm。

6）支架顶梁俯仰角

支架顶梁应与顶板平行支设，其最大俯仰角应不超过7°。

7）相邻支架顶梁错距

相邻支架其顶梁间不应有明显的错差，其最大允许错差值为顶梁侧护板高度的2/3。

8）支架间距

支架间距应按作业规程要求安置，其偏差不超过±100mm。

2. 监测顶板动态的指标与指标值

监测顶板动态的指标有下面两个：

（1）端面顶板冒落高度。一般情况下要求冒高不超过300mm，这就是端面冒高的指标值。

（2）顶板中的断层。对于顶板中的断层，应描述其走向、落差、正逆、是否平行工作面等，并填绘在专门的采矿工程平面图上，为控制顶板保证安全生产提供可靠的信息。

3. 其他监测内容

其他监测内容、监测的具体做法和整改的落实工作参见3.1.3.3。

3.2　巷道顶板事故及预防

3.2.1　棚式支护巷道顶板事故及预防

3.2.1.1　棚式支护巷道顶板事故的主要类型

在棚式支护的巷道中，导致巷道顶板事故的顶板压力，有垂直作用于棚式支架的顶板压力，有巷道无支护处或巷道支护失效处的顶板岩石体积力，也有平行于棚式支架的顶板推力。因此，从顶板压力与棚式支架的相互作用关系角度出发，可以把巷道顶板事故归纳为“压”、“漏”、“推”3种基本类型。也就是说，压垮型冒顶事故是指垂直于棚式支架的顶板压力压坏巷道支架而导致的顶板事故；漏冒型冒顶事故是指巷道无支护部分或支护失效部分（非压坏）的松散顶板因体积力作用冒落所导致的顶板事故；推垮型冒顶事故则是指平行于棚式支架的顶板力推倒巷道支架而导致的顶板事故。当然，由于事物的复杂性，有些顶板事故包括上述的两种或三种类型。

3.2.1.2　顶板岩层结构及冒顶特征

巷道顶板事故是多种原因共同作用的结果，顶板岩层结构是发生巷道顶板事故的主要影响因素。顶板岩层结构及冒落特征可以分为以下5种基本形式。

1. 镶嵌型岩层坠矸

1）岩层结构

（1）受古河床冲刷，重新沉积的岩块镶嵌在原沉积岩层内，形成大块镶嵌型结构。

（2）受地质构造运动影响，坚硬岩层的破碎包裹体楔入软岩层中，形成小块镶嵌型结构。或者由于岩层裂隙及断裂发育，互相切割，形成彼此镶嵌、形状复杂的块体。

2）坠落特征

（1）坠落岩块多为锅底形、人字形、鱼脊形、升斗形、长条形及草帽形等不规则形状。

（2）坠落岩块与原岩之间多为光滑结构面，层间亲和力较弱。

（3）开掘前呈镶嵌稳定状态，开掘后突然坠落在无支护空顶区。大块坠矸可能压垮不稳定的掘进工作面支架或使锚杆支护失效。

2. 离层岩层片帮冒顶

1）岩层结构

（1）顶板由薄及中厚层状、较稳定或中等稳定的炭质页岩、页岩、砂质页岩、粉砂岩或细砂岩交互组成，或为典型的复合顶板岩层。

（2）岩层节理及裂隙比较发育，互相切割或易于风化剥落。

2）冒落特征

（1）冒落形式多为片帮、风化剥落或局部冒顶。

（2）巷道开掘后，巷道顶板由弯曲、出现裂隙到产生离层下沉，冒落岩块呈片状、块状、板状或楔块状等。

3. 松散破碎岩层塌漏抽冒

1）岩层结构

（1）岩层主要由炭质页岩、页岩、砂质页岩、泥质细砂岩等组成，成岩程度低，胶结性及稳定性差。

（2）受强风化侵蚀、地质构造破坏和采掘影响形成的风化破碎带、断层破碎带、层间错动带及褶皱破碎带、挤压破碎带和围岩的松散破碎带。

2）塌漏抽冒特征

（1）一般先掉细末碎碴，继而由小往大塌漏抽冒，直到形成冒落拱或由顶部到两帮成自然安息角的扩大冒落拱。

（2）在缓斜及倾斜岩层内的巷道，一般沿层理面向倾斜上方塌冒。在急倾斜岩层内的巷道，向上方扩大抽冒范围。

4. 块状岩层断裂冒顶

1）岩层结构

（1）主要由硅质或铁质胶结的砾岩、砂岩及石灰岩等组成。

（2）块状岩层呈砌体结构时，因受地质构造影响较大，节理较发育，有少量软弱面和微张节理，呈中厚或厚层状，很少有离层现象。

2）断裂冒落特征

（1）围岩为块状砌体结构，当受地质构造破坏较大时，在空顶区易发生较大面积的顶板断裂冒落事故。

（2）在坚固性较差、易于风化的块状砌体结构围岩内，可生成砌块状冒落。

5. 软岩膨胀变形毁巷

1）围岩结构

（1）围岩构成包括泥质页岩、泥质砂岩、铝土质页岩、泥岩、黏土岩、膨润土及第三纪泥质胶结的岩层等。

（2）强度低，分层厚度小，结构简单，具有重塑性、崩解性、膨胀性、触变性及流变性等属性。

2）膨胀变形特征

（1）围岩变形量大，变形持续时间长，遇水导致崩解式的膨胀与变形。

（2）巷道多表现为环向受压，出现拱顶破坏，两帮内挤及普遍底鼓的全面膨胀变形状态。

上述5类巷道顶板事故中，镶嵌型围岩坠矸事故约占50%，离层型围岩片帮冒顶事故和松散破碎围岩塌漏抽冒事故占40%以上。

3.2.1.3 巷道顶板事故影响因素

影响巷道顶板破坏的因素基本上可分为自然因素和开采技术因素两大类。

1. 自然因素

1）围岩性质及结构特征

围岩性质对巷道变形与破坏有决定性影响。反映岩石强度的力学指标很多，其中以岩石的单轴抗压强度具有代表性而且比较容易获得，是目前评价巷道稳定性的重要指标。但是，巷道的破坏不仅仅取决于围岩强度，还与围岩结构特征有密切关系。其中，影响最大和最普遍的是层理和节理。一般可将各种节理裂隙分为原生裂隙、构造裂隙及压裂裂隙。

2）巷道埋深和煤层倾角

开采深度大时上覆岩层重量大，直接影响到巷道围岩中原始应力的大小。在高地应力作用下，巷道围岩进入塑性状态，巷道围岩的“挤、压、鼓”破坏现象将更为严重。岩层受重力变形，积聚的能量与深度的平方成正比。因此，对有冲击地压危险的矿井，随着深度的增加，发生冲击地压引发巷道顶板事故的次数与强度都将显著增加。

煤层倾角不同时，巷道主要受压方向不同，往往改变巷道变形破坏形式和使支架受载不均衡。倾斜或急斜煤层中的巷道常出现非对称式变形和破坏，而且当顶板中存在大倾角的密集光滑节理时，可能出现抽条式局部冒顶。通常，位于大倾角煤层中的巷道顶部压力较小，而侧向压力尤其是顶帮一侧压力较大，常导致巷道由于片帮引起顶板事故。

3）地质构造和地应力分布

煤层中最常遇到的构造破坏是断层。断层两侧通常存在大量断层泥和断层角砾岩等未经胶结成岩石的松散集合体。断层破碎带内物质之间的黏结力、摩擦力都很小，自承能力很差，一旦暴露就很容易冒落。

巷道通过断层、褶曲等构造变动剧烈的地带。由于该地带煤岩层受到强大构造应力的作用，岩层内产生大量剪切裂隙，比较破碎。巷道穿过岩性突变地带时，在其交界处容易出现岩棱、岩棺等，掘进过程（如石门揭煤等）中引起顶板塌冒。其他如风化侵蚀、岩浆侵入的挤压、破坏了顶板整体结构，加剧形成巷道顶板冒落结构。

水平应力是影响巷道顶板冒落、底板鼓起、两帮内挤的重要因素。在水平应力作用下薄层页岩类岩层沿层面滑移，厚层的砂岩类岩层以小角度或沿小断层产生剪切，顶板失稳

冒落。构造应力具有明显的方向性，巷道轴向与构造应力方向之间夹角不同，巷道围岩水平应力集中程度也不同，且有很大差异。因此，在构造应力影响较强烈的区域，要重视巷道布置方向，削减构造应力对巷道围岩稳定性的影响。巷道轴向与构造应力方向平行时，构造应力对巷道的稳定性影响最小；巷道轴向与构造应力方向垂直时，影响最大。

4）水的影响

巷道围岩中含水较大时，会加快和加剧巷道的破坏。对于节理发育的坚硬岩层，水使受节理剪切的破碎岩块之间的摩擦系数减小，容易造成个别岩块滑动并冒落。同时，岩石含水后普遍有软化现象，巷道围岩的强度明显削弱，稳定性大幅度降低。

2. 开采技术因素

1）工作面回采技术影响因素

开采技术因素中，对巷道破坏影响最大的是回采工作状况，取决于掘进与回采工作在时间上和空间上的相互关系。如巷道是处于一侧受采动影响还是两侧受采动影响，是仅受一次采动影响还是将受多次采动影响。巷道邻近回采空间时，高应力集中在巷道上方两个隅角（顶板煤壁交界面）处，产生大于岩层剪切强度的剪应力。在工作面端头破断形成弧形三角岩块。沿空巷道位居弧形三角岩块的下方。弧形三角岩块的回转或弯曲下沉对沿空巷道顶板岩层结构的稳定起重要作用。厚煤层分层开采时，中下分层平巷顶板为再生顶板或人工假顶。

2）巷道掘进技术影响因素

在巷道交岔口除应力集中外，较大的临空面既加大了顶板弯曲、离层下沉的跨度，也增加了顶板坠矸和围岩塌漏抽冒的几率。在巷道贯穿或开口的部位，由于巷道顶板再次扰动，很容易导致冒顶事故发生。修复巷道、改棚作业时也是如此。

沿空留巷巷旁用煤柱保护、砌矸石带或建造刚性充填带，巷道顶板破坏程度有所不同。巷道断面形状和大小，巷道掘进方法以及巷道本身采用的支护类型、支护方式、支护参数等都直接影响巷道顶板的稳定性。

3.2.1.4 压垮型冒顶事故的机理及预防措施

1. 巷道开口、交岔点、贯通老巷处顶板岩石压垮型冒顶

1）冒顶的特点及原因

巷道开口、交岔点在掘进第二条交接巷道时，两条交接巷道两侧的支撑压力会发生相互叠加，在交岔点拐角岩柱中，支撑压力的形成机理具有空间特征。由于巷道交岔点两侧的支撑压力叠加，应力集中系数和塑性区进一步增大。拐角岩柱中塑性区尺寸随顶板暴露面积、深度、压应力集中系数的增加和围岩坚固性的降低而增大。在采准巷道的交岔点处，顶板岩石冒落的深度，超过单一巷道冒落深度的0.4～0.7倍。作用在交岔点处支架上的平均荷载，相应地比单一巷道高0.2～0.5倍。巷道交叉处冒顶事故往往发生在巷道开岔的时候。因为开岔口需要架设抬棚替换原巷道棚子的棚腿，如果开岔处巷道顶部存在与岩体失去联系的岩块，并且围岩正向巷道挤压，而新支设抬棚或强度不够，或稳定性不够，就可能造成压垮型冒顶事故。

煤矿顶板事故中，巷道贯通地点由于顶板悬露面积大，受二次掘动等因素影响，是巷道顶板事故的多发地点。在巷道贯通地点，往往由于支架支撑力不足造成巷道支架被压垮破坏而发生压垮型冒顶事故。

2）预防巷道开口、交岔点、贯通老巷处顶板岩石压垮型冒顶措施

预防巷道开岔处冒顶的措施：

（1）开岔口应避开原来巷道冒顶的范围。

（2）必须在开口抬棚支设稳定后再拆除原巷道棚腿，不得过早拆除，切忌先拆棚腿后支抬棚。

（3）注意选用抬棚材料的质量与规格，保证抬棚有足够的强度。巷道交岔点的支架棚梁和棚梁连锁成一体。

（4）开帮与被开帮的巷道之间要保持一定的夹角。根据阳泉、平顶山等局矿经验，一般开岔贯通的两条巷道之间的交角在45°～90°之间为好。

加强掘进巷道贯通的安全技术措施：

（1）掘进巷道贯通时必须制定专项安全措施，确保施工安全。

（2）与采空区或旧巷贯通，必须事先绘制测量图，摸清采空区或旧巷内的水、火、瓦斯情况，并根据《煤矿安全规程》的有关规定，制定专项安全措施，严格贯彻执行。

（3）对头掘进贯通的巷道，必须准确测量贯通距离，绘制测量图，并由测量人员及时填绘施工进度。当两个掘进工作面相距20m时，必须停止一个掘进头，实行单头作业，并必须保持被停掘进头的正常通风。

（4）贯通前5～10m起，根据顶板完整情况和压力大小，架棚掘进巷道应缩小循环进尺和棚距，严格按质量标准搞好支护。

（5）加固抬棚长度不小于设计永久抬棚长度，并且支护断面应大于巷道贯通断面。

2. 复合顶板、滑移面岩层压垮型冒顶

1）冒顶的特点及原因

巷道冒顶事故中，复合顶板冒顶事故占有相当的比重。复合顶板就是离层型顶板巷道掘出后，顶板下部岩层岩石强度低、分层薄，其挠度比上部岩层大，而上、下部岩层间黏结力很小，因此下部岩层与上部岩层形成离层。典型的复合顶板有如下3个特征：

（1）煤层顶板由下“软”上“硬”不同岩性的岩层组成。

（2）“软”、“硬”岩层间夹有煤线或薄层软弱岩层。

（3）下部“软”岩层的厚度通常情况下不小于0.5m，而且不大于3.0m。发育在煤层顶板附近的滑动构造及其派生的各种构造现象如滑面两侧分支断裂发育，出现几厘米的破碎带，形成由顶板岩石和煤层碎块混杂的滑裂岩。在层滑作用下，顶板岩石插入煤层的二合顶现象，严重破坏了煤层顶板的稳定性，对岩层裂隙的发育有明显的控制作用。在复合顶板岩层中切割出大块游离顶板岩石，成为巷道顶板巷道冒顶事故的隐患。

2）预防复合顶板、滑移面岩层压垮型冒顶技术措施

（1）地质构造、顶板结构对巷道顶板冒落影响较大，在巷道施工前必须摸清地质构造及顶板结构，并在地质图上标明地质构造及断裂发育带的位置，以便施工时采取安全技术措施。

（2）在滑动构造发育地带，要加强顶板管理，开拓中严禁沿滑脱面掘进，防止冒顶事故的发生。

（3）保证支架有足够的支护阻力和支护强度，拱形支架的卡缆是决定支架阻力大小的主要因素之一，开滦（集团）有限责任公司规定拱形支架的卡缆扭紧力矩不得小于

240kN·m。锚杆支护巷道要加密锚杆、锚索。

（4）施工巷道掘进工作面10m内使用防倒器，安装架间拉杆以增加支架的稳定性和整体性。工作面出现“伞檐”应先处理掉。

（5）合理选择巷道位置及掘进时间，根据离层型围岩特征，采用与之相适应的金属拱形可缩性支架，支架顶和帮必须插严背实。

（6）优先选用综掘机破岩，减少顶板扰动；采用爆破作业时，应采用光面爆破，严格控制能引起顶板震动及活动加剧的工序。在复合顶板下掘进时，爆破断面应略小于设计断面轮廓线。缩小空顶距离，以便爆破后及时扶棚。

3. 工作面切眼、绕道掘进工作面压垮型冒顶

1）冒顶的原因

工作面切眼和绕道断面较大，悬顶面积大；在掘进过程中炮眼较深，装药量大，对不稳定顶板震动大，使顶板比较破碎。同时，周围巷道布置复杂，回采时对巷道顶板的支撑力不足，受回采工作影响巷道易发生压垮型冒顶。

2）预防工作面切眼、绕道掘进工作面压垮型冒顶技术措施

（1）地质条件不好的情况下，大跨度巷道不采用一次掘够全宽的施工方法，而采用小断面掘进后，再扩帮的施工方法。

（2）搞好支架的壁后充填。支架上顶和两帮必须插严背实，空顶处必须充填严实或用木垛接顶。严禁使用金属液压支柱和木支护混合支护。

（3）指定专人负责检查和处理顶板。根据顶板稳定情况及时采取适当的临时支护。

（4）采用打密眼、打浅眼、少装药的爆破方法，要严格控制能引起顶板震动及引起顶板活动加剧的工序。

3.2.1.5 推垮型冒顶事故的机理及预防措施

1. 倾斜、急倾斜煤（岩）层巷道推垮型冒顶

1）冒顶的特点及原因

统计表明，推垮型冒顶大部分发生在斜巷。在倾角较大的倾斜或急倾斜煤（岩）层中破顶掘进巷道时，由于顶板岩层沿层面方向的约束条件受到破坏，巷道上部顶板岩层在自重作用下产生沿层面方向下滑的侧向力。当沿层面方向运动的顶板岩层范围较大，侧向力超出某一限度后，支架因不能承受侧向力作用而被推倒或推垮。

2）预防倾斜、急倾斜煤（岩）层巷道推垮型冒顶措施

（1）优先采用锚网索支护。采用架棚支护时，保证支架有足够的支护阻力，尤其是支架架设后的初始工作阻力。考虑到巷道冒顶时垮落的岩石常常以动载荷作用于支架上，取一定的安全系数。

（2）安装架间拉杆以增加支架的稳定性和整体性。

（3）搞好支架的壁后充填。支架上顶和两帮必须插严背实，空顶处必须充填严实或用木垛接顶，不能给予岩块自由活动的空间。

（4）严格控制能引起顶板震动及引起顶板活动加剧的工序。

2. 厚煤层中、下分层巷道推垮型冒顶

掘进厚煤层中、下分层平巷时，往往由于以下几方面原因引起上分层金属网的坠落、推垮支架：

（1）由于上分层开采后，顶板冒落碎矸之间黏结力很弱，掘进工作面空顶后若不及时支护，金属网上部的碎矸会很快下沉引起坠网。

（2）掘进工作面附近的支架由于没有背实刹紧，或者支架下部有浮矸、浮煤时，支架不吃力，金属网兜内的矸石重力和顶板的压力使金属网承受很大的张力，当达到极限时，网兜会突然崩裂，兜内的矸石冲出，使周围支柱卸压倾倒，形成推垮型冒顶。

（3）架间背顶不严引起空顶，或者局部出现网破现象时，会出现支架空挡间小网坠或局部漏冒现象。这种现象如果得不到及时控制，小网坠与漏冒将逐渐扩大，形成推垮型冒顶。

3.2.1.6　漏冒型冒顶事故的机理及预防措施

1. 掘进工作面空顶作业漏冒型冒顶

1）掘进工作面漏冒型冒顶的特点

（1）掘进工作面绝大多数漏冒型冒顶事故是由于个别岩块掉落或薄岩层脱落而造成的，在实体煤（岩）体中掘进时，掘进工作面漏冒型冒顶事故均为个别岩块掉落所致。

（2）几乎所有的掘进工作面漏冒型冒顶事故都是在空顶作业的情况下发生的（约占总数的72%），造成事故的主要原因是由于对掘进工作面新悬露的顶板没有及时架设临时或永久支护。虽然空顶距离有大有小，空顶时间有长有短，但在空顶的情况下进行支护、出矸（煤），甚至进行打眼等工作，往往容易发生岩块冒落事故。

（3）掘进工作面顶板悬露面积小，巷道顶板在端面及两侧均受到原岩体的支撑、约束作用，掘进工作面冒顶事故一般无预兆。

2）预防掘进工作面空顶漏冒型冒顶措施

为了避免掘进工作面空顶作业顶板冒落伤亡事故的发生，原煤炭部生产司曾专门下发了《关于加强掘进顶板管理严禁空顶作业的通知》，其主要内容如下：

（1）严禁空顶作业。①掘进工作面凡采用架棚结构支护方式的，作业规程必须制定使用金属前探梁的措施，对不使用前探梁的不准作业。②采用单体支柱方式的，也必须制定相应暂时支护措施；施工中按章作业。③无论采用何种支护方式，作业规程都必须明确规定最小、最大空顶距离。对超过空顶距离，而不先支护继续其他工作的，按违章处理。

（2）严格执行敲帮问顶制度。进入工作之前，要先责成有生产经验的人员进行敲帮问顶，彻底排除浮矸活石，如处理活矸可能发生危险或遇有撬不掉的活动岩块，必须先设置临时支护。

（3）加强临时支护。临时支护的材质及规格质量，应在作业规程中严格规定。在实际操作中，必须达到规程要求，要使临时支护真正发挥作用。

（4）应推广使用技术先进的前探支护方式，机掘巷道应推广使用机载式前探支护。

（5）工作面顶板破碎处，先采用护顶锚杆或撞楔超前支护。

2. 翻修支架漏冒型冒顶

巷道翻修时由于围岩内应力二次分布，顶板破坏范围扩大，巷道翻修作业地点极易出现漏冒型冒顶。煤矿企业应依据实际情况制定并执行防漏冒措施。

3.2.1.7　综合类型冒顶事故的机理及预防措施

1. 造成综合类型冒顶的地质因素

综合类型冒顶主要是地质条件变化引起的，包括两种或三种类型的冒顶。造成巷道顶板冒顶的地质因素有：

（1）巷道通过断层、褶曲等构造变动剧烈的地带。由于地质构造运动的作用，岩层内产生大量剪切裂隙，岩层节理发育，多组节理互相切割，破坏了岩体的完整性，巷道掘进引发顶板冒落。

（2）巷道穿过岩性突变地带时，在其交界处容易出现岩棱、岩棺等，掘进过程中引起塌冒（石门穿煤等）。

（3）构造应力主要集中在地质构造变动比较剧烈的地区，如褶曲带中曲率半径比较小的地点、岩层发生扭转的地点、断层附近，特别是断层端部和两断层交汇的地点，以及岩层厚薄发生剧变的地点，水平构造应力比其他水平应力要高得多。水平构造应力是影响巷道顶板冒落，底板鼓起，以及两帮内挤的主要因素。

在断层、褶曲等地质构造破坏带掘进巷道时顶部浮石的冒落，在层理裂隙发育的岩层中掘进巷道时顶板抽条冒落等，属于漏冒型冒顶事故。因爆破不慎崩倒附近支架而导致的冒顶，因接顶不严而导致岩块砸坏支架的冒顶，属于压垮型或推垮型类型的冒顶。此外，漏冒型冒顶也可能同时引起推垮型冒顶，压垮型冒顶也可能发展成推垮型冒顶，例如，掘进工作面无支柱部分片帮冒顶推倒附近棚子导致更大范围的冒顶等。

2. 巷道通过断层时冒顶及其预防

1）冒顶的特点及原因

断层的存在可改变顶板冒落的一般规律，而使顶板沿断层切下。无论是正断层还是逆断层，在断层下盘靠近断层面附近最易冒顶。当巷道掘进过断层影响带时，顶板岩体中发育的小褶皱常使顶板条件恶化，顶板的稳定性极差。Ⅲ级及其以上结构面，断裂带常以一主断层为核心，在其两侧发育不同级别、方向的次级结构面。断层切割顶板岩层为不连续介质，顶板岩块沿层面的滑动和岩块自身的滚动成为顶板岩层的主要破坏形式。

在断层破碎带中，其充填物为松散、破碎、完整性差的碎块岩体和岩泥组成，可依据松散岩体力学理论进行地压计算。断层破碎带压力主要影响下盘岩层，且倾角越小影响范围越大；以倾角45°为临界角，小于45°时，压力影响主要表现在下盘岩层，大于45°时，主要表现在破碎带内下盘边缘处。小倾角断层破碎带巷道支护体破坏均在破碎带外下盘岩层中，大倾角一般在下盘盘面处或破碎带内，且小倾角断层破碎带压力变化缓、范围大，大倾角断层则压力变化急，范围小。

2）巷道通过断层时冒顶事故预防措施

（1）提前预测断层位置及其影响范围。充分利用现有地质资料对未来掘进工作面进行预测和分析，提前预测和确定断层的存在，并对其影响范围进行分析，是保证煤矿安全高效生产的前提条件。

（2）合理布置巷道。由于断层破碎带围岩塑性变形或松动变形较大，应采用圆形或拱形断面。巷道与断层平行布置时，巷道应布置在上盘岩层；只能布置在下盘时，要避开压力影响区。当巷道通过断层破碎带时，应尽量采取直交的方式，缩小影响范围。

（3）及时合理调整支护参数。要注意断层破碎带尤其是断层面附近支护参数的调整。除采用圆形或拱形断面，还可在壁后衬加一层柔性材料达到高压时让压的目的。

（4）加强巷道顶板观测工作，减少人为因素。对巷道顶板观测能有效监测顶板离层状况，及时掌握顶板变化情况。发现顶底板离层变形后，应及时加固、维修；巷道地质条件变化后，及时反馈信息，有利于支护参数的及时修改。

（5）过断层处顶板易抽冒段，可采用提前注浆加固后再掘进通过。

3. 巷道穿过岩性突变地带掘进工作面冒顶及其预防

1）冒顶的原因

顶板岩性突变地带掘进工作面冒顶通常有以下几个原因：

（1）巷道掘进中顶板岩性发生突变，在岩性突变处顶板连续性遭受破坏，顶板在自重作用下有沿岩性突变面下沉的可能。

（2）在岩性突变处顶板出现板棱，镐刨不掉时改用爆破崩落，对顶板震动比较大，引起岩性突变处顶板台阶错动。

（3）爆破后掘进工作面空顶面积加大，岩性突变处顶板错动加剧，此时未及时打点柱控制顶板的下沉。

（4）在特殊地段，围岩较破碎，顶板层理发育稳定性差，支架的承载能力不足，容易发生冒落。

2）巷道穿过岩性突变地带掘进工作面冒顶事故预防措施

掘进巷道在通过顶板岩性突变地带时，由于围岩强度低、稳定性差，帮顶压力大，在安全管理方面应做好以下几方面工作：

（1）加强巷道掘进地段的地质调查工作，及时制定具体的施工方法与安全措施。

（2）在顶板岩性突变地带中掘进巷道，应做到一次成巷，尽可能缩短围岩暴露时间，减小顶板出露后的挠曲离层，提高顶板稳定性。

（3）施工中严格执行操作规程，随时注意观察围岩稳定状况的变化。

（4）减小空顶距离，及时支设临时支架，永久支架也要及时支护，滞后距离不得大于2～4m。

（5）巷道支架背板严实。一方面提高支架对围岩的支护能力，另一方面防止掘进中漏顶或漏帮。

（6）在顶板岩性突变地段，要及时打点柱支护突变带顶板。对伞檐状危岩要及时敲掉，敲不下时，要在伞檐下打上撑柱，并在其下加密柱棚，或加打抬棚。

3.2.2　锚杆支护巷道顶板事故及预防

3.2.2.1　锚杆支护巷道顶板冒顶基本形式

1. 锚杆支护巷道顶板冒顶的特点及成因

锚杆支护巷道冒顶事故与架棚支护巷道的冒顶事故相比，具有以下特点：

（1）锚杆支护巷道冒顶事故一般发生在地质条件变化的地点，如有小断层，顶板岩石破碎，顶板裂隙发育，近距离煤层、顶板有煤线或有岩层弱面存在的复合顶板，以及采动压力叠加的应力集中区域。

（2）锚杆支护巷道冒顶范围较大，冒顶宽度一般小于巷道宽度，冒顶高度一般是巷道高度的1～2倍，呈现顶板整体冒落状态，大多发生在掘进施工期间。

（3）锚杆支护巷道冒顶大多瞬间发生，随机性大，呈突发性。巷道锚杆支护大多属隐蔽性工程，煤层顶板的破坏隐蔽性强，许多冒顶没有明显的预兆。

2. 锚杆支护巷道顶板冒顶基本形式

在锚杆支护的巷道中，导致巷道顶板事故的顶板压力，同样是垂直锚杆轴向方向的顶板压力，巷道无锚杆支护处或锚杆支护失效处的顶板体积力，以及平行于锚杆轴向方向的

顶板水平推力。因此，在锚杆支护的巷道中把巷道顶板事故归纳为由于托锚力失效导致的顶板整体压冒型冒顶事故、由于黏锚力过小产生松漏冒型冒顶事故、由于切向锚固力丧失引发的挤压破裂型冒顶事故以及综合类型冒顶事故。

整体压冒型冒顶有：

（1）掘进工作面复合、镶嵌型围岩坠矸冒顶。

（2）锚固区外离层顶板整体压冒。

（3）锚固区内离层顶板整体压冒。

松漏冒型冒顶有：

（1）松软围岩松漏冒顶。

（2）地质构造带围岩松漏冒顶。

（3）采动影响剧烈带围岩松漏冒顶。

挤压破裂型冒顶有：

（1）水平应力挤压破裂型冒顶。

（2）采空区岩层移动挤压破裂型冒顶。

3.2.2.2 整体压冒型冒顶事故机理及预防措施

1. 掘进工作面复合、镶嵌型围岩坠矸冒顶

1）冒顶的特点及原因

掘进迎头镶嵌型围岩坠落，主要是由地质条件造成的。巷道顶板为镶嵌型结构、碎裂结构等不稳定顶板，除层面发育外，还发育有多组结构面，其间贯通性好，将岩体切割破碎。顶板整体强度低，开挖后自稳能力差，自稳时间多为几小时。当岩体自重在弱面上引起的下滑力超过侧向挤压所形成的摩擦力时，岩块就会发生冒落，造成冒顶事故。根据弱面分布和彼此组合关系的不同，可能出现三角形、梯形、矩形等岩块冒落。

2）掘进工作面复合、镶嵌型围岩坠矸冒顶预防措施

（1）巷道顶板煤、岩互层已破碎，岩层的整体性受到破坏，必须采取短掘短支的施工方法。

（2）巷道掘进施工中，必须有临时支护。

（3）巷道穿过的围岩复杂多变时，实际施工中要对穿过岩层、层位、断层、褶曲、破碎岩层的层理节理、水文状况等，进行收集、比较、测试、分析，发现问题及时修改支护设计、支护形式和施工方法。

2. 锚固区外离层顶板整体压冒

1）冒顶的特点及原因

（1）顶板为离层型或镶嵌型结构。锚固区外离层顶板整体压冒主要原因是支护设计不当，巷道顶板为离层性的复合顶板。离层性的复合顶板存在薄、中交互，并有0.5～1.2m以下较弱岩层或煤层。巷道掘进后，空顶区顶板易发生弯曲、离层、下沉，造成围岩整体稳定性差。或受地质构造运动影响，形成小包裹体镶嵌型结构。岩块与原岩体之间多为光滑结构面，有擦痕或白色硅化物岩粉沉积，使层面黏聚力极低。如果支护设计不当，锚杆的长度、间距、排距等参数不合理，顶板就会发生较大范围的离层，直接顶出现弯曲下沉，进而张裂、断裂，锚索被拉断，发生大面积的顶板垮落。如果锚固范围外存在松软岩层，则会一起冒落。

（2）补强的锚索部分失效或全部失效。普通锚索支护基本属于刚性支护，不能适应贮存有巨大弹性变形复合顶板的变形特性。普通锚索虽可提供较高的支护力，但远不能抵抗顶板岩层释放的形变压力。当顶板岩层的形变释放遇到锚索的限制时，会在锚索上产生巨大的载荷拉断锚索。

煤巷顶板整体冒落一般从顶板的层理面与煤壁向顶板的延伸面交界处开始，破裂面在煤巷之上的岩层中发展，与水平方向的夹角通常在60°以上，形成超出锚杆锚固范围的大块游离顶板，导致顶板整体冒落。

2）预防锚固区外离层顶板整体压冒措施

（1）掌握地质资料与开采条件。通过地质钻孔、岩层柱状图等多种途径，摸清地质构造及顶板结构、岩性变化，确保锚索在稳定岩层内锚固长度大于1m。

（2）确保锚索施工质量。根据变化的地质情况，通过施工、监测、反复实践，检验，调整完善，逐步优化完成锚索设计方案，确保锚索施工质量，增强锚索可伸缩性和抗剪切性能。

（3）锚杆锚固区内形成稳定的压缩拱岩梁。加强巷道两帮锚杆支护，巷道顶板两肩部必须布置与水平方向成70°（±5°）的斜向全长锚固锚杆，并与钢带连接，其他顶锚杆应尽可能与岩层层面垂直，顶锚杆不得沿岩层层面布置。

（4）加强顶板岩性探测工作。根据探测结果，及时调整锚杆、锚索的长度和密度。

（5）加强顶板离层观测，顶板变形超过规定时，适量增加信号点柱或挑棚。

3. 锚固区内离层顶板整体压冒

1）锚固区内离层顶板整体冒落的原因

（1）锚杆支护设计不当，如巷道顶板为复合顶板，锚杆的长度、间距、排距等参数不合理，锚杆的预紧力、锚固力过低，顶板会发生较大范围的离层，出现弯曲下沉，进而张裂、拉断。锚杆失效或被拉断，锚固区内顶板离层发生大面积垮落。

（2）锚杆支护工程质量低劣。由于煤巷锚杆支护巷道在掘进施工过程中施工工艺不合理或施工工程质量把关不严，或锚杆、树脂药卷、托盘、螺母等材质不合格，造成巷道的工程质量低劣，锚杆支护部分失效或全部失效。

2）预防锚固区内离层顶板整体压冒措施

（1）针对不同的地质条件、围岩类型，根据巷道开掘处的地应力大小和方向选择合理的支护方式及锚杆支护参数。

（2）加强顶板两肩角锚杆支护，特别是巷道顶板在没有坚固岩层的情况下，应高度重视顶板肩部两角锚杆锚固形式、强度，锚杆角度尤其非常重要。

（3）对巷道顶板1.5m以上无坚固岩层的破碎顶板，采用锚杆支护时，锚固型式必须采用全锚或加长锚固，保证每个锚杆锚固长度不低于1m。

（4）完善井下锚喷支护的地压监测系统。发现锚杆拉断、失效等现象，要及时补打或采取相应的措施，确保锚杆支护巷道的安全。

4. 防止巷道锚杆尾部破断方法

1）普通金属锚杆尾部破断原因

目前我国使用的金属锚杆一般都是由螺纹钢加工而成，首先按设计要求将螺纹钢钢筋截割成设计长度，然后在锚尾上滚压出螺纹，制造出锚杆。加工后锚杆尾部部分的螺纹内径比杆体公称直径小10%～13%，截面面积小20%～22%。由于锚杆的极限载荷取决于

整根杆体中最薄弱部分的强度，锚杆往往还没达到设计的极限载荷，锚杆尾部已经破断。同时，由于锚杆尾部破断载荷较小，锚杆杆体部分不能产生延伸，降低了锚杆的整体延伸率。

2）解决锚杆尾部破断的方法

为解决这一问题，积极发展等强锚杆，使锚尾极限承载力等于锚杆杆体部分的承载力，主要有两种方法。

（1）普通螺纹钢锚杆尾部部分热处理。应用精轧右旋螺纹钢钢筋锚杆，配合特制螺母制成等强锚杆。它不需要像普通螺纹钢钢筋锚杆那样进行专门加工锚尾，减小锚杆尾部强度，保证了锚杆整个长度上强度的一致。但由于锚杆右旋螺纹搅拌树脂时不能像左旋螺纹那样推动树脂挤向孔内，增加树脂的密实程度，增大锚杆锚固能力。同时，螺纹升角过大、螺母不易拧紧且容易松动以及成本高等不利因素，没有被广泛应用。

将普通螺纹钢锚杆尾部螺纹部分进行热处理，使锚尾部分的抗拉强度大于杆体部分。实验表明，经过锚尾热处理的受纯拉伸作用的锚杆，当锚杆受力达到破坏强度时，锚杆的整体延伸率受锚尾部延伸率的限制只有10%左右，锚杆的整体延伸率得不到充分发挥。

由于锚杆、钻孔及与巷道表面所成角度的不一及托盘等原因，特别受到井下施工条件的限制，锚杆尾部受偏心载荷的情况难以避免。当锚尾处偏心载荷超过了材料强度极限，热处理后锚杆尾部延伸率仅为10%左右，所以锚尾部产生的附加弯矩是导致锚尾断裂的根本原因。

（2）金属粗尾锚杆。金属粗尾锚杆主要由杆体及杆尾组成，杆体与杆尾为同一材质的整体式，锚杆可根据工程需要选择不同的材质，杆体可加工成不同的外杆体杆尾观型式，而杆尾一般为滚丝加工的螺纹。金属粗尾锚杆的结构特点是：①杆尾的螺纹公称直径大于杆体直径；②杆体与杆尾为整体式连接方式。

金属粗尾锚杆的防破断机理：粗尾锚杆避免锚尾破断的关键技术是既让锚尾强度高于杆体，同时又不让锚尾产生脆性断裂。锚尾部螺纹直径大，保证了锚杆单纯受拉力作用时不在尾部断裂；同时因锚尾未经任何处理，锚杆的整体延伸率仍保持14%～16%，在锚尾部产生的附加弯矩，局部弯曲应力超过屈服强度时，尾部可及时产生一定的塑性变形来逐步消除过大的弯曲应力。锚杆强度显著提高，无论锚杆及其尾部所受的应力状态如何，粗尾锚杆都较其他锚杆不易发生断裂。

3.2.2.3 松漏冒型冒顶事故机理及预防措施

巷道围岩松软或受采动剧烈影响以及地质构造带内，巷道顶板被节理裂隙切割，在高应力作用下顶板锚杆之间会发生局部冒顶，继而扩大塌漏抽冒，如不及时控制，最终形成冒落拱。顶板局部冒顶引起大面积垮落一般是在巷道顶煤较厚情况下发生，顶煤碎胀首先在顶板局部漏顶。锚杆之间金属网局部撕裂漏煤，漏高接近或超过锚固深度时，漏空区四周的锚杆失稳或失效，这部分锚杆所承受的压力转移到相邻的锚杆上，形成恶性循环，导致顶板垮落范围迅速扩大，直至直接顶冒落。这种垮落形式具有可预见性，垮落前有明显的预兆。

1. 松软围岩松漏冒顶

1）冒顶的特点及原因

实践证明，岩石单轴抗压强度小于10MPa的巷道，即软弱型软岩巷道，难用普通锚杆进行支护。

顶板松软围岩局部松漏冒顶引起大面积垮落一般是在放顶煤开采全煤巷道情况下发生，首先表现为顶板局部漏顶，进而范围迅速扩大，最终导致直接顶的冒落。这种垮落形式具有可预见性，垮落前有明显预兆，垮落范围有发展扩大趋势。

软岩巷道锚杆支护容易失效的原因主要有两个方面：

（1）较低的围压降低了锚杆的锚固作用，使锚杆在很低锚固水平下工作，而且随着围岩的变形，围岩应力不断向深部迁移，锚固力不断散失。

（2）软岩巷道的大变形，特别是深部岩体和浅部岩体的非均匀变形在锚固剂上产生较大的剪力，相应地要求锚杆提供更大的锚固力。

2）预防松软围岩松漏冒顶措施

根据上述分析，改善松软围岩锚杆支护效果，预防松软围岩松漏冒顶，可从以下途径解决：

（1）加大锚杆长度。随着围岩深度增加，围岩应力增加，单位长度上锚杆受到的剪力越大，锚固效果越好。

（2）加大锚杆直径。锚杆直径增大，锚杆受到的剪力增大。

（3）用高强度的树脂黏结全长锚固。锚固剂的黏结强度增大，单位长度上锚杆受到的剪力增大。特别在松散破碎岩体中，全长黏结锚固才能有效地保证锚杆的锚固效果。

（4）加强护表构件的作用，改善围岩的应力状态。通过人为因素控制锚杆及其他相关配套支护材料，形成均衡的围岩－锚杆支护系统，增强锚杆在破裂围岩中的可锚性。

（5）采用锚注支护可以大大提高锚杆的锚固效果。锚注支护的重要作用之一是提高围岩的残余强度。围岩的自承能力增强，围岩的应力提高，锚杆的锚固效果就会大大提高。

（6）锚杆受剪切发生断裂比受拉作用发生断裂的数量多，因此对钢带端部锚杆被剪断现象要引起重视。

2. 地质构造带围岩松漏冒顶

1）冒顶的特点及原因

由于地质构造运动的作用，岩层节理发育，多组节理互相切割，破坏了岩体的完整性，尤其是受强风化侵蚀形成的风化带，受地质构造运动形成的断层破碎带、层间错动带及褶皱破坏带，受岩浆浸入形成的挤压破碎带等。这些地带围岩松散破碎，易造成锚杆支护巷道冒顶事故。

2）预防地质构造带围岩松漏冒顶措施

特殊地质条件的巷道是冒顶事故多发地段，必须针对不同条件进行不同支护形式的选择。

（1）软煤区。软煤区发育在向斜、背斜、陷落柱附近以及煤层倾角增大的区域，巷道掘到该区域，煤层常常出现疏软，掘巷易出现冒顶。在该区域掘巷时需采取以下措施：

① 让煤顶自然垮落，在冒落区顶板打锚杆、锚索控制顶板，同时对冒落区根据通风需要进行喷射混凝土封闭。

② 加密锚杆、锚索，顶帮加柱帽和帮钢带。

③ 巷道爬坡沿煤层顶板掘进。

④ 必要时，提前注浆，加固岩层。

（2）断层构造。对于大断层、可预见的断层，必须提前确定施工方案和支护方案。一般采用减小断面面积、拱形架棚锚喷支护。对于不可预见的小断层，根据巷道揭露出来的断层情况，确定施工方案。构造区域的支护需根据断层产状，确定钢带施工方向和锚索的长度和密度，改用W型钢带。

（3）陷落柱。巷道掘进需要通过陷落柱时，须将原矩形断面改为拱形断面，如果顶板出现冒落，需采用注浆的方法先凝结顶板，然后再打超前管棚作为临时支护，采用短掘短支及时喷射混凝土封闭的方法施工。

3. 采动影响剧烈带围岩松漏冒顶

1）冒顶的特点及原因

煤层开采过程破坏了原岩应力场的平衡状态，引起应力重新分布。对于受到采动影响的巷道，它的维护状况除了受巷道所处位置的自然因素影响外，主要还取决于采动影响。巷道与采煤工作面在空间位置和时间关系上不同，受到采动引起的岩层运动和支承压力的影响也不同。巷道受到支承压力剧烈影响时，围岩破坏范围扩大，极易造成片帮和冒顶事故。

2）预防采动影响剧烈带围岩松漏冒顶措施

动压影响对相邻巷道的破坏极大，巷道受破坏的程度严重。避开动压影响可采取的措施有以下几点：

（1）加强矿压观测，摸清矿压活动规律，确定开采方案和支护方案。

（2）留有足够的保护煤柱，使巷道避开采动支承压力高峰区域。

（3）上、下邻近煤层工作面，上、下区段工作面在空间、时间上应尽可能错开，避免采动应力反复叠加。

（4）工作面接替采用跳采方法，新工作面巷道掘巷必须在工作面采完、上覆岩层活动稳定之后开始。

（5）选择跨巷回采及沿空掘巷等无煤柱护巷方式。

3.2.2.4 挤压破裂型冒顶事故机理及预防措施

1. 水平应力挤压破裂型冒顶

1）冒顶的特点及原因

构造应力主要为水平方向的应力，如果巷道与构造应力方向垂直，则巷道顶板将受到很大的剪应力作用。在最大水平应力作用下，巷道顶板岩层容易发生剪切破坏，产生围岩变形。由于顶板岩层类型不同，顶板在水平构造应力作用下可能产生薄层的页岩类岩层沿层面滑移，或厚层的砂岩类岩层以小角度或沿小断层产生剪切两种破坏形式。

2）预防水平应力挤压破裂型冒顶措施

（1）合理选择巷道的位置。地质构造区内可能存在较大的构造应力，开掘过程中引起构造应力的释放，极易造成冒顶事故。同时，地质构造区内岩体的完整性已受到破坏，松散岩块失去自承能力，多数情况下松散岩体超出了锚杆支护的有效范围。巷道位置尽量避开应力集中区、地质构造区。

（2）选择适合巷道地质状况的支护设计方法。在不同地质条件下，也要及时根据变化的地质情况，及时调整巷道支护策略。设计方案要通过系统设计方法在动态中逐步优化完成。

（3）在水平应力强烈区域采取加强支护措施。在水平应力强烈的地质破坏区，围岩

松软破碎，可进行注浆加固。随掘随冒的可采取超前注浆，一般条件下采取滞后注浆。当围岩松软破碎，锚杆锚固力达不到要求，或随掘随冒，难以紧跟掘进工作面布置锚杆时，应采取注浆提高围岩强度，以提高锚固力。

2. 采空区岩层移动挤压破裂型冒顶

1）采空区岩层移动挤压破裂型冒顶原因

（1）随着工作面的回采，沿空巷的顶板岩层在沉降过程中往往明显地向采空区方向倾斜（倾角一般为3°~6°），由于顶板分层薄，且层间黏聚力低，因此产生层间错动和层间剪切。锚索的抗剪强度很低，仅为其抗拉强度的1/10~1/5。锚索与孔壁之间的间隙很小，顶板岩层稍有移动，锚索就易受到剪切破坏。

（2）锚索支护基本属于刚性支护，不能适应储存有巨大弹性变形能的松软复合顶板的变形特性。锚索虽可提供较高的支护力，但远不能抵抗顶板岩层释放的形变压力。当顶板岩层的形变释放遇到锚索的限制时，锚索被拉断很可能就是这种形变压力释放所致。

2）预防采空区岩层移动挤压破裂型冒顶的措施

（1）根据地质条件和围岩类型，合理划分沿空巷采煤期间应力调整阶段的范围，采用自移式强力控顶支架补强，与此同时，在工作面后方补打锚杆索，提高围岩自身的稳定性。

（2）采用大直径高强度高延伸率的锚索，使锚索在提供高支护阻力的同时释放变形压力。

（3）完善井下锚杆支护的矿压监测系统，发现有锚杆拉断、失效等现象要及时补打或采取其他措施，确保锚杆支护巷道的安全。

3.2.2.5 顶板离层界限值的确定及动态监测方法

1. 影响顶板离层的主要因素

（1）地应力。地应力是引起巷道围岩变形和破坏的根本原因。随着地应力的增加，围岩的弹性变形、塑性变形和扩容变形都呈增长的趋势。

（2）围岩力学性质。围岩力学特性对巷道的稳定性有重要影响。表征围岩力学特性的参数主要有单轴抗压强度 σ_c、弹性模量 E、剪模量 G、内摩擦角 f、黏结强度 C 等。在煤矿生产实践中，应用比较广泛的围岩力学参数是单轴抗压强度。

（3）围岩结构。煤层巷道围岩一般呈层状分布，并且不同程度地受节理、裂隙的切割。巷道顶板岩层各分层的岩性、厚度及节理发育程度，对顶板的稳定影响极大。岩层的层状分布、结构面、厚度决定着离层程度。

（4）锚杆支护参数。在一定的围岩条件下，随着锚杆直径、锚杆长度、锚固长度和支护密度的增加，顶板下沉量减小。

（5）巷道断面。巷道断面的大小和形状对巷道的稳定有重要影响。巷道断面尺寸愈大，愈不利于巷道的稳定。在各种形状的断面中，椭圆形巷道最稳定，拱形次之，矩形巷道容易在周边产生高集中应力和拉应力，稳定性最差。

（6）护巷煤柱尺寸。护巷煤柱的宽度决定了相邻采空区残余支承压力的影响程度，护巷煤柱尺寸是影响顶板离层的重要因素。

2. 顶板离层界限值的确定

顶板离层界限值是指锚杆支护巷道在正常使用情况下所允许的顶板离层范围。超过这一范围意味着顶板将处于非稳定状态之中，需密切注意顶板动态，采取防范措施。确定顶

板离层界限是亟须解决的问题，至今尚无切实可行的确定方法。目前，确定顶板离层界限值多采用数值计算程序模拟计算，并通过实践不断检验、修正，建立符合本矿区条件的经验计算公式。

3. 顶板离层动态监测

通过顶板离层指示仪监测顶板锚固范围内及锚固范围外离层值变化趋势，能及早发现顶板失稳的征兆，避免顶板事故发生。各产煤国家普遍重视锚杆支护巷道顶板监测工作，已研制出多种顶板离层指示仪，基本分为两类：一类是结构较为简单的纯机械式顶板离层指示仪，另一类是借助电气元件以声光方式报警的顶板离层报警仪。

机械式顶板离层指示仪是目前普遍使用的离层指示仪，这种方法虽然比较直观，但要经常到测点附近读取数据，测量数据的真实性受人为因素影响较大。

CAN（Controller Area Network）即以控制器区域网络通信为基础的离层监测系统，具有实时监测、数据传输等功能。由传感器将离层变化引起的钢丝绳的伸长转换成电信号，每个测点包括深基点和浅基点两个测量值，将数据送到微机芯片进行处理，计算出深、浅基点的值，并通过计算得出离层值。由指示器指示离层值，完成对顶板离层情况的监测。

3.3 冲击地压灾害控制

3.3.1 冲击地压现象、特点及分类

3.3.1.1 冲击地压现象

冲击地压可以看成是矿山井巷或采场周围矿体和围岩由于弹性变形能或承受高压的脆性煤岩体极限平衡状态被破坏，向自由空间突然释放巨大能量，而产生的以急剧、猛烈的破坏为特征的动力现象。煤岩体达到极限应力平衡状态以及极限应力平衡状态被破坏有两种情况：一是在一定的约束条件下，煤岩体承受的压力大幅度增加；二是在煤岩体承受的压力并没有大幅度增加的情况下，支承的约束条件发生了重大变化，使煤岩体的承载能力明显降低。

冲击地压造成的危害极其严重，它是将聚积在矿井巷道和采场周围煤岩体中的能量突然释放，强大的动力将煤岩抛向自由空间，同时发出强烈声响（有时产生强烈的冲击波），造成煤岩体震动和破坏，损坏支架和设备，巷道垮塌破坏，人员伤亡。甚至引发瓦斯、煤尘爆炸，火灾，水灾，干扰通风系统，严重时造成地面震动和建筑物破坏等。

随着我国煤矿开采深度的不断增加，矿压显现越来越复杂，冲击地压现象越来越多，对煤矿安全生产的危害也越来越大，必须及早引起重视。

3.3.1.2 冲击地压特点

通常情况下，冲击地压直接将煤岩体抛向巷道或采场，引起煤岩体的强烈震动，产生强烈声响，造成煤岩体的破断和裂缝扩展。因此，冲击地压具有如下明显的显现特征：

（1）突发性。冲击地压一般没有明显的宏观前兆而突然发生，难于事先准确确定发生的时间、地点和强度。

（2）瞬时震动性。冲击地压发生过程急剧而短暂，像爆炸一样伴有巨大的声响和强烈的震动，电机车等重型设备被移动，人员被弹起摔倒，震动波及范围可达几公里甚至几十公里，地面有地震感觉，但一般震动持续时间不超过几十秒。

（3）严重的破坏性。冲击地压发生时，顶板可能有瞬间明显下沉，但一般并不冒落；底板有时突然开裂鼓起，甚至接顶；有时掘进工作面岩体整体推出或大块岩石突然爆裂飞出；掘进工作面后部两帮大量煤岩体（甚至上百立方米的煤体）突然破碎并从煤壁抛出，堵塞巷道，破坏支架。冲击地压常常造成惨重的人员伤亡和巨大的生产损失。

（4）复杂性。在自然地质条件上，除褐煤以外的各种煤种的开采都记录有冲击地压现象，采深从 200m 至 1000m，地质构造从简单到复杂，煤层从薄层到特厚层，倾角从近水平到急斜，顶底板岩性包括砂岩、灰岩、油母页岩等都发生过冲击地压。在生产技术条件上，不论水采、爆破开采、机采或是综采，全部垮落法或水力充填法等各种采煤工艺，不论是长壁、短壁、房柱式或煤柱支撑式，分层开采还是倒台阶开采等各种采煤方法都出现过冲击地压。

3.3.1.3　*冲击地压分类*

冲击地压可按冲击力源、显现强度、释放的能量等进行分类。

1. 按冲击力源分类

冲击地压按力源分，可分为压力型冲击地压，构造型冲击地压和压力、构造应力共同作用产生的冲击地压。

（1）压力型（煤柱型）。压力型冲击地压是由于采掘活动使巷道或采场周围煤岩体中应力的亚稳定状态增加至极限值，其聚积的能量突然释放，基本上没有（或极少）构造应力的参与。

（2）构造应力型。构造应力型冲击地压主要是在构造应力区域，采掘活动使厚层的顶底板突然发生大面积的断裂或位移，主要受构造应力的支配，与构造形迹有密切关系。

（3）压力、构造应力型。它是受压力和构造应力的共同作用，当煤岩层受较大压力时，来自围岩内不大的冲击脉冲作用诱发的冲击地压。

2. 按显现强度分类

根据冲击的显现强度，可分为 4 类：

（1）弹射。一些单个碎块从处于高压应力状态下的煤或岩体上射落，并伴有强烈声响，属于微冲击现象。

（2）矿震。它是煤、岩内部的冲击地压，即深部的煤或岩体发生破坏。煤、岩并不向已采空间抛出，只有片帮或塌落现象，但煤或岩体产生明显震动，伴有巨大声响，有时产生煤尘。较弱的矿震称为微震，也称为“煤炮”。

（3）弱冲击。煤或岩石向已采空间抛出，但破坏性不是很大，对支架、机械和设备基本上没有损坏，围岩产生震动，一般震级在 2.2 级以下，伴有很大声响，产生煤尘，在瓦斯煤层中可能有大量瓦斯涌出。

（4）强冲击。部分煤或岩石急剧破碎，大量向已采空间抛出，出现支架折损、设备移动和围岩震动，震级在 2.3 级以上，伴有巨大声响，产生冲击波和大量煤尘。

3. 按冲击震级与煤岩量分类

根据震级强度和抛出的煤岩量，可将冲击地压分为 3 级：

（1）轻微冲击（Ⅰ级）：抛出煤岩量在 10t 以下，震级在 1 级以下的冲击地压。

（2）中等冲击（Ⅱ级）：抛出煤岩量在 10～50t，震级在 1～2 级的冲击地压。

（3）强烈冲击（Ⅲ级）：抛出煤岩量在50t以上，震级在2级以上的冲击地压。

一般面波震级 $M_s \leqslant 1$ 时，矿区附近居民可能有震感；$1 < M_s \leqslant 2$ 时，对井上下有不同程度的破坏；$M_s \geqslant 2.5$ 时，地面建筑物将出现破坏现象。

4. 按发生的地点和位置分类

根据发生的地点和位置，将冲击地压分为两类：

（1）煤体冲击。发生在煤体内，根据冲击深度和强度又分为表面冲击、浅部冲击和深部冲击。

（2）围岩冲击。发生在顶底板岩层内，根据位置有顶板冲击和底板冲击。

3.3.1.4 冲击地压发生机理简介

冲击地压发生的物理过程，主要是说明煤、岩介质变形破坏的力学过程，称为冲击地压的机理。只有在搞清冲击地压机理的基础上，才能正确认识它的成因，建立判别发生的准则，并制定有效的防治措施。

目前对冲击地压机理的认识主要有：强度理论、能量理论和冲击倾向理论。

（1）强度理论。煤岩体破坏的原因和规律，实际上是强度问题，即材料受载后，超过其强度极限时，必然要发生破坏。但这仅是对材料破坏的一般规律的认识，它不能深入解释冲击地压的真实机理。从20世纪50年代起，这种理论开始于矿体-围岩力学系统的极限平衡条件的分析和推断，具有代表性的是夹持煤体理论。这种理论认为，较坚硬的顶底板可将煤体夹紧，煤体被夹持阻碍了深部煤体自身或煤体-围岩交界处的卸载变形。这种阻抗作用意味着，由于平行于层面的侧向力（摩擦阻力和侧向阻力）阻碍了煤体沿层面的卸载移动，使煤体更加压实，承受更高的压力，积蓄较多的弹性能。从极限平衡和弹性能释放的意义上来看，夹持起了闭锁作用。据此，在煤体夹持带所产生的力学效应是：压力高，并储存有相当高的弹性能；高压带和弹性能积聚区位于煤壁附近。一旦高应力突然加大或系统阻力突然减小时，煤体可产生突然破坏和运动，抛向已采空间，形成冲击地压。

（2）能量理论。20世纪50年代末期苏联学者C. T. 阿维尔申，以及60年代中期英国学者库克等人提出了矿体与围岩系统的力学平衡状态破坏后所释放的能量大于消耗能量时，就会发生冲击地压。它阐明了矿体与围岩的能量转换关系、煤岩体急剧破坏形式的原因等问题。由于在刚性压力机上获得了岩石的全应力应变曲线，揭示出非刚性压力机与试件系统的不稳定性导致了试件在峰值强度附近发生突然破坏的现象。1972年布莱克把它推广为发生冲击地压的条件，认为矿山结构（矿体）的刚度大于矿山负荷系（围岩）的刚度是发生冲击地压的条件，这也称为刚度理论。实际上它也是考虑系统内所储存的能量和消耗于破坏和运动等能量的一种能量理论，但这种理论并未能得到充分证实，即在围岩刚度大于煤体刚度的条件下也会发生冲击地压。

（3）冲击倾向理论。煤岩介质产生冲击破坏的能力称为冲击倾向。由此，可利用一些试验或实测指标对发生冲击地压可能程度进行估计或预测。这种指标的量度称为冲击倾向度，介质实际的冲击倾向度大于规定的极限值可发生冲击地压。这些指标主要有弹性变形指数、有效冲击能指数、极限刚度比、破坏速度指数等。一些学者认为，这种方法也可称为冲击倾向理论。

3.3.2 冲击地压预测及危险性评价

3.3.2.1　综合指数法

综合指数法就是在已发生的各种冲击地压灾害的基础上，分析各种采矿地质因素对冲击地压发生的影响，确定各种因素的影响权重，然后将其综合起来，建立的冲击地压危险性评价的一种方法。

这是一种早期评价方法。对于具有冲击地压危险性的矿井来说，在进行采区设计、工作面布置、采煤方法选择时，都应对该采区、煤层、水平或工作面进行冲击地压危险性评定工作，以便减少或消除冲击地压对矿井生产的威胁。

1. 影响冲击地压危险状态的地质因素及指数

影响冲击地压的主要因素有开采深度、顶板坚硬岩层距煤层的距离、构造应力集中、煤层冲击倾向性等。采掘工作面周围地质条件影响冲击地压危险状态的因素及指数见表 9－3－1。

表 9－3－1　地质条件影响冲击地压危险状态的因素及指数

序号	因素	危险状态的影响因素	影响因素的定义	冲击地压危险指数
1	W_1	发生过冲击地压	该煤层未发生过冲击地压	－2
			该层发生过冲击地压	0
			采用同种作业方式在该层和煤柱中多次发生过冲击地压	3
2	W_2	开采深度	＜500m	0
			500～700m	1
			＞700m	2
3	W_3	顶板坚硬岩层（$R_c \geqslant 60$MPa）距煤层的距离	＞100m	0
			50～100m	1
			＜50m	3
4	W_4	开采区域内的构造应力集中	＞10%　正常	1
			＞20%　正常	2
			＞30%　正常	3
5	W_5	顶板岩层厚度特征参数 L_u	＜50m	0
			≥50m	2
6	W_6	煤的抗压强度	$R_c \leqslant 16$MPa	0
			$R_c > 16$MPa	2
7	W_7	煤的冲击能量指数 W_{ET}	$W_{ET} < 2$	0
			$2 \leqslant W_{ET} < 5$	2
			$W_{ET} \geqslant 5$	4

根据表 9－3－1，用式（9－3－2）来确定采掘工作面周围采矿地质条件对冲击地压危险状态的影响程度，以及确定冲击地压危险状态等级评定的指数 W_{tl}。

$$W_{t1}=\frac{\sum_{i=1}^{n_1}W_i}{\sum_{i=1}^{n_1}W_{i\max}} \tag{9-3-2}$$

式中 W_{t1}——采矿地质因素确定的冲击地压危险指数；

$W_{i\max}$——表9-3-1中第i个地质因素中的最大指数值；

W_i——采掘工作面周围第i个地质因素的实际指数；

n_1——地质因素的数目。

2. 影响冲击地压危险状态的开采技术因素及指数

同样，根据煤柱、终采线等开采历史和开采技术因素，确定相应的影响冲击地压危险状态的指数，从而为冲击地压的预测预报和危险性评价、冲击地压的治理提供依据。采掘工作面周围的开采技术因素对冲击地压的影响程度及指数见表9-3-2。

表9-3-2 开采技术条件影响冲击地压危险状态的因素及指数

序号	因素	危险状态的影响因素	影响因素的定义	冲击地压危险指数
1	W_1	工作面距残留区或终采线的垂直距离	>60m	0
			30~60m	2
			<30m	3
2	W_2	未卸压的厚煤层	留顶煤或底煤厚度大于1.0m	3
3	W_3	未卸压一次采全高的煤厚	<3.0m	0
			3.0~4.0m	1
			>4.0m	3
4	W_4	两侧采空，工作面斜长	>300m	0
			150~300m	2
			<150m	4
5	W_5	沿采空区掘进巷道	无煤柱或煤柱宽小于3m	0
			煤柱宽3~10m	2
			煤柱宽10~15m	4
6	W_6	接近采空区的距离小于50m	掘进工作面	2
			采煤工作面	3
		接近煤柱的距离小于50m	掘进工作面	1
			采煤工作面	3
7	W_7	掘进工作面接近老巷的距离小于50m	老巷已充填	1
			老巷未充填	2
		采煤工作面接近老巷的距离小于30m	老巷已充填	1
			老巷未充填	2
		工作面接近分叉的距离小于50m	掘进工作面或回采工作面	3
8	W_8	工作面接近落差大于3m断层的距离小于50m	接近上盘	1
			接近下盘	2

表9-3-2（续）

序号	因素	危险状态的影响因素	影响因素的定义	冲击地压危险指数
9	W_9	工作面接近煤层倾角剧烈变化的褶曲距离小于50m	>15°	2
10	W_{10}	工作面接近煤层侵蚀或合层部分	掘进工作面或采煤工作面	2
11	W_{11}	开采过上或下保护层，卸压程度	弱	-2
			中等	-4
			好	-8
12	W_{12}	采空区处理方式	充填法	2
			垮落法	0

根据表9-3-2，用式（9-3-3）来确定采掘工作面周围开采技术条件对冲击地压危险状态的影响程度及冲击地压危险状态等级评定的指数 W_{t2}。

$$W_{t2}=\frac{\sum_{i=1}^{n_2}W_i}{\sum_{i=1}^{n_2}W_{i\max}} \tag{9-3-3}$$

式中　W_{t2}——开采技术因素确定的冲击地压危险指数；

$W_{i\max}$——表9-3-2中第 i 个开采技术因素的危险指数最大值；

W_i——采掘工作面周围第 i 个开采技术因素的实际危险指数；

n_2——开采技术因素数目。

3. 冲击地压危险程度的评定

根据采掘工作面周围地质因素和采矿技术因素对冲击地压的影响程度及冲击地压危险状态等级评定的指数 W_{t1} 和 W_{t2}，用下式就可确定出采掘工作面周围冲击地压危险状态等级评定的综合指数 W_t：

$$W_t=\max\{W_{t1},W_{t2}\} \tag{9-3-4}$$

式中，W_t 为某采掘工作面的冲击地压危险状态等级评定综合指数，以此可圈定冲击地压危险程度。

3.3.2.2　冲击地压危险性等级划分原则

根据冲击地压发生的原因，冲击地压的预测预报、危险性评价及冲击地压的治理，通过统计、模糊数学等方法的分析研究，可将冲击地压的危险程度按冲击地压危险状态等级评定分为五级。不同的危险状态，应有不同的防治对策。

1. 无冲击危险

冲击地压危险状态等级评定综合指数 $W_t<0.3$。所有的采矿工作可按作业规程规定的进行。

2. 弱冲击危险

冲击地压危险状态等级评定综合指数 $W_t=0.3\sim0.5$。有的采矿工作可按作业规程规定的进行，作业中加强冲击地压危险状态的观察。

3. 中等冲击危险

冲击地压危险状态等级评定综合指数 $W_t=0.5\sim0.75$。下一步的采矿工作应与该危险状态下的冲击地压防治措施一起进行，且经过预测预报确定的冲击地压危险程度级别不再上升。

4. 强冲击危险

冲击地压危险状态等级评定综合指数 $W_t=0.75\sim0.95$。停止采矿作业，不必要的人员撤离危险地点；矿主管领导确定限制冲击地压危险的方法及措施，以及冲击地压防治措施的控制检查方法，确定冲击地压防治措施的人员。

5. 不安全

冲击地压危险状态等级评定综合指数 $W_t>0.95$。冲击地压的防治措施应根据专家的意见进行，应采取特殊条件下的综合措施及方法；采取措施后，通过专家鉴定，方可进行下一步的作业。如果冲击地压的危险程度没有降低，应停止进行进一步的采矿作业，禁止人员通行该区域。

3.3.2.3 *采动应力模拟*

多年的采矿实践证明，分析冲击地压区域内的应力分布状态和应力值的大小是防治冲击地压的基础。一般情况下，应力高的区域更容易聚积弹性能，因此，在一定的采矿区域，分析确定应力分布和应力集中程度的大小，就可分析出冲击地压危险程度，为开采时冲击地压的防治打下基础。

随着计算机技术的发展，可采用分析模拟方法确定采矿区域内的应力分布状态和其他参数。目前世界上比较通用的分析模拟程序有 FLAC、UDEC、ANSYS 等，采用的方法主要是有限元法、边界元法、离散元法等。

分析模拟方法的主要优点是可提前确定冲击地压防治的重点区域，对于任意地点，特别是未开采区域，可提前预测冲击地压危险状态，得出大范围内的空间信息，并能确定在工作面回采过程中出现最大应力的时间和地点，以及预测开采空间大小、开采参数、开采历史对冲击地压的影响。它的缺点主要是对煤岩体进行了简化处理，对于模拟中的煤岩体特性，特别是弹性模量和泊松比没有考虑局部非均质性和各向异性。

因此，数值模拟方法只能作为一种近似方法使用，多年实践证明，数值模拟结果对于确定冲击地压危险区域是有效的。

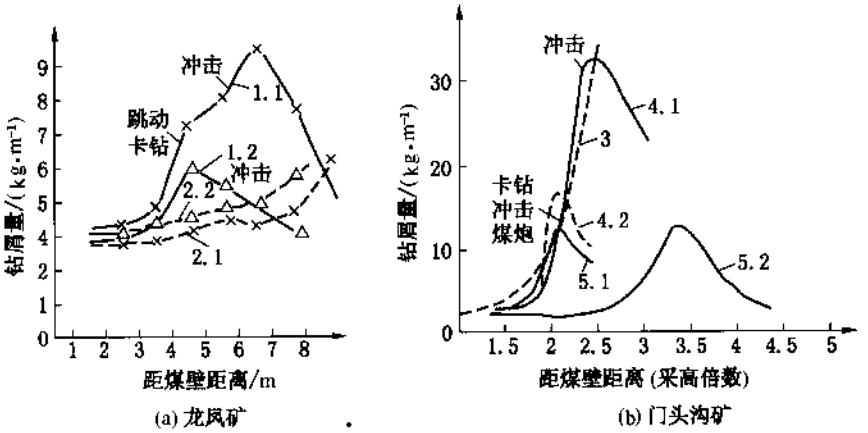
3.3.2.4 *钻屑法*

煤的冲击倾向性和支承压力带特征是预测冲击地压的主要依据。煤的冲击倾向性是煤（岩）体产生冲击破坏的固有属性，可由实验室测定。支承压力分布带特征，即支承压力峰值大小及其距煤壁的远近。支承压力带参数的测定，一般可采用钻屑法探测。如果支承压力指数达到临界值，且煤层又具有中等以上冲击倾向性，冲击地压就可能发生。

钻屑法是通过在煤层中打直径 42～50mm 的钻孔，根据排出的煤粉量及其变化规律和有关动力效应，鉴别冲击危险的一种方法。该方法的理论基础是钻出煤粉量与煤体应力状态具有定量的关系，即在其他条件相同的煤体，当应力状态不同时，其钻孔的煤粉量也不同。当单位长度的排粉率增大或超过标定值时，表示应力集中程度增加和冲击危险性提高。

当钻孔进入煤壁一定距离处，钻孔周围煤体过渡到极限应力状态，并伴随出现钻孔动力效应。应力越大，过渡到极限应力状态的煤体越多，钻孔周围的破碎带不断扩大，排粉

量不断增多。钻屑量的变化曲线和支承压力分布曲线十分相似。抚顺龙凤矿和北京门头沟矿采煤工作面的典型钻孔实测钻屑量如图 9－3－25 所示。冲击地压发生前的钻孔实测最大钻屑量分别为 4～8kg/m 和 5～20kg/m 以上，峰值位置（支承压力峰值点）距离煤壁分别为 3～6m 和 1.8～4 倍采高处。而在冲击地压发生后或无冲击地压危险条件下施工的钻孔，其钻屑量明显降低，峰值点往煤体深处转移，钻进过程中无动力效应。



1.1，1.2—冲击前施工孔；2.1，2.2—冲击后施工孔；3—极限煤粉量；
4.1，4.2—推测煤粉量；5.1，5.2—实测煤粉量

图 9－3－25　实测典型钻屑量变化曲线

根据钻屑量预测冲击地压危险时，常采用钻出煤粉量与正常排粉量之比，作为衡量冲击危险的指标。煤粉量比值用体积（或质量）比表示，又称为钻屑量指数，可写为

$$K^* = \frac{V_b}{V_z} \tag{9-3-5}$$

式中　K^*——钻屑量指数；

V_b——钻出煤粉量；

V_z——正常排粉量。

除煤粉量指标外，还应考虑动力效应。动力效应是反映冲击倾向的一个直观指标，如钻杆卡死、跳动、出现震动或声响等现象。通过记录钻孔时所发生的动力效应，可更加准确地判断危险位置。判别冲击倾向的钻屑量指数见表 9－3－3。

表 9－3－3　判别工作地点冲击地压危险性的钻屑量指数

钻孔深度/煤层厚度	1.5	1.5～3	3
钻屑量指数	>1.5	2～3	≥4

3.3.2.5　微震法

1. 震动与冲击地压

由于地下开采引起的震动，是岩体断裂破坏的结果。与大地地震相比，震中浅，强度小，震动频率高，影响范围小，故称之为微震。采矿微震具有震动能量小，从10^2J（很弱）到10^{10}J（很强），对应地震里氏震级0～4.5级；振动频率低，大约0～50Hz；振动范围宽，从弱的几百米到强的几百甚至几千公里。

相对来说，采矿微震是一种高能量的震动，而较弱一些的如声响、煤炮、小范围的变形卸压，则是声发射研究的范围。

冲击地压是由煤岩体中聚积的弹性能震动动力释放、动力冲击造成的。若在震动中心没有发生动力过程，则不会在震中发生冲击地压，而在有动力过程的地点发生。即发生冲击地压的地点可能是震动中心，也可能是距震中很远的地方。

从冲击地压与岩体震动的关系来看，发生冲击地压的最低能量为1×10^3J，大部分是从1×10^5J开始的。在能量级别为1×10^6J时，发生的冲击地压最多。当能量级别达到1×10^9J以上时，几乎每次矿震都会引发冲击地压灾害。震动能量为1×10^5J，距震源130m记录的近距离波场信号如图9-3-26所示；震动的次数N_w、冲击地压发生的次数N_i与震动释放的能量E之间的关系如图9-3-27所示。

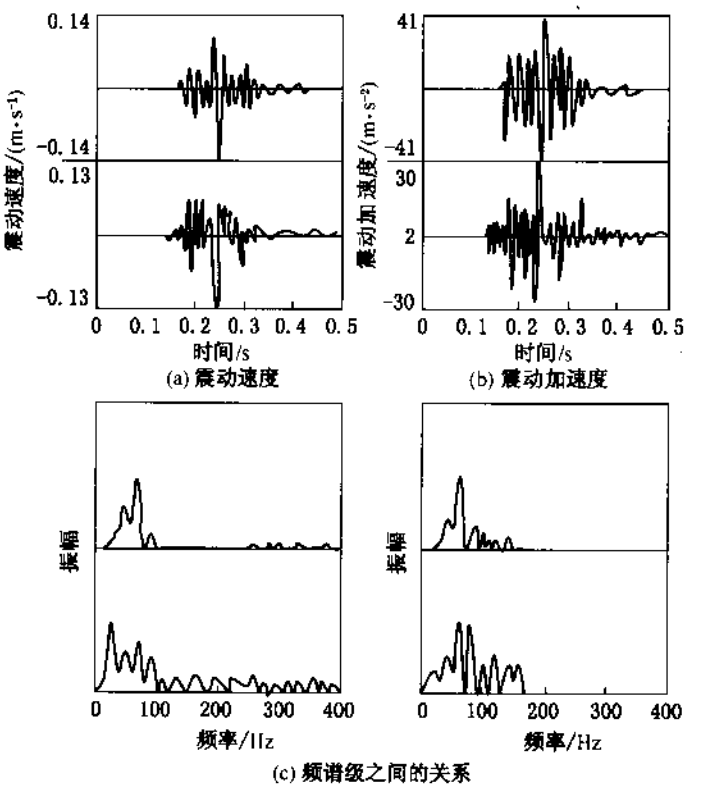


图9-3-26 近距离波场记录图

2. 微震监测冲击地压危险

微震法就是记录采矿震动的能量，确定和分析震动的方向，对震中定位来评价和预测矿山动力现象。具体地说，就是记录震动的地震图，确定已发生的震动参数，如震动发生

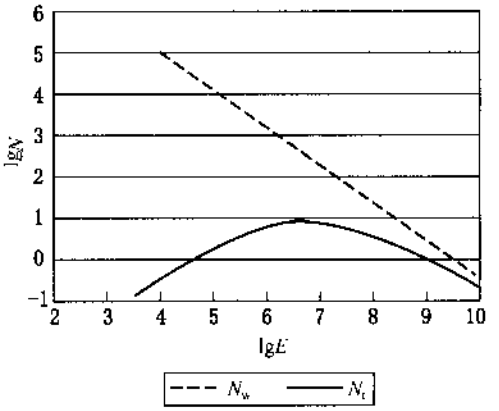


图 9－3－27　冲击地压和震动的次数与震动能量

的时间、震中的坐标、震动释放的能量，特别是震中的大小、地震力矩、震动发生的机理、震中的压力降等。以此为基础，进行震动危险的预测预报。

微震法是一种区域性监测方法。微震监测系统的主要功能是对全矿范围进行微震监测，自动记录微震活动，实时进行震源定位和微震能量计算，为评价全矿范围内的冲击地压危险提供依据。其原理是利用拾震仪站接收的直达 P 波起始点的时间差，在特定的波速场条件下进行二维或三维定位，以判定破坏点，同时利用震相持续时间计算所释放的能量和震级，并标入采掘工程图和速报显示给生产指挥体系，以便及时采取措施。

微震监测已成为矿山地震预报的重要手段，目前南非、波兰、捷克和加拿大等国已形成了国家级矿山微震监测网，并在冲击地压预测预报中得到了广泛应用。在我国，采用微震法预测冲击地压尚处于试验研究阶段。门头沟矿对 1986—1990 年记录的 6321 次微震进行分析，归纳出冲击地压前兆的微震活动规律：①微震活动的频度急剧增加；②微震总能量急剧增加；③爆破后，微震活动恢复到爆破前微震活动水平所需时间增加。

该矿大量的监测实践表明，根据微震活动的变化、震源方位和活动趋势可以评价冲击地压危险：

（1）无冲击危险的微震活动趋势：微震活动一直较平静，持续保持在较低的能量水平（$<10^4$J），处于能量稳定释放状态。门头沟矿 3231 工作面 1987 年 10 月 1 日到 10 月 31 日的微震能量分布如图 9－3－28 所示。一段时间内能量维持在 10^4J 以下，分布比较均匀，未发生过大的震动的冲击。

（2）有冲击危险的微震活动趋势：①微震活动的频度和能级出现急剧增加，持续 2～3 天后，会出现大的震动（图 9－3－29）；②微震活动保持一定水平（$<10^4$J），突然出现平衡期，持续 2～3 天后，会出现大的震动和冲击（图 9－3－30）；③微震活动与采掘活动有密切关系。每当出现较大微震活动时都应从时间序列分析与采掘的关系，逐次远离采掘线时危险较小，逐次向采掘线靠近时，应加强防范，并配合钻屑法和地音、电磁辐射仪等进行监测。

3.3.2.6　地音法

采矿活动引发的动力现象分为两种：①强烈的，属于采矿微震的范畴；②较弱的，如

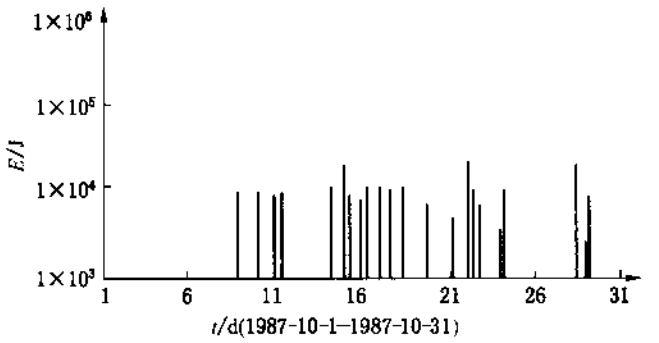


图 9-3-28 门头沟矿 3231 工作面持续稳定的微震活动

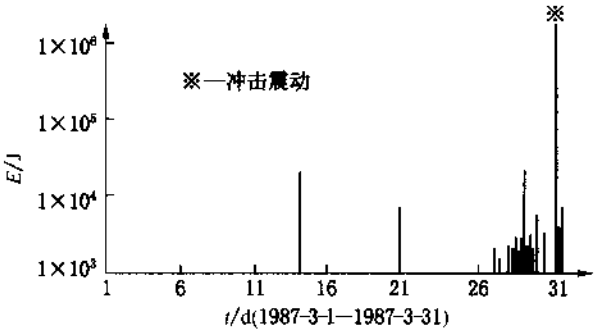


图 9-3-29 指数上升型的微震活动

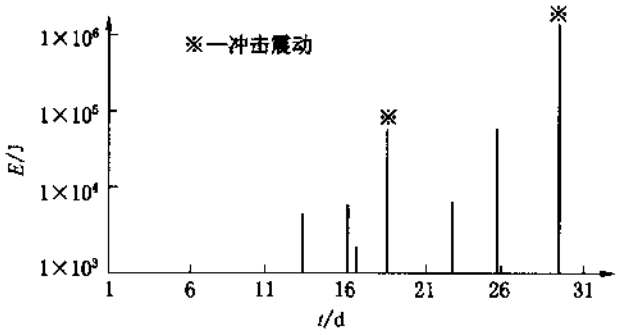


图 9-3-30 频繁-平静型的微震活动

声响、震动、卸压等则为采矿地音，也称为岩石的声发射。

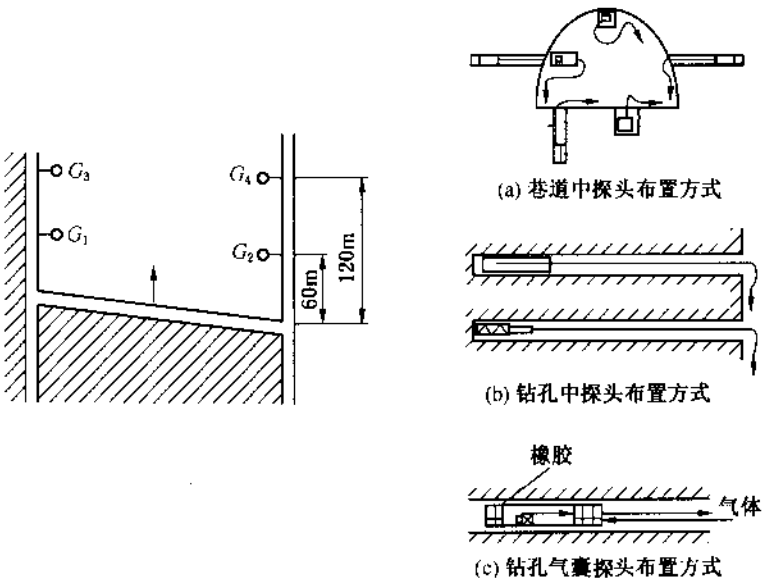
对于冲击地压的监测与预报，声发射法主要有两种形式：一是连续地音监测；二是流动激发地音监测。

1. 连续地音监测

这种监测方式与微震监测类似，有固定的监测站，可以连续监测煤岩体内声发射的连

续变化，预测冲击地压危险性及危险程度。

地音监测系统是一种连续动态的监测系统，其监测方法通常是在监测区内布置声发射探头，声发射探头布置如图9-3-31所示。根据生产地质条件配设事件有效性检测条件和统计周期等工作参数，由监测装置自动采集地音信号，经微机实时处理和加工完成统计报表和图表，由工作人员结合采掘工程进度判断监测区域内的地音活动程度和危害程度。



G_1，G_2，G_3，G_4—声发射探头

图9-3-31　声发射探头布置图

地音监测系统的特点：

（1）能自动、连续和远距离监测工作地点的地音信号。由于采用微机作为系统主机，所以其信号采集、数据整理和储存、监测结果的分析、图表打印等能自动完成。系统在时间上是连续工作的，在空间上可以在10km范围内布置监测区，每个探头的有效监测范围半径为50m。

（2）能连续遥测，进行实时自动数据处理。监测结果与工作参数一起以班为单位存入数据库。根据监测结果目录，可随时调出已存入的监测结果，显示、打印各种统计参量任意组合的统计图表；可以实时显示、打印通道噪声、地音波形图、监测结果统计图表，并可对地音波形进行频谱分析。

（3）可监听任意一个或几个通道所接收的震动声响。监听采掘工作面多种信号，例如输送机是否开动、采煤机声响等。

实践证明，采掘工作面地音活动受采动应力控制，地音变化与煤体应力变化有相似的过程形态，且地音超前于变形和压力变化。地音活动包括相对平静、急剧增加、显著减弱3个阶段。伴随地音活动的时间过程，地音活动逐渐向未来附加应力高值区及脆性地质带

集中。这些部位是潜在发生冲击地压的震源位置。地音监测的关键是对危险地音信号的识别。当地音活动集中在采区某一部位，且地音事件的强度逐渐增加时，预示着有冲击地压危险。门头沟矿利用地音的时间变化来判断应力状态和预测冲击地压危险，测得的某刀柱工作面平均地音能量曲线如图 9－3－32 所示。在地音活动经历了相对平静、急速增加、显著减弱阶段后，发生了 $M_L=2.6$ 级的冲击地压。

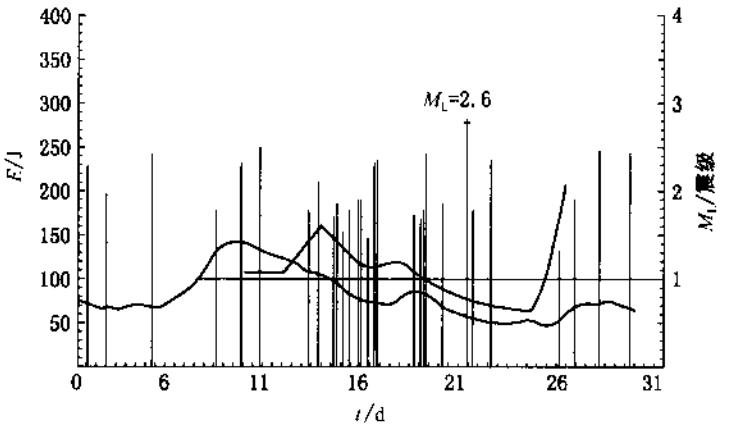


图 9－3－32 门头沟矿某刀柱工作面平均地音能量曲线

2. 流动激发地音监测

采用激发地音法对冲击地压的危险性进行监测时，其探头一般布置在深 1.5m 的钻孔中，距探头钻孔 5m 处打一深 3m 的钻孔，其中装上激发所用的标准质量炸药（1kg），如图 9－3－33 所示。记录炸药爆炸前后一段时间内，产生的微裂隙形成的弹性波脉冲。每次测量进行 32 个循环，每循环记录 2min，其中，爆破前 20min，10 个循环；爆炸后 44min，22 个循环。

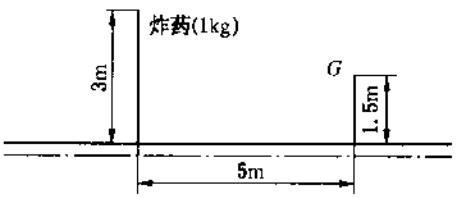
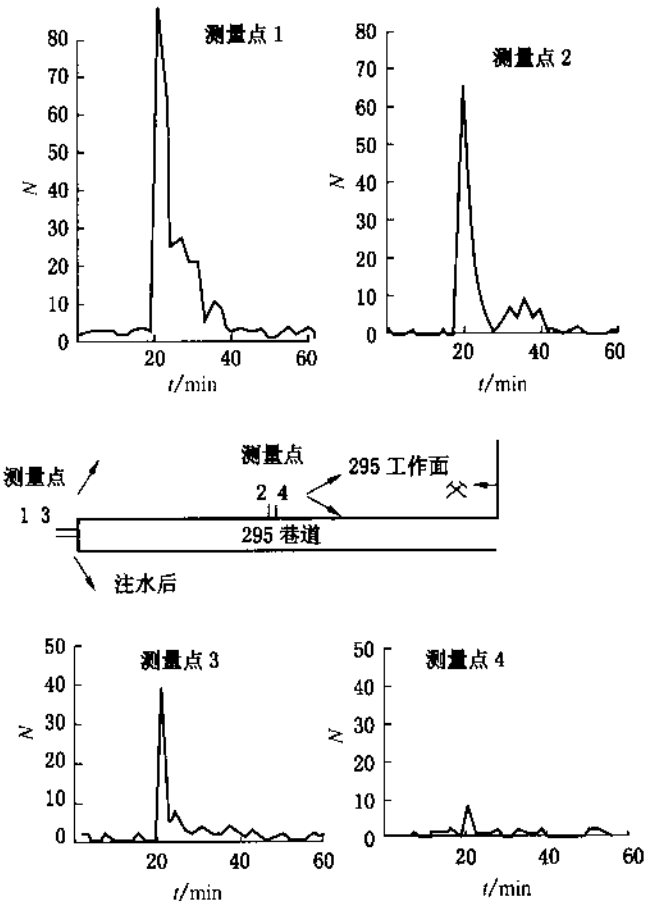


图 9－3－33 激发地音法探头等布置示意

激发地音监测方法的基础是在岩体受压状态下，局部较小应力的变化（少量炸药的爆炸）将引起岩体微裂隙的产生。应力越高，形成的裂缝就越大，持续时间就越长，也可以说岩体中能量的聚积和释放程度就越高，冲击地压发生的危险程度就越高。炸药爆炸产生的微裂隙，部分可通过地音仪器测到，并以脉冲的形式记录下来。这样，就可比较爆破前后地音活动的规律，确定应力分布状态，从而确定冲击地压危险状态。煤层注水前后，采用激发地音监测方法测量的地音分布情况如图 9－3－34 所示。

波兰 Manifest Lipcowy 矿在 501 工作面 3 个位置测试的结果如图 9－3－35 所示。其中，位置②为部分卸压区域的测试结果，位置①为上方 507、510 煤层终采线处的测试结果，而位置③则为 507、510 煤层的未采区域测试的结果。从图中可看出，位置①处的冲击地压危险最大，位置③处较小，而②处最小。这与分析的结果是一致的。

3. 地音监测现场应用



测量点 1，2—煤层注水以前；测量点 3，4—煤层注水以后

图 9-3-34　煤层注水前后激发地音的分布特点

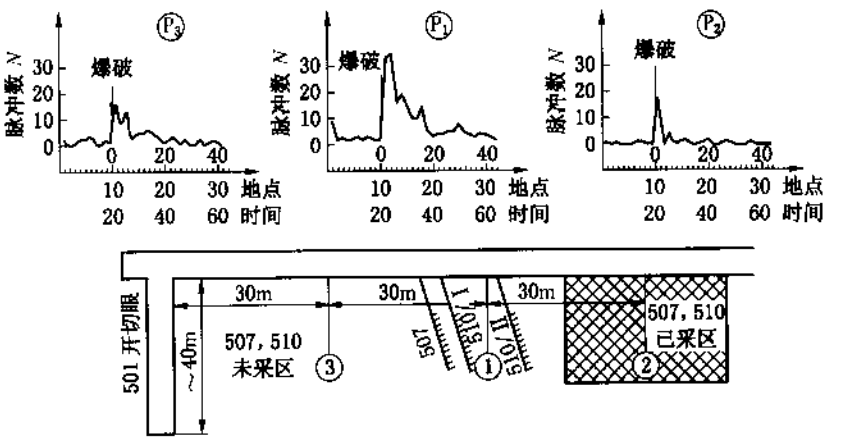


图 9-3-35　不同位置采用激发地音法测试的结果

声发射测量主要由探头、声发射信号的传输、数据的记录与处理等组成。砚北矿声发射监测系统安装方案如图9-3-36所示。

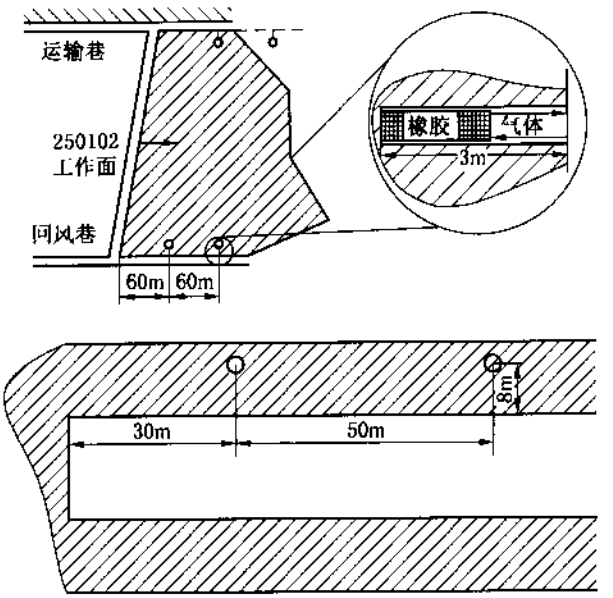


图9-3-36 砚北矿声发射监测系统安装方案

3.3.2.7 电磁辐射法

煤岩电磁辐射是煤岩体受载变形破裂过程中向外辐射电磁能量的一种现象，与煤岩体的变形破裂过程密切相关。

电磁辐射可用来预测煤岩灾害动力现象。其主要参数是电磁辐射强度和脉冲数。电磁辐射强度主要反映了煤岩体的受载程度及变形破裂强度；脉冲数主要反映了煤岩体变形及微破裂的频次。此外，电磁辐射还可用于检测煤岩动力灾害防治措施的效果，评价边坡稳定性，确定采掘工作面周围的应力应变，评价混凝土结构的稳定性等。

掘进或回采空间形成后，工作面煤体失去应力平衡，处于不稳定状态，煤壁中的煤体必然会发生变形或破裂，以向新的应力平衡状态过渡，这种过程会引起电磁辐射。由松弛区域到应力集中区，应力越来越高，因此电磁辐射信号也越来越强。在应力集中区，应力达到最大值，因此煤体的变形破裂过程也较强烈，电磁辐射信号最强。进入原始应力区，电磁辐射强度将有所下降，且趋平衡。采用非接触方式接收的信号主要是松弛区和应力集中区产生的电磁辐射信号的总体反映（叠加场）。

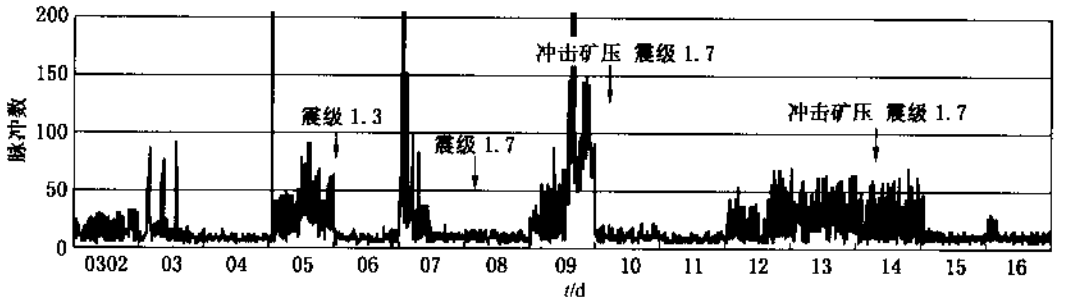
电磁辐射和煤的应力状态有关，应力高时电磁辐射信号就强，电磁辐射频率就高，应力越高，则冲击危险越大。电磁辐射强度和脉冲数两个参数综合反映了煤体前方应力的集中程度的大小，因此可用电磁辐射法进行冲击地压预测预报。电磁辐射法对冲击地压进行预测预报有两种方法。

1. 临界值法

临界值法是在没有冲击地压危险，压力比较小的地方观测10个班的电磁辐射幅值最

大值、幅值平均值和脉冲数数据，取其平均值的 k 倍（一般 $k=1.5$）作为临界值（图9-3-37）。其预测公式为

$$E_{临界}=kE_{平均} \tag{9-3-6}$$



（观测时间表示2min内的脉冲数）

图9-3-37　冲击地压前后电磁辐射值的变化规律

2. 偏差法

电磁辐射监测预报的偏差法就是分析电磁辐射的变化规律，分析当班的数据与平均值的差值，根据差值和前一班数据的大小，对冲击地压危险进行预测预报。实践表明，在冲击、矿山震动发生前，电磁辐射的偏差值均发生较大的变化，如图9-3-38所示。

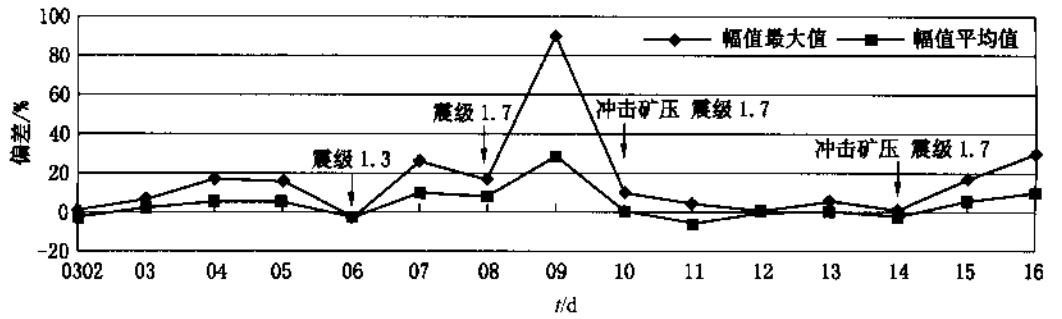


图9-3-38　某工作面130棚处电磁辐射偏差变化

济三煤矿采用KBD5矿用本安型煤与瓦斯突出电磁辐射监测仪监测冲击地压方案如下：

（1）监测方式：定点监测和普查相结合。采用KBD5矿用本安型电磁辐射仪对防治区域进行检测。每天对工作面、轨道巷实体煤帮固定测点观测。

（2）监测时间。每天监测1次，直到工作面停采。

（3）测点布置。每班首先对工作面、轨道巷进行1次固定测点观测，每点测量2min；当工作面推进时，固定点不变，扩展测区范围，向外增加测点。其测点布置：对于轨道巷，自工作面煤壁向外10m，20m，30m，40m，50m，60m，70m，80m，90m，100m处各布置1个测点，检测巷道回采侧巷帮，如图9-3-39所示；对于工作面，自轨道巷向下每15

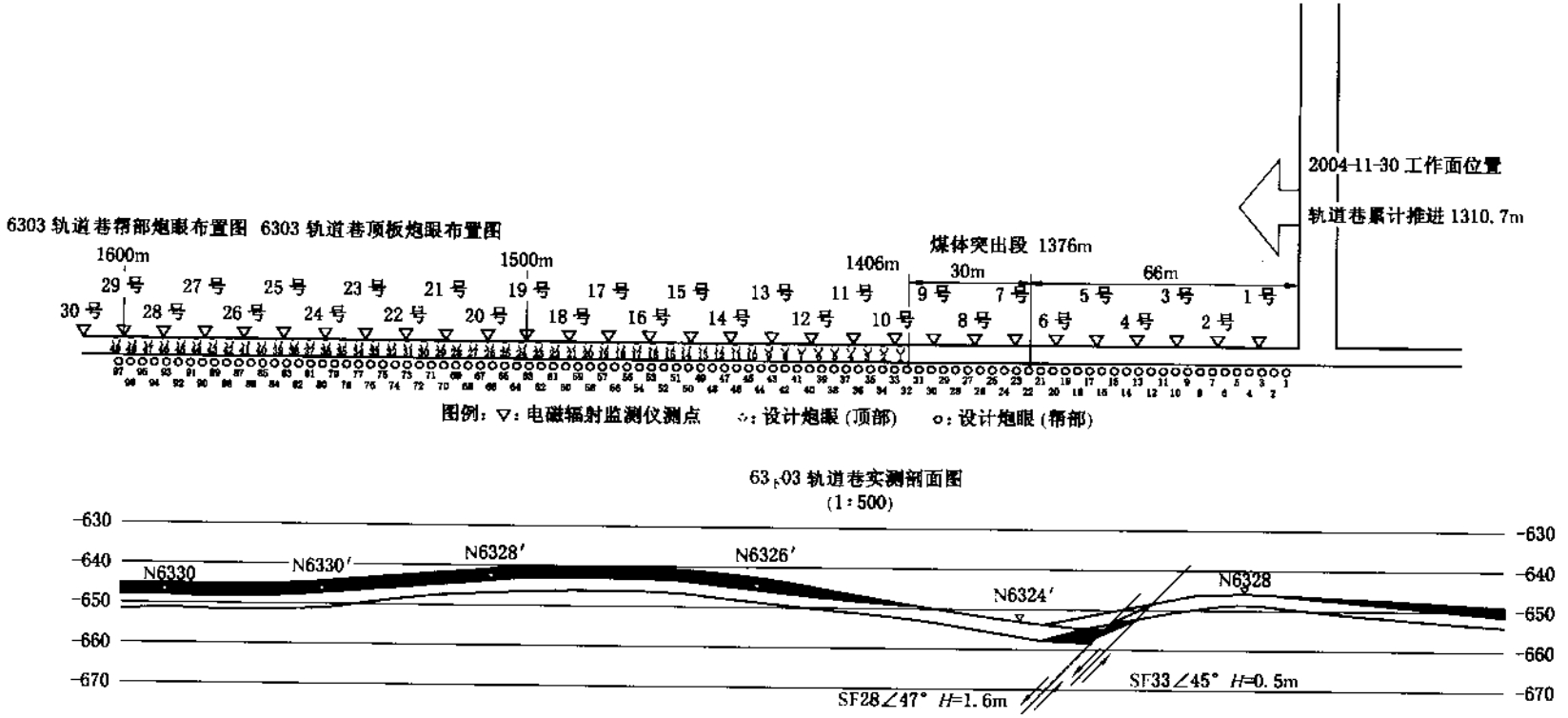


图 9-3-39 6303 工作面轨道巷冲击危险监测处理布置

组支架设立1个测点（根据情况，可适当调整测点位置和数量），检测工作面煤壁情况。

（4）监测指标。根据实验室试验和现场观测的结果，初步确定了电磁辐射的预测指标：电磁辐射强度的临界值为100mV，电磁辐射脉冲数临界值为1600。当辐值最大值超过100mV或脉冲数值超过1600时可以认为该处存在冲击危险；若监测到电磁辐射信号变化剧烈，同一测点的电磁辐射信号与前一天的相比，变化率超过100%，这也说明该处存在冲击危险，必须立即采取解危措施。

（5）对用电磁辐射法检测的高冲击危险区域，可用钻屑法做进一步的检测，进行对比分析。如果电磁辐射已处于临界状态，必须采取爆破卸载措施。在实施松动卸压爆破时，对所实施卸压爆破的区域或地段进行卸压爆破前后的电磁辐射检测，将检测结果进行比较，以确定卸压爆破的效果。

3.3.2.8　煤层围岩压力－变形观测法

在发生冲击地压过程中，支承压力特别是动压显现起着重要作用。因此利用它的显现规律可以预测冲击地压。一般情况下，支承压力的动压显现与工作面煤壁边缘区的稳定性有关。当边缘区未被压坏时，随着采煤工作面的推进，支承压力的大小和峰值也随之变化，峰值愈靠近煤壁（图9－3－40中的曲线1），其冲击危险性也愈大。由于顶板岩层各分层的不同变形和破坏，造成支承压力的动压显现具有复杂的特征，特别是由于采煤，随着空顶跨距增大，或顶板垮落造成边缘区煤体迅速加载或突然卸载，以及爆破落煤时发生冲击性加载情况等。当边缘区被压坏时，边缘区煤体和顶底板的变形将随时间增加而增大，峰值向煤壁深部转移（图9－3－40中的曲线2）。当边缘区只被压实而尚未被压坏前，支承压力分布曲线如图9－3－40中曲线3所示。特别是存在厚层高强度顶板的情况下，顶板的破断状态往往对冲击地压起决定性影响。这是由于悬顶断裂引起震动，诱发煤层冲击；另外顶板在下沉过程中，由于重力和水平应力（地质构造应力）导致顶板岩块的动力破碎，突然大量释放变形能而造成顶板冲击。显然，煤层内的压力分布和破裂特性，以及顶板（特别是基本顶）的周期性断裂与冲击地压的产生有重要关系。

当出现下列情况之一时，预示着存在冲击地压危险：①煤层的支承压力强度升高，峰值位置靠近煤壁；②顶板下沉速度增大，而煤层的侧向变形（压出）减小，甚至停滞；③顶板下沉速度急增，或者相反，几个班、甚至更长时间的顶板下沉滞后；④基本顶周期性断裂（包括断裂位置和时间）。

对于存在厚层高强度砂岩顶板的情况，观测变形和周期性断裂规律，对预测冲击危险有重要意义。顶板的急速下沉，引起煤层突然加载或顶板突然断裂，都可能诱发冲击地压。原枣庄矿务局陶庄矿在2号煤层272水采区开采过程中进行了围岩动态观测。该区开采深度496～644m，煤层厚度2～5.5m，顶板为厚20～40m的中粒石英砂岩，采用倾斜短壁式水力采煤。观测表明，采场推进过程中，由于煤体支承能力的改变和上覆岩层运动状态的不断变化，造成支承压力的动态变化，使水采区煤体支承能力瞬间超载，范围为10～20m，采场基本顶存在两个岩梁，其来压前后都有可能导致冲击地压，但大部分是在基本顶明显运动之后发生。观测过程中，多次冲击地压就发生在采场来压前后，仅在该区四、五号水道发生的38次冲击地压中，有一半发生在采场来压前后。通过顶板显著运动和煤体承载能力的显著超载，能够预报冲击地压可能发生的地点和时间。掘进巷道时发生

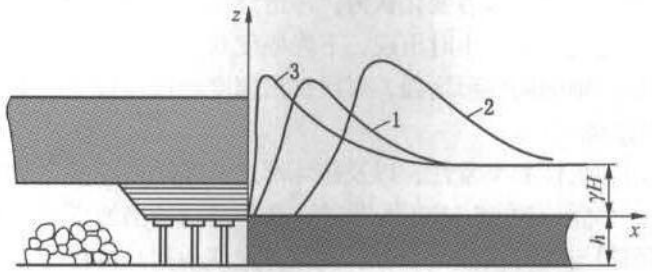
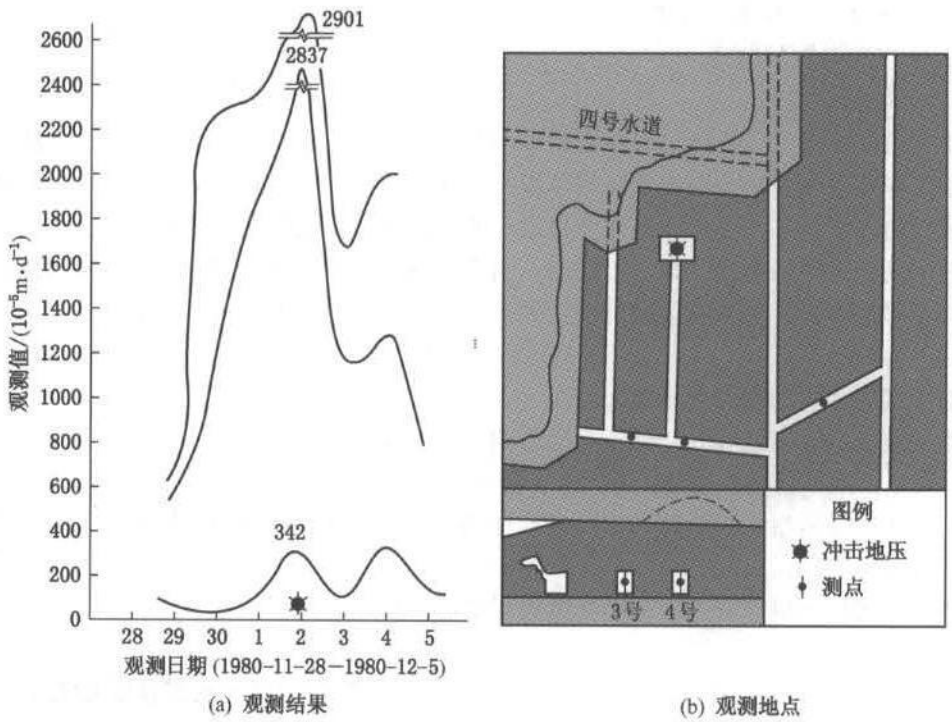


图9-3-40 工作面前方支承压力的动态变化

了冲击地压，矿压观测如图9-3-41所示，从1980年11月29日起，3号和4号测点移近速度明显增大，至12月2日达峰值。这表明基本顶岩梁达极限跨度。在断裂前夕，压力向断裂线两侧集中，断裂线位于两测点之间，12月2日岩梁断裂，两测点间支承压力高度集中，于是在该部位掘进的13号巷道中发生冲击地压。冲击地压发生后，应力释放，移近速度下降。12月4日两测点的移近速度又回升，表明压力转移，其中3号测点移近速度回升是由于第一岩梁断裂后显著沉降，压力向工作面方向转移的结果，而4号测点的回升是由于第一岩梁上部岩层重力作用引起的支承压力向煤体深部转移所致。显然，高应力区转移到4号测点以远。



(a) 观测结果 (b) 观测地点

图9-3-41 冲击地压观测

利用钻孔油压枕观测煤岩压力变化认为，冲击地压发生前后，煤壁附近处于压力降低过程中，压力降低可提前十多个小时出现，下降幅度 0.03 ~ 0.1kN。这反映了煤层长时间压缩之后，一旦减压，则侧向变形增强，煤层挤出速度超过顶板下沉速度。

3.3.2.9　综合预测方法

由于冲击地压的随机性和突发性，以及破坏形式的多样性，使得冲击地压的预测工作变得极为困难复杂，单凭一种方法是不可靠的，必须进行冲击地压危险的区域预报与局部预报相结合，早期预报与及时预报相结合。因此，应该根据具体情况，在分析地质开采条件的基础上，采用多种方法进行综合预测。

一般来说，首先分析地质开采条件，根据综合指数法和计算机模拟分析方法，预先划分出冲击地压危险及重点防治区域，提出冲击地压的早期区域性预报。

在上述分析的基础上，采用微震监测系统，对矿井冲击地压的危险性提出区域和及时预报；采用地音监测法、电磁辐射监测法等地球物理监测手段，对矿井回采和掘进工作面进行局部地点的预测预报；然后采用钻屑法，对冲击地压危险区域进行检测和预报，同时对危险区域和地点进行处理。

运用上述所有的方法进行综合预测可能性很小，同时也不需要采取所有的预测方法。在试验的基础上，采用综合指数和分析方法进行早期预报，采用微震进行区域预报，采用地音或电磁辐射进行局部及时预报，再加上钻屑法，就可以构成简单易行、行之有效的预测方法。

3.3.3　冲击地压防治

3.3.3.1　冲击地压煤层工作面的设计原则

1. 工作面参数的选择

1）工作面长度

研究表明，回采工作面和采空区的大小对冲击地压的影响非常大。对于一个新采区的第一个工作面来说，由于两边都是实体煤，顶板开始处于四周固支状态。当顶板初次断裂后形成三边固支状态，工作面的压力是最小的，冲击地压危险性也是最小的。

对于同一采区的第二、第三工作面，当采空区的宽度之和还没有完全影响到地表时，根据岩层移动理论，当采空区的宽度之和 S 小于 0.4 倍的开采深度 H，即

$$S < 0.4H \tag{9-3-7}$$

工作面周围岩体内的应力逐步增加。

当采空区的宽度之和 S 达到了完全影响地表的程度，即

$$S = 0.4H \tag{9-3-8}$$

此时，由于上覆岩层的充分移动，在煤系地层中，震动释放的能量是最大的，即冲击地压的危险性是最大的。

当回采工作面继续开采，采空区继续增加时，即

$$S > 0.4H \tag{9-3-9}$$

在这种情况下，由于上覆岩层的移动处于平衡状态，煤层中释放的震动能量将处于某一水平。

在孤岛煤柱的情况下，由于三边均为采空区，因此开采时其释放的震动能量很大。

工作面长度对冲击地压危险程度的影响主要是在采空区宽度 $S > 0.4H$ 时的条件下。

此时，回采工作面的一边为采空区，另一边为实体煤。从工作面边缘到采空区形成一个直角，在这部分煤体上，因工作面前方移动应力集中区和采空区边缘煤体上的应力集中相互叠加，形成很高的应力集中现象。在工作面推进过程中，这种现象一直存在，且研究表明：

（1）应力峰值距采空区边缘 10～20m。

（2）直角区的应力集中影响范围为 40～50m。

（3）当工作面长度大于 50m 以后，直角对应力集中程度不会产生影响，而且对动力现象的发生也不会产生影响，如图 9－3－42 所示。在这种情况下，加大工作面长度对限制冲击地压的发生是有利的。

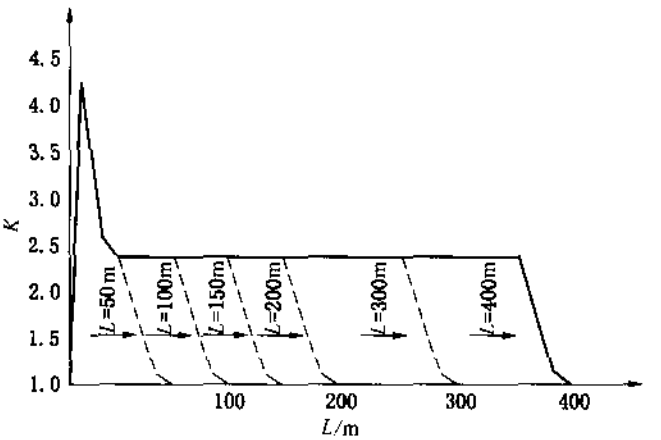


图 9－3－42 煤层中应力集中系数 K 与工作面长度 L 之间的关系

由上述分析可知，对于不同的工作面，不同开采时间和不同位置，其对冲击地压危险性的影响是不一样的。因此，对于某一工作面，要经具体分析和具体考虑。

2）采高

一般情况下，效率最高、对工作面生产最有利的开采高度为 2.5～3.0m。而在这种采高情况下，发生冲击地压的比例也高达 72%。如果将冲击地压发生的百分比与在给定采高条件下工作面产量的比值定义为冲击地压指数 n，则 n 与采高 m 之间的关系为

$$n = 0.757m - 0.707 \qquad (9-3-10)$$

随着采高的增加，冲击地压危险性也随之增加。

采高的增加，将使顶板的坚固性下降，该层顶板引起的震动强度将会降低。如果降低采高不能保证坚硬顶板不发生断裂运动，则可使顶板的坚固性增加，在其破断时，将会释放更大的能量。在这种情况下，降低采高是无益的，除非保证坚硬顶板岩层不发生断裂破坏。

3）推进速度

大量的研究表明，回采工作面的推进速度与低能量的矿山震动之间存在着明显的关系，即工作面的推进速度越快，产生的矿山震动就越多。而对于冲击地压，波兰的研究结果是顶板冲击地压危险性与工作面开采过程中发生的最大震动事件成正比。统计表明，当回采工作面推进速度小于 1m/d 或回采工作面推进速度为 3m/d 左右时，冲击地压发生的

次数最少；而当回采工作面推进速度为 1.3m/d < v < 2.5m/d 时，对于防治冲击地压是最不利的，如图 9－3－43 所示。但是，由于开采技术条件、地质构造条件的不同，防治冲击地压发生的最有利的推进速度也不同，需要根据具体条件而定。

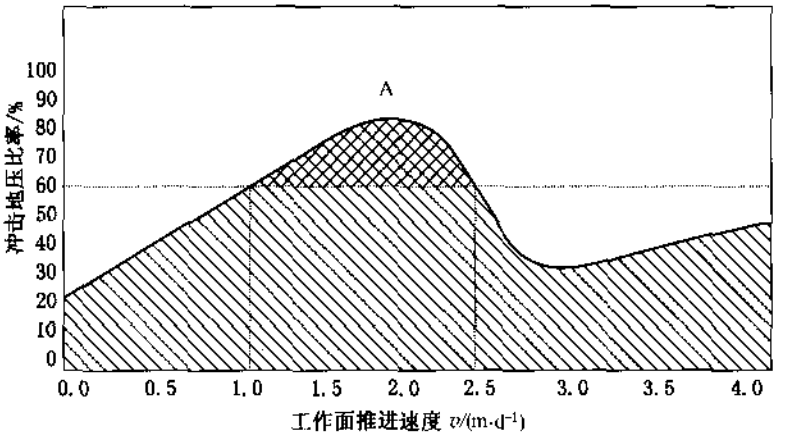


图 9－3－43　工作面推进速度与冲击地压之间的关系

但有一点是肯定的，回采工作面匀速推进对防治冲击地压的发生是有利的。工作面停采以后的恢复生产时期、推进速度突然加速等均有可能引发冲击地压。某矿在工作面推进过程中释放能量的大小与工作面推进之间的关系如图 9－3－44 所示，图中表明了该矿工作面在停采两周前、停采两周期间及停采两周后释放的能量的大小。由图可见，停采两周后释放的能量比停采两周前的能量要大 6 倍，而产量和震动数量基本一样。

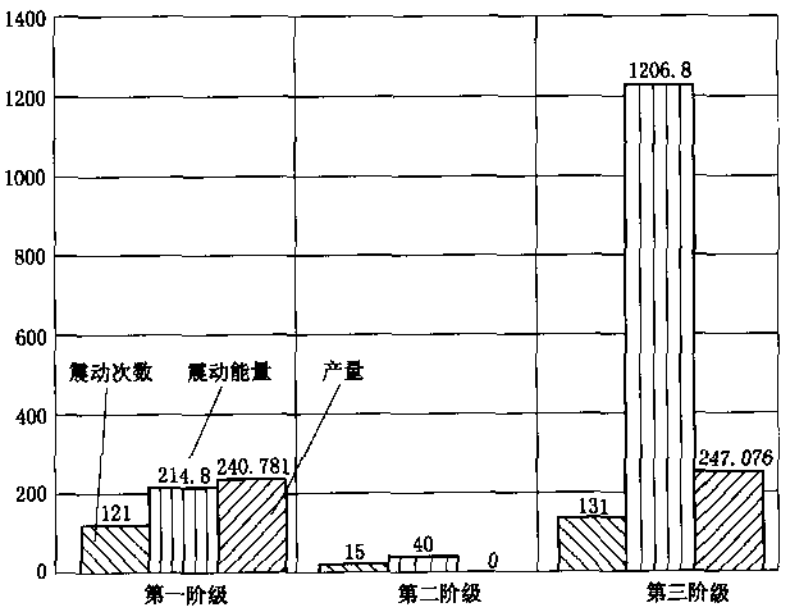


图 9－3－44　释放能量大小与工作面推进速度之间的关系

2. 冲击地压煤层的布置原则

（1）限制冲击地压危险增大的最基本原则是少掘巷道，而且主要的巷道尽量布置在岩石之中。

（2）在煤层布置及开采系统选择时，应尽可能不留任何煤柱及残采区。对于保护煤柱，在开采过程中就应回收干净。最有利的布置方式是无煤柱开采，不留任何回采煤柱。

（3）对于邻近层终采线的影响，布置巷道时，巷道应与终采线垂直，或将巷道布置在终采线影响范围之外。

（4）在煤层开采设计时，要尽量避免形成工作面与之接近平行或几乎平行的巷道。如果必须在工作面通过的区域掘进这样的巷道时，也应该使巷道与工作面之间的夹角大于15°。

3. 煤层的开采顺序及开采方向

对于煤层群开采，正确的开采顺序与煤层冲击倾向性、煤层群的保护层开采等紧密相关。首先，第一层开采的煤层应该是能够使其他煤层卸压的煤层，而且没有冲击倾向性或为弱冲击倾向性。其次，在开采保护层时，应考虑煤层之间的间距、顶底板岩性、采空区处理方式等。

在开采具有冲击倾向性的厚煤层时，最好是沿顶板采用垮落法先采第一分层，该分层对于其他分层来说，起保护层的作用。

煤层的开采方向应根据具体的开采布置及设计来确定。但在同一开采区域，工作面应向同一方向推进。同样，对两个矿井相邻的两个采区，其推进方向也应一致。

煤层开采时，应禁止留下残采区和孤岛煤柱，统一规划采区。区段工作面的开采或者是从上到下，或者是从下到上的一个方向进行。对于向斜轴部，区段的开采应从轴部最低的部分向上推进。

4. 冲击危险性高的区域

1）应力集中区域

煤岩体中应力集中是冲击地压发生的基本因素。而煤岩体的应力集中现象则与矿井的开采历史以及地质构造有关。

终采线、停采区对岩体应力集中的影响程度随采深的增加而增大。这种应力集中具有长期保持的特点，在终采线和残采区形成20～30年后，其中的应力集中程度与初始形成的没有多大的区别。

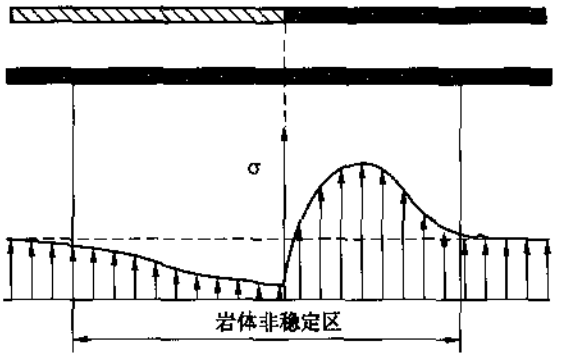
2）非稳定区

开采保护层后，其上、下区域会卸压，而卸压效果由多种因素决定，如开采深度、煤层厚度与采高、采空区处理方式、保护层距煤层的距离、顶板岩层的种类、保护层区域的大小等。其关系非常复杂，但一般情况下，有效期为2～5年。

通常，岩体的非稳定区域如图9－3－45所示。该区域是由于煤层的终采线或边角形成的。当工作面推进到该区域后，终采线上方的岩体将移动，形成二次应力重新分布，在此过程中，就有可能对回采工作面产生影响，形成冲击地压。

3）两层煤巷道间的煤柱及巷道相互交叉

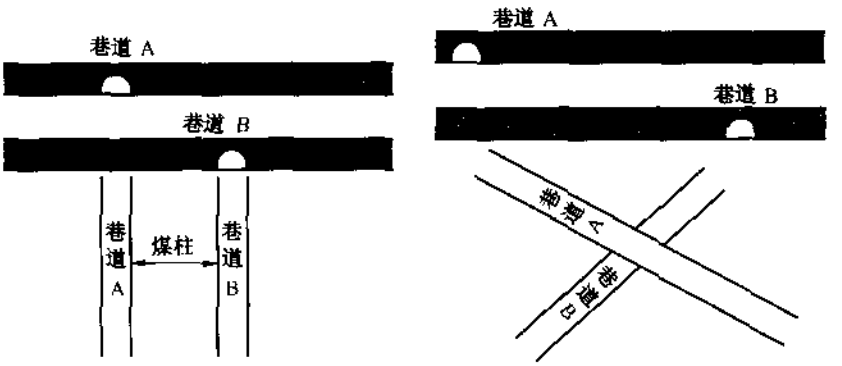
当两层煤间布置的巷道相互平行时，在其投影间距很小（只有十几米）的情况下，



σ—工作面煤壁支承压力

图9-3-45　岩体的非稳定区域

从矿压的观点来讲，这种布置方式就形成了煤柱（图9-3-46a）。如果该煤柱的宽度不大，将会造成应力集中现象，不仅在一层煤中，而且在另一层煤中，均可能会发生冲击地压。此外，在两个煤层的巷道交叉时，也会发生这种情况（图9-3-46b）。煤层的尖灭、褶曲的情况与此类似。



(a) 邻近层巷道形成煤柱　　(b) 邻近层巷道相互交叉

图9-3-46　邻近煤层之间巷道的影响

4）断层附近

断层附近的冲击地压危险主要是由于顶板而形成的。当工作面接近断层带时，这种危险比其他区域高得多。其主要影响因素是断层破坏了顶板的连续性，且断层有一定的倾角，此外还存在构造应力，冲击地压与断层之间的关系如图9-3-47所示。

工作面开采最好能将有一定落差的断层两边的煤采干净。如果留下了煤住，则在留下的煤柱上将产生很高的应力集中现象，其影响程度比没有断层时要高得多。

5）采空区的极限宽度

在一定的开采区域，随着工作面的回采，采空区的宽度逐渐增大，矿山震动和冲击地

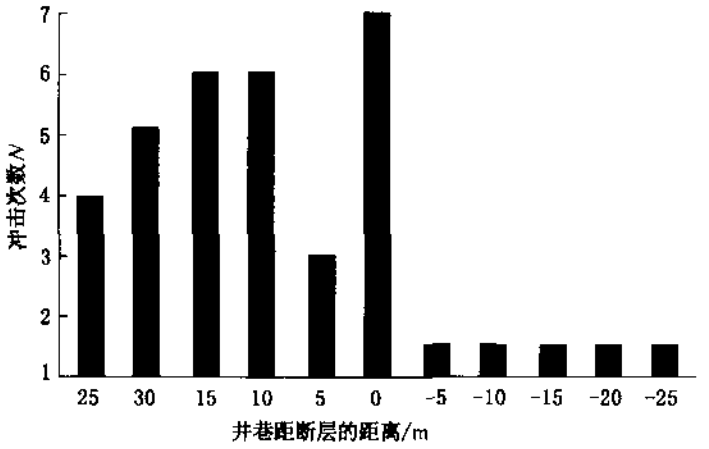


图9-3-47 冲击地压与断层之间的关系

压危险也逐渐增加。当采空区宽度等于极限宽度时，冲击地压危险性最大；当采空区宽度超过了极限宽度后，冲击地压危险性将保持在一定水平。根据岩层移动理论，该极限宽度S_{gr}约为$0.4H$（H为开采深度）。因此，在进行采区开采设计时要求：

（1）工作面数量所形成的采空区宽度不等于极限宽度S_{gr}。

（2）在工作面正常回采情况下，应尽量避免在极限宽度以内，遗留煤柱等增加冲击地压危险的因素。

（3）在高冲击地压危险的采区，第一个工作面是最安全的。

6）接近采空区、煤柱、断层

在一些情况下，特别是开采孤岛煤柱时，工作面需要向采空区、煤柱或断层方向推进。在这种情况下，需要具体分析冲击地压危险状态，并采取相应的防治措施。在工作面将要接近上述区域时，应预先采取卸压措施，在采动支承压力到达之前使其卸压。一般情况下，超前距离应为60～80m，并加强观察，进行连续预测。

7）顶板关键层

在顶板岩层中，如果存在坚硬、厚的关键层岩层，则在岩层中很容易积聚大量的弹性能。当其断裂释放聚积的能量时，将产生大量的震动，并可能会诱发冲击地压。当关键层距煤层的距离增大时，冲击地压危险性会降低。

相似材料模拟研究和现场实测同样反映了关键层对整个岩层的运动及对冲击地压的影响。距煤层30.5m处关键层下离层量沿走向分布随工作面推进变化的相似材料模拟试验结果如图9-3-48所示。

8）多种灾害综合

在煤层开采时，如果同时出现冲击地压、瓦斯、煤尘等多种灾害，则需要综合考虑，采取相应的综合防治措施。例如在冲击地压和瓦斯爆炸危险并存的情况下，应当采取如下措施：

（1）对煤层进行瓦斯抽放。

（2）对采空区进行瓦斯抽放。

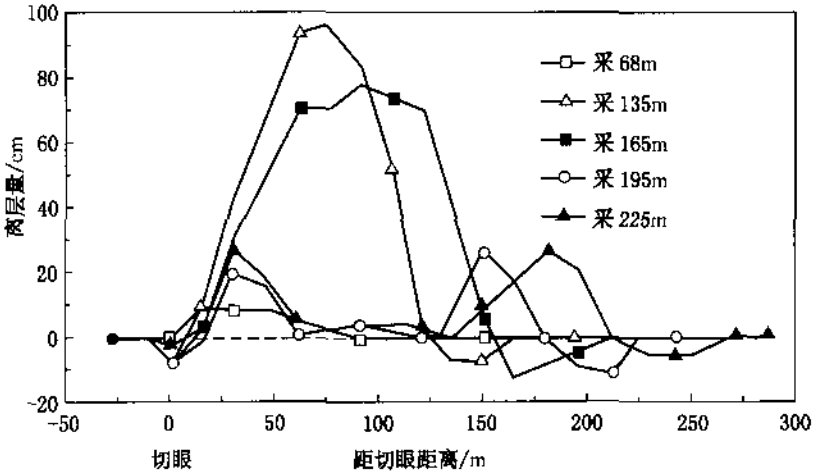


图9-3-48　模拟关键层离层的变化

(3) 弱化顶板岩层，使其断裂步距减小。

3.3.3.2　冲击地压防范措施

根据发生冲击地压的成因和机理，防治冲击地压从两方面着手：一是降低应力的集中程度；二是改变煤岩体的物理力学性能，以减弱积聚弹性能的能力和释放速率。采取的措施如下：

(1) 无煤柱开采，在采区内不留煤柱和煤体突出部分，禁止在邻近层煤柱的影响范围内开采。

(2) 合理安排开采顺序，避免形成三面采空状态的回采区段或条带，避免在采煤工作面前方掘进巷道，必要时，应在岩石或安全层内掘进巷道，禁止工作面对采和追采。

实践表明，合理的开拓布置和开采方式对于避免应力集中和叠加，防止冲击地压关系极大。大量实例证明，多数冲击地压是由于开采技术不合理造成的。不正确的开拓开采方式一经形成就难于改变，临到煤层开采时，只能采取局部措施，而且耗费很大，效果有限。故合理的开拓布置和开采方式是防治冲击地压的根本性措施。主要原则有：

(1) 开采煤层群时，开拓布置应有利于保护层开采。首先开采无冲击危险或冲击危险小的煤层作为保护层，且优先开采上保护层。

(2) 划分采区时，应保证合理的开采顺序，最大限度地避免形成煤柱等应力集中区。因为煤柱承受的压力很高，特别是岛形或半岛形煤柱，要承受几个方面的叠加应力，最易产生冲击地压。上层遗留的煤柱还会向下传递集中压力，导致下部煤层开采时也易发生冲击地压。

(3) 采区或盘区的采煤工作面应朝一个方向推进，避免相向开采，以免应力叠加。因为相向采煤时上山煤柱逐渐减小，支承压力逐渐增大，很容易引起冲击地压。

(4) 在地质构造等特殊部位，应采取能避免或减缓应力集中和叠加的开采程序。在向斜和背斜构造区，应从轴部开始回采；在构造盆地应从盆底开始回采；在有断层和采空区的条件下应从采用断层或采空区开始回采的开采程序。

（5）有冲击危险的煤层的开拓或准备巷道、永久硐室、主要上（下）山、主要溜煤眼和回风巷应布置在底板岩层或无冲击危险煤层中，以利于维护和减小冲击危险。回采巷道应尽可能避开支承压力峰值范围，采用宽巷掘进，少用或不用双巷或多巷同时平行掘进。水采区的开采作业位置应避开高应力集中区，选在采空区附近的压力降低区为好。

（6）开采有冲击危险的煤层，应采用不留煤柱垮落法管理顶板的长壁开采法。回采线尽量是直线，且有规律地按适当的开采速度推进。

（7）顶板管理采用全部垮落法，工作面支架采用具有整体性和防护能力的可缩性支架。统计表明，采用非正规采煤法的采区冲击地压次数多、强度大，水砂充填次之，全部垮落法次数少且强度弱。我国发生冲击地压的煤层顶板大多又厚又硬，不易垮落。采用注水、爆破等方法，使顶板弱化或垮落，能减缓冲击地压。

（8）开采保护层。开采保护层是防治冲击地压的一项有效的、带有根本性的区域性防范措施。由于煤层的开采，导致上覆岩层变形、破断和向已采空间移动。

保护层先行开采之后，周围煤岩层向采空区方向移动、变形，其范围可由岩石冒落角和移动角限定。随着层间距加大，岩层移动和变形减弱。由于岩层不断移动变形，在采空区上方形成“压力拱”，使岩层压力转移给采空区之外的岩层承受。在岩层移动直接影响的区域，应力降低，岩体卸载膨胀，在垂直煤层层面方向呈现膨胀变形，在煤岩层内不仅产生大量新裂隙，而且原有裂隙也张开扩大，导致煤岩结构和属性的变化，裂隙度增加，透气性增大，从而消除或减缓了冲击地压和瓦斯突出的危险。

但是，在卸压带范围内，卸载作用随着向上或向下远离保护层而衰减。层间距大的煤层虽然处于卸压带范围，但开采时也不能绝对保证不发生冲击地压。只有在卸压带的某些范围内，应力降低到一定程度时，开采工作才会免遭冲击地压的危害。在高度上达到 20～30 倍采高的范围内的岩层中，由于产生大量裂隙，基本上消除了冲击地压危险。但要注意岩石组成和岩层排列次序可能对卸压带尺寸和卸压作用有影响，例如存在坚硬厚层岩层就可能会起隔离作用。此外，为了不使卸压带煤层重复加载，必须在空间上和时间上保证合理的开采顺序。相邻煤层的回采工作线不许超出有效卸压带范围，否则将造成更为不利的条件。

3.3.3.3 冲击危险的解危措施

1. 卸压爆破

震动爆破是一种特殊的爆破，它与爆破落煤不同。震动爆破的主要任务是利用爆破形成强烈的冲击波，使得岩体震动。震动爆炮要使震动范围最大，甚至是整个工作面；在装药量一定的情况下，震动效果最好。

震动爆破有震动卸压爆破、震动落煤爆破、震动卸压落煤爆破、顶板爆破。

1）震动卸压爆破

在采煤工作面及上下两巷，震动卸压爆破能最大限度地释放聚积在煤体中的弹性能，在采煤工作面附近及巷道两帮形成卸压破坏区，使压力升高区向煤体深部转移。震动卸压爆破的合理布置及合理的装药量，不仅造成岩体震动，在一定程度上形成煤体的松动带，而且落煤方便。

合理的钻孔布置应使炸药爆破后，形成的弹性波以合理的方向传播，使得炸药爆炸形成的压力与开采形成的压力叠加，超过其极限状态，使岩体卸压或引发冲击地压，这样，

震动卸压爆破的效果最好。

钻孔中合理布置炸药，可有效经济地引发爆炸能，并最大限度地将其传播给周围岩体，以达到卸压、将应力集中区向深部转移的目的。炸药的布置应从煤层内应力最高点开始向里，而外部全部用炮泥封孔。因应力集中地点煤层的密度最大，这样可扩大塑性区，将应力最高点向深部转移。

在人员撤离的情况下，震动卸压爆破除引发冲击地压外，可将高的应力集中区转移到煤体深部，形成松动带。其效果是引发冲击地压，减缓深部煤体中的压力升高区，爆破同时引发一些地震能的释放。

2）震动落煤爆破

震动落煤爆破的目的是在人员撤离的情况下，引发冲击地压，减缓或移去深部煤体或采煤机截深范围内的支承压力。这种爆破要求炮眼全长爆破，使下一个截深范围内应力释放。这种情况下，采煤机几乎仅起装煤作用。

3）震动卸压落煤爆破

这种爆破组合了震动卸压爆破和震动落煤爆破两种。震动、卸压、落煤爆破既用于采煤工作面前方，也可用于巷道掘进，其参数根据具体条件而定，但卸压长钻孔爆破后，应避免在同一眼位布置落煤爆破孔。

4）顶板爆破

顶板爆破就是将顶板破断，降低其强度，释放因压力而聚集的能量，减少对煤层和支架的冲击震动。这种震动将处于极限应力状态的煤岩体应力超限，引发冲击地压。

炸药爆炸破坏顶板的方法有两种：短钻孔爆破与长钻孔爆破。短钻孔爆破有带式、阶梯式和扇形。短钻孔爆破后，在顶板形成条痕；当顶板弯曲下沉时，沿着条痕处断裂。而长钻孔爆破是在工作面或两巷中钻眼爆破来破坏顶板或者引发冲击地压。选择参数时应以不损坏支架为准。

当顶板爆破后，工作人员的等待时间应等于或大于煤层震动爆破的时间。

2. 煤层注水

1）煤层注水原理

大量的研究表明，煤系地层岩层的单向抗压强度随着其含水量的增加而降低，煤的强度与冲击倾向指数随煤的湿度的增加而降低。但是，含水率与注水时间并不成正比。另外，煤的湿度的增加可改变其切割指数，降低煤尘。

2）煤层注水方法

煤层注水方法有三种，即与采煤工作面煤壁垂直的短钻孔注水法、与采煤工作面煤壁平行的长钻孔注水法和联合注水法。

（1）短钻孔注水法。短钻孔通常垂直煤壁，且布置在煤层中线附近。注水时，依次在每一个钻孔放入注水枪，水压通常为 20～25MPa。比较有效的注水孔间距为 6～10m，注水钻孔深不小于 10m。注水孔的直径应与注水枪的相适应，且放入注水枪后能自行注水，封孔封在破裂带以外。短钻孔注水法的优点是钻孔注水容易，可在煤层的任意部分进行，可在难打长钻孔的薄煤层进行注水，可在其他不方便的条件下注水。短钻孔注水法的缺点是注水工作须在机道进行，影响采煤；注水工作须在冲击最危险的区域进行；注水范围小。

（2）长钻孔注水法。这种方法是通过平行工作面的长钻孔，对煤体进行高压注水，钻孔长度应覆盖整个工作面范围。注水钻孔间距取决于注水时的渗透半径，一般为 10～20m。工作面区域内的注水应从两巷相对的两个钻孔进行注水，注水从靠工作面最近的钻孔开始，一直持续到整个工作面范围。注水枪应布置在破碎带以外，深度视具体情况而定。一般情况下，注水区应在工作面前方 60m 外进行。长钻孔注水法的最大优点是工作面前方区域内的注水是均匀的，注水工作在两巷进行，不影响采煤作业。注水的超前时间不宜过早，因为随时间的推移，注水效果就会降低。实践证明，注水的有效时间为 3 个月。长钻孔注水法可最大限度地使用机械，且注水工作可在冲击危险区域外进行。缺点是某些情况下很难进行钻孔作业，特别是薄煤层更加困难。

（3）联合注水法。这种方法是上述两种方法的综合，工作面部分区域采用长钻孔注水，部分区域采用短钻孔注水，水压不小于 10MPa。当水压降至 5MPa 时，认为该钻孔水已注好，在有些情况下煤壁会滴水。在长钻孔或联合注水法注水的情况下，为了预防早期注过水的煤层干燥，用高压设备注水结束后，可将注水钻孔和消防龙头相连。

3. 钻孔卸压

采用钻孔可以释放煤体中聚集的弹性能，消除应力升高区。

在支承压力区域内，用大直径钻头钻孔，降低其应力值，而钻孔局部范围出现小的应力集中，当该应力超过钻孔壁的强度时，随着时间的推移，钻孔间煤体风化、压裂，结果在每个钻孔周围一定的范围内卸压。

4. 定向裂缝

1）定向水力裂缝法

定向水力裂缝法就是人为地在岩层中，预先制造一个裂缝。在较短的时间内，采用高压水，将岩体沿预先制造的裂缝破裂。在高压水的作用下，岩体的破裂半径范围可达 15～25m，有的甚至更大。

采用定向水力裂缝法可简单、有效、低成本地改变岩体的物理力学性质。

定向水力裂缝有两种：周向预裂缝及轴向预裂缝。研究表明，为了达到较好的周向预裂缝效果，周向预裂缝的直径至少应为钻孔直径的 2 倍以上，且裂缝端部要尖，周向预裂缝钻头如图 9－3－49 所示。高压泵的压力应在 30MPa 以上，流量应在 60L/min 以上。而轴向裂缝则是沿钻孔轴向制造预裂缝，从而沿裂缝将岩体破断。

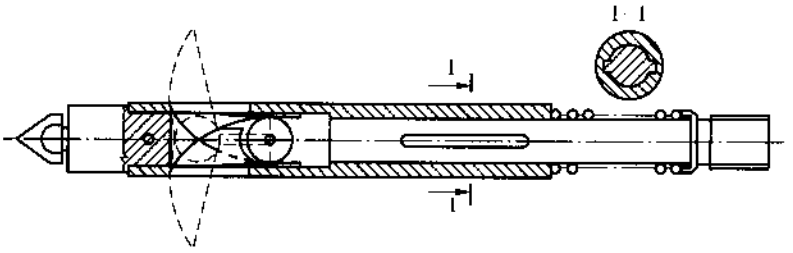


图 9－3－49 周向预裂缝钻头

2）定向爆破裂缝法

定向爆破裂缝法的原理与定向水力裂缝法相同，不同之处只是将高压水换成了炸药。

其预裂缝也有周向和轴向之分。轴向预裂缝的钻头如图9-3-50所示。周向裂缝可以在钻孔的底部，也可以在钻孔中形成几个预裂缝。

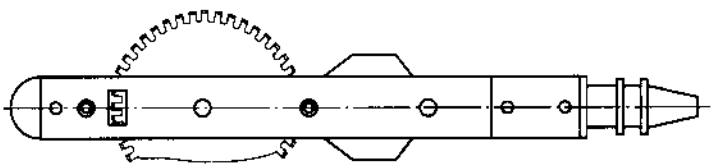


图9-3-50　轴向预裂缝钻头

定向爆破裂缝法的钻孔长度、布置方式、制造预裂缝的数量、形式等取决于井巷支护形式。要达到破坏岩体的力学性质以及破裂的目的，需要根据具体的生产实际，进行具体的设计和实施。

5. 其他防护措施

根据冲击地压发生前的一般规律，可以观察到某些宏观前兆。例如，冲击地压发生前，岩体应力和变形将发生变化。特别是顶板岩层活动加剧，下沉量增加，支柱受压变形加大。在顶板活动方面，表现为断裂声加剧，能听到清脆的断裂声、采空区里的闷雷声，当响声逐渐增大加密，由清脆到沉闷时，可能预示着有冲击危险。在煤体方面，表现为煤壁有片帮、炸帮现象，煤壁内有受压咕咕叫声，钻孔时，钻杆跳动剧烈，且易被卡住拔不出来。在支柱方面，表现为支柱折断劈裂，柱帽和顶梁变形加剧。

采用爆破法掘进或采煤时，在通过或遇到冲击危险地带，将发生某些特殊现象，主要有：爆破效率异常提高，炮眼利用率增加，残眼减少，甚至没有；岩石的破碎程度加剧，崩落的单个岩块失去整体结构；爆破后的岩壁上出现鳞片状痕迹，产生岩石分化或薄片。

冲击地压对井下工作人员的危害，主要是人员受伤，以及被抛出和冒落的煤岩石埋住，另外，引发瓦斯等有害气体。因此，为了保证井下工作人员的安全，必须采取防护措施。

1）及时预测预报

必须将肉眼可见的冲击地压危险性特征、冲击前兆，减缓或消除事故的方法及自救措施等有关事项，向井下人员进行培训和详细指导。平时积极组织开展冲击地压的预测预报工作，出现危险时应立即组织人员撤离。

2）特别支护

在厚煤层中的巷道要用可缩性拱形支架或圈形金属支架。在采煤工作面，用全部垮落法管理顶板时，必须用高强度切顶支柱，如金属支柱。移架后必须从采空区撤除全部支柱。单体金属支柱和木支架必须加强支柱之间的整体性，打好撑木，钉上把钉，刹牢顶，以免冲击时震倒棚子，引起冒顶伤人。为了尽可能地用机械设备保护工人，应采用专用的支架、护架和保护板，以及其他结构设施，以便在发生岩石弹射和微冲击时起保护作用。例如前苏联、波兰、德国等国家在有冲击或突出危险的情况下，采用了保安护架和隔离物。它们通常安装在离工作面3～4m处，有足够的强度和可缩性，并便于快速安装。

在冲击地压和突出危险特别大的情况下，应远距离控制和操纵采掘机械，实现“无人工作面”的回采和掘进方式。在急倾斜采煤工作面，冲击地点下方的工人易遭外伤，

而上方工人易受瓦斯威胁，所以必须预先规定撤人路线。

为了防止瓦斯积聚，必须规定有快速恢复正常通风条件和向被冒落矸石隔离的地区供给新鲜空气的专门措施，以及用于个人自救的工具（自救器等）。

3）特殊的工作制度

在冲击地压和突出危险地点，根据预测预报，在某一时间内采用无人的工作制度，甚至临时撤离人员。有条件的尽量采用远距离操纵。必须按《冲击地压煤层开采暂行规定》执行特殊的爆破制度。对于冲击地压危险的巷道，应把人员通过和停留的时间减到最小限度。

3.3.3.4 开采有冲击地压煤层时应注意的问题

（1）开采有冲击地压煤层的矿务局（公司）、煤矿都应有专人负责防治冲击地压的工作。应装备微震、地音监测等装备，积极开展冲击地压预测预报工作。

（2）开采有冲击地压的煤层，必须编制设计措施，报矿总工程师批准。有冲击地压的煤层中，掘进工作面临近大型地质构造、采空区和通过其他集中应力区以及回收煤柱时，必须制定措施，报矿总工程师批准。

（3）开采有冲击地压危险煤层的工作人员，都必须接受有关防治冲击地压基本知识的教育，熟悉冲击地压发生的原因、条件和征兆以及应急措施。防治冲击地压的措施中，必须规定发生冲击地压时的撤人路线。每次发生冲击地压后，必须组织人员到现场进行调查，记录好发生前的征兆、发生经过、有关数据及其破坏情况，并制定恢复工作的防治措施，报矿务局（公司）、矿总工程师批准。

（4）在开拓有严重冲击地压煤层时，应在岩层或无冲击地压的煤层中掘进集中巷道。开采时，采空区不得留有煤柱。如果在采空区留有煤柱，必须将煤柱的位置尺寸以及影响范围标在采掘工程图上。永久硐室不得布置在有冲击地压的煤层中。

（5）开采煤层群时，首先开采无冲击地压或弱冲击地压煤层作为保护层，开采保护层后，在被保护层中确实受到保护的区域，可按无冲击地压煤层进行采掘工作。在未受保护的区域，必须采取放顶卸压、煤层注水、打卸压钻孔、超前爆破松动煤体或其他防治措施。开采有严重冲击地压的单一煤层和无保护层可采的煤层时，必须采取规定的防治冲击地压的措施。

（6）保护层有效范围的划定方法和保护层回采的超前距离，应根据对矿井实际考察的结果确定。

（7）开采有冲击地压煤层时，冲击危险程度和采取措施后的实际效果，都可采用钻屑法、地音法、微震法或其他方法确定。对有冲击地压危险的煤层，可根据预测预报等实际考察资料和积累的数据，划分煤层的冲击地压危险程度等级，以便按其等级制定冲击地压的综合防治措施。

（8）对有冲击地压的煤层，应根据顶板岩性掘进宽巷或沿采空区边缘掘进巷道。巷道支护应采用可缩性支架，严禁采用混凝土、金属等刚性支架。

（9）开采有冲击地压的煤层，应用全部垮落法控制顶板，并提高切顶支架的工作阻力，采空区中所有支柱必须回收干净。

（10）开采严重冲击地压的煤层，采掘工作面的爆破撤人距离和爆破后进入工作面的时间，必须在作业规程中明确规定。

（11）在三面或四面被采空区所包围的区域或构造应力区进行回采和回收煤柱时，必

须制定防治冲击地压的安全措施，报矿总工程师批准。

3.3.4　矿震事故案例

兖矿集团鲍店煤矿2004年9月6日在2310工作面一号进风联络巷附近发生第一次矿震，强烈飓风将联络巷密闭摧毁，碎砖向外抛出40～50m，9月9日发生第二次矿震，新建密闭被摧毁，冲击波将30m外的两名救护队员吹倒，风暴持续约10s，无中毒窒息现象，监测震级为2.9级。

1. 矿井与事故地点概况

鲍店煤矿1986年6月建成投产，设计生产能力3.0Mt，核定生产能力6.4Mt。矿井采用立井开拓，开采水平为-430m水平，两翼对角式通风，矿井为低瓦斯矿井，煤层自然发火期为3～6个月。主采煤层为山西组3煤，煤层厚度8～10m，采用综采放顶煤或综合机械化采煤方法。

事故发生在鲍店煤矿二采区2310工作面一号进风联络巷，其西部为2310、2311工作面采空区，北部为大马厂断层与2310终采线之间的煤柱；东侧、南侧为大马厂断层，断层外为2306工作面开切眼。2310工作面于2002年10月9日停采，11月1日工作面回撤之后，对工作面进回风巷进行了第一次永久性封闭，并进行了注浆充填堵漏。11月30日对工作面两侧进行第二次永久性封闭。2310工作面运输巷（采空区回风侧）共建3道永久密闭，轨道巷建3道永久密闭。工作面布置如图9-3-51所示。

2. 事故经过

2004年9月6日14时30分，井下人员发现2310工作面密闭处出现异常，初步分析

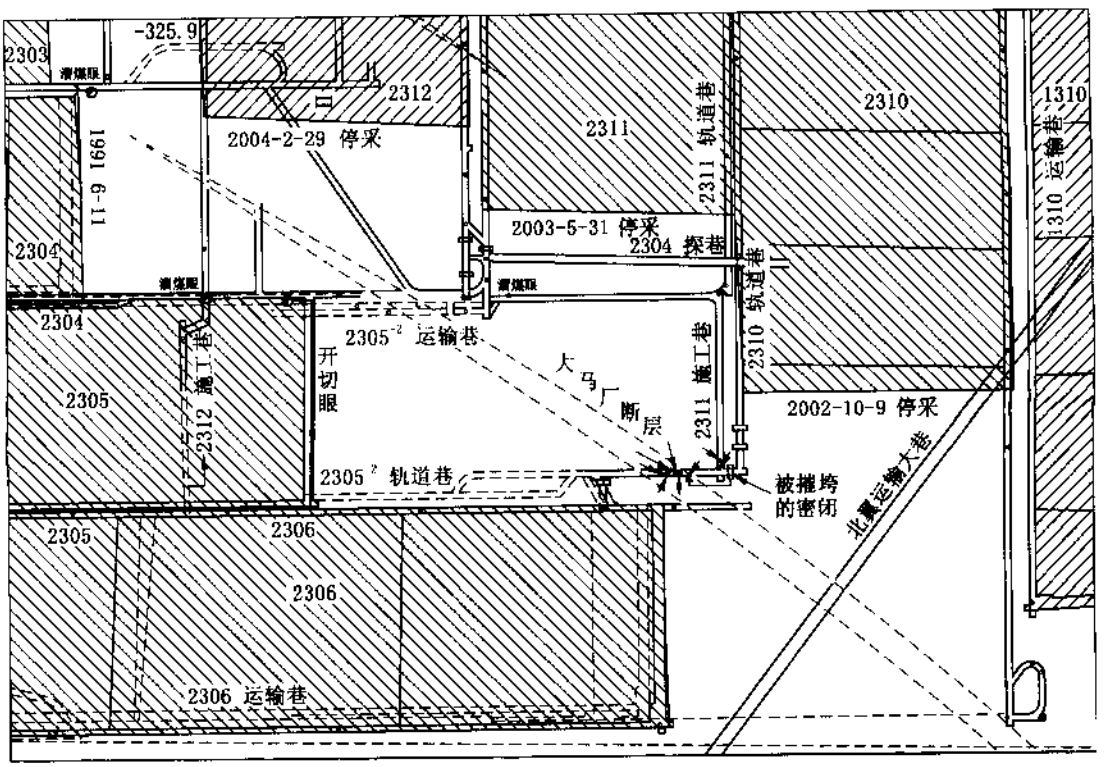


图9-3-51　工作面布置平面图

认为2310工作面轨道巷密闭前可能有高温点，便立即组织有关人员到现场进行勘察，发现2310工作面轨道巷密闭前顶部有微量烟雾，决定采用闭前喷射混凝土及向采空区注浆的封堵措施。在准备过程中于17时19分发生矿震，强烈的飓风和冲击波将一号联络巷密闭摧毁，碎砖向外抛出40～50m，密闭前6m范围内顶板冒落。事故发生后，为了防止事故扩大，决定立即封锁回风流经过的所有人口，并在回风侧安设CO、风速、CH_4传感器，对事故地点的回风流进行连续监测。同时在2310工作面一号联络巷和2304岩石集中运输巷后部建两道密闭，两道密闭分别于9月8日23时30分、9月9日2时40分建成。9月9日3时09分发生第二次矿震，将新建密闭墙摧毁。冲击波将2310工作面一号联络巷新建的砂袋密闭墙外30m的两名救护队员吹倒。风暴持续10s之久，没有热感觉，CO报警仪报警（报警限为50ppm），无人员受伤，无中毒窒息现象。冲击前，回风侧CO升高趋势明显，3时左右监测到2.9级矿震。

3. 事故原因

经事故专家组对两次事故的现场勘察及调查分析，得出如下结论：

（1）从事故后现场的气体成分、空气温度和残留物分析发现，均无异常情况，巷道内无过火痕迹，残留物无结焦和烧烤痕迹，人员无热感。整个动力现象为物理变化过程，可排除煤尘、瓦斯爆炸的可能。

（2）据救护队现场勘察，2310工作面轨道巷第一道密闭以里为锚网支护，顶板完好，底板为已干缩为豆腐块状的胶体泥浆，其表层为飘落的细灰尘。2311工作面施工巷和2310工作面轨道巷的注浆钻孔和注浆管路没有形成对2310工作面停采线的注浆施工条件，也无施工迹象，由此判断不是由注浆引起的水煤气爆炸。

（3）2311工作面施工巷及2310工作面一号进风联络巷无明显表面位移，除冒顶区外，其他巷道支架无变形，可排除发生冲击地压的可能性。

（4）采矿活动引起的上覆岩层大面积运动可引起矿震现象发生，矿震可在采矿空间形成程度不同的冲击波。经调查，事故发生时伴随着响声和震动。该区域的地质与生产技术条件具备了发生矿震的条件，主要成因有以下几个方面：①3煤基本顶为20余米厚的中砂岩，上部91m处赋存着以石英为主厚度达94.27m的中砂岩，具备采空区上位巨厚坚硬岩层的地质条件。②附近停采工作面上赋巨厚岩层向事故地点推移，采空区面积大，具备大面积悬空的条件。③大马厂断层的切割，使巨厚中砂岩易发生大面积运动。④一采区下部1307综放工作面距事故地点800多米，事故发生时该工作面正在开采。采动影响可能打破顶板原来的临界平衡状态。⑤2305工作面残留煤柱凸角对巨厚中砂岩的支承作用减弱，导致上位巨厚中砂岩大面积运动。

此外，2310工作面和1310工作面之间留有15m煤柱，地面观测发现工作面上方有明显凸起，和周围相差1.9～2.0m；2312和2311工作面之间也有凸起现象。地表下沉得不充分，说明顶板未完全垮落，具有产生顶板大面积垮落的条件。

（5）据地震台观测资料分析，2004年7月27日～9月16日共监测到31次震动事件，平均0.6次/天，平均震级2.7级。频繁出现的矿震事件以及矿震与第二次冲击在时间上吻合。

通过现场勘察和技术分析认为，两次动力现象是由2310采空区上位巨厚中砂岩大面积运动形成的矿震地质灾害引起的，矿震产生的冲击波将密闭墙摧毁，事故具有不可预测性。

附录　矿压观测与支护质量监测技术示范（实例）

一、矿压观测与支护质量监测技术管理体制

第一条　各生产矿井必须建立健全矿压观测及支护质量监测机构，制定相关管理制度，积极开展矿压观测及支护质量监测工作。

第二条　公司生产技术部对所属各生产矿井矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测技术工作进行归口管理，具体职责是：

（1）负责公司范围内矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测技术的推广应用，制订指导性观测计划。

（2）制定、解释并监督各矿执行公司有关矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测的技术管理及现场顶板管理等方面的文件，对有关规范、标准进行增补和修订。

（3）协助现场分析、处理矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测存在的技术问题，参与矿井顶板事故和冲击地压灾害的分析处理。

（4）组织各矿进行矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测等方面的技术交流，引进和推广新技术、新仪表。

（5）按照科研管理程序，参与矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测科技项目的技术论证和试验研究，并对相关的特殊安全技术措施进行审查。

（6）制订专业人员培训计划，组织对从事矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测工作的各类人员（分管领导、技术管理人员、现场观测工）进行专题技术培训。

第三条　各生产矿井要根据井型大小和安全生产的需要，必须成立5~7人（冲击地压矿井7~9人）的矿压观测组，其中，专业技术人员不少于30%。生产技术科负责业务管理。

第四条　各矿总工程师全面负责矿压观测与支护质量监测技术管理工作，保证矿井在生产过程中执行公司有关标准和技术规范。

第五条　各矿分管副总工程师协助总工程师在现场安全管理和技术管理等方面实施业务指导；对矿压观测计划和支护质量监测技术的应用进行把关；对工程技术人员和观测人员进行专业技术培训。

第六条　生产技术科在总工程师领导下，组织矿压组完成矿井有关矿压观测与支护质量和冲击地压监测的各项工作任务。矿压组对矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测技术具体负责。其职责是：

（1）贯彻落实公司矿压观测与支护质量监测技术规范及有关文件，并对贯彻执行过程中存在的问题及时分析总结，向主管部门提出增补或修改意见。

（2）制定并组织落实矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测计划、技术管理、现场管理及顶板管理方面的规章制度，并参与相关规程和措施的审批。

（3）制定矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测所用的仪器仪表、设备配备数量和资金计划。

（4）负责组织对矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测数据的处理和分析，对存在的问题提出整改意见并监督实施。

（5）组织矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测专题项目的现场实施。

（6）负责对矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测有关技术文件、观测总结报告和监测数据等进行存档管理。

第七条 公司顶板安全仪器仪表检测站在生产技术部的领导下，对为进行矿压观测和支护质量监测购置、使用的仪器仪表，按照国家计量检定规程检测校准技术规范，进行质量检测和报废，并对检测结果进行分析和存档管理。

第八条 从事矿压观测、支护质量监测和冲击地压监测工作的工程技术人员、观测工要经过专门的技术培训，培训合格后方准上岗。

二、采煤工作面日常支护质量与顶板动态监测

第九条 日常矿山压力观测是为保证安全生产而进行支护质量与顶板动态监测的一项经常性工作。

第十条 各生产矿井所有采煤工作面从开始安装至开采结束，必须开展日常支护质量与顶板动态监测工作。

（一）综采（放）工作面日常支护质量与顶板动态监测内容、指标和方法

第十一条 综采（放）工作面支架的基本要求：做到撑紧、移够、站正、完好4个方面，使其能有效地控制围岩，减少冒顶事故，提高综采（放）工效，保证安全生产。

第十二条 综采（放）工作面支护质量监测的指标：

（1）关键指标：①初撑力；②端面距。

（2）辅助指标：①支架工作阻力；②支架在工作空间的几何状态，包括支架歪角、支柱排齐偏差，相邻顶梁台阶值，顶梁俯仰角，支架间隙；③液压系统工况（泵站压力、液压管路和密封件完好状况）；④采高。

第十三条 综采（放）工作面支护质量监测的定量指标，见表1。

表1 综采（放）面支护质量监测指标值

项目	△实测初撑力占额定值比/%	支架歪角	★立柱排齐偏差/mm	顶梁错茬	顶梁俯仰角	支架间隙/mm	端面距/mm	端面距+接顶距/mm	泵压/MPa
规定值	≥80	≤5°	≤前后±50 ≤上下±100 （中心距）	≤2/3h	≤7°	≤200	≤340	≤800	≥30

注：h—顶梁侧护板高度；

△包括立柱、平衡千斤顶、前梁千斤顶；

★顶板变化处允许增加支柱。

第十四条 综采（放）工作面围岩状态的指标包括：端面顶板冒高、冒宽、冒区长度，煤壁片帮深度，片帮区长度。

第十五条 综采（放）工作面围岩状态监测的定量指标，见表2。

表2　综采（放）工作面围岩状态监测指标

项　目	冒高/mm	破碎度/%	冒区长占工作面长/%	片帮深/mm	片帮区长占工作面长/%
规定值	≤300	≤10	≤10	≤500	≤25

注：围岩状态的监测可结合顶板统计观测来进行，即每日统计各观测线剖面的平均破碎度，或将工作面冒落（片帮）区总长占工作面长的百分比作为评价工作面总的围岩状态。

第十六条　工作面上、下出口及两巷超前支护质量的标准：

（1）工作面煤壁超前20m范围内支架完整无缺，巷高不小于1.6m（综采巷高不小于1.8m），有0.7m宽的人行道。

（2）按照开采工作面作业规程规定，加强端头及超前支护。

第十七条　综采（放）工作面日常矿压观测站布置方式应根据观测内容确定，使测站情况对全工作面有代表性。一般采取均布方式，沿工作面至少布置10条测线，或每隔5架设1条测线。支架初撑力监测逐步实现每架安设1台压力表。

第十八条　综采（放）工作面日常矿压观测方法：

（1）支架阻力观测。在测站支架的（前、后）立柱下腔、平衡千斤顶下腔设直读式或数显式压力表测定阻力，也可设压力自记仪代替。

（2）顶板（煤）动态观测。在各测线处对顶板（煤）状态作统计观测，记录采高、端面距、片帮深度等。

（3）支架几何参数观测。采用日测普查，超标明显处用专用工具进行测记，包括顶梁走向角及倾向角、立柱走向角及倾向角、顶梁错茬。

（4）两巷超前支护质量监测。测量单体液压支柱的初撑力或工作阻力。

（二）单体支柱工作面日常支护质量与顶板动态监测内容、指标和方法

第十九条　单体支柱工作面支架（柱）的基本要求应达到支、护、稳，以防止顶板发生压垮、漏垮、推垮事故，保证采面安全生产。

第二十条　单体支柱工作面支护质量监测的指标：

（1）关键指标：①初撑力；②端面距。

（2）辅助指标：①支柱末阻力；②活柱缩量；③支护状态，包括支柱间距（柱、排），支柱排成直线状的偏差，支柱迎山角，顶梁平行度，板、楔、刹顶规格，支柱钻底量；④采空区悬顶；⑤特种支护。

第二十一条　单体支柱工作面支柱质量指标规定值，见表3。

表3　单体支柱工作面支护质量指标规定值

项　目	初撑力/kN	端面距/mm	柱、排距偏差/mm	顶梁平行度	支柱钻底量/mm	煤机后方挂梁滞后距/m	泵站压力/MPa
规定值	≥60（ϕ80mm） ≥90（ϕ100mm）	≤200	≤±100	≤7°	≤100	≤10	≥20

注：无空载支柱；摩擦柱用5t液压升柱器加载，巷道超前支柱的初撑力不小于50kN。

第二十二条　单体支柱面围岩状态监测指标规定值，见表4。

表4 单体支柱工作面围岩状态监测指标规定值

项目	每米采高顶底移近量/mm	端面冒高/mm	采空区		煤壁凸出量/mm	
			冒高/采高	悬顶面积/(m×m)	伞檐长>1m	伞檐长<1m
规定值	≤100	≤200	≥1.5	<2×5	薄煤层≤150	≤200
					中厚以上≤200	≤250

第二十三条 日常矿压观测的测站要均匀布置测线，即自工作面上出口下方5m处开始，均匀布设10条测线。在工作面超前支护范围内，每隔4m设1个观测断面，每条巷道设5个断面。

第二十四条 日常矿压观测的观测方法：

(1) 支架(柱)阻力观测。在各测线第一排和末前排处量测支架(柱)初撑力、工作阻力。

(2) 顶板（煤）状态观测。在各测线处用测尺对端面距及片帮冒顶等进行统计观测，并测取采高。

(3) 支柱几何参数观测。工作面普查一般用目测，超标明显处用专用工具测记柱、排距偏差、迎山角、顶梁平行度等。

(4) 抽查测站处的支架（柱）阻力、支柱钻底量。

(5) 抽查工作面端头四对八梁支护中的一对前梁三柱的初撑力。

(6) 特殊地点（地质变化带、老巷、上下端头的密集支柱）区域内的支柱要逐棵测定初撑力。

(7) 测定回采巷道超前支护范围内观测断面的支柱初撑力或阻力。

第二十五条 特殊时期的支护质量与顶板动态监测主要包括初采装面、末采撤面、工作面顶板初次垮落和初次来压阶段，该阶段对每根支柱均要进行动态监测，其初撑力必须符合规定。

(三) 采煤工作面日常支护质量与顶板动态监测数据处理

第二十六条 采煤队负责进行现场的支护质量与顶板动态监测工作，每班由质量验收员或安检员监测1次，并认真填写原始记录表。

第二十七条 综采（放）工作面支护质量与顶板动态监测记录表见表5；单体支柱工作面支护质量与顶板动态监测记录表见表6。现场监测员每天将井下测取的各种原始数据按记录表格填写清楚，并及时报送矿压组，矿压组将监测的原始数据进行必要的计算后，填入整理表格。

第二十八条 监测数据采用计算机软件分析处理，打印出日报表，综采（放）工作面支护质量与顶板动态监测日报表见表7；单体支柱工作面支护质量与顶板动态监测日报表见表8。日报表中要对工作面支护质量及煤岩稳定性作出总体评价，并对存在的问题提出整改措施和建议，在分管领导签署意见、工区整改后，存档备查。

第二十九条 工作面装面期间、撤面前必须对液压支架和单体支柱初撑力进行动态监测，对液压系统的完好情况进行统计观测，并将监测记录存档保存。

(四) 回采巷道日常支护质量与顶板动态监测数据处理

第三十条 锚网巷道开采时，在采动压力影响区内，对掘进期间设置监测仪器仪表完好的测点，数据测取应每周不少于1次；在超前支护区内，每天测取1次；开采巷道顶板

表5 综采(放)工作面支护质量与顶板动态监测记录表

年 月 日 班 记录人：

队名		工作面推进距离/m	上端		超前支护阻力/MPa	巷道测点	1	2	3	4	5
工作面			下端			进风巷					
实进班进尺/m		支架型号				回风巷					
		泵站压力/MPa									

工作面测线(架号)		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
支架初撑力/MPa	前(左)柱															
	后(右)柱															
端面距/mm																
片帮深/mm																
冒高/mm																
冒宽/mm																
冒长/m																
采高/m																

工作面测线(架号)		16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
支架初撑力/MPa	前(左)柱															
	后(右)柱															
端面距/mm																
片帮深/mm																
冒高/mm																
冒宽/mm																
冒长/m																
采高/m																
存在问题										处理意见		负责人签字：				

表 6　单体支柱工作面支护质量与顶板动态监测记录表

年　月　日　班　　监测记录人：

区队名称		工作面编号		支柱型号		采高/m		泵站压力/MPa	

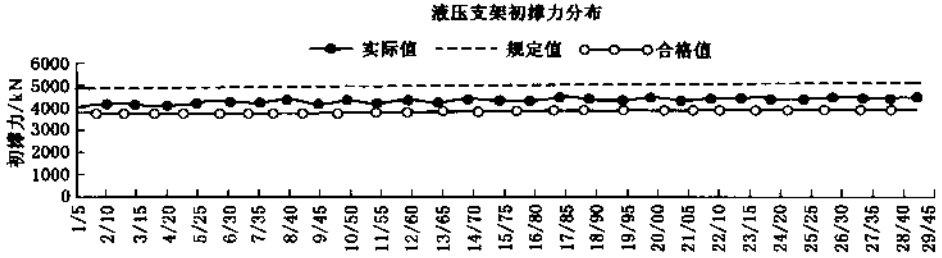
测线	第一排初撑力/MPa	末前排工作阻力/MPa	采空区悬顶长、宽/m	端面距/片帮深度/mm	末前排钻底量/mm	端面冒顶/m			端头支架阻力/MPa		前柱	中柱	后柱		平均
						长	宽	高		上					
1										下					
2									巷道超前支护/MPa	测点	1	2	3	4	5
3										上巷					
4										中巷					
5										下巷					
6									存在问题						
7															
8															
9									处理结果						
10										负责人签字：					

表7 综采(放)工作面支护质量与顶板动态监测日报

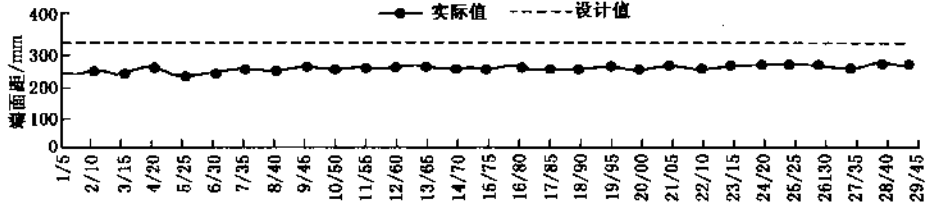
区队： 工作面： 日期： 年 月 日 整理人：

煤层厚度/m		工作面上下端错距合理值/m		煤层倾角/(°)		放煤高/m	
设计走向采长/m		剩余采长/m		支架型号		P_0规定值/kN	
工作面长/m		采高/m		设计端面距/mm		日进尺/m	

液压支架初撑力分布



支架测点/架号
端面距状态曲线



主要实测指标统计表

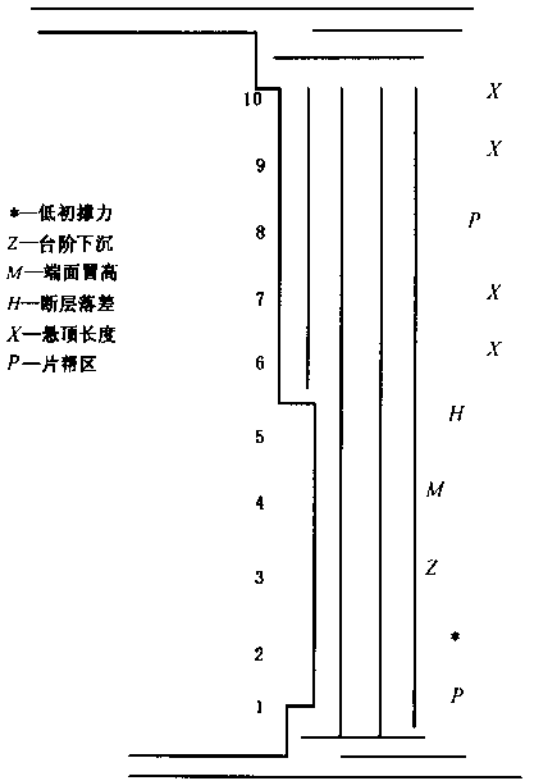
指标	夜班		早班		中班		全天	
	最大	最小	最大	最小	最大	最小	最大	最小
	平均		平均		平均		平均	
初撑力/kN								
初撑力合格率/%								
端面距/mm								
端面距合格率/%								
最大片帮深/mm								
最大冒高/mm								
采高/m								

主要问题说明与建议	本日支护质量总体评价：
矿领导签署	
区队处理意见及结果	

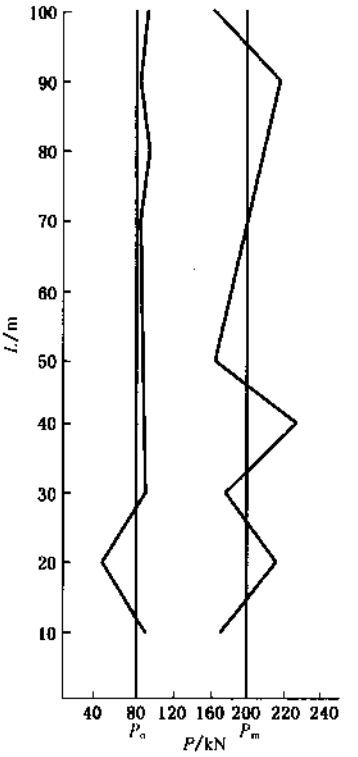
表 8 单体支柱工作面支护质量与顶板动态监测日报表

采煤区队： 监测员： 日期：

工作面编号		设计长度/m				剩余长度/m					
倾斜长度/m		支柱型号				采高/m			泵压/MPa		
测线	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	平均
P_o/kN											
端面距/cm											
P_m/kN											
悬顶/m											
钻底量/mm											
端头支护阻力/kN		前柱	中柱	后柱	平均	巷道超前支护阻力/kN	1	2	3	4	5
	上										
	下										



不安全因素平面图



P_o、P_m 曲线图

存在问题：

领导签署：

区队处理意见与结果：

离层观测记录表见表9，观测数据要按表9提供的格式进行详细记录；观测期间还应对巷道支护状态进行统计观测，如有严重变形、网裂、片冒等现象要作统计记录。

表9　巷道顶板离层观测记录表

矿名　　巷道　　日期　　班　　记录人

测站/断面							
距工作面/m							
仪器名称、型号							
测点读数/mm	1						
	2						
	3						
	4						
	5						
	6						
	7						
	8						

第三十一条　架棚支护巷道开采时，在超前支护范围内，测定单体液压支柱的初撑力或工作阻力；在超前支护区以外进行其他统计观测，将观测数据记录整理。

第三十二条　技术科应有专人对监测数据及时分析处理，掌握顶板离层、围岩变形量随工作面推进的变化规律，发现异常时及时向分管领导进行汇报。

三、采煤工作面常规矿压观测

第三十三条　采煤工作面常规矿压观测是为掌握采场矿山压力基本规律而通常使用的矿压观测方法，俗称“三量”观测。

第三十四条　凡投产的新矿井，开采的新煤层、新水平、新采区首采面，以及当地质条件、开采条件有明显变化时，均必须进行上覆基本顶来压规律的观测。掌握基本顶来压规律，为进行采场围岩分类、合理选择顶板控制方法、确定液压支架（柱）支护阻力和采煤工艺等提供科学依据。

第三十五条　采煤工作面常规矿压观测前，必须编制观测方案，经矿有关科室会审、分管领导签署意见后，方可实施现场观测工作。

第三十六条　各生产矿井所有采煤工作面在初次来压期间均必须进行常规矿压观测，但观测内容可适当简化，主要测定支架（柱）初撑力、工作阻力、煤壁及顶板片冒状况，用以预测预报顶板初次来压，保证安全生产。

（一）开采工作面常规矿压观测

第三十七条　采煤工作面常规矿压观测内容：顶底板移近量、活柱下缩量、液压支架（柱）载荷、顶板状况统计、支架状态等。

第三十八条　采煤工作面矿压观测站布置：采用重点布置，即在工作面中部设3条测线，在工作面上、下距平巷煤柱大于15m处设上、下测站，分别设1～2条测线作为辅助测站。

第三十九条 开采工作面矿压测站观测项目与方法：

（1）液压支架（柱）阻力观测。采用压力表、单体支柱检测仪、压力自记仪或采用计算机监测系统进行远距离实时监测。

（2）液压支架（柱）的活柱缩量观测。对观测支护阻力的支架，采用标点法，使用钢卷尺或直尺在每次移架后和移架前分别测值，其差值即为活柱下缩量。

（3）统计观测。每天或每班按循环固定观测，对液压支架（柱）安全阀开启和工作面冒顶情况进行全面统计；煤壁片帮深度采用每5组液压支架或10棵单体支柱为一个剖面进行统计观测，计算其平均值，并将之与最大值进行分析对照。

（二）回采巷道常规矿压观测

第四十条 锚网支护回采巷道常规矿压观测内容：综合监测及巷道表面位移监测。

第四十一条 锚网支护回采巷道常规矿压观测项目：

（1）顶底板移近量、变形范围、碎裂带高度以及变形随时间的增长情况。

（2）两帮变形量、变形范围、碎裂带深度以及变形随时间的增长情况。

（3）锚杆承载变化情况。

（4）锚索和其他二次加固支护的承载工况。

第四十二条 锚网支护巷道综合监测仪器应安设在巷宽和巷帮的中部。多点位移计、测力锚杆布置如图1所示。

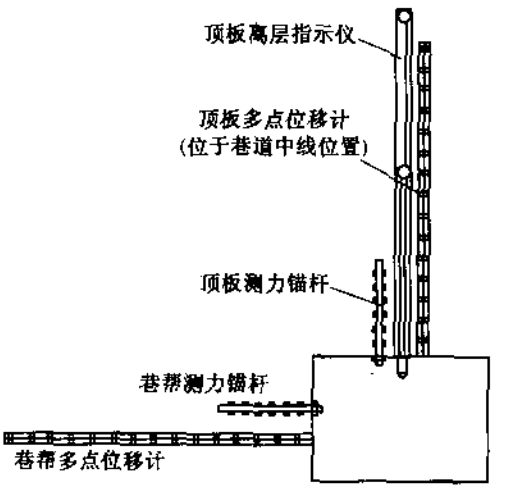


图1 锚网支护综合监测仪器布置

第四十三条 顶板深部位移、锚杆承载测点安设：顶板深部位移要求测至顶板向上至少7m处，孔内测点数量不少于12个，或采用双孔，孔内测点交错布置，但每孔内测点数量不少于6个；锚杆承载工况要用测力锚杆观测。

第四十四条 综合监测的观测频度：在采动压力影响区内每周1次；在超前支护区内每天1次。

第四十五条 架棚回采巷道矿压观测内容：

（1）顶底板移近量（底鼓量、顶沉量）、移近速度以及随工作面距离变化而变动的情况。

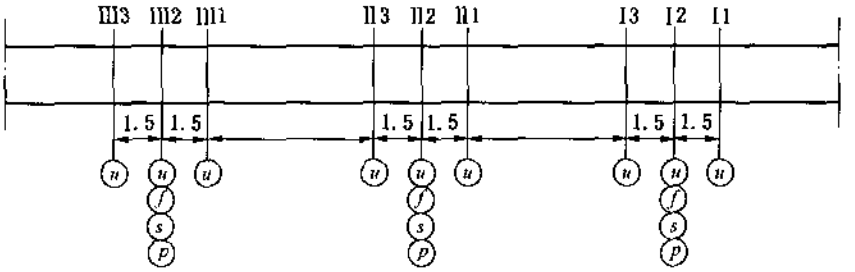
（2）两帮（沿空、实煤）移近量、移近速度以及随工作面距离变化而变动的情况。

（3）支架受载。

（4）支架折损。

第四十六条 矿压观测测站布置：每条巷道至少设3个测站，测站可设在具有代表性的地段，间距不定。每测站由连续2~3个观测断面组成，每断面设顶、底板基点及两帮位移量观测基点，测站布置如图2所示。

第四十七条 巷道围岩表面位移测点安设：基点处顶板应稳定，支护完好，两帮完整，一般用钻孔安设木橛或铁钉作成，但当围岩稳定坚硬时，可用压痕、油漆作记号或利

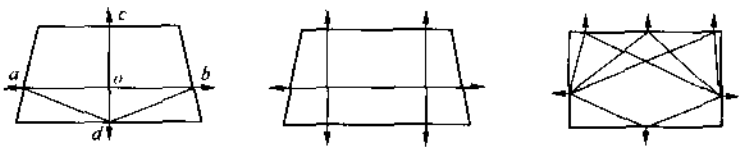


u—围岩表面位移；*s*—围岩深部位移；*p*—支架受载；*f*—锚杆轴力

图2　架棚开采巷道测站布置

用水玻璃粘贴基点作成。

第四十八条　围岩表面移近量的观测方法：采用“十”字布点法（图3a）。水平测线 $a-b$ 应与巷道腰线重合，垂直测线 $c-d$ 与巷道中垂线重合。当巷道两侧受力变形不对称，或中间有输送机等情况时，则顶底基点可偏置（图3b）。为便于分别测量底鼓量和顶沉量以及测量支架不规则变形也可用斜线测量（图3c）。



(a) 十字法　(b) 十十字法　(c) 斜线法

图3　观测断面内位移测量法

第四十九条　在测定巷道表面位移量时，若要分别测出顶沉量与底鼓量或上帮与下帮的位移量，先在水平测线 ab 处拉直线，再用仪器测出顶测点 c 与水平测线的垂距 $c-o$，再将顶底距 $c-d$ 减去 $c-o$ 即为底鼓观测值 od。

在测上帮及下帮位移量时，先在顶测点 c 处挂垂线，再测量帮测点 a 或 b 与垂线的水平距离 $a-o$ 或 $b-o$，由此分别求出上帮及下帮位移量。

第五十条　巷道围岩深部位移测定：在测站的中间观测断面中，除底板外，顶板及两帮各布置一长孔，孔中设多点位移计测定围岩深部位移，也可在其他有代表性的位置或底板上增设测孔，孔深及孔内测点数应根据围岩稳定性、巷道宽度等因素综合考虑，但测孔深度应大于巷道跨度。

第五十一条　巷道变形及支架折损情况测定：棚式支架变形可利用测尺测定位移基点与支架上标记间的距离求得；支架折损情况用统计分析法进行。

第五十二条　架棚巷道支架受载测定：可在支架构件与围岩间安设测力计，其顶盖有底托与支架接触，另一面有护板通过背板与围岩接触。根据巷道形式、支护结构及断面确定测力计数目及位置，一般支架顶部应不少于3个，两帮各不少于2个。

第五十三条 架棚巷道矿压观测：测点安设后，观测频率由测量值的变化速度确定，见表10。由此可确定动压影响的范围及参数。

第五十四条 巷道支护状态的统计观测：观察测站内支架变形破坏状态，评判标准见表11。由此确定支架的变形破坏指数，并填入记录表中。对于棚式支架，当顶梁与棚腿有不同变形破坏指数时，只记录指数最大值和所在部位。

表10 测点观测频率

围岩表面位移速度/(mm·d^{-1})	观测频率/(次·d^{-1})
>5	1
1~5	1/2
<1	1~2/14

表11 支架变形破坏评判标准

变形破坏指数	支架构件状态
1	无变形或轻度变形，无须整形即可复用
2	变形明显，回收后须整形方可复用
3	支架破坏，严重扭曲和折损，无法修复使用

（三）采煤工作面上覆岩层活动规律的观测

第五十五条 观测目标：直接顶（煤）初次垮落步距、基本顶初次来压及周期来压步距、来压前后的支架阻力（初撑力、加权平均阻力、最大工作阻力）、支护强度及动载系数。

第五十六条 测站布置：采取重点布置方法（图4），即在采面中部设3条测线作为重点测站，在上、下部设1~2条测线作为辅测站，在所设测站范围内进行“三量”观测。

第五十七条 观测指标及要求：采取连续观测，从开切眼回采时开始观测，直至基本顶初次来压后延续3~5次周期来压结束。要求分班连续观测并记录测线上支架（柱）的阻力（初撑力、工作阻力），支架平衡千斤顶、前梁千斤顶阻力，活柱缩量，安全阀开启率，顶帮状态统计，单体支柱工作面的顶底板移近量等反映上覆岩层来压规律的相关指标。

第五十八条 观测数据整理分析，求出有关基本顶来压规律的参数。

第五十九条 采后上覆岩层的垮落高度求取方法：

（1）根据垮落后采空区充填程度与煤层采出厚度的关系得

$$k(\sum h + M) = k_p[\sum h + (1-\eta)M]$$

式中 k——采空区充填系数；

$\sum h$——垮落岩层厚度；

M——煤层采出厚度；

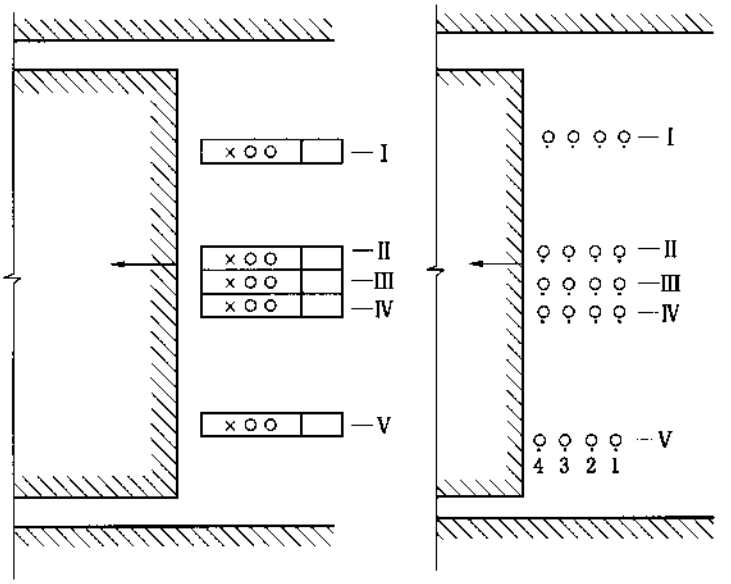
k_p——垮矸碎胀系数；

η——煤炭采出率。

经推算，不规则垮落带岩层厚度为（1~1.2）M；规则垮落带顶面距煤层高度为(2~2.5)M。

（2）通过在工作面前方巷道中斜向钻长孔，孔中安设深基点，根据开采后测点位移变化来测取。

（3）通过井下仰孔注水法求取。井下仰孔分段注水观测系统，由孔内封堵注水器、



(a) 液压支柱工作面　　(b) 单体支柱工作面

○—支柱阻力测点；×—前梁千斤顶阻力测点；·—顶底移近量测点

图4　采煤工作面测站布置

接管路和孔外测量仪表构成。孔内封堵段长1m。胶囊平时呈圆管状，可在钻孔内自由移动，当充以一定压力的水或气时，胶囊即刻膨胀，封堵住两端，再向封堵段内注水，水将从裂隙流失，由孔外流量表可测出每米每分钟漏失量。此量反映该段裂隙的发育程度。测完后移至下段直至整个钻孔，可根据各段注水漏失量变化来确定垮落带高度。

观测时所填的各钻孔参数见表12，井下仰孔注水法求取垮落带高度示意图如图5所示。

表12　钻　孔　参　数

孔　号	倾角/(°)	斜长/m	与煤层走向夹角/(°)	孔径/mm
1				
2				

(四) 工作面巷道超前支承压力分布规律观测

第六十条　工作面巷道超前支承压力的观测目的：合理选择巷道围岩控制方式，确定超前支护的距离、压力峰值位置和强度，以保证工作面运输、通风和良好的安全出口。

第六十一条　工作面巷道内测站布置：测站间距约30～50m，在锚网支护工作面巷道中测站位置可与综合监测安设顶板离层指示仪的位置结合；在架棚支护工作面巷道中测站位置可与常规矿压观测测站（图2）相结合。观测方法基本采用第四十条～第五十四条中的“三量”观测法，并将其适当简化。

第六十二条　位移观测方法可参照第四十五条、第四十六条进行。顶底板移近量（顶沉、底鼓）、两帮移近量采用测枪、测尺、测杆及顶板动态仪进行观测；围岩深部位

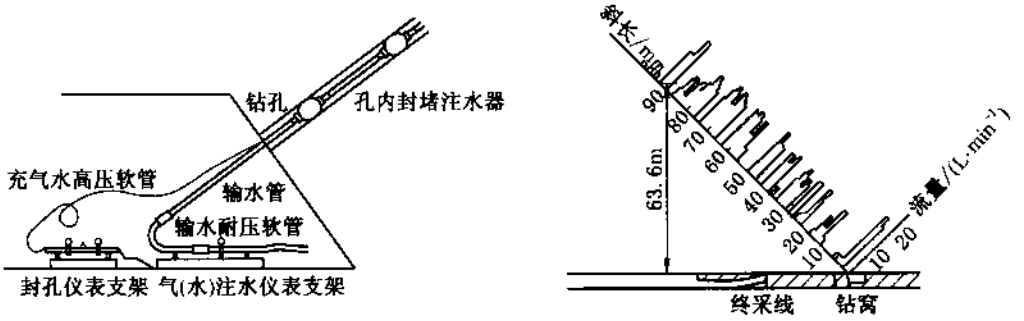


图5 井下仰孔注水法求取垮落带高度

移可结合顶板离层指示仪、多点位移计测定。

第六十三条 压力观测方法：采用锚杆液压测力计、测力锚杆测定，也可在巷帮钻不同深度的钻孔，安设钻孔液压枕，测定距工作面不同位置时的应力变化。

超前支护区域内的压力观测，可在支设单体支柱时安装单体支柱阻力记录仪测定距工作面不同位置时的阻力状态，即测定初撑力、增阻至恒阻的变化全过程，并测量活柱缩量。

第六十四条 观测频次：测点设好后记下初读数，测站距采面80m以外时，每周测2~3次；距采面40~80m时，每周测3~4次；距采面40m以内时，每天测1次。

四、采煤工作面专项矿压观测

第六十五条 专项矿压观测是为查明影响采场矿压显现的某因素或某项研究课题而进行的矿压观测工作。如顶煤（板）位移及垮落规律、综采（放）支架适应性、沿空锚网巷道受采动影响、采场来压预测预报、防治冲击地压等专题内容。

第六十六条 进行专题矿压观测必须按要求提前编制观测方案，经矿有关科室人员会审、分管领导签署意见后，方可实施现场观测工作。

（一）顶煤（板）运移、破碎与垮落矿压观测

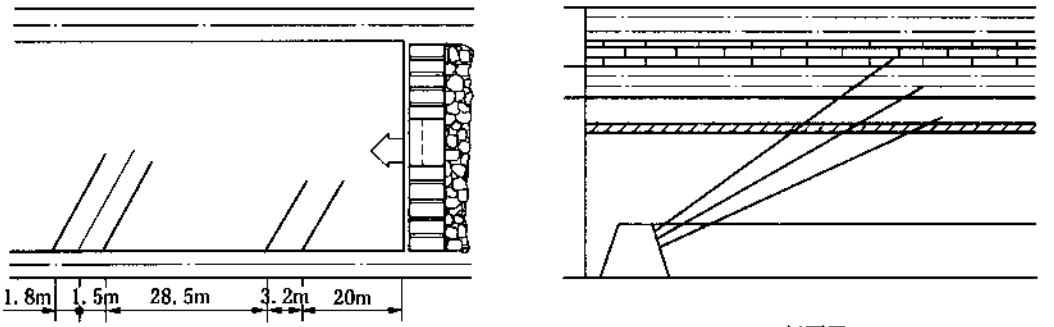
第六十七条 观测目的：综放工作面进行此项矿压观测是为了掌握顶煤的运移、破碎与垮落的规律，调整其影响因素，提高顶煤的放出率。

第六十八条 实测方法：一般采用超前打深钻孔，在顶煤及上覆岩层中设深基点，根据离工作面不同高度的各基点在采放过程中的位移、位移速度变化来了解顶煤的破坏过程。

第六十九条 深基点布置：最深基点应不低于2.5倍煤厚，测点应在工作面长度方向10m以内，超前工作面30m以外设点，由此根据钻孔的仰角、布置方式来决定钻机位置及孔数。一般每个钻孔布置1~4个测点，基点距底板的设计高度按需要确定。深基点布置的观测参数见表13，测站布置如图6所示。在回风巷布置2个测站，第一测站设2个测面，主要观测顶板初次垮落时顶煤（板）移动规律；第二测站设3个测面，主要观测工作面日常推进时顶煤（板）移动规律。每个测面扇形布置3个钻孔，每孔中设2个测点，其中顶煤中布置2个层位，顶板中布置2个层位。

表13　深基点布置的观测参数

位　置	顶　煤			顶　板			备　注
基点号	1	2	3	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	
层位高/m							
仰角/(°)							
与工作面巷道夹角/(°)							
孔深/m							
钻孔口距巷道底板的高度/m							



(a) 水平图　　(b) 剖面图

图6　测站布置图

第七十条　每个测点装一锚固器，钻孔孔口设测点位移测读装置，每隔一段时间将读值减去初读数即为位移值，读数频率随接近工作面而加密。

第七十一条　根据观测结果可求得顶煤（板）运移特征值，包括始动点（顶煤、直接顶）、位移量、位移速度、垮落位置，见表14。基点在煤壁前的位移以水平为主，在煤壁后以垂直为主。

表14　顶煤（板）运移特征

基点号	距底板/m	始动位置/m	位移值/mm		单位推进位移量/mm		垮落参数	
			煤壁前	煤壁后	煤壁前	煤壁后	距煤壁/m	总位移量/mm

第七十二条　在工作面控顶距上方顶煤的破坏程度可通过由工作面向顶煤中打垂直钻孔和向采空区方向打倾斜的斜钻孔测定。用超声波探测仪实测钻孔中超声波在不同层位顶煤中的传播速度，以判断顶煤破坏程度。

（二）综采（放）液压支架适应性观测

第七十三条　观测目的：通过对支架适应性的矿压专项观测可以评定液压支架的架

型、初撑力、额定工作阻力等支护参数以及顶梁长度、梁端结构、放煤机构等几何参数的合理性。新型液压支架首采面、新开采的煤层或新采区首采面、条件复杂的工作面必须进行此项矿压观测。

第七十四条 观测方法及测线布置：可结合日常监测进行，整个工作面可按均匀或重点布置5～10条测线。在测线支架上安设压力表或压力数据采集仪，采集支架前后立柱及前梁或平衡千斤顶的压力，采用计算机分析软件进行处理。

第七十五条 观测数据分析整理结果：

(1) 支架初撑力的最大、最小及平均值占额定值的百分比；初撑力与支架工作阻力循环增阻量的关系；前梁或平衡千斤顶的初撑力及其变化。

(2) 工作阻力的最大、最小及时间加权平均值占额定值的比例。

(3) 前、后柱阻力分布。顶板压力的合力作用点位置及其变化，前、后柱阻力比例系数的合理性。若支架是两柱式，则通过平衡千斤顶的拉压阻力变化，反映随着顶板或顶煤的放落使支架受载及合力作用点位置的变化。

(4) 支架运转特性与安全阀开启率。支架立柱循环内阻力与时间的关系能反映其工作特性。受顶板运动和支护质量的影响，立柱的工作特性可呈初撑型、一次增阻型、二次增阻型、多次增阻型及降阻型等分布特征。

(5) 支护效果。通过对支架端面距、接顶距统计和对端面冒顶、片帮、支护方式及支架液压系统等事故影响分析，以确定支架的支护效果。

第七十六条 矿压观测分析结论应反映：

(1) 液压支架支护参数对顶板围岩条件的适应性。

(2) 液压支架各部件对各种矿压显现的控制能力。

(3) 技术经济效果及液压支架支护能力的利用系数。

(三) 受采动影响沿空锚网支护巷道矿压观测

第七十七条 观测的目的：为评价锚网支护沿空巷道在受采动影响下的支护效果，并为修改、完善原设计以及优化支护参数提供可靠依据。

第七十八条 沿空回采巷道锚网支护效果观测的内容见表15。

表15 沿空回采巷道锚网支护效果矿压观测

序 号	观测内容	观 测 要 求
1	巷道表面位移	监测巷道围岩变形量，判定其稳定性
2	围岩深部位移	观测围岩深部位移情况及范围，调整锚杆参数，沿空窄煤柱宽度
3	顶板离层	监测顶板稳定状况，及时采取安全措施
4	锚杆工作阻力	检测锚杆预紧力及工作阻力变化
5	锚杆杆体应力	检测锚杆工况
6	螺母拧紧力矩	检查锚杆安装质量

第七十九条 观测项目、测站布置及方法：

(1) 表面位移观测。设6个观测断面，间距15m，测定此沿空巷道在开采影响期内，

顶底板和两帮的总移近量及移近速度；确定开采超前影响范围及明显影响区域，以便确定超前支护距离；确定底鼓量在顶底板移近量中的比例。

（2）深部位移观测。通过深部多点位移计测定，测站的布置如图7所示。顶板测孔的基点共6个，其深度分别为1，2，3，4，5，6m；实煤帮基点共5个，深度分别为1，2，3，4，5m；窄煤柱帮基点共3个，其深度分别为0.7，1.5，2m。随着工作面接近测站，各基点与孔口的相对位移愈大，观测频率由每天1次增加至每班1次。

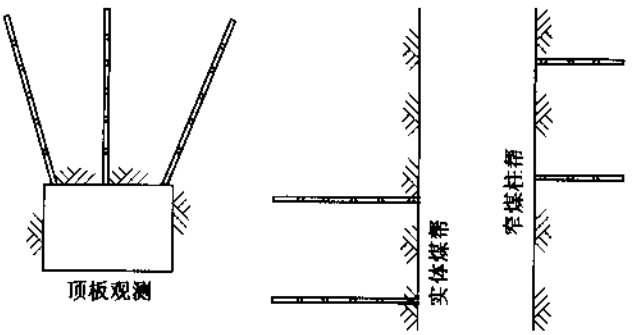


图7　巷道深孔多点位移计测站布置

（3）顶板离层观测。可结合掘巷时安装的离层指示仪进行观测，主要检查顶板锚固区内和锚固区外的相对变形量。

（4）锚杆受力观测。锚杆的预紧力和工作阻力可通过在锚杆外端安装的液压枕来测取。可在实煤帮、顶板、窄煤柱帮分别安装4～5个液压枕，由此可测得不同位置的锚杆预紧力及工作阻力的最大、最小及平均值。

第八十条　沿空锚网巷道矿压显现的基本规律分析内容：

（1）巷道围岩受开采影响期的表面变形规律，包括顶底板移近量、两帮移近量及底鼓量，如图8所示。

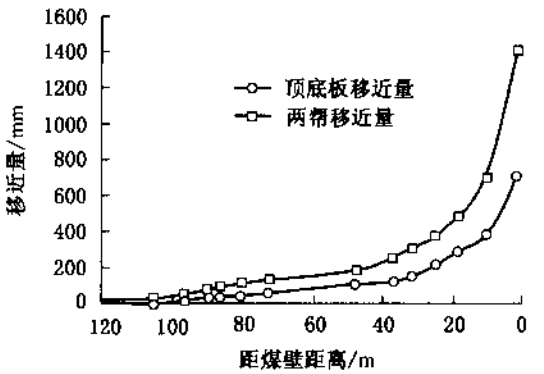


图8　围岩移近量曲线

（2）深部位移。综放沿空掘巷顶板主要为煤体，顶板离层主要在巷道顶部以及顶煤与直接顶之间。

（3）煤帮深部变形（实煤柱帮与沿空的窄煤柱帮）。

（4）锚固区内、外的离层量变化规律，比较锚固区内、外离层量的差值以及离层总量。

（5）锚杆受力状况（表16）。

表16 锚杆受力观测

力/(kN·根$^{-1}$)	实体煤帮			顶板			窄煤柱帮		
	最大	最小	平均	最大	最小	平均	最大	最小	平均
预紧力									
工作阻力									

第八十一条 沿空锚网支护巷道矿压观测结论：摸清巷道受采动影响后矿压显现的基本规律，包括巷道表面及深部位移、锚杆受力、锚网支护控制巷道动压的有效性、支护设计的合理性、支护质量的稳定性等，找出问题，提出改善措施。

（四）采场顶板来压预测预报

第八十二条 凡具有坚硬基本顶岩层的工作面、煤柱区开采、工作面过应力集中区以及顶板来压强烈且可能产生台阶下沉、造成支架损坏、大面积冒顶等严重影响正常生产的采场，都应进行顶板来压预测预报工作。对于单体支柱工作面，采场顶板来压预测预报尤为重要。

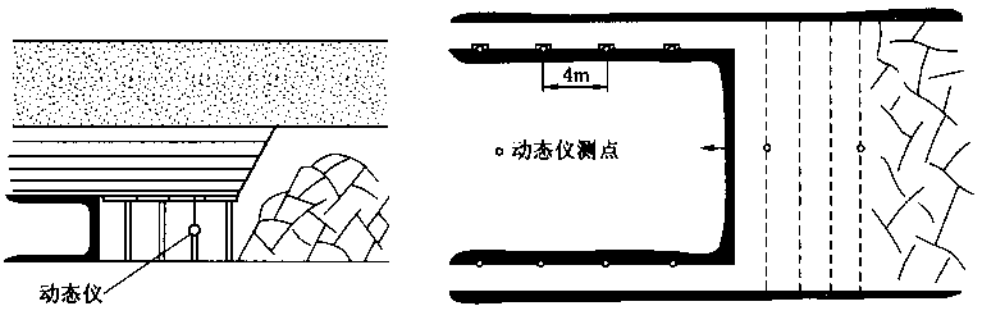
第八十三条 采场来压预测预报方法：

（1）工作面内顶板下沉速度预测预报法。

（2）两巷内顶板动态或压力预测预报法。

前者测点少、操作简单；后者测点多、操作复杂。在巷道内测得的顶板断裂位置与工作面中部来压位置不完全一致。

第八十四条 采场来压预测预报站布置如图9所示。



(a) 工作面测站预测预报法　　(b) 巷道测站预测预报法

图9 采场来压预测预报站布置

（1）在工作面中部距煤壁 2～3m 处，设 1 台精度为 0.01mm 的顶板动态仪。

（2）在工作面两巷或一巷内设 4～5 台仪器，可用动态仪或单体支柱压力自记仪，布置间距约 4m；在工作面内煤壁侧和靠采空区侧布置 2 台仪器。

第八十五条　采场来压预报的工作面测站观测方法：井下三班连续观测由专人测读数据并记录，每 1～2h 一次，记录表见表 17。

表 17　顶板来压预报井下观测记录表

矿　　工作面　　月　　日　　班　　观测人

观测时间	工序	测点距煤壁/m	离切眼距离/m	观测值/mm			备　注
				初读数	读数	差值	

观测注意事项：

（1）仪器安装必须牢靠，仪器上对实顶，下接实底。

（2）使用时，其他人、物不允许触动仪器，否则应重新设点，测读初读数。

（3）及时整理原始记录，记录整理表见表 18。根据表 18 中内容绘制随工作面推进的顶板下沉曲线，分析顶板运动规律，及时发出来压预报信息。

表 18　顶板来压预报观测记录整理表

矿　　工作面　　月　　日　　班　　观测人

观测时间 月 日 班	至切眼距离/m	下沉速度/(mm·h^{-1})			备　注
		班	日平均	日最大	

（4）在基本顶来压前下沉速度加快，必须缩短读数间隔时间，一般每 5～10 min 测读 1 次，并通知加强工程质量管理，增加支架切顶能力。

（5）当动态仪指针明显转动，达到本矿区经验来压前下沉速度临界值时，应根据情况，发出警报，撤出人员。工作面来压前下沉速度如图 10 所示。

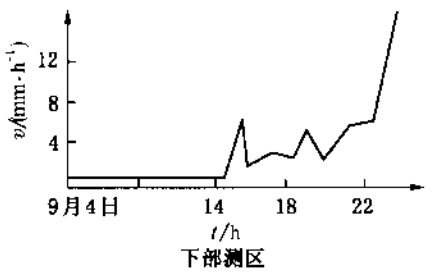


图 10　工作面来压前下沉速度

第八十六条　采场来压预报的巷道测站观测方法：

（1）使用动态仪测定。井下三班连续观测，巷道动态仪 2h 测读 1 次，工作面内动态仪 1h 读 1 次，来压前 3～5min 读 1 次。数据整理后，绘制相应的顶板动态曲线。

当靠近采面的顶底移近速度比平时明显增大，而较远处的顶底移近速度出现负值（反弹），则基本顶的断裂线应在反弹区与压缩区之间，且此线延伸至工作面煤壁内。当工作面推进至接近此线时基本顶将要来压，据此可发出近期来压预报。

（2）使用圆图压力自记仪测定。井下连续自记观测，每天换记录纸1次，用电脑处理数据。当圆图自记仪测出反弹与压缩信息后，及时发出基本顶来压信息，一般可提前2～5天发出近期预报，提前1个班发出临近预报。

（五）冲击地压的专项观测

第八十七条 冲击地压是威胁矿井安全生产的重大灾害之一。有冲击地压危险的矿井必须建立冲击危险预测预报制度，由冲击地压防治专门机构负责。

第八十八条 对用经验类比分析法初步判定的冲击危险区，其冲击危险程度应采用钻屑法、电磁辐射法、微震监测、地音监测等方法确定。其中可将微震监测作为全矿井较大范围的测定，电磁辐射法作为工作面区域范围的测定手段，以钻屑法作为细查验证。

第八十九条 采用便携式电磁辐射仪，对冲击危险区进行监测时，每隔10m布置1个测点，每个测点监测时间为2min，记录煤（岩）破坏过程中电磁辐射强度的最大值及脉冲数，采用静态临界值及动态趋势法预测冲击危险，当接近或超过临界指标时，判定为有冲击危险；若电磁辐射指标升高较快或指标较高时突然下降，也判定为有冲击危险。

第九十条 对有冲击危险的重点地区，应使用钻屑法判别工作地点的冲击地压危险性指标。钻屑法采用小直径钻头（一般为42mm），钻眼深度一般为7～10m，间距为3～5m（重点区域间距适当加密）。

第九十一条 用钻粉率指数法判别工作地点冲击地压危险性指标，可参照见表19。在表中所列的钻孔深度内，实际钻粉率达到相应的指标，可判定所测工作地点有冲击危险，同时应记录钻进时的动力效应，如声响、卡钻、吸钻、钻孔冲击等现象，将其作为鉴别冲击危险的参考指标。

表19 判别工作地点冲击地压危险性钻粉率指数

钻孔深度/煤厚	1.5	1.5～3	3
钻粉率指数	>1.5	2～3	≥4

注：钻粉率指数=每米钻粉量（kg）/每米正常钻粉量（kg）。正常钻粉量是在支承压力影响带范围以外测得的煤粉量。测定煤层正常钻粉量时，钻孔数应不少于5孔，并取各孔钻粉量的平均值。

第九十二条 对于冲击危险区，必须提前采取解危措施，然后进行冲击危险监测。如果有冲击危险，要继续采取解危措施，直至危险解除。

第九十三条 解危措施主要采用爆破卸压、钻孔卸压，也可视情况采用强制放顶（断顶）、煤层注水等方法予以解除或减缓，以上方法可单独或同时采用。

第九十四条 有冲击危险的工作面及回采巷道的矿压观测：

（1）工作面顶板断裂易诱发冲击危险，因此要将工作面初次来压和周期来压期间作为冲击地压预测预报和治理的工作重点。

（2）加强有冲击危险地区工作面的支护质量管理，严格执行二次补液制度。

（3）在回风巷内每隔5m安装1台顶板动态仪和圆图自记仪，对巷道压力及顶底板移动速度进行监测。

（4）在回风巷下帮煤体中安装5台深孔应力计对煤体内应力变化进行观测。

第九十五条　在实施解危措施的前后，需对所实施的区域或地段进行电磁辐射检测和钻屑法检测，并将检测结果与实施解危前的监测结果比较，以确定实施解危措施的效果。

五、矿压观测报告的编写

第九十六条　生产矿井开采工作面的日常支护质量与顶板动态监测，必须及时进行日报、旬报、月报。对于常规及专项矿压观测，在现场观测工作完成后必须及时编制矿压观测报告。

第九十七条　矿压观测报告的内容：

（1）观测的目的、项目及方法，说明本次矿压观测的主要任务，采用的矿压观测仪器、测区、测站、测线的布置，观测和记录的方法及数据整理方法等。

（2）测区地质及生产技术条件：

① 地质条件，包括煤层名称、采高、顶底板岩层组成、各层厚度、岩石强度、裂隙及构造发育程度、倾角、采深等（附综合柱状图）。

② 生产系统、开采要素、工作面周围的开采状况与采空区的相对位置关系等（附采区巷道布置图）。

③ 支架型号及参数、支架规格、采煤机型号及工作方式，控顶方式及控顶距，端头支护方式及劳动组织（附支架布置图及主要技术特征表）。

（3）观测结果分析：

① 将各测线测得的位移、压力等矿压参数值记录整理出的数据，综合成测站的平均值及最大值。若测线过多，如工作面均布10条测线，可将上、下各两条分别综合成上、下测区。其余测线数据综合成中测区。

② 将各矿压参数进行统计整理，求出其算术平均值、均方差及频率分布。

③ 将各测区矿压参数值在时间、空间上的变化进行统计，绘出位移及压力随工作面离切眼距离、时间的变化图。

④ 将待考察的单因素与矿压参数值的变化相联系，由此找出其影响规律，可用回归分析求出其经验方程，并分析其合理性。

（4）结论与建议。主要内容是通过总结观测分析结果，提出结论性建议，达到本次矿压观测的目的，完成项目给予的任务，说明矿压观测所取得的成果，找出问题所在以及改进途径。

第九十八条　观测报告的编写要求：

（1）科学性。所得结论全部是在观测数据的基础上得到的，是按照严格的数理统计方法和概率论来处理的，没有随意取舍或按错误的方法整理分析。

（2）针对性。针对本次观测的具体内容、目的和方法，对取得的成果进行实事求是的总结，得出工作面或巷道所特有的矿压特征和顶板控制方法及改善途径。

（3）先进性。用先进的方法、手段进行矿压观测，来探索顶板管理中的课题，对新发现的问题，应大胆探讨，阐明自己的见解和学术观点。

在矿压观测报告中，观测数据是基础，而运用先进、科学、实用的矿压理论来分析总结观测数据是矿压观测报告中最重要的内容。

4 瓦斯管理、煤与瓦斯突出防治

4.1 矿井瓦斯及其管理

4.1.1 矿井瓦斯管理主要制度

瓦斯管理是煤矿安全管理的重要组成部分，也是安全生产的首要工作。为杜绝瓦斯事故的发生，每一矿井必须结合自身实际情况，建立一套完善的瓦斯管理制度。其主要制度有：①瓦斯管理专业机构组建的规定；②矿井瓦斯检查制度；③瓦斯检查人员区域分工巡回检查汇报制度、交接班制度；④矿长、总工程师（技术负责人）每天签阅瓦斯日报制度；⑤盲巷瓦斯管理规定；⑥巷道贯通瓦斯管理规定；⑦瓦斯监控装备使用、管理的有关规定；⑧矿井瓦斯抽采规定；⑨防治煤与瓦斯突出规定。

4.1.2 矿井瓦斯检查及管理

4.1.2.1 *矿井瓦斯检查制度*

建立瓦斯检查制度，规范瓦斯检查行为，是瓦斯检查工作正常开展的保证，其主要内容如下：

（1）每月根据矿井生产部署的工作安排，由通风部门按照《煤矿安全规程》规定的要求编制矿井瓦斯检查计划图表，其内容应包括瓦斯检查地点、检查次数、巡回检查路线、巡回检查时间、检查人员的安排等。计划图表必须经矿总工程师（技术负责人）批准签字后实施。

（2）按照矿井安全生产的需要配备瓦斯检查员，配备要求如下：

① 瓦斯检查员必须由有3年以上煤矿实践经验的人员担任，掌握一定的通风、瓦斯知识和技能，经专门培训，考核合格，持证上岗。在岗的瓦斯检查员要进行定期培训，每次培训后都要考核、考试，不合格者不能上岗。

② 必须按照瓦斯检查计划图表的要求设置瓦斯检查员。

③ 不设置专职瓦斯检查员的采掘工作面，瓦斯检查员必须满足“三人联锁”爆破制度和安全生产的需要。

④ 有煤（岩）与瓦斯突出危险的采掘工作面，有瓦斯喷出危险的采掘工作面，瓦斯涌出量较大、变化异常的采掘工作面必须配有专职瓦斯检查员。

⑤ 开拓新水平的矿井第一次接近各开采煤层时，必须按掘进工作面距煤层的准确位置在距煤层垂直距10m以外开始打探煤钻孔，钻孔超前工作面的距离不得小于5m，并有专职瓦斯检查员经常检查瓦斯。

⑥ 岩巷掘进遇到煤线或接近地质破坏带时必须有专职瓦斯检查员经常检查瓦斯。

（3）瓦斯检查员严格执行瓦斯检查工作，要求如下：

① 瓦斯检查员下井时必须携带便携式光学甲烷检测仪，仪器必须完好，同时备有长度大于3m的胶管（或瓦斯检查棒）、温度计等。

② 瓦斯检查员必须严格按瓦斯检查计划图表的要求执行。每次巡回检查时间不超过3h，检查时间误差不超过20min。每次检查的结果必须认真准确地记入瓦斯检查手册和记录牌上，并通知现场作业人员。瓦斯浓度超过规定时，瓦斯检查员有权责令现场人员停止作业，将人员撤到安全地点，采取措施进行处理。处理不了或超过处理权限时，应在瓦斯超限地点的通道入口设置栅栏、揭示警标，并及时向通风调度报告。

③ 瓦斯检查员执行请示报告制度，每班必须向通风值班室汇报检查的情况。汇报的次数由矿总工程师（技术负责人）根据矿井生产、安全状况、井下环境条件的实际情况确定；瓦斯检查员发现问题或隐患时必须及时汇报。

④ 瓦斯检查员必须严格执行井下现场交接班制度。交接班时必须交清本班情况及下班需注意的问题，并在对方的图表上签字交接。如当班发现瓦斯超限、无计划停局部通风机或未处理完瓦斯时，必须在工作地点交接班。

（4）矿长、矿总工程师（技术负责人）、采掘区（队）长、通风区（队）长、工程技术人员、爆破工、流动电钳工、班长下井时，必须携带便携式甲烷检测仪。安全监测工必须携带便携式甲烷检测报警仪或便携式光学甲烷检测仪。

（5）除矿山救护队员佩戴救护装置外，其他任何人检查瓦斯时，都不得进入瓦斯浓度超过3%的区域，否则，必须制定切实可靠的安全措施，报矿总工程师（技术负责人）批准，并严格按措施的要求执行。

（6）通风部门的值班人员，必须审阅瓦斯班报，掌握瓦斯变化情况，发现问题，及时处理并向矿调度室汇报。

（7）通风瓦斯日报，必须送矿长、矿总工程师（技术负责人）审阅，一矿多井的矿必须同时送井长、井总工程师（技术负责人）审阅。对重大通风、瓦斯问题，应制定措施，进行处理。

4.1.2.2　瓦斯检查员交接班制度

为了使瓦斯检查员能在交接班时双方见面，交接清楚本班现场情况及下班需注意的问题，杜绝因瓦斯检查员迟到、早退或无人接班造成分工区域出现无人检查、监视的空岗状态，确保及时发现、处理通风瓦斯问题，矿井必须建立瓦斯检查员井下交接班制度，该制度的主要内容包括：

（1）井下交接班地点规定。专职瓦斯检查员交接班要求在采煤工作面回风巷入口的新鲜风流处交接班，掘进工作面在局部通风机处交接班；其他交接地点根据矿井的实际情况在瓦斯检查计划图表中确定并由矿总工程师（技术负责人）审批，但当班发现瓦斯超限、无计划停局部通风机或未处理完瓦斯时，必须在工作地点交接班。

（2）井下交接班时间规定。交接班时间应根据矿井工作制度由矿总工程师（技术负责人）确定，为了避免分工区域出现长时间无人检查监视瓦斯状况，瓦斯检查员不能提前离开检查地点到交接班地点等候交班。

（3）交班瓦斯检查员需要交清内容规定：

① 分工区域内的通风系统、瓦斯、煤尘、防火、爆破、局部通风情况，有无异常情况需要下一班处理或采取措施。

② 分工区域内当班未处理完的“一通三防”隐患情况和需要继续处理的内容。

③ 分工区域内的各种通风安全设施完好情况，设备的运行状况，是否需要维修、增

加或拆除设施及设备。

④ 有关领导交办的工作落实情况和需要请示的问题。

（4）交接签字备查。接班人对交接内容了解清楚后，交接班人员都必须在交接班手册（或记录本）上签字，记录备查。

（5）防止“空岗”。交班时，如果下一班的瓦斯检查员未按规定时间到交班地点，交班瓦斯检查员立即请示通风部门值班领导，由值班领导落实是否漏派瓦斯检查员或瓦斯检查员因其他原因未按时到达交班地点，确定因疏忽造成漏派瓦斯检查人员时，必须另派瓦斯检查员。无论是哪种情况，都必须在井下现场交接班。

4.1.2.3 瓦斯检查“三对口”规定

瓦斯检查“三对口”，是指瓦斯检查员在检查工作中，必须做到瓦斯检查员随身携带的检查手册、井下检查地点的记录牌板、地面的瓦斯管理台账（或通风调度台账）三者上面填记的有关情况和数据要完全一致，不能矛盾、不符或遗漏。“三对口”内容主要包括：检查地点和检查人姓名；检查日期、班次及每次检查的具体时间；瓦斯浓度、二氧化碳浓度和空气温度检查结果以及《煤矿安全规程》、上级单位及矿规定要求检查的内容。

4.1.2.4 “一炮三检”制度

“一炮三检”制度是指煤矿井下作业地点每一次爆破过程中在装药前、爆破前、爆破后都必须检查瓦斯，装药前必须检查爆破点附近20m范围内瓦斯，瓦斯浓度达到1.0%时，不准装药；爆破前，检查爆破点附近20m范围内瓦斯，瓦斯浓度达到1.0%时，不准爆破，当回风流中瓦斯浓度超过1.0%时，同时需撤出人员；爆破后至少等一段时间（突出危险工作面至少30min），待炮烟吹散后检查瓦斯情况；每次爆破过程，爆破工、班组长和瓦斯检查员都必须同时检查瓦斯，以瓦斯浓度最大为准。

4.1.2.5 瓦斯检查地点与检查次数的规定

1. 矿井瓦斯检查的主要地点

《煤矿安全规程》规定，矿井所有采掘工作面、硐室、使用中的机电设备的设置地点、有人员作业的地点都应纳入检查范围。具体地点包括：矿井总回风、一翼回风、水平回风、采区回风；采掘工作面及其进回风巷，采煤工作面的隅角、采煤机附近、采煤工作面采空区未冒落区、采掘工作面刮板输送机槽、采掘工作面及回风流中机电设备处；机电硐室、钻场、密闭、局部通风机及其开关附近；其他有人员作业的地点等。

2. 瓦斯检查次数

（1）采掘工作面的瓦斯检查次数如下：低瓦斯矿井中每班至少检查2次；高瓦斯矿井中每班至少检查3次；有煤（岩）与瓦斯突出危险的采掘工作面，有瓦斯喷出危险的采掘工作面和瓦斯涌出量较大、变化异常的采掘工作面必须有专人经常检查。检查主要位置：采煤工作面进风流、工作面风流、工作面上隅角、工作面回风流、局部高冒处、回风流中使用机电设备处；掘进工作面进风流、工作面回风流、局部地点、回风流中使用机电设备处。

（2）未工作的采掘工作面包括备采工作面，瓦斯应每班至少检查1次；可能涌出或积聚瓦斯的硐室和巷道，瓦斯应每班至少检查1次。

（3）井下停风地点栅栏处风流中的瓦斯浓度每天至少检查1次，挡风墙（密闭墙）处的瓦斯浓度每周至少检查1次。

（4）应该检查瓦斯的其他地点，瓦斯检查次数由矿总工程师（技术负责人）决定，但每班至少检查 1 次。

4.1.3　井下工作地点瓦斯浓度极限处理

井下工作地点的最高允许瓦斯浓度《煤矿安全规程》做了规定，当超过允许浓度后必须采取相应措施进行处理。

（1）矿井总回风巷或一翼回风巷风流中瓦斯或二氧化碳浓度超过 0.75%，必须立即查明原因，进行处理。

（2）采区回风巷、采掘工作面回风巷风流中瓦斯浓度超过 1.0% 或二氧化碳浓度超过 1.5% 时，必须停止工作，撤出人员，采取措施，进行处理。

（3）采煤工作面瓦斯涌出量大于或等于 $20m^3/min$、进回风巷道净断面 $8m^2$ 以上，经抽放瓦斯（抽放率 25% 以上）和增大风量已达到最高允许风速后，其回风巷风流中瓦斯浓度仍不能降低到 1.0% 以下时，由企业主要负责人审批后，可采用专用排瓦斯巷，但该巷回风流中的瓦斯浓度不得超过 2.5%，并遵守规定：工作面风流控制必须可靠；专用排瓦斯巷必须在工作面进回风巷道系统之外另外布置，并编制专门设计和制定专项安全技术措施；严禁将工作面回风巷作为专用排瓦斯巷管理。专用排瓦斯巷及其辅助性巷道内不得进行生产作业和设置电气设备；专用排瓦斯巷进行巷道维修工作时，瓦斯浓度必须低于 1.0%；专用排瓦斯巷内风速不得低于 0.5m/s；专用排瓦斯巷内必须使用不燃性材料支护，并应有防静电、摩擦和撞击火花的安全措施；专用排瓦斯巷必须贯穿整个工作面推进长度且不得留有盲巷；专用排瓦斯巷内必须安设甲烷传感器，甲烷传感器应悬挂在距专用排瓦斯巷回风口 10～15m 处，当甲烷浓度达到 2.5% 时，能发出报警信号并切断工作面电源，工作面必须停止工作，进行处理；专用排瓦斯巷禁止布置在易自燃煤层中。

（4）采掘工作面及其他作业地点风流中瓦斯浓度达到 1.0% 时，必须停止用电钻打眼；爆破地点附近 20m 以内风流中瓦斯浓度达到 1.0% 时，严禁爆破。

（5）采掘工作面及其他作业地点风流中、电动机或其开关安设地点附近 20m 以内风流中瓦斯浓度达到 1.5% 时，必须停止工作，切断电源，撤出人员，进行处理。

（6）采掘工作面及其巷道内，体积大于 $0.5m^3$ 的空间内积聚瓦斯浓度达到 2.0% 时，附近 20m 内必须停止工作，撤出人员，切断电源，进行处理。

（7）对因瓦斯浓度超过规定被切断电源的电气设备，必须在瓦斯浓度降到复电浓度以下时，方可通电开动。

（8）采掘工作面风流中的二氧化碳浓度达到 1.5% 时，必须停止工作，撤出人员，采取措施，进行处理。

（9）局部通风机及其开关附近 10m 以内风流中，瓦斯浓度都不超过 0.5% 时，方可由指定人员开启局部通风机。

（10）停风区内瓦斯或二氧化碳浓度达到 3.0% 而不能立即处理时，必须 24h 内封闭完毕。

4.1.4　瓦斯超限的追查处理

瓦斯燃烧、爆炸条件之一是瓦斯积聚超限，每一次瓦斯超限均应视为事故进行追查。追查处理可遵循如下要求：

（1）凡是瓦斯超限，必须按事故进行分析追查，制定防范措施，对责任单位和责任

者进行处理。

（2）有计划地停电、停风或采区排放瓦斯等造成的瓦斯超限，不作为瓦斯超限事故处理，计划停电停风工作必须提前制定安全措施和瓦斯排放措施，排放工作结束后，分别报上级单位安监部门和通风管理部门。

（3）生产过程中由于爆破，割煤造成的瓦斯超限，其浓度达到3.0%以上（含3.0%）者，由上级单位安监部门主持，有关业务处室、矿长和有关人员参加，进行追查处理，制定防范措施。浓度在3.0%以下者，由矿总工程师（技术负责人）主持，矿安监部门及有关科室和有关人员参加，进行追查处理，制定防范措施。

（4）因管理不善，无计划停电停风，设备故障等原因造成的瓦斯超限，其浓度达到3.0%以上（含3.0%）者，由上级单位安监部门主持，有关业务处室、矿长和有关人员参加，进行追查处理。浓度在3.0%以下者，由驻矿安监处长（或安全矿长）主持，安监部门及有关科室和有关人员参加，进行追查处理。

（5）凡发生计划外瓦斯浓度超限，瓦斯超限浓度在3.0%以上（含3.0%）者，上级安监部门每次对责任矿井和责任人分别进行罚款和行政处罚；瓦斯超限浓度在3.0%以下的，由矿进行追查处罚并将追查处罚结果报上级单位安监部门和通风管理部门。

4.1.5 瓦斯积聚超限的排放管理

不论是停风造成巷道瓦斯超限需要排放，还是待贯通的老巷和采空区瓦斯需要排放，排放瓦斯量、瓦斯浓度均较大，为防止排放时发生瓦斯事故，排放过程中必须制定详细的安全技术措施。

1. 瓦斯排放措施的制定、审批、贯彻要求

（1）因停电造成局部通风机停风，掘进巷道贯通老巷和采空区等，需要排放瓦斯时，都必须由矿总工程师（技术负责人）组织，编制针对性的安全排放措施，并由矿总工程师（技术负责人）指挥排放瓦斯。

（2）排放瓦斯巷道乏风流经路线短，直接进入回风流，不影响其他采掘工作面的排放瓦斯安全措施，由矿总工程师（技术负责人）组织有关部门共同审查，总工程师（技术负责人）批准，由通风区（队）长现场指挥排放。

（3）掘进巷道或待贯通的老巷、已封闭的停风区，积聚瓦斯浓度超过3.0%，排放瓦斯路线长、影响范围大、排放瓦斯风流切断其他采掘工作面安全出口的，其排放瓦斯措施，必须由矿总工程师（技术负责人）组织有关部门共同审查，报企业总工程师（技术负责人）批准。由矿总工程师（技术负责人）组织实施并任总指挥，通风安全副总工程师带领有关人员现场指挥排放工作。

（4）排放瓦斯措施批准后，必须有矿总工程师（技术负责人）或通风安全副总工程师负责组织贯彻落实，责任到人，所有参加排放人员必须在措施上签字。

2. 排放瓦斯风量控制

排放瓦斯严禁“一风吹”，必须严格控制风量和排出风流的瓦斯浓度。

（1）严格排放瓦斯风量的控制，巷道内已有风筒的，可采用在局部通风机后与盲巷口之间加装控制三通或解开风筒错口控制风量，也可采用由外向里逐步错口排放；排放巷道内无风筒的，要由外向里，逐节续接风筒控制风量。

（2）确保排放风流在同全风压混合前瓦斯浓度不超过1.5%，混合后不超过1.0%，

掘进巷道刚开口，未形成全风压通风的地点，排放瓦斯时全风压风流中瓦斯浓度严格控制不超过 0.5%。

3. 排放瓦斯巷道乏风流经线路停电、撤人、布置岗哨要求

在瓦斯排放之前，凡是排放瓦斯流经的区域和被排放瓦斯切断安全出口的采掘工作面，必须撤出全部人员，切断所有电源（除本质安全型监测设施外），并设警戒。

4. 串联通风地区排放次序

排放串联通风地区瓦斯时，必须严格遵守排放次序，首先应从进风方向第一台局部通风机开始排放，只有串联通风机排放瓦斯结束后，被串通风机方准送电。排放瓦斯流经区域内，必须撤出人员，切断电源。严禁二次串联风。

5. 安全监督

（1）安全监督部门负责监督排放瓦斯措施的实施，必须有安监人员在现场监督检查，安全措施不落实，绝对禁止排放瓦斯，若发现违章排放瓦斯，必须责成立即停止，并追究责任，严肃处理。

（2）瓦斯排放由矿通风区（队）负责做好记录，并与排放措施一并保存备查。

4.1.6　瓦斯超限事故的汇报统计管理

通过统计数据总结分析瓦斯超限事故的规律，制定整改措施。汇报统计管理要求如下：

（1）瓦斯超限时间超过 1min，矿调度必须向矿值班领导汇报，矿值班领导根据现场反馈超限原因，制定相应措施。

（2）发生瓦斯超限，必须查明现场超限情况，及时向上级调度部门汇报，瓦斯浓度≥3.0% 时 10min 之内汇报，瓦斯浓度 <3.0% 时 30min 之内汇报。

（3）一次停电、停风造成多次超限的按一次超限统计；一处瓦斯源涌出造成多次超限的按一处超限统计，同一地点多次超限分别统计；因故障或调试造成传感器显示瓦斯异常值，不作为瓦斯超限事故统计。

（4）所有瓦斯超限必须反映在各单位当日瓦斯日报上。

（5）所有瓦斯超限必须统计，月度瓦斯超限的统计汇总在通风月报表上。

4.1.7　盲巷瓦斯管理

（1）控制盲巷出现。从巷道设计、计划安排和施工程序上，做到合理、准确，避免出现任何形式的盲巷。井下所有已开工的掘进巷道，必须按设计要求竣工，不准中途停掘，对确有特殊情况需要停止掘进的巷道，各矿生产部门必须编制停工报告，由矿总工程师（技术负责人）和矿长批准。

（2）停工巷道管理。对于掘进施工的独头巷道，局部通风必须保持连续运转，临时停工也不得停风。临时停风的地点，要立即断电和撤出所有人员，在巷道口设置栅栏，揭示警标，严禁人员入内，当停风区内的瓦斯和二氧化碳浓度达到 3.0% 或其他有害气体超过规定，不能立即处理时，必须在 24h 内临时密闭。长期停工的煤巷及瓦斯涌出较大的岩石巷道必须构筑永久密闭，没有瓦斯涌出或涌出量不大（积存瓦斯和二氧化碳浓度不超过 3% 或其他有害气体未超过规定）的岩巷可不封闭，但必须在巷口设置栅栏、揭示警标，禁止人员进入。需要封闭的盲巷要根据情况进行处理，对永久密闭的盲巷，必须清理回收所有设备然后密闭，对临时性封闭的盲巷，必须做到一切导电体不得进入盲巷（如

水管、电缆、铁道等)。只打栅栏的盲巷，其栅栏设置的位置必须在距巷道口小于5m的范围内，并必须全断面设置，栅栏要打的牢固可靠，警标要醒目。

(3) 报废巷道或旧巷管理。出现报废巷道或旧巷时，应及时充填或永久密闭。

(4) 盲巷密闭管理。封闭的盲巷，要对密闭定期检查，至少每周一次，只打栅栏的盲巷应设置检查点，每天在栅栏外风流中至少检查一次，发现问题采取措施及时处理。

(5) 建立密闭台账。无论永久性或临时性密闭都必须建立台账，填入采掘工程平面图或通风系统图，其内容包括：巷道名称、盲巷形成时间、封闭时间、当月瓦斯浓度。

(6) 盲巷密闭启封。有瓦斯积存的盲巷恢复通风排放瓦斯或打开密闭时，应特别慎重，事先必须编制专门的安全措施，报矿总工程师（技术负责人）批准。

4.1.8 巷道贯通时的瓦斯管理

1. 贯通前

(1) 一般巷道贯通在相距20m前，综合机械化掘进巷道在相距50m前，突出煤层掘进工作面在相距60m前，必须停止一个工作面作业，但必须正常通风，做好调整通风系统的准备工作。地测部门必须向矿总工程师（技术负责人）报告，并下达通知书，分别送达相关矿领导和部门。

(2) 生产部门接到通知书后，负责组织编制专门的巷道贯通安全技术措施；通风部门接到通知书后，负责组织编制专门的通风系统调整方案。

(3) 巷道贯通老巷或废巷，一般巷道贯通在相距20m前，综合机械化掘进巷道在相距50m前，突出煤层掘进工作面在相距60m前，如果能恢复通风的，要启封密闭，恢复通风。

(4) 在突出煤层中，掘进工作面与煤层巷道交叉贯通前，被贯通的煤层巷道必须超过贯通位置，其超前距不得小于5m，并且贯通点周围10m内的巷道应加强支护。

2. 贯通时

(1) 必须派干部（包括通风部门）现场统一指挥，确保施工安全。

(2) 贯通只准一个工作面向前掘进，对方工作面必须保持正常通风，停止一切工作，撤出作业人员，设置栅栏及警标并必须有防止冒顶、保证正常通风、瓦斯检查、防治煤尘的安全措施，装设瓦斯监测探头随时掌握瓦斯浓度的变化，瓦斯浓度超限时，必须立即处理。

(3) 采用爆破法贯通时，必须严格执行“一炮三检”和“三人联锁”爆破制度。掘进工作面每次装药爆破前，生产班组长必须派专人和瓦斯检查员共同到对方工作面，检查该工作面及其回风流中的瓦斯浓度。当瓦斯浓度超限时，必须先停止在掘工作面的工作，然后处理瓦斯，只有在两个工作面及其回风流中的瓦斯浓度都在1.0%以下时，方可进行掘进工作面装药爆破。

(4) 每次爆破前，在两个工作面都必须设置专人警戒，确认警戒到岗后，方准爆破，直到贯通为止。

(5) 间距小于20m的平行巷道，其中一个进行爆破时，两个工作面的人员都必须撤至安全地点。

(6) 在地质构造复杂的地区进行贯通工作，还应按处理破碎顶板防止高冒的安全技术措施执行。

（7）施工单位要悬挂贯通进展图，做到班班验收进度，及时填写进度和剩余长度，准确掌握贯通时间，并在贯通过程中要打超前钻孔，确保不误贯通。

3. 贯通后

贯通后必须停止采区内的一切工作，通风部门立即组织人员进行通风系统调整，实现全风压通风，并检查风速、瓦斯浓度和通风系统，当风速、瓦斯浓度符合《煤矿安全规程》规定，风流稳定后，方可恢复生产。

4.1.9　瓦斯监控装备使用、管理的有关规定

《煤矿安全规程》规定：所有瓦斯矿井必须安装矿井安全监控系统。矿井安全监控系统的安装、使用和维护必须符合《煤矿安全规程》和相关规定的要求。

4.1.9.1　一般要求

（1）瓦斯矿井必须装备煤矿安全监控系统。

（2）煤矿安全监控系统必须24h连续运行。

（3）接入煤矿安全监控系统的各类传感器应符合AQ 6201—2006的规定，稳定性应不小于15天。

（4）煤矿安全监控系统传感器的数据及状态应传输到地面主机。

（5）煤矿必须按矿用产品安全标志证书规定的型号选择监控系统的传感器、断电控制器等关联设备，严禁对不同系统间的设备进行置换。

（6）原国有重点煤矿必须实现矿务局（公司）所属高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井的安全监控系统联网；国有地方和乡镇煤矿必须实现县（市）范围内高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井安全监控系统联网。

（7）矿长、矿总工程师（技术负责人）、爆破工、采掘区（队）长、通风区（队）长、工程技术人员、班长、流动电钳工下井时，必须携带便携式甲烷检测仪。瓦斯检查工下井时必须携带便携式光学甲烷检测仪。安全监测工必须携带便携式甲烷检测报警仪或便携式光学甲烷检测仪。

（8）煤矿采掘工、钻眼工、在回风流工作的工人下井时宜携带数字式甲烷检测报警矿灯或甲烷报警矿灯。

4.1.9.2　设计和安装

（1）煤矿编制采区设计、采掘作业规程和安全技术措施时，必须对安全监控设备的种类、数量和位置，信号电缆和电源电缆的敷设，断电区域等做出明确规定，并绘制布置图和断电控制图。

（2）安全监控设备之间必须使用专用阻燃电缆连接，严禁与调度电话电线和动力电缆等共用。

（3）井下分站应设置在便于人员观察、调试、检验及支护良好、无滴水、无杂物的进风巷道或硐室中，安设时应垫支架，或吊挂在巷道中，使其距巷道底板不小于300mm。

（4）隔爆兼本质安全型防爆电源宜设置在采区变电所，严禁设置在下列区域：①断电范围内；②低瓦斯和高瓦斯矿井的采煤工作面和回风巷内；③煤与瓦斯突出矿井的采煤工作面、进风巷和回风巷；④掘进工作面内；⑤采用串联通风的被串采煤工作面、进风巷和回风巷；⑥采用串联通风的被串掘进巷道内。

（5）安全监控设备的供电电源必须取自被控开关的电源侧，严禁接在被控开关的负

荷侧。

（6）安装断电控制时，必须根据断电范围要求，提供断电条件，并接通井下电源及控制线。断电控制器与被控开关之间必须正确接线，具体方法由煤矿主要技术负责人审定。

（7）与安全监控设备关联的电气设备、电源线和控制线在改线或拆除时，必须与安全监控管理部门共同处理。检修与安全监控设备关联的电气设备，需要监控设备停止运行时，必须经矿主要负责人或主要技术负责人同意，并制定安全措施后方可进行。

（8）模拟量传感器应设置在能正确反映被测物理量的位置。开关量传感器应设置在能正确反映被监测状态的位置。声光报警器应设置在经常有人工作便于观察的地点。

（9）监控设备和传输线路在安设时应远离干扰源，特别是频繁启动的大型设备和易产生高频电磁波的电气设备。

（10）中心站、井口、地面分站等处必须设置通信防雷击装置，中心站还须设置电源防雷击装置。

4.1.9.3 甲烷传感器的设置

（1）甲烷传感器应垂直悬挂，距顶板（顶梁、屋顶）不得大于300mm，距巷道侧壁（墙壁）不得小于200mm，并应安装维护方便，不影响行人和行车。

（2）甲烷传感器的报警浓度、断电浓度、复电浓度和断电范围及便携式甲烷检测报警仪的报警浓度必须符合表9-4-1的规定。

表9-4-1 甲烷传感器的报警浓度、断电浓度、复电浓度和断电范围及便携式甲烷检测报警仪的报警浓度

甲烷传感器或便携式甲烷检测报警仪设置地点	甲烷传感器编号	报警浓度/% CH_4	断电浓度/% CH_4	复电浓度/% CH_4	断电范围
采煤工作面上隅角	T_0	≥1.0	≥1.5	<1.0	工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备
采煤工作面上隅角设置的便携式甲烷检测报警仪	—	≥1.0	—	—	—
低瓦斯和高瓦斯矿井的采煤工作面	T_1	≥1.0	≥1.5	<1.0	工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备
煤与瓦斯突出矿井的采煤工作面	T_1	≥1.0	≥1.5	<1.0	工作面及其进、回风巷内全部非本质安全型电气设备
采煤工作面回风巷	T_2	≥1.0	≥1.0	<1.0	工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备
煤与瓦斯突出矿井采煤工作面进风巷	T_3	≥0.5	≥0.5	<0.5	进风巷内全部非本质安全型电气设备
采用串联通风的被串采煤工作面进风巷	T_4	≥0.5	≥0.5	<0.5	被串采煤工作面及其进回风巷内全部非本质安全型电气设备
采用两条以上巷道回风的采煤工作面第二、第三条回风巷	T_5	≥1.0	≥1.5	<1.0	工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备
	T_6	≥1.0	≥1.0	<1.0	

表9-4-1（续）

甲烷传感器或便携式甲烷检测报警仪设置地点	甲烷传感器编号	报警浓度/% CH_4	断电浓度/% CH_4	复电浓度/% CH_4	断电范围
专用排瓦斯巷	T_7	≥2.5	≥2.5	<2.5	工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备
有专用排瓦斯巷的采煤工作面混合回风流处	T_8	≥1.0	≥1.0	<1.0	工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备
高瓦斯、煤与瓦斯突出矿井采煤工作面回风巷中部		≥1.0	≥1.0	<1.0	工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备
采煤机		≥1.0	≥1.5	<1.0	采煤机及工作面刮板输送机电源
采煤机设置的便携式甲烷检测报警仪	—	≥1.0	—	—	—
煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出岩巷的掘进工作面	T_1	≥1.0	≥1.5	<1.0	掘进巷道内全部非本质安全型电气设备
煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出岩巷的掘进工作面回风流中	T_2	≥1.0	≥1.0	<1.0	掘进巷道内全部非本质安全型电气设备
采用串联通风的被串掘进工作面局部通风机前	T_3	≥0.5	≥0.5	<0.5	被串掘进巷道内全部非本质安全型电气设备
		≥0.5	≥1.5	<0.5	包括局部通风机在内的被串掘进巷道内全部非本质安全型电气设备
高瓦斯矿井双巷掘进工作面混合回风流处	T_3	≥1.5	≥1.5	<1.0	包括局部通风机在内的双巷掘进巷道内全部非本质安全电源
高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井掘进巷道中部		≥1.0	≥1.0	<1.0	掘进巷道内全部非本质安全型电气设备
掘进机		≥1.0	≥1.5	<1.0	掘进机电源
掘进机设置的便携式甲烷检测报警仪	—	≥1.0	—	—	—
采区回风巷		≥1.0	≥1.0	<1.0	采区回风巷内全部非本质安全型电气设备
一翼回风巷及总回风巷		≥0.70	—	—	
回风流中的机电设备硐室的进风侧		≥0.5	≥0.5	<0.5	机电设备硐室内全部非本质安全型电气设备
使用架线电机车的主要运输巷道内装煤点处		≥0.5	≥0.5	<0.5	装煤点处上风流100m内及其下风流的架空线电源和全部非本质安全型电气设备

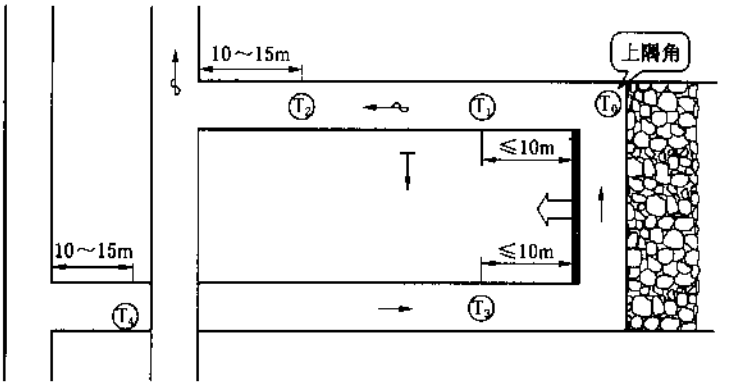
表9-4-1（续）

甲烷传感器或便携式甲烷检测报警仪设置地点	甲烷传感器编号	报警浓度/% CH_4	断电浓度/% CH_4	复电浓度/% CH_4	断电范围
高瓦斯矿井进风的主要运输巷道内使用架线电机车时，瓦斯涌出巷道的下风流处		≥0.5	≥0.5	<0.5	瓦斯涌出巷道上风流100m内及其下风流的架空线电源和全部非本质安全型电气设备
矿用防爆特殊型蓄电池电机车内		≥0.5	≥0.5	<0.5	机车电源
矿用防爆特殊型蓄电池电机车内设置的便携式甲烷检测报警仪	—	≥0.5	—	—	—
矿用防爆特殊型柴油机车内设置的便携式甲烷检测报警仪	—	≥0.5	—	—	—
兼做回风井的装有带式输送机的井筒		≥0.5	≥0.7	<0.7	井筒内全部非本质安全型电气设备
采区回风巷、一翼回风巷及总回风巷道内临时施工的电气设备上风侧		≥1.0	≥1.0	<1.0	采区回风巷、一翼回风巷及总回风巷道内全部非本质安全型电气设备
井下煤仓上方、地面选煤厂煤仓上方		≥10.5	≥1.5	<1.5	储煤仓运煤的各类运输设备及其他非本质安全型电源
封闭的地面选煤厂内		≥1.5	≥1.5	<1.5	选煤厂内全部电气设备
封闭的带式输送机地面走廊内，带式输送机滚筒上方		≥1.5	≥1.5	<1.5	带式输送机地面走廊内全部电气设备
地面瓦斯抽放泵站室内		≥0.5	—	—	—
井下临时瓦斯抽放泵站内下风侧栅栏外		≥0.5	≥1.0	<0.5	瓦斯抽放泵站电源
瓦斯抽放泵输入管路中		≤25			
利用瓦斯时，瓦斯抽放泵站输出管路中		≤30	—	—	—
不利用瓦斯、采用干式抽放瓦斯设备的瓦斯抽放泵站输出管路中		≤25	—	—	—

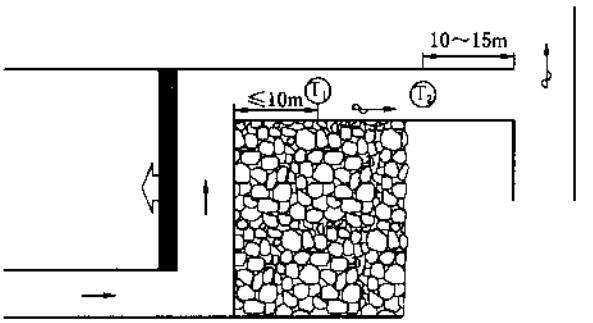
（3）采煤工作面甲烷传感器的设置方法如下：

① 长壁采煤工作面甲烷传感器必须按图9-4-1所示设置。U型通风方式在上隅角设置甲烷传感器 T_0 或便携式瓦斯检测报警仪，工作面设置甲烷传感器 T_1，工作面回风巷设

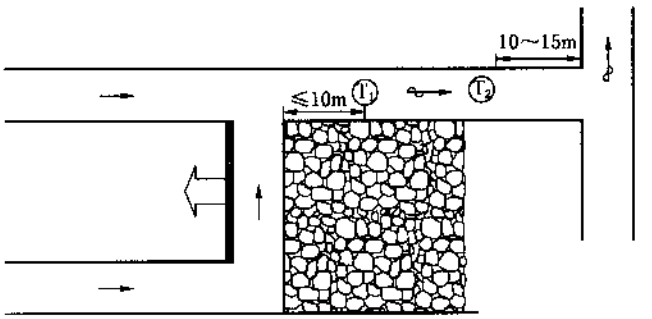
置甲烷传感器 T_2；若煤与瓦斯突出矿井的甲烷传感器 T_1 不能控制采煤工作面进风巷内全部非本质安全型电气设备，则在进风巷设置甲烷传感器 T_3；低瓦斯和高瓦斯矿井采煤工作面采用串联通风时，被串工作面的进风巷设置甲烷传感器 T_4，如图 9－4－1a 所示。Z 型、Y 型、H 型和 W 型通风方式的采煤工作面甲烷传感器的设置参照上述规定执行，如图 9－4－1b～图 9－4－1e 所示。



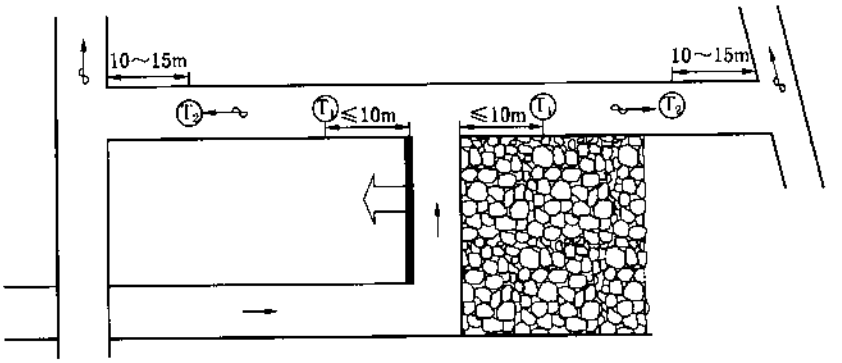
(a) U 型通风方式



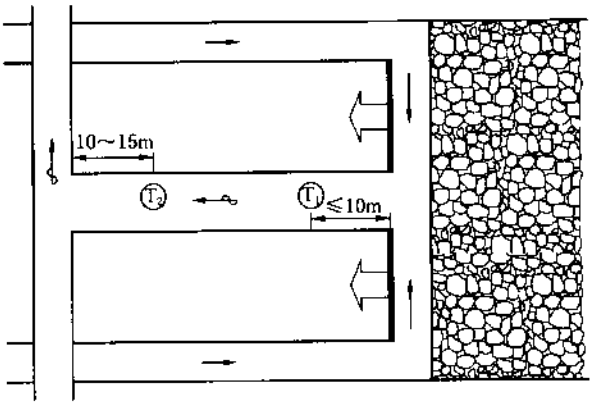
(b) Z 型通风方式



(c) Y 型通风方式



(d) H 型通风方式



(e) W 型通风方式

图 9－4－1 采煤工作面甲烷传感器的设置

② 采用两条巷道回风的采煤工作面甲烷传感器必须按图 9－4－2 所示设置。甲烷传感器 T_0、T_1 和 T_2 的设置同图 9－4－1a 所示；在第二条回风巷设置甲烷传感器 T_5、T_6。

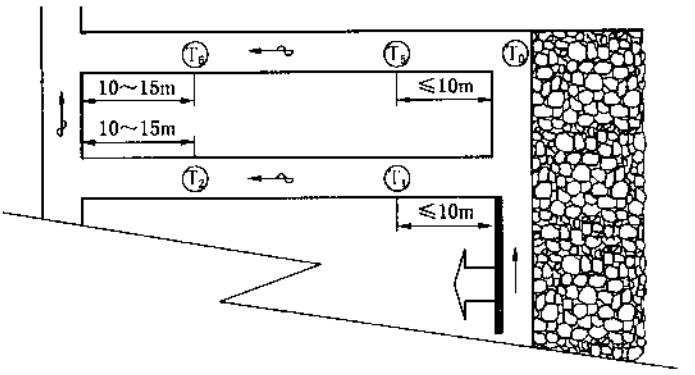
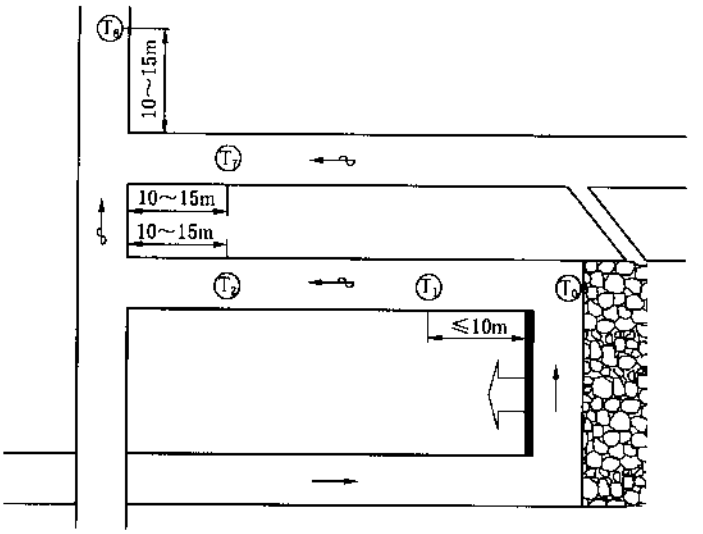


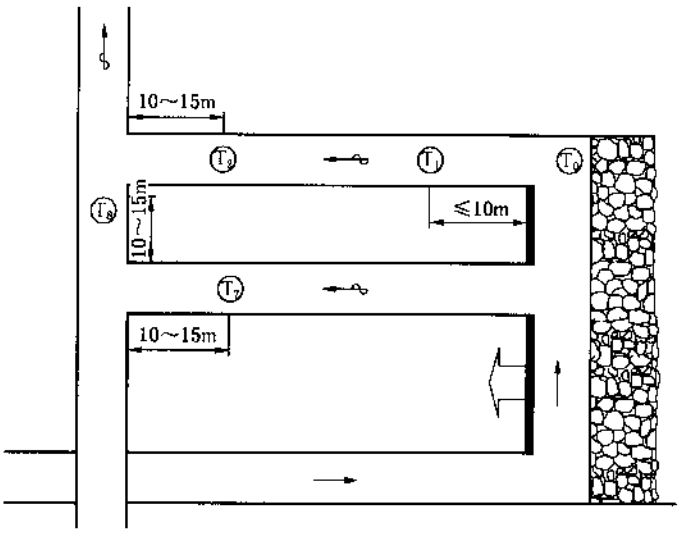
图 9－4－2 采用两条巷道回风的采煤工作面甲烷传感器的设置

采用三条巷道回风的采煤工作面，第三条回风巷甲烷传感器的设置与第二条回风巷甲烷传感器 T_5、T_6 的设置相同。

③ 有专用排瓦斯巷的采煤工作面甲烷传感器必须按图 9－4－3 所示设置。甲烷传感器 T_0、T_1、T_2 的设置如图 9－4－1a 所示；在专用排瓦斯巷设置甲烷传感器 T_7，在工作面混合回风风流处设置甲烷传感器 T_8，如图 9－4－3a 和图 9－4－3b 所示。



(a) 外部专用排瓦斯巷工作面甲烷传感器的设置



(b) 内部专用排瓦斯巷工作面甲烷传感器的设置

图 9－4－3　有专用排瓦斯巷的采煤工作面甲烷传感器的设置

④ 高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井采煤工作面的回风巷长度大于 1000m 时，必须在回风巷中部增设甲烷传感器。

⑤ 采煤机必须设置机载式甲烷断电仪或便携式甲烷检测报警仪。

⑥ 非长壁式采煤工作面甲烷传感器的设置参照上述规定执行，即在上隅角设置甲烷传感器 T_0 或便携式瓦斯检测报警仪，在工作面及其回风巷各设置 1 个甲烷传感器。

(4) 掘进工作面甲烷传感器的设置方法如下：

① 煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出岩巷的掘进工作面甲烷传感器必须按图 9－4－4 所示设置，并实现瓦斯风电闭锁。在工作面混合风流处设置甲烷传感器 T_1，在工作面回风流中设置甲烷传感器 T_2；采用串联通风的掘进工作面，必须在被串工作面局部通风机前设置掘进工作面进风流甲烷传感器 T_3。

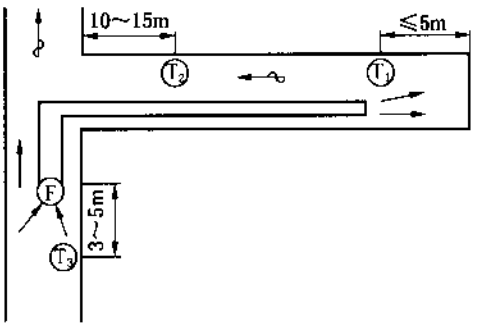


图 9－4－4 掘进工作面甲烷传感器的设置

② 高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井双巷掘进甲烷传感器必须按图 9－4－5 所示设置。甲烷传感器 T_1 和 T_2 的设置同图 9－4－4 所示；在工作面混合回风流处设置甲烷传感器 T_3。

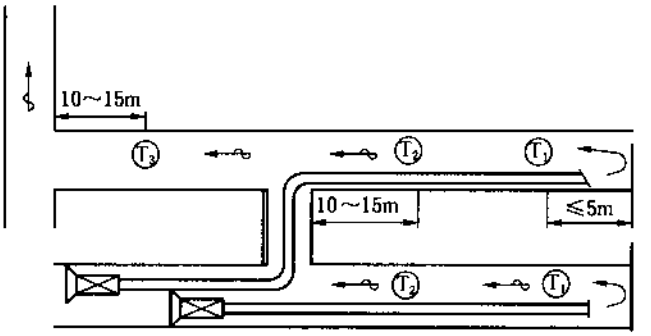


图 9－4－5 双巷掘进工作面甲烷传感器的设置

③ 高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井的掘进工作面长度大于 1000m 时，必须在掘进巷道中部增设甲烷传感器。

④ 掘进机必须设置机载式甲烷断电仪或便携式甲烷检测报警仪。

(5) 采区回风巷、一翼回风巷、总回风巷测风站应设置甲烷传感器。

(6) 设在回风流中的机电设备硐室进风侧必须设置甲烷传感器，如图 9－4－6 所示。

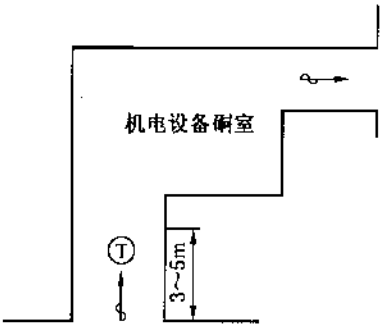


图 9-4-6　在回风流中的机电设备硐室甲烷传感器的设置

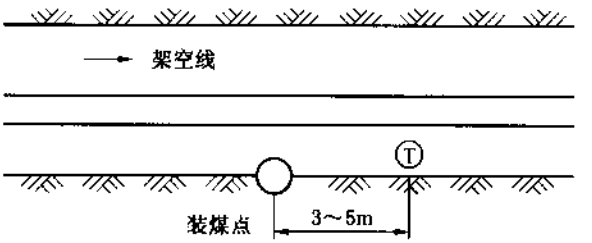


图 9-4-7　装煤点甲烷传感器的设置

（7）使用架线电机车的主要运输巷道内，装煤点处必须设置甲烷传感器，如图 9-4-7 所示。

（8）高瓦斯矿井进风的主要运输巷道使用架线电机车时，在瓦斯涌出巷道的下风流中必须设置甲烷传感器，如图 9-4-8 所示。

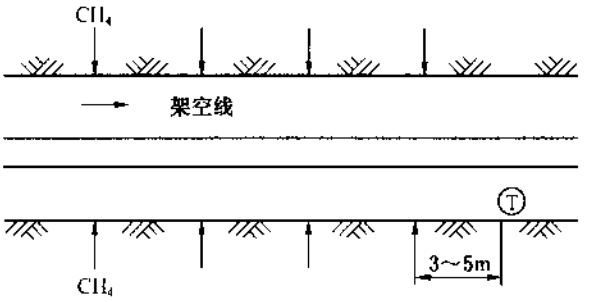


图 9-4-8　瓦斯涌出巷道的下风流中甲烷传感器的设置

（9）矿用防爆特殊型蓄电池电机车必须设置车载式甲烷断电仪或便携式甲烷检测报警仪；矿用防爆型柴油机车必须设置便携式甲烷检测报警仪。

（10）兼做回风井的装有带式输送机的井筒内必须设置甲烷传感器。

（11）采区回风巷、一翼回风巷及总回风巷道内临时施工的电气设备上风侧 10～15m 处应设置甲烷传感器。

（12）井下煤仓、地面选煤厂煤仓上方应设置甲烷传感器。

（13）封闭的地面选煤厂机房内上方应设置甲烷传感器。

（14）封闭的带式输送机地面走廊上方宜设置甲烷传感器。

（15）瓦斯抽放泵站甲烷传感器的设置方法如下：

① 地面瓦斯抽放泵站内必须在室内设置甲烷传感器。

② 井下临时瓦斯抽放泵站下风侧栅栏外必须设置甲烷传感器。

③ 抽放泵输入管路中应设置甲烷传感器。利用瓦斯时，应在输出管路中设置甲烷传

感器；不利用瓦斯、采用干式抽放瓦斯设备时，输出管路中也应设置甲烷传感器。

（16）打钻地点必须安设瓦斯传感器，其位置安设在钻孔施工点回风侧 5～10m，其报警浓度≥1.0%，断电浓度≥1.5%，复电浓度＜1.0%，断电范围为打钻地点周围 20m 范围及其回风系统内全部非本质安全型电气设备。

4.1.9.4 其他传感器的设置

1. 一氧化碳传感器的设置

（1）一氧化碳传感器应垂直悬挂，距顶板（顶梁）不得大于 300mm，距巷壁不得小于 200mm，并应安装维护方便，不影响行人和行车。

（2）开采容易自燃、自燃煤层的采煤工作面必须至少设置一个一氧化碳传感器，地点可设置在上隅角、工作面或工作面回风巷，报警浓度为≥0.0024% CO，如图 9－4－9 所示。

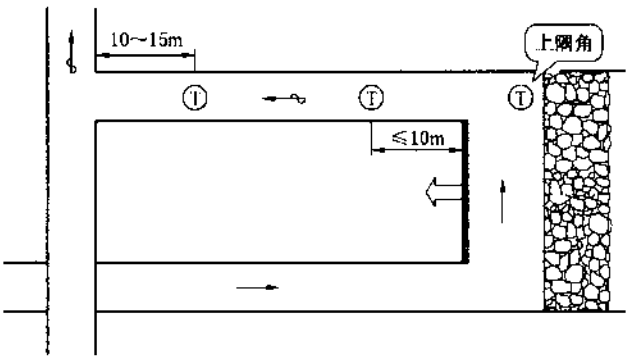


图 9－4－9 采煤工作面一氧化碳传感器的设置

（3）带式输送机滚筒下风侧 10～15m 处宜设置一氧化碳传感器，报警浓度为 0.0024% CO。

（4）自然发火观测点、封闭火区防火墙栅栏外宜设置一氧化碳传感器，报警浓度为 0.0024% CO。

（5）开采容易自燃、自燃煤层的矿井，采区回风巷、一翼回风巷、总回风巷应设置一氧化碳传感器，报警浓度为 0.0024% CO。

2. 风速传感器的设置

采区回风巷、一翼回风巷、总回风巷的测风站应设置风速传感器。风速传感器应设置在巷道前后 10m 内无分支风流、无拐弯、无障碍、断面无变化、能准确计算风量的地点。当风速低于或超过《煤矿安全规程》的规定值时，应发出声、光报警信号。

3. 风压传感器的设置

主要通风机的风硐内应设置风压传感器。

4. 瓦斯抽放管路中其他传感器的设置

瓦斯抽放泵站的抽放泵输入管路中应设置流量传感器、温度传感器和压力传感器；利用瓦斯时，应在输出管路中设置流量传感器、温度传感器和压力传感器。防回火安全装置

上宜设置压差传感器。

5. 烟雾传感器的设置

带式输送机滚筒下风侧 10～15m 处应设置烟雾传感器。

6. 温度传感器的设置

（1）温度传感器应垂直悬挂，距顶板（顶梁）不得大于 300mm，距巷壁不得小于 200mm，并应安装维护方便，不影响行人和行车。

（2）开采容易自燃，自燃煤层及地温高的矿井采煤工作面应设置温度传感器。温度传感器的报警值为 30℃，如图 9－4－10 所示。

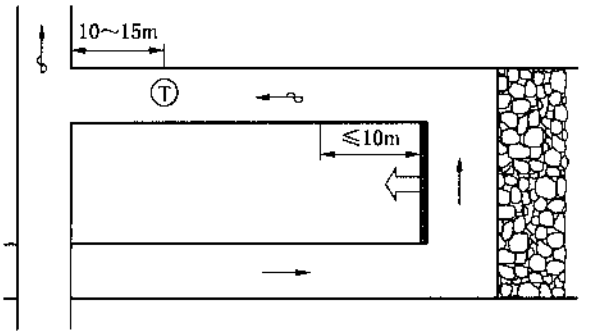


图 9－4－10　采煤工作面温度传感器的设置

（3）机电设备硐室内应设置温度传感器，报警值为 34℃。

7. 开关量传感器的设置

（1）主要通风机、局部通风机必须设置设备开停传感器。

（2）矿井和采区主要进回风巷道中的主要风门必须设置风门开关传感器。当两道风门同时打开时，发出声光报警信号。

（3）掘进工作面局部通风机的风筒末端宜设置风筒传感器。

（4）为监测被控设备瓦斯超限是否断电，被控开关的负荷侧必须设置馈电传感器。

4.1.9.5　煤矿安全监控系统及联网信息处理

1. 地面中心站的装备

（1）煤矿安全监控系统的主机及系统联网主机必须双机或多机备份，24h 不间断运行。当工作主机发生故障时，备份主机应在 5min 内投入工作。

（2）中心站应双回路供电并配备不小于 2h 在线式不间断电源。

（3）中心站设备应有可靠的接地装置和防雷装置。

（4）联网主机应装备防火墙等网络安全设备。

（5）中心站应使用录音电话。

（6）煤矿安全监控系统主机或显示终端应设置在矿调度室内。

（7）中心站计算机不得运行与系统无关的软件。

2. 煤矿安全监控系统信息的处理

（1）地面中心站值班应设置在矿调度室内，实行 24h 值班制度。值班人员应认真监

视监视器所显示的各种信息，详细记录系统各部分的运行状态，接收上一级网络中心下达的指令并及时进行处理，填写运行日志，打印安全监控日报表，报矿主要负责人和主要技术负责人审阅。

（2）系统发出报警、断电、馈电异常信息时，中心站值班人员必须立即通知矿井调度部门，查明原因，并按规定程序及时报上一级网络中心。处理结果应记录备案。

（3）调度值班人员接到报警、断电信息后，应立即向矿值班领导汇报，矿值班领导按规定指挥现场人员停止工作，断电时撤出人员。处理过程应记录备案。

（4）当系统显示井下某一区域瓦斯超限并有可能波及其他区域时，矿井有关人员应按瓦斯事故应急预案手动遥控切断瓦斯可能波及区域的电源。

3. 联网信息的处理

（1）煤矿安全监控系统联网实行分级管理。国有重点煤矿必须向矿务局（公司）安全监控网络中心上传实时监控数据，国有地方和乡镇煤矿必须向县（市）安全监控网络中心上传实时监控数据。网络中心对煤矿安全监控系统的运行进行监督和指导。

（2）网络中心必须24h有人值班。值班人员应认真监视监控数据，核对煤矿上传的隐患处理情况，填写运行日志，打印报警信息日报表，报值班领导审阅。发现异常情况要详细查询，按规定进行处理。

（3）网络中心值班人员发现煤矿瓦斯超限报警、馈电状态异常等情况必须立即通知煤矿核查，按应急预案进行处理。

（4）煤矿安全监控系统中心站值班人员接到网络中心发出的报警处理指令后，要立即处理落实，并将处理结果向网络中心反馈。

（5）网络中心值班人员发现煤矿安全监控系统通信中断或出现无记录情况，必须查明原因，并根据具体情况下达处理意见，处理情况记录备案，上报值班领导。

（6）网络中心每月应对瓦斯超限情况进行汇总分析。

4.1.9.6 管理制度与技术资料

（1）煤矿应建立安全监控管理机构。安全监控管理机构由煤矿主要技术负责人领导，并应配备足够的人员。监测监控管理人员中，必须至少配设1名具有“一通三防”基本知识和监控专业知识的工程技术人员，中心站宜配设1名具有计算机专业知识的工程技术人员。

（2）煤矿应制定瓦斯事故应急预案、安全监控人员岗位责任制、操作规程、值班制度等规章制度。

（3）安全监控工及检修、值班人员应经培训合格，持证上岗。

（4）煤矿必须绘制煤矿安全监控布置图和断电控制图，并根据采掘工作的变化情况及时修改。布置图应标明传感器、声光报警器、断电控制器、分站、电源、中心站等设备的位置、接线、断电范围、报警值、断电值、复电值、传输电缆、供电电缆等；断电控制图应标明甲烷传感器、馈电传感器和分站的位置，断电范围，被控开关的名称和编号，被控开关的断电接点和编号。

（5）煤矿安全监控系统和网络中心应每3个月对数据进行备份，备份的数据介质保存时间应不少于2年。

（6）图纸、技术资料的保存时间应不少于2年。

4.1.10　技术资料管理

4.1.10.1　瓦斯管理的重要规定

1. 国务院关于预防煤矿生产安全事故的特别规定

《国务院关于预防煤矿生产安全事故的特别规定》（第446号）规定煤矿有下列重大安全生产隐患和行为的，应当立即停止生产，排除隐患。

（1）瓦斯超限作业的。有下列情形之一的为“瓦斯超限作业”：

① 未按规定和安全需要配备瓦斯检查员；

② 检查中现场发现或从记录中查实，井下瓦斯超限后不采取措施仍然进行生产的；

③ 不按规定检查瓦斯，漏检、假检的。

（2）煤与瓦斯突出矿井，未依照规定实施防突出措施的。有下列情形之一的为“煤与瓦斯突出矿井，未依照规定实施防突措施”：

① 未进行区域突出危险性预测的；

② 未采取防治突出措施的；

③ 未进行防治突出措施效果检验的；

④ 未采取安全防护措施的；

⑤ 未建立防治突出机构并配备相应专业人员的；

⑥ 未按规定配备防治突出装备和仪器的；

⑦ 未设置采区专用回风巷的。

（3）高瓦斯矿井未建立瓦斯抽放系统和监控系统，或者瓦斯监控系统不能正常运行的。有下列情形之一的为“高瓦斯矿井未建立瓦斯抽放系统和监控系统，或者瓦斯监控系统不能正常运行”：

① 1个采煤工作面的瓦斯涌出量大于5m^3/min或1个掘进工作面瓦斯涌出量大于3m^3/min，用通风方法解决瓦斯问题不合理而未建立抽放瓦斯系统的；

② 矿井绝对瓦斯涌出量达到以下条件而未建立抽放瓦斯系统的：大于或等于40m^3/min；年产量1.0～1.5Mt的矿井，大于30m^3/min；年产量0.6～1.0Mt的矿井，大于25m^3/min；年产量0.4～0.6Mt的矿井，大于20m^3/min；年产量小于或等于0.4Mt的矿井，大于15m^3/min；

③ 开采有突出危险煤层但未建立抽放瓦斯系统的；

④ 高瓦斯与突出矿井未建立安全监控系统的；

⑤ 虽建有安全监控系统但未配备专职人员进行管理、使用和维护的；

⑥ 安全监控系统传感器数量不足、安设位置不当、调校不及时、瓦斯超限后不能立即断电并进行声光报警的。

（4）通风系统不完善、不可靠的。有下列情形之一的为“通风系统不完善、不可靠”：

① 回风井出煤的；

② 采区进（回）风巷未贯穿整个采区或一段进风、一段回风的；

③ 采掘工作面等主要用风地点无风、微风或风量不足的；

④ 违反《煤矿安全规程》进行串联通风的；

⑤ 风门、风桥、密闭等通风设施质量不符合标准、设置不能满足通风安全需要的；

⑥ 高瓦斯和突出矿井掘进工作面局部通风机没有实现“三专两闭锁”、低瓦斯矿井掘进工作面局部通风机没有实现风电、瓦斯电闭锁的。

2. 国有煤矿瓦斯治理规定

《国有煤矿瓦斯治理规定》［国办（2006）47号］规定：

（1）国有煤矿（包括国有煤矿企业及其所属矿井，以下统称煤矿）必须设立瓦斯治理机构和配备专业技术人员，建立瓦斯治理责任制和管理制度，落实治理资金。

煤矿主要负责人是瓦斯治理的第一责任人；煤矿总工程师对瓦斯治理负技术责任，负责组织制定治理瓦斯方案和安全技术措施，负责资金的安排使用。

煤矿分管安全工作的行政副职对瓦斯治理工作负监督检查责任；其他行政副职负责分管领域内瓦斯治理方案、措施的落实。

煤矿值班负责人对当天的安全生产工作负全面责任，必须掌握当班下井人数，发现瓦斯隐患必须立即采取措施处理。

高瓦斯矿井和煤与瓦斯突出矿井的负责人应当每半年向当地煤矿安全监管机构和煤矿安全监察机构报告一次瓦斯治理情况。

（2）煤矿必须建立矿井瓦斯等级鉴定制度。矿井每年必须按规定进行瓦斯等级鉴定。

煤矿井下出现瓦斯动力现象，必须在24h内报告当地煤炭主管部门和煤矿安全监察机构，并及时申请具有国家规定资质的鉴定机构进行鉴定，不得隐瞒不报。

（3）煤矿严禁瓦斯超限作业。发现瓦斯超限作业的，应当追查处理。

采掘工作面及其他作业地点风流中瓦斯浓度达到1.0%时，必须停止使用电钻；瓦斯浓度达到1.5%时，必须停止工作，切断电源，撤出人员，进行处理。

爆破地点附近20m以内风流中瓦斯浓度达到1.0%时，严禁爆破；爆破作业必须执行“一炮三检”和“三人联锁”爆破制度。

（4）煤矿必须落实瓦斯抽放的规定。

《煤矿安全规程》规定应当建立瓦斯抽放系统的矿井，必须建立地面永久抽放瓦斯系统或者井下临时抽放瓦斯系统，进行瓦斯抽放，并实行先抽后采。

突出矿井必须首先开采保护层，不具备开采保护层条件的，必须对突出煤层进行预抽，并确保预抽时间和效果。

（5）煤矿必须建立运行可靠的监测监控系统。

高瓦斯和突出矿井以及有高瓦斯区域的低瓦斯矿井，必须装备运行可靠的矿井安全监控系统，系统和传感器的安装、使用、维修，必须符合《煤矿安全规程》规定的要求；监控系统中心站值班应当设在矿调度室内，必须配备经安全培训合格的专职人员24h值班。值班人员发现井下瓦斯超限报警时，必须立即处理；发现井下大面积瓦斯超限时，必须立即停电撤人。

（6）煤矿必须每年核定矿井通风能力，保证以风定产，严禁超通风能力组织生产。

经核定的矿井通风能力应当报省级煤炭主管部门审核后，报省级煤矿安全监察机构备案。

煤矿井下出现风速超限、瓦斯超限、不合理串联通风的，等同超通风能力生产；超通风能力生产的矿井、采区、工作面，必须立即减少产量，重新调整生产布局及通风系统，

把产量降到核定通风能力范围内。

高瓦斯、突出矿井应当严格按照《煤矿安全规程》的规定布置采掘工作面，防止不合理集中生产和突击生产。

（7）煤矿必须建立和落实瓦斯检查制度，采取防突措施。

煤矿井下所有作业地点和容易积聚瓦斯的地点，必须定人、定时进行瓦斯巡回检查，要制订瓦斯检查计划，并采取防止瓦斯检查员空班漏检的措施。

高瓦斯矿井、煤与瓦斯突出矿井、有高瓦斯区域的低瓦斯矿井的采掘工作面，必须有专职瓦斯检查员跟班检查瓦斯。瓦斯检查员发现瓦斯超限时，有权决定立即停止作业，撤出人员。

有突出矿井的煤矿企业、突出矿井应当根据突出矿井的实际状况和条件，制定区域综合防突措施和局部综合防突措施。区域综合防突措施包括下列内容：①区域突出危险性预测；②区域防突措施；③区域措施效果检验；④区域验证。局部综合防突措施包括下列内容：①工作面突出危险性预测；②工作面防突措施；③工作面措施效果检验；④安全防护措施。

突出矿井的新水平、新采区、石门揭穿突出煤层必须编制防治突出的设计，并经技术负责人审批。

突出矿井严禁使用架线式电机车，已经使用的，必须限期 1 年内完成整改；整改期间，必须采取安全措施。

（8）煤矿必须有完善的独立通风系统，生产水平和采区必须实行分区通风。

高瓦斯、突出矿井，每个采区必须设置至少 1 条专用回风巷；主要进、回风巷之间的联络巷必须砌筑永久性风墙，需要使用的，必须安设 2 道联锁的正向风门和 2 道反向风门。采区进、回风巷必须贯穿整个采区，严禁一段为进风巷、一段为回风巷。

局部通风机必须由指定人员管理，保证正常运转。严禁使用 3 台（含 3 台）以上局部通风机同时向 1 个掘进工作面供风。使用 2 台局部通风机向同一地点供风的，必须同时实现风电闭锁。

（9）煤矿必须加强对放顶煤工作面的管理。突出煤层的突出危险区、突出威胁区，严禁采用放顶煤开采法。（注：《防治煤与瓦斯突出规定》突出煤层区域划分为突出危险区和无突出危险区，没有突出威胁区。）

放顶煤开采必须制定防火、防尘、防瓦斯、顶板控制等安全技术措施，并根据煤层地质特征编制放顶煤开采设计；大块煤（矸）卡住放煤口时，严禁爆破处理。有瓦斯或者煤尘爆炸危险时，严禁挑顶煤爆破作业。

采用放顶煤采煤法开采容易自燃和自燃的煤层时，必须编制防止采空区自然发火的设计，建立火灾监测系统、配置一氧化碳浓度传感器，并采取有效的综合预防自然发火的措施。井下发现自然发火，必须将所有可能受火灾威胁区域中的人员撤离，采取措施进行处理。隐患未彻底消除，严禁恢复生产。

3. 煤矿瓦斯治理经验五十条

由国家发改委发布的《煤矿瓦斯治理经验五十条》［发改能源（2005）457 号］具体内容如下：

1）高投入

（1）瓦斯治理专项资金按吨煤15元提取。

（2）资金投入的重点是，矿井通风系统、瓦斯抽采系统、矿井防灭火系统、综合防尘系统、安全监控系统等。

（3）坚持瓦斯抽采激励政策（每立方米奖励0.06元），开采保护层激励政策（吨煤补贴工资基金10元），瓦斯抽采巷道和主要风道维修补贴政策（每米补贴2000元和3000元），地测系统创优争先激励政策和防止煤炭自然发火激励政策。

2）高素质

（1）健全“一通三防”机构，有条件的成立瓦斯和地质相结合的部门。

（2）配齐配强通风副总工程师、地测副总工程师和“一通三防”工程技术人员。“一通三防”人员最低达到技校毕业水平，数量要满足瓦斯治理需求。

（3）矿井建立防突、抽采、通风、监测监控专业队伍，石门揭煤工作由防突专业队伍或石门揭煤专业化队伍承担。

（4）瓦斯检测工与爆破工不得兼职。

（5）加强职业教育，办好职业技术学院。

（6）建立安全培训中心，安监局设置安全培训处，矿井建立三级、四级安教室，区队建立五级安教室，并配足师资力量。

（7）全员培训教育实行“五个一”（一日一专题、一周一案例、一月一考核、一月一评比、一月一奖惩）和“三同时”（工人干部同时参加培训、同时考试、同时接受奖惩），做到班前培训全员学、夜校培训重点学，脱产培训系统学。

（8）“三大员”（安监员、瓦斯检查员、防突员）安全管理准军事化，享受一线待遇，实行考核淘汰制。

（9）生产及主要辅助单位职工未经“一通三防”专门培训考试合格不得担任班、队长；特殊工种必须有两年以上采掘工作经验，并经培训合格，持证上岗。

（10）企业安全检查工作做到“四个一流”（一流队伍、一流作风、一流管理、一流素质）。

3）严管理

（1）每年制定关于瓦斯综合治理工作的决定。

（2）坚持瓦斯治理“一矿一策”、“一面一策”制度。

（3）坚持瓦斯浓度按0.8%断电管理制度。

（4）实行企业和矿井通风和瓦斯日报两级审阅制、公司调度每日瓦斯牌板制、现场瓦斯异常情况实时监控制。

（5）每周剖析一个矿的“一通三防”和防突工作情况。

（6）坚持月度“一通三防”例会、防突办公会和矿长月度“一通三防”述职制度。

（7）实行“一通三防”重大隐患排查制度、“一通三防”督查和防突督导制度。

（8）严格调度和监控中心值班制度，发现井下瓦斯超限必须在5min内向值班领导汇报，值班领导必须及时做出处理意见。

（9）树立瓦斯超限就是事故的理念，坚持瓦斯超限谈话制和分级追查处理制（瓦斯浓度低于3.0%由矿总工程师或安监处长负责追查处理，3.0%及其以上由矿长组织追查处理）。

（10）瓦斯治理，地质、掘进工作先行。

（11）瓦斯治理工程做到“两同时、一超前”（瓦斯治理工程与采煤工作面同时设计、超前施工、同时投入使用）。

（12）严格干部跟班下井制度，保证各采掘面每班有区、队长以上干部跟班。

（13）石门揭煤和所有采煤工作面投产前，须经现场验收，“一通三防”具有一票否决权。

（14）实施过地质构造、瓦斯异常带“五位一体”现场管理措施（即地质人员加强地质预测预报，及时提供预测资料；打钻人员在钻进过程中发现异常时立即停机，并及时汇报；掘进施工人员发现地质、矿压、瓦斯异常时，立即停头；监控人员保证瓦斯超限时，立即切断掘进巷道及其回风系统内电源；瓦斯检查员发现瓦斯异常时，立即撤出人员）。

4）强技术

（1）优化通风系统，确保通风系统稳定、可靠。

（2）开采布局和巷道布置合理，有突出危险采掘工作面的回风严禁直接经过其他采掘工作面唯一的安全出口。

（3）通风设施可靠，永久风门联锁，主要风门安装开关传感器。

（4）采用大功率对旋局部通风机和大直径风筒。

（5）优选瓦斯抽采装备，实现抽采系统能力最大化，做到“大流量、多抽泵，大管径、多回路”。地面泵实际抽采流量不小于 $100m^3/min$，井下移动泵实际抽采流量达到 $40\sim60m^3/min$，管路直径超过 200mm。应选择钻进能力大、钻孔直径不小于 150mm 的钻机。

（6）强制性开采保护层，做到可保尽保，并抽采瓦斯，降低瓦斯压力。

（7）在突出煤层顶底板掘进的巷道，特别是距突出煤层法距小于 20m 的掘进巷道，必须采取措施严格控制突出煤层层位和地质构造，巷道掘进至少每隔 100m 要施工地质探测钻孔控制层位，防止瓦斯异常涌出或误穿突出煤层。

（8）顶、底板穿层钻孔掩护突出煤层掘进。

（9）以突出煤层瓦斯地质图为基图编制防突预测图，全面反映掘进工程范围内的煤层赋存、地质构造、瓦斯、巷道布置、防突措施、安全防护设施等有关信息。

（10）防止突出煤层采掘工作面相互之间应力集中的针对性措施定量化。开采突出煤层采掘工作面设计应避免造成应力集中。一个或相邻的两个采区中，在同一区段的突出煤层中进行采掘作业时，相向（背向）同采和相向（背向）采掘的两个工作面的间距均不得小于 100m。相向掘进的两个工作面间距不得小于 60m，并且在小于 60m 以前实施钻孔一次打透，只允许向一个方向掘进。突出煤层双巷同向掘进的两个工作面间的错距必须保持 50m 以上，一个工作面爆破时，另一工作面必须停电、撤人。突出煤层掘进工作面不得进入本煤层或临近煤层回采工作面的采动应力集中区，不得在应力集中区和地质构造复杂区贯通。

（11）提前预警非突出煤层转化为突出煤层。非突出煤层揭煤和煤巷掘进如出现吸钻、夹钻、喷孔、瓦斯涌出异常等情况时，必须按《防治煤与瓦斯突出细则》第 26 条规定收集“四项指标”资料，若全部指标达到或超过其临界值，应进行突出倾向性鉴定。

（注：《防治煤与瓦斯突出规定》已于2009年8月1日施行，必须按照《防治煤与瓦斯突出规定》的要求进行鉴定。）

（12）掘进工作面采用先抽后掘、边抽边掘技术。有突出危险掘进工作面和瓦斯绝对涌出量大于3m³/min、爆破后瓦斯经常超限、有瓦斯异常涌出现象或预测突出指标超限的掘进工作面，以及石门揭穿突出煤层工作面，必须实施巷帮钻场深孔连续抽采措施，并确保掘进迎头钻孔每平方米不得少于2个。

（13）采煤工作面采用综合抽采技术。凡瓦斯绝对涌出量大于5m³/min，或者用通风方法解决瓦斯问题不合理的采煤工作面，必须采用以高抽巷或顶板走向钻孔为主，以穿层和顺层孔、上隅角采空区抽采、地面钻井等为辅的综合治理瓦斯措施。

（14）采煤工作面根据瓦斯涌出量分级选择瓦斯抽采方法。瓦斯涌出量在10m³/min以下的，采用上隅角埋管或局部顶板走向钻孔抽采方法；瓦斯涌出量在20m³/min以下的，采用以顶板走向钻孔为主，辅以埋管抽采技术；瓦斯涌出量在20～50m³/min的，应使用高抽巷，辅以埋管抽采技术；瓦斯涌出量在50m³/min以上的，应使用高抽巷、回风巷穿层孔、上隅角埋管（或外错、内错尾排）、尾抽、地面钻井、工作面浅孔抽采等综合抽采技术。

（15）在以下场所增设传感器：

① 采煤工作面上隅角瓦斯传感器，其位置距巷帮和采空区侧充填带均不大于800mm，距顶板不大于300mm。

② 突出煤层掘进工作面、石门揭煤以及瓦斯绝对涌出量大于3m³/min的掘进工作面回风第一交汇点处。

③ 长距离巷道掘进，每500～1000m巷道增设一个传感器。

④ 采动卸压带、地质构造带、采掘工作面过老巷、老空区、钻场等处增设瓦斯传感器由矿总工程师根据实际情况确定。

（16）采用高位钻孔注浆措施处理高温区域。

（17）矿井供电设备实现无油化，并做到实时监测监控。

（18）保证井下局部通风的连续供电。局部通风机高低压供电实现双电源；采区变电所电源从地面变电所或井下中央变电所直供，且做到至少两个电源；采区变电所分段运行；每一局部通风机都设有备用局部通风机，并做到主备局部通风机自动切换；主备局部通风机供电来自不同的电源。

（19）井下局部通风机供电线路、设备实行强制性停电检修，局部通风机视同地面主要通风机进行管理。

5）重责任

（1）落实企业瓦斯治理的主体责任，建立健全各级干部“一通三防”责任制，制度牌板上墙上桌。

（2）坚持定期对各矿党、政、技、安监、机电负责人和通风、地质副总工程师等安全责任考评制度。

（3）凡瞒报“一通三防”非人身事故、虚报瓦斯抽采量、钻孔施工弄虚作假、瞒报瓦斯超限的，给予矿分管领导行政记大过直至撤职处分。

（4）矿井发生“一通三防”死亡事故实行安全责任追究。发生一起死亡1人事故，

给予分管矿领导、分管副总工程师行政记过处分；发生一起死亡 2 人事故，给予矿长行政记过处分，党委书记党纪处分，分管矿领导、分管副总工程师免职处理；发生一起死亡 3 人及以上事故，给予矿长、党委书记、安监处长免职处理，或降职、撤职处分，分管矿领导、分管副总工程师撤职处分。

4.1.10.2　瓦斯压力测定

煤层瓦斯压力不但决定着煤层的瓦斯含量，而且与煤层瓦斯动力现象有很大的关系。用间接法测定煤层瓦斯含量时，必须要测定瓦斯压力，煤层瓦斯压力的大小也是判断煤层是否有突出危险的指标之一。煤层瓦斯压力可分为煤层原始瓦斯压力和煤层残存瓦斯压力。煤层原始瓦斯压力是指煤层未受采动、瓦斯抽采及人为卸压等影响处的煤层瓦斯压力，单位为 MPa。煤层残存瓦斯压力是指煤层受采动、瓦斯抽采及人为卸压等影响后残存的瓦斯呈现的压力，单位为 MPa。煤矿井下瓦斯压力测定可采用直接测定法和间接测定法。煤矿井下煤层瓦斯压力的直接测定主要步骤可分打钻、封孔和测压。间接测定是通过煤层瓦斯压力快速测定仪测定，快速测定仪有煤科总院抚顺分院研制的 WP－1 型煤层瓦斯压力（含量）快速测定仪和煤科总院重庆分院研制的 QPC－1 型煤层瓦斯压力（含量）快速测定仪。

1. 煤矿井下煤层瓦斯压力的直接测定

1）瓦斯压力直接测定方法分类

（1）按测压方式分类。按测压时是否向测压钻孔内注入补偿气体，测定方法可分为主动测压法和被动测压法。

主动测压法是指在钻孔预设测定装置和仪表并完成密封后，通过预设装置向钻孔揭露煤层处或测压气室充入一定压力的气体，从而缩短瓦斯压力平衡所需时间，进而缩短测压时间的一种测压方法。补偿气体用于补偿钻孔密封前通过钻孔释放的瓦斯，可选用氮气（N_2）、二氧化碳气体（CO_2）或其他惰性气体。

被动测压法是指测压钻孔被密封后，利用被测煤层瓦斯向钻孔揭露煤层处或测压气室的自然渗透作用，达到瓦斯压力平衡，进而测定煤层瓦斯压力的方法。

（2）按封孔方法及材料分类。按测压钻孔封孔材料的不同，测压可分为胶囊（胶圈）—密封黏液封孔测压法和注浆封孔测压法。

胶囊（胶圈）—密封黏液封孔测压法是指采用胶囊（胶圈）、密封黏液对测压钻孔进行封孔的测压法（胶囊封孔快速测压技术已在淮南矿区广泛应用）。

注浆封孔测压法是指封孔材料为水泥、膨胀剂加水搅拌成的混合浆液，通过注浆泵注入测压钻孔进行封孔的测压方法（淮南矿业集团在注浆封孔的基础上，创新了一套快速测压封孔技术。基本原理：采用聚氨酯尾封段、聚氨酯前封段和水泥砂浆固封段构成三段密封，使处在中间的水泥砂浆固封段在注浆过程中能够承受一定的压力，实现承压封孔，从而提高水泥砂浆向岩石裂隙中的渗透程度，提高测压孔的封闭程度。为加快水泥砂浆凝固速度，可在其中加入适量速凝剂）。

2）测定地点的选择

（1）一般要求如下：

测定地点应优先选择在石门或岩巷中，选择岩性致密，且无断层、裂隙等地质构造处布置测点，其瓦斯赋存状况要具有代表性。

测压钻孔应避开含水层、溶洞，并保证测压钻孔与其距离不小于50m。

选择测压地点应保证测压钻孔有足够的封孔深度（穿层测压钻孔的见煤点或顺层测压钻孔的测压气室应位于巷道卸压圈之外），采用注浆封孔的测压钻孔倾角应不小于5°。

同一地点应设置两个测压钻孔，其终孔见煤点或测压气室应在相互影响范围外，其距离除石门测压外应不小于20m。

宜选在进风系统，行人少且便于安设保护栅栏的地方。

（2）对于测定煤层原始瓦斯压力的测压钻孔应避开采动、瓦斯抽采及其他人为卸压影响范围，并保证测压钻孔与其距离不小于50m。

（3）对于需要测定煤层残存瓦斯压力的测压钻孔则根据测压目的的要求进行测压地点选择。

（4）石门揭煤瓦斯压力测定钻孔的布置按《防治煤与瓦斯突出规定》的有关规定进行。

3）测定钻孔的施工及封孔

（1）测定钻孔的施工要求：

① 钻孔直径宜为65～95mm。钻孔长度应保证测压所需的封孔深度。

② 钻孔的开孔位置应选择在岩石（煤壁）完整的地点。煤、岩破碎带必须采用岩心管护孔、注浆稳固煤、岩壁。

③ 钻孔施工应保证钻孔平直、孔形完整，穿层测压钻孔除特厚煤层外应穿透煤层全厚，对于特厚煤层测压钻孔应进入煤层1.5～3m。

④ 钻孔施工好后，应立即用压风或清水清洗钻孔，清除钻屑，保证钻孔畅通。

⑤ 在钻孔施工中应准确记录钻孔方位、倾角、长度、钻孔开始见煤长度及钻孔在煤层中长度，钻孔开钻时间、见煤时间及钻毕时间。

⑥ 钻孔施工前应制定详细的技术及安全措施（包括测压观测期间所应采取的技术及安全措施）。

（2）测定钻孔的封孔要求：

测压钻孔施工完后应在24h内完成钻孔的封孔工作，在完成封孔工作24h后进行测定工作。

封孔深度应超过测压钻孔施工地点巷道的影响范围，并满足以下条件：

① 胶囊（胶圈）—密封黏液封孔测定本煤层瓦斯压力的封孔深度应不小于10m。

② 注浆封孔测压法的测压钻孔封孔深度应满足式（9－4－1）：

$$L_{封} \geqslant L_1 + D\cot|\theta| \tag{9-4-1}$$

式中 $L_{封}$——钻孔封孔深度，m；

L_1——钻孔所需最小封孔深度（有效封孔段长度），m；L_1应保证穿层测压钻孔的见煤点、顺煤层测压钻孔的测压气室位于巷道的卸压圈之外，且L_1不小于12m；穿层测压钻孔的L_1不应进入被测煤层，顺煤层测压钻孔封孔后应保证其测压气室长度不小于1.5m；

D——钻孔的直径，m；

θ——钻孔的倾角，$5° \leqslant |\theta| \leqslant 90°$。

③ 应尽可能加长测压钻孔的封孔深度。

4）测定、观测与测定结果确定

瓦斯压力测定方法：

（1）采用主动测压时，只在第一次测定时向测压钻孔充入补偿气体，补偿气体的充气压力宜为预计的煤层瓦斯压力的 0.5 倍。

（2）采用被动测压法时，不进行气体补偿。

瓦斯压力观测方法：

（1）采用主动测压法时应每天观测一次测定压力表，采用被动测压法应至少 3 天观测一次测定压力表。

（2）观测时间的要求：

① 采用主动测压法，当煤层瓦斯压力小于 4MPa 时，其观测时间需 5 ~ 10 天；当煤层瓦斯压力大于 4MPa 时，则需 10 ~ 20 天。

② 采用被动测压法，则视煤层瓦斯压力及透气性大小的不同，其观测时间一般需 20 ~ 30 天以上。

③ 在观测中发现瓦斯压力值在开始测定的一周内变化较大时，则应适当缩短观测时间间隔。

测定结果的确定方法：

（1）将观测结果绘制在以时间（d）为横坐标、瓦斯压力（MPa）为纵坐标的坐标图上，当观测时间达到观测时间规定，如压力变化在 3 天内小于 0.015MPa，测压工作即可结束；否则，应延长测压时间。

（2）在结束测压工作、撤卸表头时（应制定相应的安全措施），应测量从钻孔中放出的水量，如果钻孔与含水层、溶洞导通（根据矿井防治水的有关方法判定），则此测压钻孔作废并按有关规定进行封堵；如果测压钻孔没有与含水层、溶洞导通，则需对钻孔水对测定结果的影响进行修正，修正方法可根据从钻孔中放出的水量、钻孔参数、封孔参数等进行。修正方法如下：

① 水平及下向测压钻孔不修正，即

$$P' = P_1 \tag{9-4-2}$$

式中　P'——修正后的测定压力表读数值，MPa；

P_1——测定压力表读数值，MPa。

② 对于上向钻孔，如果无水按式（9-4-2）进行，否则修正方法如下：

当 $V > V_1$，并且 $V - V_1 < V_2$ 时：

$$P' = P_1 - 0.01 l\sin\theta - 0.01 \frac{4(V - V_1)}{\pi D^2}\sin\theta \tag{9-4-3}$$

式中　V——测压钻孔内流出的水量，m^3；

V_1——测压管管内空间的体积，m^3；

V_2——钻孔预留气室的体积，m^3；

l——测压管的长度，m；

θ——钻孔倾角，（°）；

D——钻孔直径，mm。

当 $V>V_1$，并且 $V-V_1\geqslant V_2$ 时：

$$P'=P_1-0.01L\sin\theta \tag{9-4-4}$$

式中 L——测压钻孔的长度，m。

当 $0<V\leqslant V_1$ 时：

$$P'=P_1-0.01\frac{4V}{\pi d^2}\sin\theta \tag{9-4-5}$$

式中 d——测压管的直径，m。

③ 测定结果的计算公式：

$$P=P'+P_0 \tag{9-4-6}$$

式中 P——测定的煤层瓦斯压力值，MPa；

P_0——测定地点的大气压力值，MPa；大气压力的测定应采用空盒气压计进行测定。

④ 同一测压地点以最高瓦斯压力测定值作为测定结果。

2. 快速测定仪表

1）WP-1 型煤层瓦斯压力（含量）快速测定仪

煤科总院抚顺分院根据煤样解吸速度与时间呈幂函数关系，利用瓦斯解吸特征指标 V_1 值可计算出煤层瓦斯含量、煤层瓦斯压力的方法而设计研制的 WP-1 型煤层瓦斯压力（含量）快速测定仪，适用于煤矿井下回采或掘进工作面，快速测定煤体中瓦斯解吸量，能够及时掌握工作面前方瓦斯含量、瓦斯压力分布情况。

该仪器有自动测定、存储、计算、显示、打印等功能。

WP-1 型煤层瓦斯压力（含量）快速测定仪由热传导气体流量传感器、单片机最小系统、I/O 并行接口、前级放大、A/D 转换、键盘、显示、打印以及电源等部分组成。仪器主要参数如下：

瓦斯解吸量/(mL·mm^{-1})	0~60
瓦斯含量/(mL·g^{-1})	2~30
瓦斯压力/MPa	0.1~6.0
测量精度/%	±2
显示方式	8 位液晶（LCD）数码显示
连续工作时间/h	>8
工作环境温度/℃	0~40
工作环境湿度/%	≤95
工作环境压力/kPa	85~110
外形尺寸/(mm×mm×mm)	250×145×67
质量/kg	2
防爆类型	煤矿用本安型、ibI（150℃）

2）QPC-1 型煤层瓦斯压力（含量）快速测定仪

煤科总院重庆分院根据钻屑瓦斯解吸指标与煤层瓦斯压力相关关系设计的 QPC-1 型煤层瓦斯压力（含量）快速测定仪，根据现场快速测得的 K_1 值以及解吸试验确定的待定系数 A、B，按 $K_1=AP^B$ 计算瓦斯压力。

该仪器具有显示、语音提示、过量程指示、电池欠压指示、故障自动诊断报警指标指示、掉电自动保护数据和电源过放电自动保护等功能。受试验室瓦斯吸附和解吸试验装置

条件的限制，目前仅适用于瓦斯压力为3MPa以下的瓦斯压力和含量的测定。仪器主要技术参数如下：

测压范围/kPa	0～10
测量误差/Pa	±150
分度值/Pa	10
显示方式	16位点阵式液晶显示
存储容量	EROM 16K，RAM 8K共存储150个点的压力，含量和原始数据
键盘键数/个	15
语音容量/kB	1024
放音速率/kbps	8、11和16可选
放音功率/W	0.25
电源/A	1.8
	h×6镍氢电池组
工作电流/mA	<200
工作时间/h	>8
环境条件	温度0～40℃；相对湿度95%，大气压力86～110kPa
防爆型式	矿用本安型ibI（+150℃）

4.1.10.3　瓦斯含量测定

煤层瓦斯含量测定方法可分直接法与间接法两类。根据应用范围又可分为地勘钻孔瓦斯含量测定法和井下应用的瓦斯含量测定法。

直接法的特点是采取煤样装入密封容器，在脱气仪上抽出全部瓦斯，确定单位质量抽出瓦斯量。准确确定采煤样过程中的瓦斯损失量才能确保该法的准确性。

间接法测定煤层瓦斯含量是根据井下实测或根据已知规律推算的煤层瓦斯压力，并根据试验室测定的煤的吸附等温线、孔隙率和工业分析结果，最后计算确定煤层瓦斯含量。

1. 地勘时期煤层瓦斯含量测定方法

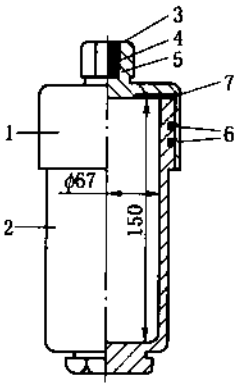
1）采样

使用普通煤心管钻取煤心，一次取煤心长度不小于0.4m，当煤心提出地表之后，选取煤样约300～400g，立即放入密封罐，密封罐结构如图9－4－11所示。钻煤后在提升钻具过程中，向钻孔反灌冲洗液，保持冲洗液经常充满钻孔（如因钻孔严重漏水达不到此项要求，需要在采样记录中注明），提升过程中应当尽量连续进行，如果因为机械故障中途停机，在孔深<200m以内，停顿时间不得超过5min；孔深>200m，停顿时间不得超过10min；孔深>500m，停顿时间不得超过20min；孔深>1000m，停顿时间不得超过30min。

2）瓦斯解吸速度的测定

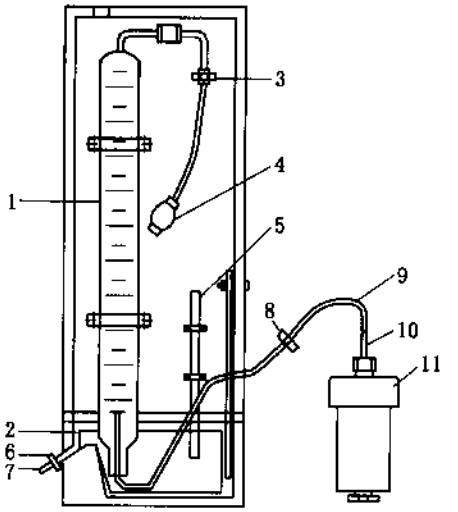
（1）瓦斯解吸速度测定装置如图9－4－12所示。解吸过程中操作顺序如下，首先用吸气球排气、吸气，将吸气球和吸气导管内的空气排出，将水槽内的水吸入量管1到零位线，然后再进行排水取气。

（2）密封罐通过排气管9与解吸仪连接后，打开弹簧夹8，随即有从煤样泄出的瓦斯进入量管，打开水槽的放水管7，用排水集气将瓦斯收集在量管内。



1—罐盖；2—罐体；3—压紧螺丝；4—垫圈；5、7—胶垫；6—“O”形密封圈

图 9-4-11 密封罐



1—量管；2—水槽；3—螺旋夹；4—吸气球；5—温度计；6、8—弹簧夹；7—排水管；9—排气管；10—穿刺针头；11—密封罐

图 9-4-12 瓦斯解吸速度测定仪

（3）每间隔一定时间记录量管读数及测定时间，连续观测 120min 为止。读数间隔时间规定如下：开始观测前 60min 内，第一点间隔 2min，以后每隔 3～5min 读数一次；第二个 60min 内每间隔 10～20min 内读数一次。

（4）如果量管体积不足以容纳 120min 内从煤样泄出的全部瓦斯，可以中途用弹簧夹 8 夹紧排气管，重新将液面提升至量管零点，同时向水槽内补足清水。然后，打开弹簧夹继续观测。

（5）上述观测应选择在气温比较稳定的地方进行。密封罐要保温防冻。

（6）如果在解吸仪观测中没有瓦斯涌出，应当检查穿刺针头、排气管及密封罐上部排气孔是否堵塞。如果没有堵塞，则是瓦斯含量过小所至。此时，即可终止观测，送实验室测定。

（7）上述观测结束后，抽出穿刺针头，将压紧螺丝稍加拧紧（用力适度，不可过紧，以免胶垫失去弹性）。

3）损失瓦斯量的计算

瓦斯损失量的计算可以用两种方法计算，即图解法和解析法。

图解法：

以瓦斯解吸观测中解吸瓦斯量换算成标准状态下的 V_0 为纵坐标，以 $T=\sqrt{t_0+t}$（t_0 为煤样装罐前的暴露时间，即孔内暴露时间与地表空气中暴露时间之和，即为损失量时间，t 为装罐后解吸观测时间）为横坐标，将全部测点标绘在坐标纸上。将开始解吸一段时间内呈直线关系的各点连线，并延长与纵坐标轴相交；直线在纵轴上的截距即为所求的瓦斯损失量，如图 9-4-13 所示。

解析法：

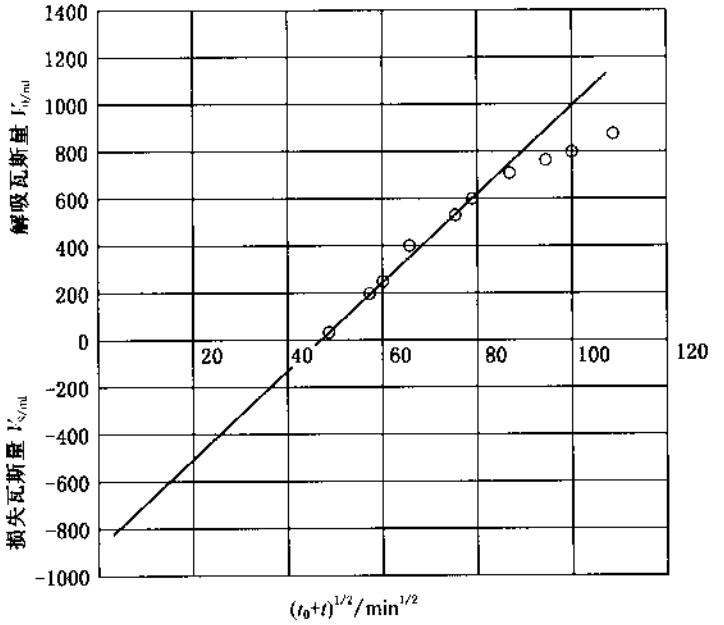


图 9－4－13　瓦斯损失量计算图

因为煤样开始暴露一段时间内 V_0 与 T 呈直线关系，即

$$V_0 = a + bT \tag{9-4-7}$$

式中 a、b 为待定常数，当 $T=0$ 时，$V_0 = a$，a 值即为所求的瓦斯损失量。计算 a 值前首先按图解法相同方式作图，由图大致判定呈线性关系的各测点。根据各点的坐标值，按最小二乘法求出 a 值。当解吸观测点比较分散或者解吸瓦斯量比较大时，采用解析法计算。

4）煤样脱气与气体分析

真空脱气仪原理如图 9－4－14 所示，它由煤样恒温槽、脱气系统和气体计量系统组成。煤样脱气及气体分析步骤如下：

首先将待测约 200g 煤样装入密封罐 2 加以密封。送入实验室后，装入恒温器 1 中，进行真空脱气，脱气时恒温 95℃，测量脱出气体体积，并用气相色谱仪分析气体成分。

煤样脱气后，打开煤样罐，取出煤样，放入密封球磨罐进行粉碎，然后将粉碎后的煤样进行第二次脱气，脱气方法同粉碎前。脱气一直进行到无气体解吸为止。脱气后，将煤样称重并进行工业分析。

5）瓦斯含量测定结果计算

煤样总瓦斯含量包括：采样过程中瓦斯损失量；煤样 120min 解吸瓦斯含量；粉碎前脱气瓦斯量；粉碎后脱气瓦斯量。得出的总瓦斯量（换算到标准状态）除以煤样重量，即为采样地点煤层瓦斯含量。

2. 石门钻孔解吸速度法测定煤层瓦斯含量

1980—1981 年，抚顺分院利用石门钻孔取钻屑，用解吸速度法测定了煤层瓦斯含量。该法的基本原理与地勘钻孔所用解吸法相同。与地勘钻孔相比，它的优点是：①煤样暴露

时间短，一般为3～5min，且煤样瓦斯解吸起始时间能准确测定；②煤样在钻孔中的瓦斯解吸条件与空气中基本相同，无泥浆和泥浆压力的影响。

石门钻孔所取煤样粒度较小，煤解吸瓦斯速度随时间的变化规律更好地符合式（9－4－8）：

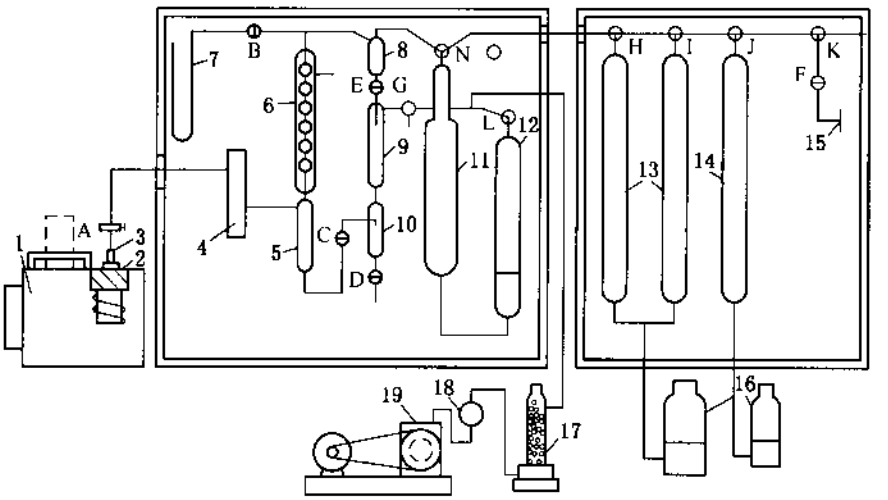
$$q = q_1 t^{-k} \tag{9-4-8}$$

式中 q——解吸时间为 t 时煤样的瓦斯解吸速度，mL/(g·min)；

q_1——t = 1min 时煤样瓦斯解吸速度，mL/(g·min)；

t——煤样解吸瓦斯时间，min；

k——瓦斯解吸速度随时间的衰减系数。



1—超级恒温器；2—密封罐；3—穿刺针头；4—滤尘管；5—集水瓶；6—冷却管；7—水银真空计；8—隔水瓶；9—吸水管；10—排水瓶；11—吸气瓶；12—真空瓶；13—大量管；14—小量管；15—取气支管；16—水准瓶；17—干燥管；18—分隔球；19—真空泵；A—螺旋夹；B～F—单向活塞；G～K—三通活塞；L、N—120°三通活塞

图9－4－14 真空脱气装置

在解吸时间为 t 时的累计解吸瓦斯量为

$$Q = \int_0^t q_1 t^{-k} \mathrm{d}t = \frac{q_1}{1-k} t^{1-k} \tag{9-4-9}$$

用该法测定时，从石门钻孔见煤时开始计时，直至开始进行煤样瓦斯解吸测定这段时间即为煤样的暴露时间 t_0。由此，煤样瓦斯解吸测定前损失的瓦斯量为

$$Q_1 = \frac{q_1}{1-k} t_0^{1-k} \tag{9-4-10}$$

式中 Q_1——煤样损失瓦斯量，mL/g；

t_0——解吸测定前煤样暴露时间，min。

通过煤样瓦斯解吸速度随时间变化的测定，确定 k 值后，即可确定损失瓦斯量。其他各部分瓦斯量的测定与地勘钻孔法相同。该法的适用条件是衰减系数 k 必须小于1。现场

应用时，采用孔径为 1mm 的筛子采样，煤样粒度皆大于 1mm。

3. 间接法确定煤层瓦斯含量

国内外最常用的煤层瓦斯含量间接确定法是根据已知的煤层瓦斯压力和实验室测出的煤的吸附常数值，计算煤层的瓦斯含量。

$$X=\frac{abp}{1+bp}\cdot\frac{1}{1+0.31W}e^{n(t_s-t)}+\frac{10Kp}{k} \tag{9-4-11}$$

式中　X——纯煤（煤中可燃质）的瓦斯含量，m^3/t；

a——吸附常数，试验温度下纯煤的极限吸附量，m^3/t；

b——吸附常数；

p——煤层瓦斯压力，MPa；

t_s——实验室进行吸附试验的温度，℃；

t——煤层温度，℃；

W——煤的水分，%；

n——系数，按式 $n=\frac{0.02}{0.993+0.07p}$ 求出，p 为煤层瓦斯压力；

K——煤的孔隙容积，m^3/t；

k——甲烷的压缩系数，按表 9－4－2 取值。

表 9－4－2　甲烷压缩系数 k 值

瓦斯压力/MPa	煤层温度/℃					
	0	10	20	30	40	50
0.1	1.00	1.04	1.08	1.12	1.06	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

式（9－4－11）右边第一部分为煤的吸附瓦斯量，第二部分为游离瓦斯量。右边第一部分的第二个乘数（分数）为考虑水分对吸附量影响的系数。为消除水分影响带来的误差，最好用原始水分煤样进行吸附试验，而不再进行水分对吸附量影响的校正。右边第一部分的第三个乘数（指数式）为温度校正系数，如实验室吸附试验温度与煤层温度相同，则不必进行温度校正。

如需确定原煤瓦斯含量，则可按式（9－4－12）进行换算。

$$X_0=X\frac{100-A-W}{100} \tag{9-4-12}$$

式中　X_0——原煤瓦斯含量，m^3/t；

A——原煤灰分,%;

其余符号同前。

由于煤的吸附常数是实测值，煤层瓦斯压力也是实测值、故该法虽为间接计算法，仍很接近实际值。该法的缺点是需要在井下实测煤层瓦斯压力，这是一项比较繁重的工作，在缓倾斜煤层或围岩致密性差的煤层，测定煤层瓦斯压力很困难。为了快速确定煤层瓦斯含量，国内外提出不少煤层瓦斯含量间接快速测定方法。如波兰提出和广泛应用了根据煤层瓦斯残存瓦斯含量推算煤层原始瓦斯含量，做法如下：

在正常作业的掘进工作面，当工作面煤壁暴露 30min 后，从煤层顶底板各取小煤样，装入密封罐，送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，则采样时应将煤壁清除 0.2～0.3m 深，然后再采煤样。测出煤的残存瓦斯量后，按式（9－4－13）计算煤的原始瓦斯含量。

当残余瓦斯量小于 $3m^3/t$ 时，煤的原始瓦斯含量为

$$X = 1.33X_c \tag{9-4-13}$$

式中 X——煤的原始瓦斯含量，m^3/t;

X_c——煤的残余瓦斯含量，m^3/t。

当煤的残余瓦斯含量等于或大于 $3m^3/t$ 时，计算式为

$$X = 2.05X_c - 2.17 \tag{9-4-14}$$

在所采两个煤样中，以其中较大残余量为计算依据。

4.1.10.4 瓦斯涌出量

瓦斯涌出的预测由于影响因素较多，不可能精确预测，目前采用的主要瓦斯涌出量预测方法有分源预测法、矿山统计法、煤层瓦斯含量法、类比法等。

1. 分源预测法

1）矿井瓦斯涌出构成关系

矿井瓦斯涌出构成关系如图 9－4－15 所示。

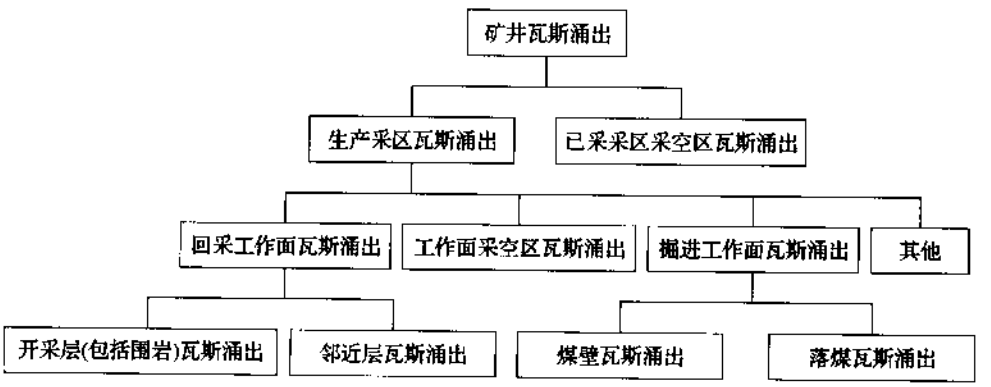


图 9－4－15 矿井瓦斯涌出构成关系图

2）回采工作面瓦斯涌出量

回采工作面瓦斯涌出量预测用相对瓦斯涌出量表达，以 24h 为一个预测圆班，采用式

(9－4－15) 计算。

$$q_{采} = q_1 + q_2 \tag{9-4-15}$$

式中　$q_{采}$——回采工作面相对瓦斯涌出量，m^3/t；

q_1——开采层相对瓦斯涌出量，m^3/t；

q_2——邻近层相对瓦斯涌出量，m^3/t。

3）掘进工作面瓦斯涌出量

掘进工作面瓦斯涌出量预测用绝对瓦斯涌出量表达，采用式（9－4－16）计算。

$$q_{掘} = q_3 + q_4 \tag{9-4-16}$$

式中　$q_{掘}$——掘进工作面绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

q_3——掘进工作面巷道煤壁绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

q_4——掘进工作面落煤绝对瓦斯涌出量，m^3/min。

4）生产采区瓦斯涌出量

生产采区瓦斯涌出量采用式（9－4－17）计算。

$$q_{区} = \frac{K'\left(\sum_{i=1}^{n} q_{采i}A_i + 1440\sum_{i=1}^{n'} q_{掘i}\right)}{A_0} \tag{9-4-17}$$

式中　$q_{区}$——生产采区相对瓦斯涌出量，m^3/t；

K'——生产采区内采空区瓦斯涌出系数，如无实测值可参照表 9－4－3 采空区瓦斯涌出系数 K' 选取；

$q_{采i}$——第 i 个回采工作面相对瓦斯涌出量，m^3/t；

A_i——第 i 个回采工作面的日产量，t；

$q_{掘i}$——第 i 个掘进工作面绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

A_0——生产采区平均日产量，t；

n，n'——采煤工作面、掘进工作面个数。

表 9－4－3　采空区瓦斯涌出系数 K' 值

	煤层属性	取值范围	取　值　原　则
生产采区采空区瓦斯涌出系数 K'	单一煤层	1.20～1.35	1. 对通风管理水平较高，开采煤层厚度适中，丢煤较少，煤层层数较少的矿井（或采区），应取下限值； 2. 对通风管理水平较差，开采中厚以上煤层且煤层层数较多的矿井（或采区），应取上限值
	近距离煤层群	1.25～1.45	

5）矿井瓦斯涌出量

矿井瓦斯涌出量采用式（9－4－18）计算。

$$q_{井} = \frac{K''\left(\sum_{i=1}^{n} q_{区i}A_{0i}\right)}{\sum_{i=1}^{n} A_{0i}} \tag{9-4-18}$$

式中 $q_{井}$——矿井相对瓦斯涌出量，m^3/t；

$q_{区i}$——第 i 个生产采区相对瓦斯涌出量，m^3/t；

A_{0i}——第 i 个生产采区平均日产量，t；

K''——已采采区内采空区瓦斯涌出系数，如无实测值可参照表9-4-4采空区瓦斯涌出系数 K'' 选取；

n——生产采区个数。

表9-4-4 采空区瓦斯涌出系数 K'' 值

	煤层属性	取值范围	取值原则
已采采区内采空区瓦斯涌出系数 K''	单一煤层	1.15～1.25	1. 对通风管理水平较高，开采煤层厚度适中，丢煤较少，煤层层数较少的矿井（或采区），应取下限值； 2. 对通风管理水平较差，开采中厚以上煤层且煤层层数较多的矿井（或采区），应取上限值
	近距离煤层群	1.25～1.45	

6）瓦斯不均衡性涌出

考虑各区域瓦斯涌出的不均衡性，利用分源预测法预测的各区域的瓦斯涌出量需乘以瓦斯涌出不均衡系数 K_n。瓦斯涌出不均衡系数为该区域内最高瓦斯涌出量与平均瓦斯涌出量的比值。回采工作面或掘进工作面瓦斯涌出不均衡系数取1.2～1.5或实际计算值。矿井或采区瓦斯涌出不均衡系数取1.1～1.3或实际计算值。

2. 矿山统计法

统计法是根据生产矿井不同深度已采水平的相对瓦斯涌出量的大量实测资料，经过统计分析，总结出相对瓦斯涌出量随深度变化的规律，以此预测延深水平或相邻矿井的瓦斯涌出量。

（1）在瓦斯风化带以下的甲烷带，当煤层瓦斯地质条件和开采技术变化不大，相对瓦斯涌出量随采深呈近似线性关系时，确定瓦斯涌出量增深率和瓦斯风化带深度，可以按式（9-4-19）计算出相对瓦斯涌出量。

$$q=\frac{H-H_0}{\alpha}+2 \tag{9-4-19}$$

式中 q——矿井相对瓦斯涌出量，m^3/t；

H——开采深度，m；

α——相对瓦斯涌出量增深率，$m/(m^3\cdot t^{-1})$；

H_0——瓦斯风化带深度，m。

相对瓦斯涌出量增深率 α 值确定方法：

矿井相对瓦斯涌出量增加 $1m^3/t$，矿井开采深度的增加量，称为瓦斯涌出量增深率。瓦斯涌出量增深率 α 可由已采水平不同深度的瓦斯涌出量观测数据按式（9-4-20）或式（9-4-21）计算。

① 当有瓦斯风化带以下两个水平的实际相对瓦斯涌出量资料时，α 值由式（9-4-20）确定。

$$\alpha = \frac{H_2 - H_1}{q_2 - q_1} \tag{9-4-20}$$

式中　H_2——瓦斯带内 2 水平的开采深度，m；

H_1——瓦斯带内 1 水平的开采深度，m；

q_2——在 H_2 深度开采时的相对瓦斯涌出量，m^3/t；

q_1——在 H_1 深度开采时的相对瓦斯涌出量，m^3/t。

② 当有瓦斯风化带以下多个水平的实际相对瓦斯涌出量资料时，α 的加权平均值由式（9-4-21）确定。

$$\alpha = \frac{n\sum_{i=1}^{n} q_i H_i - n\sum_{i=1}^{n} H_i \sum_{i=1}^{n} q_i}{n\sum_{i=1}^{n} q_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n} q_i\right)^2} \tag{9-4-21}$$

式中　H_i——第 i 个水平的开采深度，m；

q_i——第 i 个水平的相对瓦斯涌出量，m^3/t；

n——统计的开采水平个数。

瓦斯风化带深度 H_0 值的确定方法：

① H_0 可由式（9-4-22）确定。

$$H_0 = H_1 - \alpha(q_1 - 2) \tag{9-4-22}$$

式中　H_0——瓦斯风化带深度，m；

H_1——瓦斯带内 1 水平的开采深度，m；

α——相对瓦斯涌出量增深率，$m/(m^3 \cdot t^{-1})$；

q_1——在 H_1 深度开采时的相对瓦斯涌出量，m^3/t。

② 根据实测煤层瓦斯基本参数确定，瓦斯风化带的深度可参照下列条件确定：

煤层瓦斯中甲烷及重烃含量 80% 处；

煤层瓦斯压力 0.1 ~ 0.15MPa 处；

相对瓦斯涌出量 2 ~ $3m^3/t$ 处；

煤层瓦斯含量：1.0 ~ $1.5m^3/t$（长焰煤）、1.5 ~ $2.0m^3/t$（气煤）、2.0 ~ $2.5m^3/t$（肥、焦煤）、2.5 ~ $3.0m^3/t$（瘦煤）、3.0 ~ $4.0m^3/t$（贫煤）、5.0 ~ $7.0m^3/t$（无烟煤）处。

（2）当矿井相对瓦斯涌出量与开采深度之间不呈线性关系时，即 α 值不是常数时，可以按式（9-4-23）计算出相对瓦斯涌出量。

$$q = b(H - H_0)^n + 2 \tag{9-4-23}$$

式中　q——矿井相对瓦斯涌出量，m^3/t；

H——开采深度，m；

H_0——瓦斯风化带深度，m；

b，n——回归常数。

（3）矿山统计法适应条件：

① 采用矿山统计法可应用在生产矿井的延深水平、开采水平的新采区和与生产矿井邻近的新矿井，但必须具备所要预测的矿井或采区煤层开采顺序、采煤方法、顶板管理、

地质构造、煤层赋存、煤质等与生产矿井或生产区域相同或类似的条件。

② 矿山统计法预测瓦斯涌出量外推范围沿垂深不超过200m，沿煤层倾斜方向不超过600m。

3. 煤层瓦斯含量法

煤层瓦斯含量法是通过煤层原始瓦斯含量与采后煤炭的残余瓦斯含量计算相对瓦斯涌出量的方法。

（1）单一煤层开采时相对瓦斯涌出量：

$$q_e=(1+n)(X-X_1)+Z(X-X_2)+\left(K+\frac{m_1\gamma_1}{m\gamma}\right)(X-X_3) \qquad (9-4-24)$$

式中 q_e——回采相对瓦斯涌出量，m^3/t；

n——围岩涌出瓦斯量与回采煤层瓦斯涌出量的比例系数，无实测数据时，对于全部垮落法管理顶板可取0.2，局部充填法可取0.15，全部充填法可取0.1；

m_1，m——残余分层和回采分层的厚度，m；

γ_1，γ——残余分层和回采分层煤的密度，t/m^3；

Z——煤柱煤量占回采煤量的比例系数；

K——采空区残留浮煤占回采煤量的比例系数；

X——开采层原始瓦斯含量，m^3/t；

X_1——运出采区的煤中残留瓦斯含量，m^3/t；

X_2——煤柱残留瓦斯含量，m^3/t；

X_3——采空区残留浮煤的残余瓦斯含量，m^3/t。

（2）开采有邻近层的煤层时相对瓦斯涌出量：

$$q_e=(1+n')(X-X_1)+Z(X-X_2)+\left(K+\frac{m_1\gamma_1}{m\gamma}\right)(X-X_3)\sum_{i=1}^{n}q_{ei} \qquad (9-4-25)$$

式中 q_e——回采相对瓦斯涌出量，m^3/t；

n'——向开采层采空区涌出瓦斯的邻近层数目；

q_{ei}——第i邻近层向开采层采空区涌出的相对瓦斯量m^3/t，当邻近层瓦斯含量与开采层相同时，q_{ei}由式（9-4-26）计算：

$$q_{ei}=\frac{m_i}{m}(X-X_1)\left(1-\frac{h_i}{h_j}\right) \qquad (9-4-26)$$

式中 m_i——第i邻近层的厚度，m；

h_i——第i邻近层距开采层的法向距离，m；

h_j——邻近层向开采层采空区涌出瓦斯的极限距离，m。它与层间岩石性质、顶板管理方法、煤层厚度、倾角等有关。

其余字母含义同前。

4. 类比法

1）类比法原理和使用条件

自然状态的煤层瓦斯含量及分布规律与地质构造条件密切相关。而矿井瓦斯涌出量的大小，受地质因素和开采方法的影响。因此，在一个煤田或一个矿区范围内，在地质条件

相同或相似的情况下，矿井开采方法大致相同的矿井瓦斯涌出量与钻孔煤层瓦斯含量之间存在一个自然比值。

新建矿井，已具有地质勘探钻孔煤层瓦斯含量。矿井瓦斯涌出量则可以通过邻近生产矿井已知的矿井瓦斯涌出量资料和钻孔煤层瓦斯含量关系资料按式（9－4－27）计算：

$$\frac{A}{B}=K_{类}=\frac{C}{D}\qquad 可得\qquad C=K_{类}D \tag{9-4-27}$$

式中　A——类比生产矿井瓦斯涌出量；

B——类比生产矿井钻孔煤层瓦斯含量；

C——新建矿井瓦斯涌出量；

D——新建矿井钻孔煤层瓦斯含量；

$K_{类}$——生产矿井瓦斯涌出量与钻孔瓦斯含量比值。

由于运用式（9－4－27）计算新建矿井瓦斯涌出量，是通过邻近生产矿井的实际瓦斯资料统计来进行的，因此，必须把具有相同或相似的地质、开采条件作为两个矿井类比的前提。

2）计算方法

（1）回采工作面相对瓦斯涌出量按式（9－4－28）计算：

$$q_{回}=W_0K_{类1} \tag{9-4-28}$$

式中　$q_{回}$——回采工作面相对瓦斯涌出量，m^3/t；

W_0——回采工作面煤层瓦斯含量，m^3/t；

$K_{类1}$——类比矿回采工作面相对瓦斯涌出量与瓦斯含量比值。

（2）回采工作面绝对瓦斯涌出量按式（9－4－29）计算：

$$Q_{回}=\frac{q_{回}T_{回}}{1440} \tag{9-4-29}$$

式中　$Q_{回}$——回采工作面绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

$T_{回}$——回采工作面日产量，t。

（3）掘进巷道绝对瓦斯涌出量按式（9－4－30）计算：

$$Q_{掘}=W_0K_{类2}n \tag{9-4-30}$$

式中　$Q_{掘}$——掘进巷道绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

$K_{类2}$——类比矿掘进巷道绝对瓦斯涌出量与瓦斯含量比值；

n——巷道条数。

（4）采区绝对瓦斯涌出量按式（9－4－31）计算：

$$Q_{采}=\sum_{i=1}^{n}Q_{回i}+\sum_{i=1}^{n'}Q_{掘i} \tag{9-4-31}$$

式中　$Q_{采}$——采区绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

$Q_{回i}$——第 i 个回采工作面绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

n，n'——回采工作面、掘进工作面个数；

$Q_{掘i}$——第 i 个掘进巷道绝对瓦斯涌出量，m^3/min。

（5）采区相对瓦斯涌出量按式（9－4－32）计算：

$$q_{采}=\frac{Q_{采}\times 1440}{T_{采}} \tag{9-4-32}$$

式中 $q_{采}$——采区相对瓦斯涌出量，m^3/t；

$T_{采}$——采区日产量，t。

（6）矿井相对瓦斯涌出量按式（9-4-33）计算：

$$q_{矿}=\frac{\sum_{i=1}^{n}Q_{采i}\times 1440}{T_{矿}} \tag{9-4-33}$$

式中 $q_{矿}$——矿井相对瓦斯涌出量，m^3/t；

$Q_{采i}$——第 i 采区绝对瓦斯涌出量，m^3/min；

$T_{矿}$——矿井日产量，t。

4.1.10.5 突出矿井的防突技术管理

突出煤矿企业必须建立防治煤与瓦斯突出机构，健全各级领导、职能部门防治煤与瓦斯突出责任制，完善防治煤与瓦斯突出管理制，严格执行相关防治煤与瓦斯突出规定，保证综合防突措施落到实处。

1. 防突专门机构

突出矿井必须设置防突专门机构，配足防突管理人员。并负责对职工进行防突知识培训；掌握突出动态及规律，填写突出卡片、积累资料、总结经验教训，制定并落实区域和局部综合防突措施；负责对防突设备、仪器、仪表的管理、维修；负责采掘工作面的预测预报和效果检验，各种防突措施施工的检查验收。

2. 防突设计

有突出危险的新建矿井及突出矿井的新水平、新采区，必须编制防突专项设计。设计应当包括开拓方式、煤层开采顺序、采区巷道布置、采煤方法、通风系统、防突设施（设备）、区域综合防突措施和局部综合防突措施等内容。防突设计报企业总工程师（技术负责人）审批。

3. 防突措施计划

突出矿井在编制年度、季度、月度生产建设计划时，必须同时编制年度、季度、月度防突措施计划，保证抽、掘、采平衡。防突措施计划及人力、物力、财力保障安排由矿总工程师（技术负责人）负责组织编制，突出矿井矿长负责审批，分管负责人、分管副矿长负责组织实施。计划的内容包括：

（1）开采保护层计划。

（2）抽采煤层瓦斯计划。

（3）石门揭穿突出煤层计划，包括揭煤时间、地点和防治突出措施，所需材料、设备、仪器、仪表、资金、劳动力等。

（4）采掘工作面局部防治突出措施计划。

4. 防治煤与瓦斯突出事故应急预案的编制

突出矿井应根据本矿情况，每年由总工程师（技术负责人）负责组织编制煤与瓦斯突出事故应急预案，报企业总工程师（技术负责人）审批，并每年至少演练一次。

5. 瓦斯地质图的编制

突出矿井必须编制矿井瓦斯地质图，图中应标明采掘进度、被保护范围、煤层赋存条件、地质构造、突出点的位置、突出强度、瓦斯基本参数（煤层瓦斯压力、煤层透气系数、瓦斯含量）及绝对瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量等资料，并根据实际揭露资料每月修改、填绘。

6. 采掘工作面局部综合防突技术措施的编制

在突出煤层中的采掘工作面开工前，都必须编制该工作面施工过程中的专项防突技术措施，做到一工程一措施，确保措施的针对性。采掘工作面专项防突技术措施主要有以下几项内容。

1）工作面概况和瓦斯地质

（1）开采情况。开采范围、本煤层和邻近层开采情况，井上、下对应标高和垂深，绘制巷道布置平面图。

（2）地质情况。煤层赋存条件、产状，煤质挥发分、水分、灰分等分析情况，煤层顶底板岩性和地质构造描述，绘制煤层综合柱状图。

（3）瓦斯地质分析。要求在措施中简单描述瓦斯地质分析情况，结合措施中的巷道布置平面图，划分工作面不同地段的防突管理级别，确定工作面防突管理等级，做到图文对照，定性明确而有依据。

（4）区域防突措施情况。要求说明采取的区域防突措施、区域防突措施效果检验情况。

2）工作面突出危险性预测

（1）选定适合的敏感指标和临界值，并简单论述选定预测指标和确定相应临界值的依据。

（2）预测预报方法及操作要求。采掘工作面突出危险性预测，按《防治煤与瓦斯突出规定》等有关规定执行，简单描述预测的具体方法、要求，包括预测仪器的选用，预测钻孔的布置及有关参数，判定方法等，并附有预测孔布置图，同时详细叙述操作步骤及要求。

3）工作面防突技术措施

（1）防突技术措施的选定要根据工作面的具体条件，经过分析对比选择既有效又方便的防突技术措施。

（2）防突技术措施能有效地防止突出的发生。

（3）措施技术参数的选定。选定防突技术措施后，要说明措施各项参数布置及选择依据，并附有措施布置图。

（4）实施措施的具体要求。措施的实施要有具体要求，要点明确，并制定确保措施得以实施的组织管理措施及相应注意事项。

4）措施的效果检验

防突措施的效果检验方法应包括检验孔的布置位置、孔数、孔深、临界值及打钻要求等，并附有效果检验孔布置图，参数标准齐全（可与措施孔布置图合用）。

5）安全防护措施

采掘工作面安全防护措施的内容包括远距离爆破、避难硐室、压风自救、隔离式自救器、反向风门和避灾路线等内容。每项内容都要有明确规定以及管理要求。

6）确定防突措施各级人员的岗位责任制

各级人员的职责应明确规定，具体包括施工单位队长、跟班队长（工长）、班组长，预测（效果检验）工及其他施工人员等。

7. 煤与瓦斯突出后资料整理

煤与瓦斯突出后要及时对相关资料整理，以便分析事故原因，总结经验教训，制定防范措施，主要内容包括：

（1）工作面概况。包括名称、设计长度、工作面长度、已掘长度、煤层厚度、煤层倾角、巷道坡度、设计断面、支护方式、作业方式、标高、垂深、地质构造、突出危险等级。

（2）突出前参数测定情况及突出经过：

① 突出前瓦斯涌出情况。

② 突出前措施执行情况：所采取的区域及局部综合防突措施情况、局部防突措施超前距及进尺情况。包括预测情况、措施执行情况、效果检验情况、已采掘进尺、剩余进尺，并附带措施布置图。

③突出经过：详细地叙述突出前作业工序、突出预兆、当班作业情况、突出后动力现象及瓦斯涌出情况。

（3）突出的特性描述及定性：

① 突出煤堆积情况、抛出距离、堆积坡度、是否有分选性，突出煤（岩）量。同时，附带突出煤（岩）堆积情况图和突出煤（岩）量计算依据。突出煤（岩）量的计算方法如下：突出煤（岩）量的计算范围应以孔洞口以外的为准，孔洞口以内的煤量不计算在内。计算突出煤（岩）量时，一是根据实际清理出的煤量计算；二是根据突出煤的堆积体积计算，计算出突出煤（岩）量的总体积乘以煤（岩）的密度，得出突出煤（岩）的总重量，当抛出煤炭的粒度差别较大时，可分段按照不同堆积密度计算，堆积煤炭的密度取值范围为0.8～1.0t/m^3，按式（9－4－34）计算。

$$\text{突出煤量} = V \cdot \gamma \tag{9-4-34}$$

式中 V——突出煤总体积，m^3；

γ——松散煤密度，取值范围为0.8～1.0t/m^3。

② 突出孔洞形状、轴线与水平线之间的夹角。

③ 突出后瓦斯涌出情况：瓦斯超限时间，恢复到正常瓦斯浓度的时间，瓦斯涌出量。附带突出后瓦斯浓度随时间变化曲线图、监测打印报表和瓦斯涌出量计算依据。瓦斯涌出量计算方法如下：

瓦斯涌出量为发生瓦斯动力现象后回风巷中的瓦斯从升高开始，截至恢复到瓦斯动力现象发生前状态的增量。对长时间不能恢复到瓦斯动力现象发生前的瓦斯涌出状态的，计算截止时间为瓦斯涌出量降到1.0m^3/min时或到瓦斯涌出量降到稳定状态时。瓦斯涌出量可根据工作面、采区、矿井一翼或总回风流中的瓦斯浓度和风量的测定值计算，并应尽量选用靠近突出工作面、而且瓦斯浓度测定值没有超过测量仪器（传感器）量程的测点资料，当发生瓦斯逆流或局部通风系统遭到破坏时，应选用采区、矿井一翼或总回风流中的测点资料计算。瓦斯涌出量可根据瓦斯浓度和风量的测值变化规律，采用曲线拟合后再积分的方法计算，或者采用分段取平均值的方法计算。如果突出后未测定回风流真实风

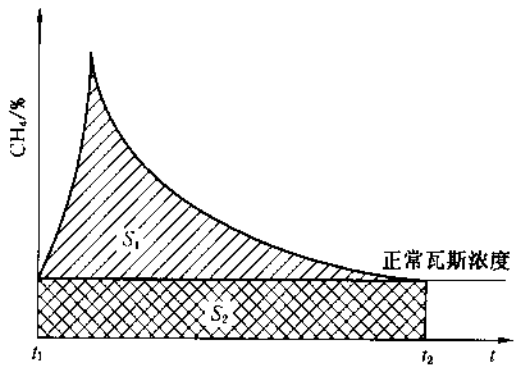


图 9-4-16　计算瓦斯涌出量直观图

量，当风流中瓦斯浓度大于 10% 时，应按照瓦斯浓度和正常风量进行风量校正。计算方法如图 9-4-16 所示，曲线下的积分面积为 S_1+S_2，正常瓦斯浓度下所占面积为 S_2。

$$涌出的瓦斯量=(S_1+S_2)Q-S_2Q=S_1Q \tag{9-4-35}$$

式中　Q——回风流风量，m^3/min。

面积的计算方法：可采用补割法、输入计算机曲线拟合积分法或用直观图法。

④ 动力效应，包括支架破坏情况及冲击波痕迹等。

⑤ 突出地点附近围岩及煤层破坏情况。最后定性属于哪一类型的突出（突出、倾出、压出）。

（4）突出事故原因分析。从地质构造、矿压、应力、瓦斯、作业方式等方面分析导致突出发生的原因。

（5）总结经验教训。

8. 突出矿井瓦斯基础参数收集

突出矿井瓦斯基础参数是进行区域预测和选择防突措施的依据。

（1）瓦斯基础参数内容：煤层原始瓦斯压力、瓦斯含量、透气性系数、瓦斯放散初速度 ΔP 和煤层坚固系数 f 值，钻孔有效抽采半径、有效排放半径、钻孔瓦斯流量衰减系数等。

（2）参数测定收集要求如下：

① 瓦斯压力（含量），原则上每一地质构造单元内，倾向标高变化 50m 不少于 1 组测定值，沿走向不少于 3 个测定值。

② 每一地质构造单元内，煤层透气系数、ΔP、f 值不少于 3 个测定值。

③ 每一地质构造单元内，钻孔抽采半径、排放半径、钻孔瓦斯流量衰减系数不少于 2 个测定值。

9. 地质测量预报工作

地质测量部门应当在采掘工作面距离未保护区边缘 50m 前编制临近未保护区通知单，报矿总工程师（技术负责人）审批后交有关采掘区（队）。

突出煤层顶、底板岩巷掘进时，地质测量部门必须提前进行地质预测，掌握施工动态和围岩变化情况，及时验证提供的地质资料，并定期通报给煤矿防突机构和采掘区（队）；遇有较大变化时，应随时通报。

10. 突出矿井掘进探测规定

所有突出煤层外的巷道（包括钻场等）距突出煤层的最小法向距离小于 10m 时（在地质构造破坏带为小于 20m 时），必须边探边掘，确保最小法向距离不小于 5m。

区域效果检验为无突出危险区，在煤巷掘进工作面还应当至少打 1 个超前距不小于 10m 的超前钻孔或者采取超前物探措施，探测地质构造和观察突出预兆。

11. 矿井巷道布置

突出矿井的巷道布置，应符合下列要求：

（1）运输和轨道大巷、主要风巷、采区上山和下山（盘区大巷）等主要巷道必须布置在岩层或非突出煤层中。

（2）应减少井巷揭穿突出煤层的次数。

（3）井巷揭穿突出煤层的地点应当合理避开地质构造破坏带。

（4）突出煤层的巷道应优先布置在被保护区域或其他卸压区域。

12. 采掘工作面作业最小安全距离规定

（1）同一突出煤层正在采掘的工作面应力集中范围内，不得安排其他工作面回采或者掘进。具体范围由煤矿总工程师（技术负责人）确定，但不得小于30m。

（2）突出煤层的掘进工作面应当避开邻近煤层采煤工作面的应力集中范围。

（3）在掘进工作面与被贯通巷道距离小于60m的作业期间，被贯通巷道内不得安排作业，并保持正常通风，且在爆破时不得有人。

13. 突出煤层采掘作业方法

突出煤层的采掘作业应当符合下列要求：

（1）严禁采用水力采煤法、倒台阶采煤法及其他非正规采煤法。

（2）急倾斜煤层适合采用伪倾斜正台阶、掩护支架采煤法。

（3）急倾斜煤层掘进上山时，应采用双上山或伪倾斜上山等掘进方式，并应加强支护。

（4）掘进工作面与煤层巷道交叉贯通前，被贯通的煤层巷道必须超过贯通位置，其超前距不得小于5m，并且贯通点周围10m内的巷道应加强支护。在掘进工作面与被贯通巷道距离小于60m的作业期间，被贯通巷道内不得安排作业，并保持正常通风，且在爆破时不得有人。

（5）采煤工作面尽可能采用刨煤机或浅截深采煤机采煤。

（6）煤、半煤岩炮掘和炮采工作面，必须使用安全等级不低于三级的煤矿许用含水炸药（二氧化碳突出煤层除外）。

14. 突出矿井应当建立可靠的通风系统

井巷揭穿突出煤层前，必须具有独立的、可靠的通风系统；突出矿井、有突出煤层的采区、突出煤层工作面都必须有独立的回风系统，采区回风巷必须是专用回风巷。在突出煤层中，严禁任何两个采掘工作面之间串联通风；煤（岩）与瓦斯突出煤层采区回风巷及总回风巷必须安设高低浓度甲烷传感器；突出煤层采掘工作面回风侧严禁设置调节风量的设施。易自燃煤层的回采工作面确需设置调节设施的，须经煤矿企业总工程师（技术负责人）批准；严禁在井下安设辅助通风机；突出煤层掘进工作面的通风方式必须采用压入式。

15. 突出矿井按规定进行防突知识培训

突出矿井的所有工作人员，必须接受防突知识的培训，熟悉突出的预兆和防突的基本知识，经考试合格后，方准上岗。对各类人员的培训要求如下：

（1）突出矿井的井下工作人员必须接受防突基本知识和规章制度的培训。

（2）突出矿井的区（队）长、班组长和有关职能部门的工作人员，应培训的主要内

容包括突出的危害及发生的规律、区域和局部综合防突措施、防突的规章制度等。

（3）突出矿井的防突员，属于特殊作业人员，每年必须接受一次煤矿三级及以上安全培训机构组织的防突知识、操作技能的专项培训；培训的主要内容为防突的理论知识、突出发生的规律、区域和局部综合防突措施以及有关防突的规章制度等。

（4）突出矿井的主要负责人、技术负责人应当接受煤矿二级及以上培训机构组织的防突专项培训。培训的主要内容为防突的理论知识和实践知识、突出发生的规律、区域和局部综合防突措施以及防突的规章制度等。

16. 局部综合防突措施现场管理

1）局部防突措施施工现场管理牌板的配备及填写

防突措施施工现场管理牌板反映现场施工的措施及预测预报和效果检验情况，有利于管理人员监督检查，防止检验指标超限作业和超检验孔、措施孔规定作业，因此，必须配备防突措施管理牌板，并按要求认真填写。

防突管理牌板填写的主要内容为：日期及班次、工作面名称、预测（效果检验）指标实测最大值、预测（效果检验）位置点、措施施工时间、措施布置参数、措施允许进尺、当班进尺、累计进尺和剩余允许进尺、填写人姓名等。

2）局部综合防突措施现场资料管理

（1）预测（效果检验）报告单：工作面进行预测（效果检验）后，据实认真填写，经当班安检员、预测（效果检验）人员、区（队）班组长、机电工、瓦斯检查员现场签字，报矿防突专门机构和矿总工程师（技术负责人）审批执行后，矿防突专门机构存档备查，保存至回采结束。

（2）防突措施报告单：工作面执行防突措施后，由现场瓦斯检查员、安检员、施工区（队）当班负责人和验收负责人共同验收，并签字认可，按栏目要求填写每项措施的实际参数并绘制竣工图，报矿防突专门机构和矿总工程师（技术负责人）审批执行后，矿防突专门机构存档备查，保存至掘进或回采结束。

（3）预测（效果检验）参数台账，根据每个工作面预测（效果检验）报告单，每月整理记入台账。

（4）防突措施执行台账管理，根据每个工作面防突措施施工记录单，每月整理记入台账。

17. 建立防突管理资料档案

通过全面详细的基础数据分析方能制定综合防突措施，因此，资料保存是防突管理的重要工作。资料档案主要包括：瓦斯基础参数测试记录、台账；软煤层煤厚观测记录、台账；预测（效果检验）参数台账；煤与瓦斯突出卡片及对应的突出文字报告；防突调度日志、日报、月报、措施执行情况月汇总表等。

18. 过突出孔洞管理

巷道过突出孔洞是一项较为复杂的工作，尤其是过突出强度较大的孔洞，将更加困难。

在一般情况下，孔洞周围仍存在较高的应力状态，煤壁里面的瓦斯释放不充分，在采动和清理孔洞周围的煤体时，由于孔洞壁冒落，容易引起二次突出。在有自然发火倾向的煤层，孔洞应严格密闭、杜绝漏风，以防孔洞中碎煤自燃。

清理突出煤时，洒水降尘并及时检查瓦斯，过突出孔洞口时，应打撞楔，边装煤边支护，必要时用木板、荆条、背木等将支架背严，以防孔洞中煤矸流出，引起垮塌。突出的煤必须及时清理，以防自燃引起瓦斯爆炸。

4.1.10.6 三级瓦斯地质图的编制

瓦斯地质图是矿井瓦斯地质规律的科学总结，可准确地反映矿井瓦斯涌出规律，预测煤与瓦斯突出的危险性；能够划分不同级别的瓦斯地质单元，集中反映矿井瓦斯地质资料，随时跟踪瓦斯地质信息，并且可以直观地看出瓦斯与各种地质因素和开采条件之间的关系。

《煤矿安全规程》和《防治煤与瓦斯突出规定》规定，矿井地测部门、防突专门机构与通风部门必须共同编制矿井瓦斯地质图（可与采掘工程图合用），图中标明采掘进度、被保护范围、煤层赋存条件、地质构造、突出点的位置、突出强度、瓦斯基本参数及绝对瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量等资料，作为突出危险性区域预测和制定防治突出措施的依据。

突出煤层要分层绘制矿井瓦斯地质图（比例1∶5000、1∶2000）、采区瓦斯地质图（比例1∶2000）和工作面瓦斯地质图（比例1∶1000，走向大于1000m时可用1∶2000）。

1. 矿井瓦斯地质图

一般选用矿井可采煤层底板等高线图或采掘工程平面图作为编图底图，选用比例尺1∶5000（1∶2000）进行编制。对于开采多煤层的矿井，要分煤层编制。若矿井所采煤层为急倾斜煤层，则以煤层的立面投影图为底图。无论平面图还是立面图，均应表示瓦斯和地质两个方面的内容。编图之前必须系统收集、集中整理建矿以来的地质资料和瓦斯资料。

1）瓦斯内容

（1）各种瓦斯参数的实际测点。如实测瓦斯压力点、瓦斯含量点、动力现象点、瓦斯突出点、瓦斯突出参数煤层采样点（大于临界值），并标出实测的数据，对突出点可根据密度，直接表示突出强度或附表表示。

（2）各种瓦斯等值线。首先圈定瓦斯风化带和瓦斯带的界限，在瓦斯带内勾绘采掘工作面的相对瓦斯涌出量等值线、瓦斯含量等值线、瓦斯压力等值线，井田深部可根据实测资料外推。

（3）各种瓦斯参数在井田范围内的分区带线。根据井田内瓦斯含量、瓦斯涌出量、突出点分布情况、突出危险程度的差异划分出突出危险区和无突出危险区。

（4）各种等值线间距。瓦斯含量及瓦斯相对涌出量等值线，原则上以2、5、10、12、14、16…［单位：m^3/t 或 $m^3/(t \cdot d)$］的间距勾绘；瓦斯压力等值线原则上以0.74、1.0、1.5、2.0…（单位：MPa）的间距勾绘。

2）地质内容

（1）主要包括井田地质构造（背、向斜），2m以上断层及与突出有关落差小于2m的断层、煤、岩产状变化，煤层厚度和软分层厚度及其变化，煤体结构、煤层围岩的岩性特征、煤层埋藏深度（井田内高程控制点标注）等。对煤层赋存情况可重点选择有代表性井田范围内的钻孔煤层小柱状图表示，对已开采区可用实际揭露煤层资料（或煤体结构）小柱状图表示，小柱状图比例尺以1∶500为宜。

（2）绘制煤层分叉合并线，煤厚等厚线。

3）其他

（1）凡实测资料和已控制区的各种线条用实线，推测部分用虚线勾绘。

（2）图幅布设：中间是矿井范围瓦斯地质图主要内容，左侧为矿井地层综合柱状图，右下角为图签；图例和附表放在图的下部适当位置，指北针放在左上或右下方。

2. 采区瓦斯地质图

除矿井瓦斯地质图规定内容外，采区瓦斯地质资料应适当增加以下内容：

（1）瓦斯内容：采掘工作面的瓦斯相对涌出量，可适当选点按照图例表示内容标注在相应位置，瓦斯含量及相对涌出量等值线要加密到2、4、6、8、10…［单位：m^3/t 或 $m^3/(t \cdot d)$］的间距勾绘，测试煤层突出参数 q 值及 f、ΔP 值超临界值的点在图上标出。

（2）地质内容：凡已掌握的地质构造都反映到图中，已开采的工作面应适当绘出煤体结构小柱状，以示煤层中软分层厚度变化情况。

3. 工作面瓦斯地质说明书

1）文字部分

（1）工作面概况：位置、回采界线、标高、垂深、煤厚及开工时间等。

（2）工作面地质：包括煤层产状及变化、煤结构、煤厚度、煤的破坏类型、软分层厚度及变化特征，顶底板岩性、厚度及变化情况；断层分布、褶曲和裂隙发育情况对回采的影响程度等。

（3）瓦斯：掘进期间的实测瓦斯情况、煤样参数分析、掘进期间发生的突出或动力现象分析。

（4）瓦斯地质综合分析和突出危险性预测成果。

（5）回采过程中防突管理意见。

2）图纸部分

（1）工作面瓦斯地质平面图：要求以1∶1000的底板等高线图（走向大于1000m的工作面可用1∶2000图）为底图。内容包括已揭露的构造、煤厚点、实测的瓦斯含量、压力点、突出点、煤样参数点等。勾画出瓦斯参数等值线，在对瓦斯地质综合分析的基础上，划分出突出危险区段和无突出危险区段，以便分级管理。

工作面柱状图（比例1∶200）包括顶底板岩性、厚度、煤层厚度和煤结构。

（2）进回风巷及开切眼剖面图：比例与平面图一致，主要反映构造和构造煤（软分层）变化情况。

（3）瓦斯地质参数曲线图或直方图：巷道掘进过程中瓦斯涌出量（绝对量）沿剖面变化的直方图。各种瓦斯实测参数值（Q、S、F）的曲线图或直方图。比例要和平、剖面图一致。

（4）有坑透资料的应附在平面图上。

4. 编制瓦斯地质图时应注意的问题

（1）在编图过程中，要以瓦斯地质的基本理论为指导。例如，煤层瓦斯含量随埋深增加而增大；当煤层稳定时，瓦斯等值线的方向与煤层走向大致相近；在封闭条件较好的地区中型背斜轴部比向斜轴部瓦斯含量高，在开放型断层附近瓦斯含量减少，不对称褶曲的陡翼瓦斯含量可能较小等。对不符合上述规律的要加以分析，找出异常的原因。

（2）某些情况如不反映原始瓦斯分布时，应加以注意，对人为因素影响的异常数据应予以修正或剔除。例如，已采取抽放措施的巷道或采煤工作面；巷道掘进间隙，作业停掘阶段；爆破后马上测定的瓦斯浓度值；厚煤层分层开采所测数据要进行换算，或只采用顶层资料；求算瓦斯梯度时，应选地质正常段，并且要选择多个剖面进行计算。

（3）在编图时，要把点、线、面三者结合起来。即图纸上要有一定数量的充实可靠的各种实际材料点，并且连绘一定数量的等值线。还应该在各种点线的基础上圈出块段，建立起面的概念，给人以系统的认识。一张图纸上点、线、面三者要兼顾，布局要合理，这样才能使图纸清晰醒目，观点明确，重点突出。

（4）为便于资料的分析和使用，对图件的种类、主要内容、图例等要有统一的要求。但由于地质条件的特殊性多于普遍性，对统一要求的内容不必千篇一律罗列，而应结合各地区的瓦斯地质特征突出主体内容。

（5）瓦斯地质图是一种综合图、系列图。瓦斯地质图既不是瓦斯图，也不是地质图，亦非二者简单地叠加。要综合考虑瓦斯、地质诸因素的相互影响和制约关系，把二者有机地结合起来。它是一套系列图，除平面图外还应有剖面图和柱状图与其配套。从范围、种类、内容和形式上都应考虑进行系列编制。

（6）瓦斯地质图要反映预测成果。通过编图要反映出在地质背景下瓦斯与地质因素的内在联系，还要利用已经掌握的规律对未开拓区进行推断，以满足煤矿安全生产的需要。

4.2 瓦斯事故的类型与特征

根据瓦斯事故的特征，瓦斯事故大致分为瓦斯燃烧事故、瓦斯窒息事故、瓦斯喷出事故、瓦斯爆炸事故、煤与瓦斯突出事故几类。

4.2.1 瓦斯燃烧

瓦斯是一种能够燃烧和爆炸的气体，瓦斯浓度低于爆炸下限或高于爆炸上限时，只能发生瓦斯燃烧。

瓦斯浓度低于爆炸下限时，遇高温火源时，只能在火焰外围形成稳定的燃烧层，此燃烧层呈浅蓝或淡青色，当瓦斯浓度较低时，不能燃烧，但可以助长已经燃烧的火焰。浓度高于爆炸上限时，在该混合气体内不会燃烧，如有新鲜空气供给时，可以在混合气体与新鲜空气的接触面上进行燃烧。

4.2.2 瓦斯窒息

当瓦斯浓度达到19%时，空气中氧浓度降至17%左右，人会出现喘息和呼吸困难；当瓦斯浓度达到29%时，空气中氧浓度降至15%左右，人就失去劳动能力；当巷内瓦斯浓度达到43%～52%时，空气中氧浓度降至10%～12%左右，人进入后时间稍长就有死亡危险；当瓦斯浓度达到57%以上，氧浓度将下降到9%以下，人若进入会立刻处于昏迷状态，时间稍长就会有死亡危险。

4.2.3 瓦斯喷出

瓦斯喷出是从煤体或岩体裂隙、孔洞或炮眼中大量异常涌出瓦斯（二氧化碳）的现象。在20m巷道范围内，瓦斯涌出量超过1.0m^3/min，且持续时间在8h以上时，该采掘区域即定为瓦斯（二氧化碳）喷出危险区域。由于瓦斯喷出在时间与空间上的集中性和

突然性，所以对安全生产的威胁很大。一旦发生，可以造成局部地区瓦斯积聚，甚至使采区或矿井的一翼充满高浓度瓦斯，造成人员窒息，也可能引起瓦斯爆炸、火灾等事故。

1. 瓦斯喷出的分类

按瓦斯喷出裂缝的显现原因不同，可分为煤、岩裂缝或孔洞承压（地质构造）瓦斯喷出和煤层卸压（采掘地压）瓦斯喷出两大类。

2. 喷出特征

（1）煤、岩孔洞承压瓦斯喷出。煤、岩孔洞承压瓦斯喷出（高压瓦斯沿原始地质构造孔洞或裂缝喷出）大多数发生在地质破坏带（包括断层带）、石灰岩溶洞裂缝区、背斜或向斜轴部瓦斯储存区及其他储瓦斯构造附近有原始洞缝相通的区域。这类喷出的特点是：流量大、持续时间长，无明显的地压显现现象。喷瓦斯裂缝多属于开放性裂缝（张性或张扭性断裂），它们与储气层（煤层、砂岩层等）、溶洞或断层带相通。

（2）煤层卸压瓦斯喷出。煤层卸压瓦斯喷出（高压瓦斯沿采掘地压显现生成的裂缝喷出）往往与地质构造有关，因为在各种地质构造应力破坏影响区内，原有处于封闭状态的构造裂隙在采掘地压与瓦斯压力联合作用下很容易张开、扩展开来，成为瓦斯喷出的通路。若地压显现突然发生，瓦斯喷出也必然是突然的。这类喷出的特点是：喷出濒临发生时伴随着地压显现效应，出现多种显现预兆（巷道或工作面压力增大、支架发出响声、煤及岩壁开裂或掉渣、支架折断等），喷出持续的时间较短，其流量与卸压区面积、瓦斯压力和瓦斯含量大小等因素有关。

承压喷出的瓦斯来源主要是煤层卸压区内存储的瓦斯，卸压区的裂隙由封闭型转变为开放型，成为瓦斯喷出的通路。这类喷出一般发生在上保护层的回采工作面距开切眼1～3倍层间距（开采层与下方卸压煤层垂直间距）时。

4.2.4　瓦斯爆炸

4.2.4.1　瓦斯爆炸浓度

瓦斯爆炸只能在一定瓦斯浓度范围内才能爆炸，这个浓度范围称瓦斯爆炸界限。

爆炸浓度下限：最低 3.2%，最高 6.7%，一般为 5%～6%。

爆炸浓度上限：一般为 14%～16%，当混合气体中的瓦斯浓度高于上限时，不爆炸。

理论上混合气体中瓦斯浓度为 9.5% 时，瓦斯和氧气全部参与化学反应，瓦斯爆炸最强烈，产生的温度和压力最大，因为井下空气中湿度大，氧浓度小、氧化反应不可能进行得十分充分，瓦斯实际爆炸最强烈的浓度为 8.5% 左右。瓦斯浓度在 7%～8% 时，最容易爆炸，这个浓度称为最优爆炸浓度。

4.2.4.2　瓦斯爆炸的氧浓度

当氧浓度降低到 12% 时，瓦斯混合气体即失去爆炸性。

4.2.4.3　引火源点燃能量和引火温度

引火源点燃能量是指引燃瓦斯的最小能量。引火源向邻近的烷空气体层传输的能量越大，爆炸范围越宽，其关系见表 9－4－5。

引火温度是指能够点燃瓦斯的最低温度。一般来说，瓦斯爆炸的引火温度为 650～750℃。

4.2.4.4　瓦斯爆炸事故的类型

瓦斯爆炸事故按照爆炸特点和波及范围可以划分为局部瓦斯爆炸事故、大型瓦斯爆炸

表 9-4-5 点燃能量与爆炸界限关系

引火源点燃能量/J	烷空气体爆炸界限/% CH_4		
	下 限	上 限	爆炸范围
1	4.90	13.8	8.9
10	4.60	14.2	9.6
100	4.25	15.1	10.8
10000	3.60	17.5	13.9

事故、连续瓦斯爆炸事故。

1. 局部瓦斯爆炸事故

局部瓦斯爆炸事故是指仅发生在局部瓦斯积聚地点，参与爆炸的瓦斯量较少，爆炸后产生的冲击波、爆炸火焰及有毒有害气体对矿井的影响也较小。其爆炸特点：矿井通风系统未遭破坏或破坏不严重；人员在 200～300m 以内受冲击波和爆炸火焰伤害，以外伤害不严重，如巷道拐弯多，冲击波和爆炸火焰在拐弯处得到阻隔，威胁降低很快，出现人员伤害轻或无伤害的现象；巷道支护一般能保持良好，一旦存在支架质量差、煤岩疏松、顶板破碎，也可能产生煤岩垮落和冒顶，严重的也能造成巷道或工作面堵塞和埋人。事故发生在采煤工作面或其他利用矿井全风压通风的地点，受冲击波和爆炸火焰伤害的人员位于爆炸点附近，受有毒有害气体中毒伤害的人员位于回风侧，在冲击波和爆炸火焰波及不到的进风侧，人员无伤害。事故发生在局部通风机通风的独头掘进巷道时，局部通风机通风被破坏，短时间内不能扩散或排除爆炸产生的烟雾及有毒有害气体，巷道内工作的人员除受冲击波和爆炸火焰的伤害外，受有毒有害气体的中毒也很严重，特别是处于回风流工作的人员，受到有毒有害气体的侵害，大量中毒死亡；局部瓦斯爆炸引起的火灾一般不大，采取措施迅速，能直接把火扑灭。

2. 大型瓦斯爆炸事故

大型瓦斯爆炸事故一般是指发生在大量瓦斯积聚的地点，参与爆炸的瓦斯量大，爆炸产生的冲击波能量大、爆炸火焰和有毒有害气体多，影响范围广，可波及一个采区、一个阶段、一个翼甚至整个矿井。其爆炸特点有：矿井通风系统遭到破坏，严重时很难恢复；可发生短时间风流逆转和风流紊乱的现象，大量的有毒有害气体造成大量人员中毒；冲击波、火焰对人员的伤害、对矿井各种设备、设施的破坏程度很严重；严重破坏巷道支架，大面积冒顶区造成巷道堵塞、埋人；既容易引起煤尘参与瓦斯连续爆炸，又容易引起大型火灾事故。

3. 瓦斯连续爆炸事故

瓦斯连续爆炸事故是指矿井发生瓦斯爆炸事故后，紧接着又发生第二次、第三次甚至若干次瓦斯爆炸。其爆炸特点有：多发生在瓦斯涌出量较大和自然发火的煤层和矿井；瓦斯连续爆炸次数和两次爆炸时间间隔与灾区的瓦斯量、通风情况关系很大，爆炸间隔时间，一般可为几分钟、几小时、甚至十几小时。当灾区瓦斯源充足，有大量空气供给，连续爆炸次数增加，间隔时间缩短；当灾区瓦斯源不够充足，通风情况不良时，间隔时间长。瓦斯连续爆炸也容易引起煤尘爆炸的连锁反应；在抢救过程中可能再次发生爆炸，对抢险人员威胁很大，处理事故难度大。

发生瓦斯连续爆炸事故必须具备第一次爆炸后爆炸影响区内瓦斯和氧气达到爆炸浓度范围，引爆火源继续存在，因此，下面几种情况均可能出现连续爆炸：一是瓦斯爆炸造成灾区内瓦斯涌出突然增大，当通风系统遭到破坏或巷道堵塞，灾区内的瓦斯浓度逐渐升高并达到爆炸界限；二是瓦斯爆炸产生的正向冲击和反向冲击使大量未参与爆炸的瓦斯与新鲜空气混合成爆炸气体，这些气体返回爆炸点遇火即可发生连续爆炸；三是瓦斯爆炸高温火焰使可燃烧物发生燃烧及热分解，引燃引爆补充再生爆炸气体；四是爆炸摧毁巷道密闭墙，密闭墙内瓦斯涌出，补给了供爆炸的瓦斯。

4.2.5　煤与瓦斯突出

煤与瓦斯突出是指煤与瓦斯在一个很短的时间内突然地连续地自煤壁暴露面抛向巷道空间所引起的动力现象。在煤与瓦斯突出过程中，抛出的煤体有的只有几吨、几十吨，有的则达几百吨，大型的突出甚至高达几千吨以上，同时涌出大量的瓦斯，充斥整个巷道空间。而在煤壁内留下口小腔大的突出孔洞。

4.2.5.1　煤与瓦斯突出分类

（1）按照动力现象的成因和特征，煤与瓦斯突出可分为煤与瓦斯突出、煤与瓦斯压出和煤与瓦斯倾出，简称突出、压出和倾出。从动力现象的分类结果来看，突出是地应力和瓦斯压力共同作用于软煤产生的一种动力现象。煤的突然压出是由构造应力和受采动影响产生的地应力引起的，瓦斯压力和重力只起次要作用。倾出主要是煤体在重力的作用下产生的。

（2）按照突出发生的地点，煤与瓦斯突出可分为石门突出、平巷突出、上山突出、下山突出和回采工作面突出等。

（3）按照突出强度，煤与瓦斯突出可分为小型突出（突出煤量 < 100t）、中型突出（100≤突出煤量 < 500t）、大型突出（500t≤突出煤量 < 1000t）和特大型突出（突出煤量≥1000t）四类。

（4）按照参与突出物种类，煤与瓦斯突出可分为煤与瓦斯突出、岩石与瓦斯突出、煤与二氧化碳突出、岩石与二氧化碳突出。

4.2.5.2　煤与瓦斯突出的基本特征

正确区分煤与瓦斯突出的基本特征，对突出矿井、突出煤层鉴定、制定有针对性的防突措施有重要的指导意义。

1. 突出的基本特征

（1）突出的煤向外抛出距离较远，具有分选现象。

（2）抛出的煤堆积角小于煤的自然安息角。

（3）抛出的煤破碎程度较高，含有大量的煤块和手捻无粒感的煤粉。

（4）有明显的动力效应，破坏支架、推倒矿车、破坏和抛出安装在巷道内的设施。

（5）有大量的瓦斯（二氧化碳）涌出，瓦斯（二氧化碳）涌出量远远超过突出煤的瓦斯（二氧化碳）含量，有时会使风流逆转。

（6）突出孔洞呈口小腔大的梨形、舌形、倒瓶形以及其他分岔形等。

煤与瓦斯突出动力现象大多发生在掘进工作面，而石门揭穿煤层以爆破揭盖时最为常见，且突出的强度也较大。白沙矿务局红卫煤矿里王庙井主斜井车场揭 6 号煤层时的突出，如图 9－4－17 所示。

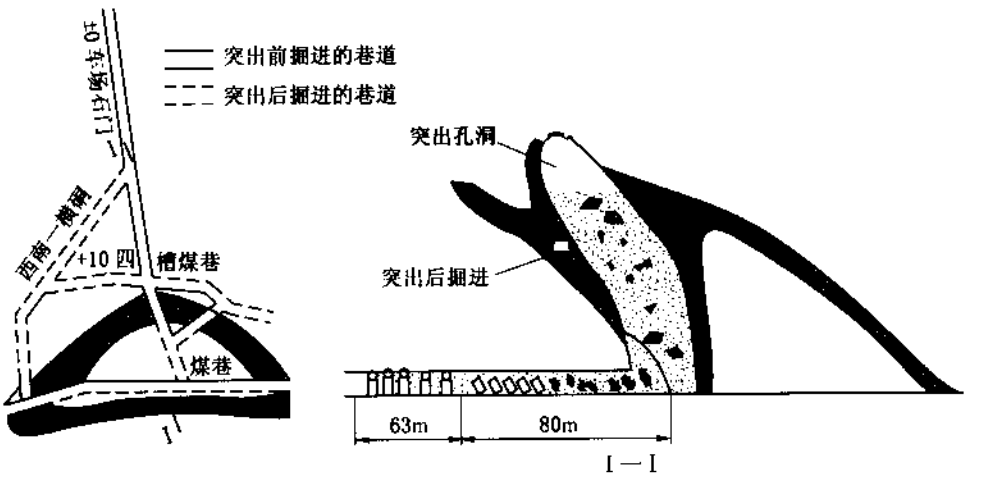


图9-4-17 红卫煤矿里王庙井主斜井车场揭6号煤层时突出示意图

2. 压出的基本特征

(1) 压出有两种形式，即煤的整体位移和煤有一定距离的抛出，但位移和抛出的距离都较小。

(2) 压出后，在煤层与顶板之间的裂隙中，常留有细煤粉，整体位移的煤体上有大量的裂隙。

(3) 压出的煤呈块状，无分选现象。

(4) 巷道瓦斯（二氧化碳）涌出量增大。

(5) 压出可能无孔洞或呈口大腔小的楔形孔洞。

煤的突然压出是由构造应力和受采动影响产生的地应力引起的，瓦斯压力和重力只起次要作用，压出的基本能量是煤层所积蓄的弹性能。煤的突然压出能够造成回风流中的瓦斯浓度增高，压出的煤体虽然保持某种程度的完整外形，而实际上已被压坏并布满裂缝，甚至还有部分煤体被压成块状，不抛出煤和不形成孔洞是它的特点。南桐矿务局原东林井“8·8”煤巷的突然压出，如图9-4-18所示。

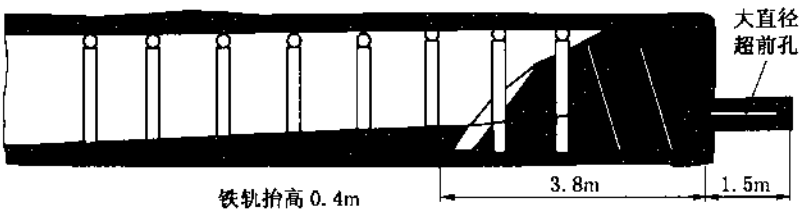


图9-4-18 南桐矿务局原东林井“8·8”煤巷的突然压出示意图

3. 倾出的基本特征

倾出是结构松软、干燥、内聚力较弱的煤体在失去支撑后受重力作用逐步与内部煤体

脱离、相继垮落下来的一种动力现象。发生这种动力现象时，地压显现不大，动力效应较小，瓦斯涌出虽然异常但涌出量增加不大。煤体下落后，堆积在原来位置的下方，大小煤块混杂，无分选性，堆积的角度为自然安息角。形成的孔洞呈舌形、梨形或袋形，孔洞沿倾斜方向延伸，深度从几米到几十米。孔洞的轴线与水平面的夹角一般大于 45°。因此，在倾出中，介质是那些松散的煤体，作用力是煤体自身的重力。

（1）倾出的煤就地按自然安息角堆积，并无分选现象。

（2）倾出的孔洞呈孔大腔小，孔洞轴线沿煤层倾斜或铅垂（厚煤层）方向发展。

（3）无明显动力效应。

（4）倾出常发生在煤质松软的急倾斜煤层中。

（5）巷道瓦斯（二氧化碳）涌出量明显增加。

煤的倾出比较容易发生在上山的掘进过程中，在急倾斜煤层更为如此。如果在邻近煤层中留有煤柱的上方或下方煤层内掘进上山，则倾出的强度大大增加。六枝矿务局六枝矿五采区二中巷掘进时发生的倾出，如图 9－4－19 所示。

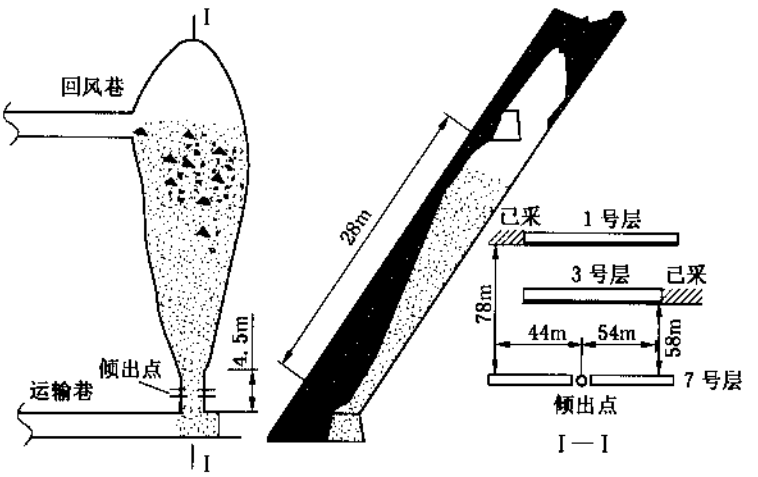


图 9－4－19　六枝矿五采区二中巷上山倾出示意图

4.2.5.3　煤与瓦斯突出的一般规律

煤与瓦斯突出虽然非常复杂，但大量突出资料的统计分析表明，突出具有一定的规律性。

1. 我国突出矿区分布的规律

（1）从地理分布来看，我国突出分布的总规律是南方多、北方少，东部多、西部少。根据全国煤与瓦斯突出分布的不均衡性，可将我国分为 6 个煤与瓦斯突出区域：华南区、华北区、东北区、西北区、西藏区、台湾区，其中以华南区突出最严重。根据突出次数和严重程度，大体依次为湖南、四川、贵州、江西、辽宁、黑龙江、河南、山西、吉林、广东、广西、江苏、河北等省。

（2）从地质时代分布来看，由最老的早石炭世煤层（如湖南金竹山地区）到最新的第三纪煤层（如抚顺）都有突出发生。但突出最严重的是华南晚二叠世龙潭组煤系，其

次是晚侏罗世和早第三纪煤系，然后是石炭二叠纪的太原组。因为不同时代的煤层瓦斯生成和保存条件有很大的差别，因此煤层层厚、围岩完整致密、中高变质程度煤、地质构造复杂、煤层埋藏深的高瓦斯矿井一般是突出矿井。

（3）突出分布的不均衡性是普遍现象。如我国南、北方和东、西方的不同，各时代煤系的不同，都是这种不均衡性的反映。又如严重突出的四川天府煤矿，其南井的背斜东翼无突出；四川南桐矿区突出严重，但该矿区的直属四矿和红岩矿瓦斯突出并不严重；山东瓦斯普遍很低，但莒县煤矿不但瓦斯含量高，而且还有突出现象。总之，从全国、省区、矿区、矿井，甚至从采区来看，这种不均衡性都是存在的。

2. 矿区内突出分布的规律

（1）突出具有方向性。煤与瓦斯突出的分布与构造线方向密切相关，瓦斯突出条带常常沿构造带分布。

（2）突出具有集中性。一个矿区突出分布有不均匀性，主要有几个矿井突出，突出矿井只有几个突出工作面。各突出区的突出点多集中分布在构造应力集中部位或其他瓦斯地质异常区附近。

（3）突出具有相似性。在相似的瓦斯地质条件区域，具有相似的突出分布特点。不同的矿井或不同的煤层，发生煤与瓦斯突出的地质条件具有相似性，因此，在瓦斯突出预测中有瓦斯地质类比法。

（4）突出具有递增性。煤与瓦斯突出规模和次数随开采深度的增加而增加，见表 9－4－6。

表 9－4－6 突出与开采深度的关系

矿井水平	平均突出强度/(t·次$^{-1}$)		
	平顶山矿	六枝大用矿	天府矿
第一水平	344	8	20
第二水平	1395	117	26
第三水平	3371	360	32

（5）突出具有分级性。地质构造级别的大小和序次的前后对突出分布具有明显的对应控制作用。如南桐一井，其突出的总体分布受八面山向斜轴控制，靠近轴部突出次数多，强度大，突出点的具体分布又受低序次的 NE50°～60°和 NW40°～50°两组扭裂面的控制；又如平顶山矿区地质构造控制突出矿井的分布，矿井地质构造控制突出集中区的分布。

3. 矿井内突出的一般规律

（1）始突深度。我国煤层的始突深度变化范围很大，由数十米到数百米。最浅的矿井是湖南白沙矿务局里王庙煤矿，始突深度仅为 50m，而抚顺矿务局老虎台煤矿的始突深度达 640m。多数突出矿井煤层的始突深度在 200～300m。

对同一煤层来讲，在始突深度以下，突出的次数和强度随深度的增加而增多、增大。

（2）突出强度。煤与瓦斯突出强度以中、小型为常见，特大型突出主要发生在高瓦斯区内煤层瓦斯含量和矿井瓦斯涌出量相当高的矿井中。华南地区占全国特大型突出矿井

的80%。全国最大的突出是天府的三汇坝一矿，突出的煤量为12780t，其次是南桐矿区的鱼田堡矿，突出煤量为8327t。

（3）突出危险性随煤层厚度增加而增大，尤其是软分层的增厚。对同一煤田来说，突出煤层越厚突出危险性越大，突出最严重的煤层一般都是最厚的主采煤层。例如南桐矿务局的6号煤层厚1.0～1.5m，4号煤层厚2.5～3.2m，发生突出的次数分别为97次和325次；突出平均强度分别为43t/次和88t/次；最大突出强度分别为450t和5000t。

（4）突出的气体成分。突出气体主要成分是甲烷，高瓦斯矿井易发生瓦斯突出。突出的气体成分为二氧化碳时，突出规模一般比较大，二氧化碳突出常常与火山岩中的气体有关。在我国某些矿区的瓦斯突出中，常含有一定数量的重烃，有时可高达10%以上。

（5）煤的力学性质影响。突出煤层的特点是煤的力学强度低、软硬相间、变化大；透气性系数小于$10m^2/MPa^2 \cdot d$；瓦斯放散速度高；煤的原生结构遭到破坏，层理紊乱，无明显节理，光泽暗淡，易粉碎，遇地质构造力严重破坏的“构造煤”；突出危险性随着硬而厚的围岩（硅质灰岩、砂岩等）存在而增高，煤层顶底板与煤层的接触面越光滑越易发生突出。

（6）煤自重的影响。由上前方往巷道内突出的占大多数，由下方向巷道突出的是极少数，突出的次数有随着煤层倾角的增大而增加的趋势。值得一提的是，沿底掘进的煤巷与顶层煤巷相比，在煤的自重影响下，顶部煤体极易冒落，造成空顶，棚梁上部煤体因空顶而造成应力集中，处于高度失稳状态，在钻眼或进行其他工序时，容易破坏极限平衡，诱导煤与瓦斯突出发生。

（7）突出危险区呈带状分布，突出多发生在地质构造带。这是因为地应力、瓦斯压力、煤的力学强度和结构、煤的透气性等的异常往往呈带状分布，突出与地质构造有密切关系。向斜的轴部地区，向斜构造中局部隆起地区，向斜轴部与断层或褶曲交汇地区，火成岩侵入形成的变质煤与非变质煤交混地区，煤层扭转地区，煤层倾角骤陡，煤层走向拐弯，煤厚异常，特别是软分层变厚，压性、压扭性断层地带，煤层分岔，顶底板阶梯状凸起地区等都是突出点密集地区，也是大型甚至特大型突出地点。突出也多发生在断层的上盘，断层下盘发生突出的相对较少。

（8）绝大多数突出发生在落煤时，尤其在爆破时。突出的危险性因对煤体震动而增加，落煤（包括爆破、水力冲刷、风镐与手镐落煤、打钻孔）对煤体产生震动，因此，容易发生突出。其中爆破诱导突出作用最强，因为它既有“深揭”作用，又有较大的“震动”作用，在爆破瞬间，地应力突然重新分布，不仅使煤体受到附加的动载荷作用，而且新暴露煤壁内的地应力梯度、瓦斯压力梯度、煤强度降低等都达到较高的数值。例如重庆地区132次突出实例中，落煤时突出124次，占95%。爆破平均突出强度最大，达321t，突出次数也最多，达44次。此外，水力冲刷突出2次，平均强度130t；风镐落煤突出33次，平均强度57t；手镐落煤突出34次，平均强度35.4t；打钻突出11次，平均强度25.1t；其他突出8次（例如架棚作业等），平均强度最小，仅14.6t。

（9）突出大多数发生在掘进工作面。根据1951—1981年突出事故的统计（全国采掘工作面共发生突出总次数9845次），掘进工作面的突出占81.8%；采煤工作面占15.8%；其他（如大直径钻孔等）发生突出占2.4%。

在掘进工作面中，石门揭煤发生的突出虽然次数较少，占总次数的5.76%，但平均

突出强度最大，达316t/次。千吨以上的特大型突出，绝大多数是在石门揭煤时发生的。

与石门相比，在煤巷突出类型中，典型突出所占比重大为减少，而压出与倾出所占的比重增加，突出的平均强度显著降低。上山掘进中，倾出的发生明显增多，在急倾斜煤层尤其如此，这是因为煤的自重参与的缘故。缓倾斜煤层的上山突出强度与平巷差不多，倾斜与急倾斜煤层上山突出强度一般比平巷小。如果在邻近煤层中留有煤柱的上方或下方煤层内掘进上山，则倾出的强度大大增加，可达到数百吨。

下山掘进突出目前只有两种类型，即典型突出与压出。重力在下山表现为突出的阻力，所以一般见不到倾出。下山突出的平均强度与平巷差不多，典型的下山突出一般看不到孔洞。

(10) 一般突出都有预兆。煤与瓦斯突出发生前，都会出现各种各样有声和无声预兆，概括起来，可分为3类：

① 瓦斯涌出预兆：瓦斯涌出异常、瓦斯浓度忽大忽小、煤尘增大、气温异常、气味异常、打钻喷瓦斯、打钻喷煤、哨声蜂鸣声等。

② 地压显现预兆：煤炮声、支架声响、掉碴、煤岩开裂、底鼓、煤岩自行脱落，煤壁外鼓、来压、煤壁颤动，钻孔变形、垮孔、顶钻、夹钻杆、粉煤量增大、钻机过负荷等。

③ 煤体力学性能与结构预兆：层理紊乱、煤强度松软、煤强度软硬不均、煤体暗淡无光、煤厚变化大、倾角变陡、波状隆起、褶曲、顶底板阶状凸起、断层、煤干燥。

4.3 一般瓦斯事故的预防和处理

一般瓦斯事故是指瓦斯事故发生后，危害较小，处理比较容易的瓦斯事故，在这里主要指瓦斯积聚超限事故、瓦斯燃烧事故、瓦斯窒息事故、瓦斯喷出事故的预防和处理。

4.3.1 瓦斯积聚、超限的预防和处理

瓦斯积聚是瓦斯燃烧、爆炸事故发生的一个条件。发生积聚的主要原因是通风管理不善或出现了漏洞。瓦斯矿井要杜绝瓦斯积聚很困难，但能及时发现并合理处理积聚，就会避免或减少瓦斯事故的发生。

4.3.1.1 采煤工作面上隅角瓦斯积聚的处理

采煤工作面上隅角是瓦斯最容易积聚的地点，处理上隅角瓦斯积聚的方法也很多。

1. 风障引风排除法

风障引风排除法是一种操作简便的方法，如图9－4－20所示。在工作面上隅角附近设一风障，迫使采煤工作面的一部分风流经上隅角，将积聚的瓦斯排除。这种方法可根据上隅角的体积、积聚的瓦斯量、工作面的风压、工作面控顶距、采空区冒落等诸因素布置风障，通常在工作面横向或斜向（风障的一头向上隅角倾斜，另一头向煤壁倾斜）。为了便于敷设或拆除，一般采用风筒布或竹席之类的柔性材料做风障。

2. 风筒导风排除法

风筒导风排除法是利用引射器（气压引射器或水力引射器）或专用局部通风机作为动力，也可以利用矿井全风压的作用，配合风筒导风将上隅角积聚瓦斯排除。

上隅角瓦斯浓度不大，可利用引射器作动力，配合风筒导风排除。其方法是：将风筒的入风口设在上隅角瓦斯积聚处，风筒出口设在回风巷适当位置，风筒内安设一个或若干

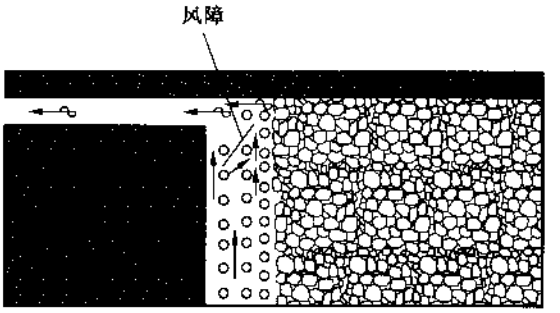


图 9－4－20　风障法排除上隅角瓦斯

个引射器的喷射器，喷口向回风巷顺风流方向。由于矿井总风压的作用，风筒内有流速较小的风流流动，喷射器喷出的高压气流增加了风筒内向回风巷顺风流方向的风流速度，从而使工作面中一部分风流经上隅角进入风筒将瓦斯排除。由于引射器一般动力不大，因此都采用刚性风筒（骨架风筒或不产生静电的塑料管等）导风。

上隅角瓦斯浓度不大，可在回风巷适当位置设二道调节风门，风筒入口设在上隅角瓦斯积聚处，风筒出口一端穿过二道调节风门。在矿井总风压的作用下，工作面中一部分风流经上隅角进入风筒将瓦斯排除。使用此方法时，在上隅角设风障，风筒入口放在风障里面，若采用刚性风筒导风，其效果更佳。

上隅角积聚的瓦斯量多、浓度大，则利用专用局部通风机作动力导风。其方法是：将风筒入口放在上隅角瓦斯积聚处，风筒出口设在采区回风巷内（有条件可设在专用排瓦斯巷道内），专用局部通风机安设在便于管理的位置，启动局部通风机，使工作面部分风流经上隅角进入风筒将瓦斯排除。使用这种方法时，局部通风机入风侧必须使用刚性风筒，出风侧可以使用柔性风筒。

3. 局部通风稀释法

该方法是在进风流中安设局部通风机，风筒出口设在上隅角附近（可在风筒出风口分出几个小直径的支风筒，增加风筒的射流面积），如图 9－4－21 所示，向上隅角通风，将瓦斯稀释。

上隅角积聚瓦斯严重时则不宜使用此方法。一方面，风筒送风后，提高了上隅角处的点压，一旦局部通风机停止运转或风筒损坏，上隅角附近的压力突然降低，上隅角及其附近采空区的高浓度瓦斯会大量溢出，很不安全。另一方面，因风筒吹风，积聚瓦斯的地点可能偏移，造成假象而被忽视。因此，使用此法时，一是保证局部通风机正常运转（局部通风机实行“三专”），二是要保证使用好风筒，三是设专职瓦斯检查工经常检查上隅角及附近的瓦斯，监视局部通风的情况。

4. 尾巷排除法

尾巷排除法是利用已采过的回风巷联络眼作为工作面的另一个回风道，让工作面一部分风流经上隅角、采空区从联络眼排出，达到消除上隅角瓦斯积聚的目的，如图 9－4－22 所示。如果采空区阻力较大，可在回风巷设二道调节风门增阻，迫使工作面部分风流流经上隅角、采空区。风巷的风门要根据采空区垮冒情况及随着工作面向前推进经常调节，



图9-4-21 局部通风处理上隅角瓦斯

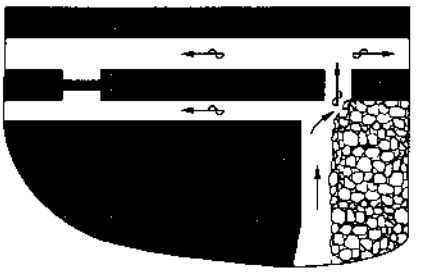


图9-4-22 尾巷排除法

通过控制进入采空区的风量来控制排出的瓦斯浓度。

5. 沿空留巷排除法

该方法与尾巷排除法基本相同。不同的是随工作面向前推进，在回风巷中打密柱，使采过的工作面在回风巷采空区侧形成一条沿空留巷，使工作面中一部分风流流经上隅角，消除瓦斯积聚，如图9-4-23所示。该方法比尾巷排除法进入采空区的漏风要少得多（不含尾巷），且绝大部分进入沿空留巷的风量都经过上隅角。因此，排除效果好得多，但煤层倾角大的采煤工作面不能使用此方法。

6. 抽放排除法

该方法是通过向采空区打钻孔或在采空区上隅角埋管抽放上隅角（图9-4-24）及采空区的瓦斯，消除上隅角瓦斯积聚。建有矿井抽放系统的可以利用矿井抽放系统抽放，没有矿井抽放系统的可以在井下安设临时抽放泵抽放。

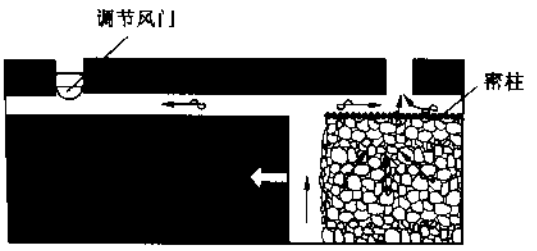


图9-4-23 沿空留巷排除法

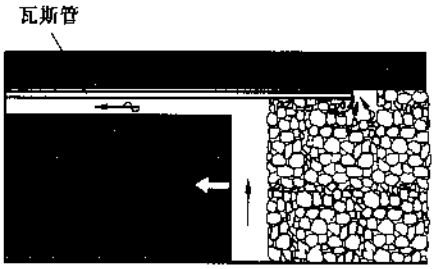


图9-4-24 上隅角埋管抽放排除法

7. 充填消除法

该方法用不燃性固体物质（黄土、河沙等）对上隅角的空间进行充填，使瓦斯没有积聚空间，如图9-4-25所示。

8. 封闭消除法

采用该方法时，采煤过程中在风巷沿倾斜方向留一个2m左右的煤墩，沿走向每3~4m打一个回风眼。回风巷有金属支架支护时，在采煤过程中更换成木支护，保护好采

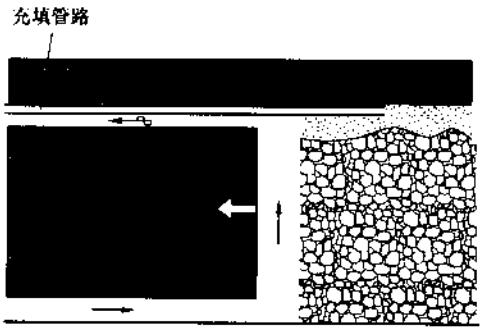
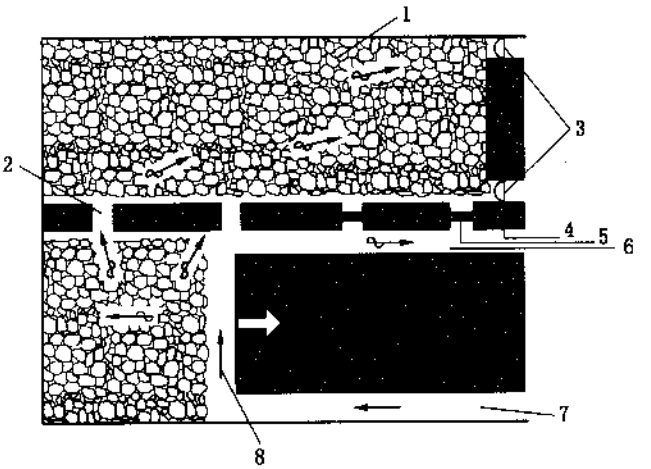


图9-4-25 充填消除法

过的巷道。随工作面向前推进，用木板将已采过的风巷密闭，将上隅角瓦斯积聚的地方转移到被封的已采过的风巷积存下来，使工作面上隅角处不积聚瓦斯，实现安全生产。根据上隅角瓦斯的变化情况，工作面推进一定距离时，又建下一道封闭，如此循环。这种方法配合抽放或风筒导风排除效果更好。

9. 改变采空区的漏风方向排除法

采空区涌出的瓦斯比较大，不仅工作面上隅角超限，而且工作面采空区边界附近和回风流中也常超限，如果条件合适，煤炭不自燃，可将上部小阶段的采空区密闭墙打开一个窗口，如图9-4-26所示，改变采空区的漏风方向，将采空区的瓦斯直接排入采区回风巷，以避免上隅角积聚瓦斯和采空区边界瓦斯超限。



1—上阶段采空区；2—联络眼；3—调压密闭（开窗口）；4—煤柱；5—密闭；6—回风巷；7—进风巷；8—工作面

图9-4-26　改变采空区漏风方向排除瓦斯

使用以上方法处理采煤工作面上隅角局部瓦斯积聚应注意的事项：

（1）导引风筒内的瓦斯浓度不得超过2.5%，专用瓦斯排放巷道风流与全风压巷道风流汇合后的瓦斯浓度不得达到1.0%。

（2）导引风筒必须是用阻燃和抗静电材料制成的。

（3）开采容易自燃和自燃煤层的采煤工作面，不得采用沿空留巷排除法、改变采空区漏风方法或尾巷排除法。如果采用沿空留巷，必须在沿空留巷巷道采取有效地防止采空区漏风的措施，确保采空区不漏风。

（4）有条件时，可以同时采用多种方法处理上隅角局部瓦斯积聚，这样排除效果更好。

（5）实施方法时，要先检查瓦斯，人员不能进入瓦斯浓度大于3.0%的范围；回拆上隅角支架前及回拆过程中，必须随时检查瓦斯，瓦斯浓度达到1.0%时不得作业。

10. 工艺巷排除法

2008年，华北科技学院与靖远煤业集团大水头矿联合研究工艺巷排除法获得了成功。该方法是在高瓦斯、易自燃煤层的放顶煤工作面顶煤中沿着煤层顶板开设一条工艺巷，该

巷道与工作面回风巷在水平投影面上内错 10～20m 布置，采用全负压通风与局部通风机共同通风，如图 9－4－27 所示。

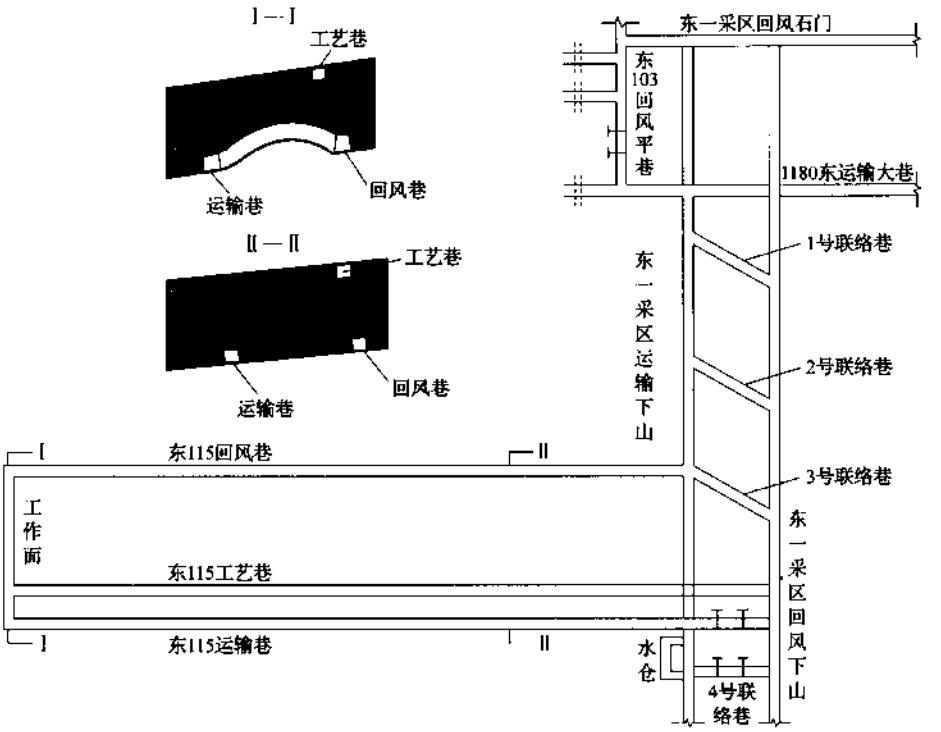


图 9－4－27 工艺巷布置平剖面图

采用该方法收到了 3 个方面的效果：一是截流一部分采空区内流向上隅角的瓦斯，有利于消除上隅角瓦斯积聚；二是减少了从工作面向采空区内的漏风，有利于防止煤炭自燃；三是在回风巷增设调节风门，减少了工作面进风量。

4.3.1.2 顶板冒落空洞积聚瓦斯的处理

在不稳定的煤、岩层中，无论是掘进巷道还是采煤工作面，冒顶是经常出现的，从而在巷道顶部形成空洞，有时可能达到很大的范围。由于冒顶空洞内通风不良，往往容易积存高浓度的瓦斯，处理该处积聚瓦斯的方法有风袖排除法、压风排除法、导风排除法、充填消除法等。

1. 风袖排除法

冒落空间所在的巷道内或附近的地点有风筒通风时，可在风筒上接出风袖（接出分支风筒），向冒落空间内通风，排除积聚的瓦斯，如图 9－4－28 所示。分支风筒直径的大小，根据其长度以及冒落空间体积等情况而定。如果冒落空间的体积较大或体积不大但形状较长，用一个分支风筒达不到目的时，可设几个分支风筒，也可以在分支风筒上再设“三通”分出小直径风筒。

2. 压风排除法

冒落空间所在的巷道内或附近地点有压风管路，根据冒落空间体积大小，在压风管路

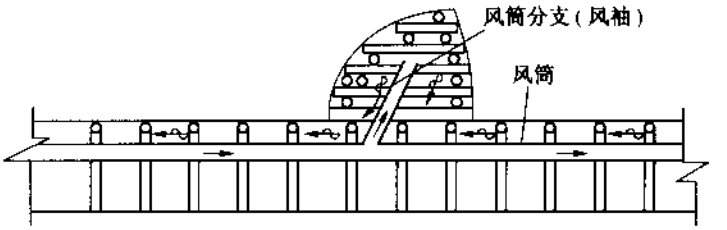


图9-4-28　风袖排除法

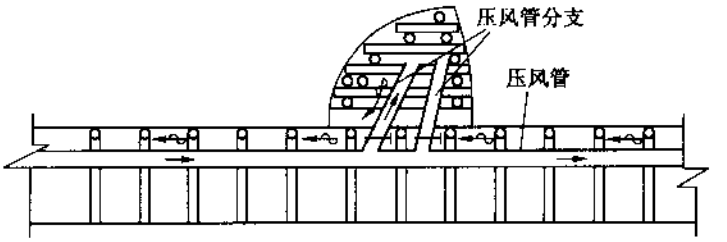


图9-4-29　压风排除法

上分出一个或几个分支管，利用压风将积聚的瓦斯排除，如图9-4-29所示。如果压风支管一处出风满足不了需要，可在压风支管上打若干个小孔，使压风在冒落空间内出风分布比较均匀。

3. 导风排除法

利用导风障将巷道内的一部分风流导引到冒落空间内，排出积聚的瓦斯，其方法比较简单，如图9-4-30所示。导风障可以用木板做成，也可以用其他材料做一个架子，架子上面敷设风筒布或油毛毡等即可。将导风障的下端向巷道迎风流方向倾斜，上端升向冒落空间内适当位置，并向巷道顺风流方向倾斜。这样，即可将巷道内的一部分风流引入冒落空间，将积聚瓦斯排除。

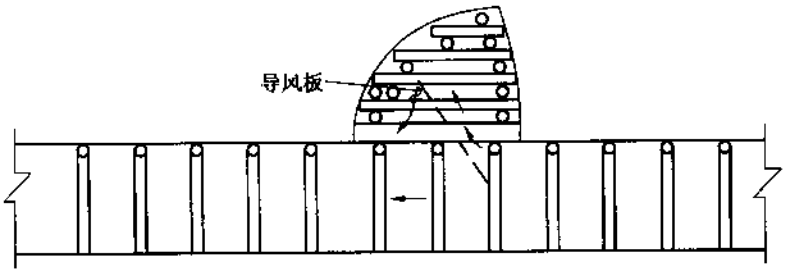


图9-4-30　导风障法

4. 充填消除法

在冒落空间的下口架设棚梁，梁上铺水泥板或木板，上方空间内充填黄土或砂子一类

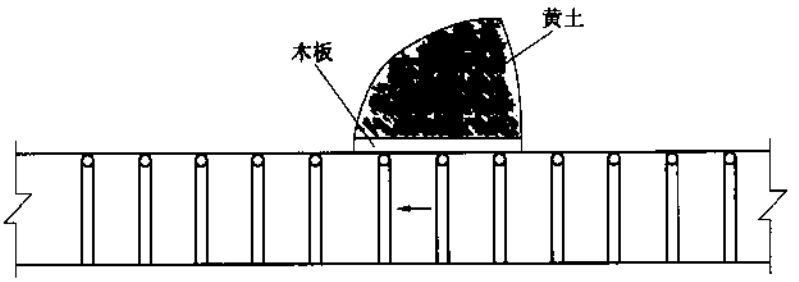


图9-4-31 充填消除法

的不燃材料，消除积聚的瓦斯，如图9-4-31所示。

4.3.1.3 巷道顶部层状赋存瓦斯的处理

（1）加大巷道内的风流速度。使风速大于0.5～1.0m/s，让瓦斯与风流充分混合而排出。

（2）加大顶板附近的风流速度。如在顶梁下设置导风板，将风流引向顶板附近等。也可沿顶板铺设铁风筒，每隔一定距离接出一短管；或沿顶板铺设钻有小孔的压风管等，这样都可将积聚的层状瓦斯吹散。

（3）隔绝瓦斯来源。如果顶板裂隙发现有大量瓦斯涌出，可用木板和黏土将其背严、填实。

（4）钻孔抽放瓦斯。如果顶板有集中的瓦斯来源，可向顶板打钻接管抽放瓦斯。

4.3.1.4 采煤机附近瓦斯积聚的处理

（1）加大工作面风量。工作面风量提高到最大允许风速值，以冲淡、带走采煤机附近积聚的瓦斯。

（2）降低瓦斯涌出量和减少瓦斯涌出量的不均衡性。可延长采煤机在生产班中的工作时间或每昼夜增加一个生产班次，使采煤机以较小的速度和截深采煤。

（3）当采煤机附近（或工作面中其他部位）出现局部瓦斯积聚，可安设小型局部通风机或水力引射器，吹散排出积聚的瓦斯。

（4）抽放瓦斯。即采取煤层开采前预抽或开采过程中边采边抽的方法降低瓦斯涌出量。

4.3.1.5 刮板输送机底槽积聚瓦斯的处理

刮板输送机底槽内滞留的粉煤或厚煤层分层开采底层煤涌出的瓦斯易导致刮板输送机底槽积聚高浓度瓦斯。处理该处瓦斯积聚的措施如下：

（1）在机头、机尾及中部底槽下部每隔20m挖一个除煤坑，及时清理从底槽掉进除煤坑内的浮煤，确保机头和机尾不要堆积煤炭，减少底槽中的遗留煤粉量，保持底槽畅通，以防瓦斯积聚。

（2）刮板输送机不出煤时，隔一定时间要让输送机运转一会，以消除瓦斯积聚。

（3）有压风管路的工作面，可用压风吹散底槽中的积聚瓦斯。

（4）输送机底槽下边全焊铁板隔离。

4.3.1.6 掘进机组附近积聚瓦斯的处理

防止掘进机工作机构附近的瓦斯积聚，主要方法是增加掘进工作面的风量，提高掘进

机附近风速。增加风量还不能处理该处瓦斯积聚时，可采用喷射器，喷射器安在掘进机工作机构的上方，使风流沿工作机构吹到工作面，风流经过掘进机工作机构时，有效吹散瓦斯。

4.3.1.7 钻眼时瓦斯局部积聚的处理

在向瓦斯煤层和岩层打勘探钻孔、抽放钻孔或其他钻孔时，容易在钻孔本身或孔口附近形成瓦斯积聚，在地质破坏地区尤为突出。防止局部积聚的主要方法是：增加打钻巷道的供风量；通过安设风障、倾斜挡板、局部通风、喷射器等，增加钻孔孔口附近的风速。

4.3.2 瓦斯燃烧事故的预防和处理

预防瓦斯燃烧事故，一是杜绝瓦斯积聚超限；二是杜绝热源产生。杜绝瓦斯积聚超限，需要加强矿井通风管理，防止瓦斯积聚；严格瓦斯监测检查，发现积聚超限及时处理。杜绝热源的产生或限制其引燃能量，需要采取的措施是：一是杜绝非生产性热源；二是减少和控制生产性热源。当发生瓦斯燃烧事故后，应妥善处理，将损失降到最低，并防止事故的扩大。

4.3.2.1 杜绝非生产性热源、减少和控制生产性热源的措施

1. 防止明火

（1）禁止在井口房、通风机房周围 20m 以内使用明火、吸烟或用火炉取暖。

（2）井口严格检查，严禁携带烟草、点火物品和穿化纤衣服入井。

（3）井下禁止使用电炉或灯泡取暖。

（4）不得在井下和井口房内从事焊接作业。如必须在井下主要硐室、主要进风道和井口房内从事电焊、气焊和使用喷灯焊接时，每次都必须制定安全措施，报矿长批准，并遵守《煤矿安全规程》有关规定。回风巷不准进行焊接作业。

（5）严禁在井下存放汽油、煤油、变压器油等。井下使用棉纱、布头、润滑油等，必须放在有盖的铁通内，严禁乱扔乱放和抛洒在巷道、硐室和采空区内。

2. 加强井下机电防爆管理

（1）井下电气设备选用时应符合《煤矿安全规程》的要求，对电气设备的防爆性能定期、经常检查，不符合要求的要及时更换和修理；否则，不准使用。

（2）坚持使用漏电继电器和煤电钻综合保护装置。

（3）所有电缆接头不准有“鸡爪子”、“羊尾巴”和明接头。

（4）井下不准带电检修或迁移电气设备。

（5）局部通风机开关要设风电闭锁、瓦斯电闭锁装置、检漏装置等。

（6）发放的矿灯要符合要求；严禁在井下拆开、敲打和撞击灯头和灯盒。

3. 加强井下爆破管理

（1）严禁使用产生火焰爆破工艺，在高瓦斯矿井、低瓦斯矿井的高瓦斯区域的采掘工作面采用毫秒爆破时，若采用反向起爆，必须制定安全技术措施。

（2）严格爆破器材管理，井下爆破作业，必须使用煤矿许用炸药和煤矿许用电雷管，煤矿许用炸药的选用，应按《煤矿安全规程》的规定执行，不合格或变质的炸药不准使用。

（3）炮眼深度和装药量要符合“作业规程”规定；装药前必须掏尽炮眼煤粉，炮眼黄泥装填要满、要实，不准用煤粉、炮纸等非炮泥封孔；每个炮眼都应使用水炮泥。

（4）禁止使用明接头或裸露的爆破母线；爆破母线与发爆器的连接要牢固，防止产

生电火花；爆破工尽量在进风流中启动发爆器。

（5）严禁一次装药分次爆破及明火爆破、裸露爆破。

（6）严格执行装药前、爆破前、爆破后检查瓦斯的“一炮三检”制度，爆破地点20m范围内瓦斯浓度达到1.0%，严禁装药、爆破。

（7）不准放空炮和利用残眼装药爆破。

（8）爆破人员必须专职化，井下爆破工作必须有专职爆破工担任，在煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出煤层中，专职爆破工必须固定在同一个工作面工作。

4. 严格防止产生撞击和摩擦火花

采煤机及掘进机截齿割顶产生的摩擦、金属支架与顶板坚硬岩石摩擦、金属部件本身的摩擦与撞击、岩石摩擦和撞击产生的火花，均能引起瓦斯燃烧和爆炸。因此采取的主要预防措施有：

（1）在摩擦发热的部件上安设过热保护装置。

（2）在摩擦部件金属表面涂以各种防产生火花的保护层。

（3）使用难引燃性能的合金工具。

（4）综合机械化机组作业的采掘工作面遇到坚硬岩石时，应采用爆破处理，机组截齿处应采取喷水降温措施。定期检查截齿，禁止使用摩钝的截齿。

5. 加强高分子聚合材料的监管使用

高分子聚合材料制品由于其导电性能差，容易因摩擦而积聚静电，当其静电放电时就有可能引燃瓦斯。因此，严禁采用静电易燃的聚合材料制品，当采用聚合材料制品时，其内、外两层表面层的表面电阻都必须不大于$3\times10^{8}\Omega$，并应在使用中能保持此值。

6. 严格火区管理

（1）采煤工作面采完后以及不用的旧巷道都必须立即砌筑永久密闭，每周检查一次，发现密闭压坏必须立即修理或重建。

（2）每个火区都要建立火区管理卡片，绘制火区位置关系图，记载火区的发火原因、发火时间、发火过程、防火措施以及火灾处理经过等。

（3）井下永久性防火墙要严格质量管理，防火墙附近要设置栅栏，揭示警标，禁止其他人员进入；每周必须检查一次火区栅栏附近的瓦斯浓度和温度，定期分析化验防火墙内的气体成分和温度。

（4）封闭和启封火区要制定安全技术措施，防止火区火源引燃瓦斯。

4.3.2.2 瓦斯燃烧事故的处理

瓦斯燃烧有两种情况：一是低浓度瓦斯燃烧；二是高浓度瓦斯在与新鲜空气接触面处燃烧。两种不同浓度的瓦斯燃烧有其不同的条件和特征，当出现不同浓度瓦斯燃烧时，应根据其具体情况采取相应的措施进行处理。

1. 低浓度瓦斯燃烧事故处理

低浓度瓦斯遇引燃热源后，能在混合气内部燃烧，所以，一旦出现引燃瓦斯热源，就可能引起瓦斯区内大面积的燃烧，因此要根据灾情做如下处理：

（1）瓦斯燃烧时，需要消耗大量的氧气，因此，巷道空气因瓦斯燃烧而缺氧，由于巷道顶部瓦斯浓度通常比下部高，巷道上部的氧气消耗比巷道底部多，灾区人员发现燃烧无法直接灭火且威胁着人身安全后，要戴好隔离式自救器（或其他供氧设备）迅速撤离

灾区，当没有供氧设备时，灾区人员需要尽量将头降低迅速撤离灾区。

（2）当发生瓦斯燃烧后，必须保证正常的通风，防止因风量减少，瓦斯浓度迅速增大而转变成瓦斯爆炸事故。

（3）当瓦斯燃烧面积不大，根据具体灾情，如能通过直接灭火办法扑灭时，在保证安全情况下，可用洒水或灭火器直接扑灭。当燃烧面积大，无法直接灭火，必须对燃烧区进行封闭。

（4）当扑灭瓦斯燃烧后，必须全面进行检查，消除因瓦斯燃烧引燃煤或支护材料的燃烧，防止因此再次引起火灾事故。

2. 高浓度瓦斯燃烧瓦斯事故处理

煤矿井下出现高浓度瓦斯的地点主要为采煤工作面采空区、盲巷、通风不良的冒落空洞。高浓度瓦斯在混合气体内部不会燃烧，当有新鲜空气供给时，才会在新鲜空气接触面处发生燃烧，因此，高浓度瓦斯燃烧的区域小。当发生燃烧后，可在新鲜空气接触处利用灭火器或通过洒水直接灭火，当直接灭火无法扑灭时，可以对高瓦斯区域进行封闭。

4.3.3　瓦斯窒息事故的预防和处理

4.3.3.1　预防瓦斯窒息事故措施

（1）防止巷道瓦斯积聚，对行人巷道要加强通风，保证巷道的风量和风速能有效稀释瓦斯，杜绝出现无风或微风巷道。

（2）井下凡长度超过 6m 的无风独头巷道，不论是煤巷、岩巷，只要瓦斯涌出量大，当瓦斯浓度达 3.0% 时，24h 内处理不了或不能恢复通风的，都必须予以封闭。对不用的老巷、废巷要及时用砖永久砌封，不能用板材临时封闭，临时板材封闭极易损坏，防止板材损坏，人员误入或人员打开板材密闭进入。

（3）临时停风巷道，必须在巷道设置栅栏、警标。并派人在掘进巷道口新鲜风流中看守，任何人不得进入停风区，直到恢复正常通风。

（4）排放盲巷瓦斯时，要严格制定排放措施，排放瓦斯时回风巷人员必须撤出并严禁人员进入，盲巷内瓦斯未排完前，排放瓦斯人员不得进入高瓦斯区。

（5）检查高冒区域或空洞内瓦斯时，人员不能进入，只能用瓦斯检查棍将长胶管伸入检查。

（6）人员进入瓦斯状况不明的巷道，首先必须检查瓦斯，当瓦斯浓度超限后，不得进入。

4.3.3.2　瓦斯窒息事故处理

1. 瓦斯窒息人员的自救

当发现瓦斯窒息征兆时，佩戴有隔离式自救器的人员可立即戴好自救器并撤离到新鲜风流处，如果没有佩戴隔离式自救器，则要尽量将头降低迅速撤出。

2. 现场急救

发生瓦斯窒息事故后，若能及时发现并采取有效方法进行抢救，就能挽救伤员的生命。因此，抢救过程中要做好以下工作：

（1）当发生窒息事故后，进入窒息区抢救窒息人员时，必须佩戴隔离式自救器。

（2）伤员从灾区抢救出来必须运到新鲜风流中，并安置在巷道支护好、干燥的地点。

（3）要立即将伤员口中、鼻内的黏液等除去，并解开上衣和腰带，脱掉胶鞋。

（4）根据心跳、呼吸、瞳孔三大特征和伤员的神志情况，初步判断伤情的轻重。对呼吸困难或停止呼吸者，应及时进行人工呼吸。当出现心跳停止的现象（心音、脉搏和血压消失，瞳孔完全散大、固定，意志消失）时，除进行人工呼吸外，还应同时进行胸外心脏挤压法急救。

（5）人工呼吸持续的时间以恢复自主性呼吸或到伤员真正死亡时为止。

4.3.4 瓦斯喷出事故的预防和处理

4.3.4.1 综合预防处理

一些发生过瓦斯喷出的矿井，在吸取深刻教训的基础上总结了“探、排、引、堵、风”的综合技术措施。

（1）探—探明地质构造。在掘进巷道的前方和两侧打钻孔，探明是否存在含有瓦斯的断层、裂隙、溶洞等地质构造，掌握它们的位置、范围以及储存瓦斯的多少等情况，为采取针对性措施提供依据。

（2）排—排（抽）瓦斯。如果探明断层、裂隙、溶洞不大或瓦斯量不多时，则可自然排放；如探测溶洞体积较大、瓦斯量较多、范围较广、瓦斯喷出强度较大和持续时间较长，则可施工抽放钻孔连接管网进行抽放；若掘进工作面及巷道有较多细小裂隙，且分布较广时，可暂时停止掘进，封闭巷道进行抽放。

（3）引—引导瓦斯。喷出瓦斯的裂隙范围较小且喷出瓦斯量不大时，可用金属罩或帆布罩将喷出瓦斯的裂隙盖住，然后在罩上接风筒或管路，将瓦斯引到回风巷或引导距离工作面 20m 以外的巷道中，以保证工作面安全爆破。

（4）堵—封堵裂隙。喷出瓦斯的裂隙较广、喷出瓦斯量很少时，可用黄泥或水泥堵住裂隙，阻止瓦斯喷出，保证工作面的安全。

（5）风—加强通风。对于有瓦斯喷出危险的工作面，要有独立的通风系统，实行独立通风，并加大供风量。

4.3.4.2 分类预防处理

1. 承压瓦斯喷出的预防处理措施

（1）探明地质构造和瓦斯储存情况。在有瓦斯喷出的区域，掘进前一定要通过前探钻孔等手段，探明巷道前方的地质构造，溶洞裂隙的位置分布及瓦斯储量等，根据探明的地质资料，预先制定好防治瓦斯喷出的安全技术措施。

（2）采用引排、抽放综合措施处理瓦斯。

引排瓦斯：即采用隔离气源并接设专用管路排出瓦斯的方法。当裂隙不大、喷出的瓦斯量较小时，可用引排罩隔离气源，连接专用管路，靠喷出瓦斯的自然压力或抽放负压抽排至回风巷或地面。

钻孔抽放瓦斯：为了探明前方的地质构造和瓦斯储存情况，可采用在巷道侧帮打钻孔实施“边掘边探（抽）”措施。探测钻孔保留一定的超前距，当钻孔遇到瓦斯喷孔或探测到储存有瓦斯的溶洞、裂隙或构造时，立即封孔抽放。

巷道抽放瓦斯：在瓦斯喷出十分强烈、喷出量较大，采用上述方法不能解除威胁时，可将喷出瓦斯的巷道封闭，通过抽放管路将瓦斯抽至地面或引入回风。在封闭巷道时，密闭墙上预留观测孔和放水管。

（3）加强通风管理。有喷出危险的工作面要搞好通风管理和严格瓦斯检查制度，防

止风量不足造成瓦斯超限。

2. 卸压瓦斯喷出的预防处理措施

（1）搞好地质工作。除查清地质构造外，还应掌握层间岩石性质与厚度的变化、邻近层的瓦斯压力和煤层瓦斯含量及地压的大小等，根据喷出的危险性制定预防措施（防止瓦斯爆炸、瓦斯窒息等事故）。

（2）加大对卸压瓦斯的抽放强度。根据初期卸压面积计算卸压瓦斯量，根据卸压瓦斯量和瓦斯喷出的危险程度确定预排初期卸压瓦斯钻孔的数量及孔位，尽可能提高抽放瓦斯负压，以求增大预排瓦斯量。

（3）加强职工安全教育。对全体职工，尤其是在瓦斯喷出区域作业的人员，必须进行专业技术培训，人人掌握瓦斯喷出预兆，配备隔离式自救器，熟悉避灾路线。

（4）加强顶板管理。支护形式和支护质量要符合开采设计和作业规程要求，并加强支架质量检查，必要时采取人工卸压措施，以防大面积突然卸压而导致瓦斯喷出。

（5）搞好工作面通风。有瓦斯喷出危险的工作面，必须实行独立通风，回风侧不得设控风设施；供风量符合规定，加强瓦斯检查，掌握瓦斯涌出动态与抽放动态，以便预报瓦斯喷出。

4.4 瓦斯爆炸事故的抢险救灾

瓦斯爆炸事故发生后，应该迅速进行抢险救灾，减少损失，降低危害，并采取措施防止事故进一步扩大，因此，如何安全、有效实施抢险救灾至关重要。作为抢险救灾指挥人员，首先要了解灾区情况，然后判断灾情的发展趋势，及时果断地作出决定，下达救灾命令。抢险过程中，抢险方法要迅速、安全、有效，措施要完善。

4.4.1 灾情汇报及救灾程序

发生灾变，调度接到报告→立即通知撤出灾区人员和停止灾区供电（掘进巷道发火或爆炸不能停局部通风机）→调度按《矿井灾害预防和处理计划》中规定的顺序通知矿长、总工程师等有关人员→成立救灾指挥部→立即向上级调度室汇报→召请矿山救护队→指挥部根据灾情制定救灾方案→救护队进行救灾工作，直到灾情消除，恢复正常生产。救灾程序简图如图9－4－32所示。

4.4.2 抢险过程中注意事项

（1）侦察、抢救路线选择要点。侦察、抢救要选择最短的路线，并且优先从进风巷进入灾区，在进风巷道垮塌、冒顶和堵塞时，再从回风方向进入灾区。

（2）侦察、抢救地点顺序。选择地点的原则是首先按照遇险人员多少选择，应先多后少；然后结合抢救难易程度，应先易后难。

（3）爆炸后引起灾区通风中断的恢复。排除通风可能引起再次爆炸的可能后，应迅速恢复灾区通风，排除爆炸产生的烟雾和有毒气体，让新鲜空气不断供给灾区。

（4）反风注意事项：抢救遇险人员必须在回风方向实施时，由于爆炸产生的大量有毒有害气体严重威胁回风方向的工作人员，可以采用反风方法，但是，必须保证进风方向的人员已安全撤退。

（5）灾区巷道堵塞物清除原则：影响救护队员进行侦察抢救的巷道堵塞物，应及时清理；如果巷道堵塞严重，救护队在短时间内不能清除时，可先清理出恢复通风的通道，

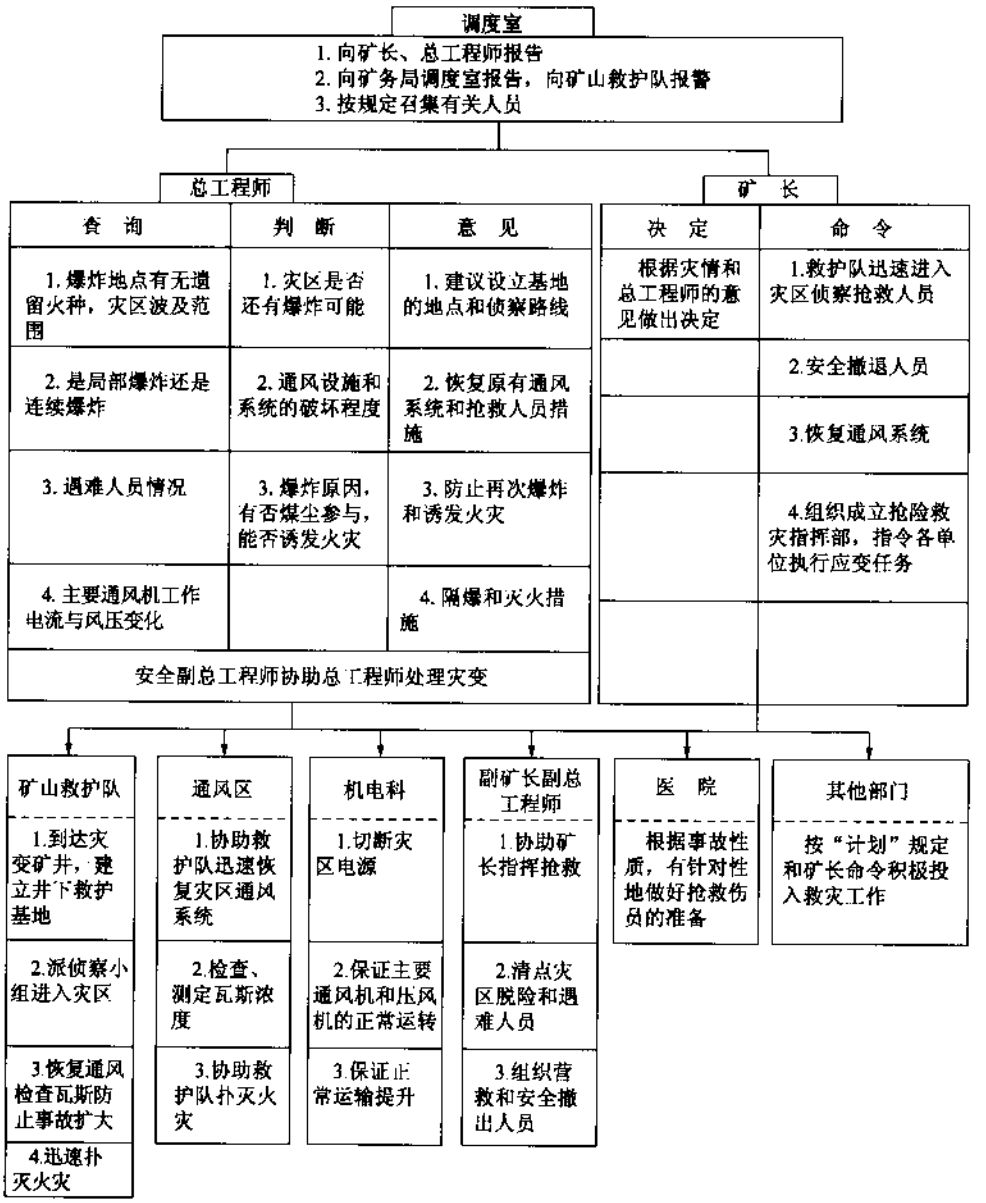


图 9-4-32 瓦斯爆炸救灾程序图

恢复灾区通风，再通过其他通道抢救人员。

（6）恢复通风设施要求：主要的最容易的通风设施要先行恢复，损坏严重，短时间内恢复困难的，必须利用临时设施代替。

（7）爆炸引起火灾扑灭原则：当发现灾区内火灾不大或残留火源，要立即扑灭。当火势很大，扑灭困难时，应采取措施防止火势向遇险人员所在地点或附近有瓦斯聚积的盲硐蔓延，只有人员全部救出后，再进行全面灭火工作。火势特别大，且有引起二次瓦斯爆炸危险，直接灭火无法扑灭时，并确定火区内遇险人员均已牺牲或无法救出活人时，可封闭火区、控制火势，用综合灭火法进行灭火。

（8）连续爆炸抢险救灾方法：因连续爆炸往往有时间间隔的规律，连续爆炸间隔时间比在灾区抢救往返时间长，救护队指战员可在紧急情况下，利用两次爆炸的间隔时间进行抢救遇险人员或封闭灾区。

（9）救护队员抢险救灾的任务：

① 最先到达事故矿井的救护小队担负抢救遇险人员和灾区的侦察任务。抢救遇险人员时应遵循：发现能救活的遇险人员，应迅速救出灾区；发现已牺牲的遇险人员，标明位置。灾区侦察时应侦察的内容：侦察火源、瓦斯及爆炸点的情况，顶板冒落范围，支架、水管、风管、电气设备、局部通风机、通风构筑物的位置、倒向，爆炸生成物的流动方向及其蔓延情况，灾区风量、风流方向，灾区气体成分等。

② 其他救护小队应配合第一小队完成抢救人员和侦察灾区的任务，或根据指挥部的命令担负待机任务。

4.5　煤与瓦斯突出事故的预防和应急救援

4.5.1　煤与瓦斯突出危险性预测预报及效果检验

4.5.1.1　煤与瓦斯突出危险性预测预报

1. 煤层突出危险性划分

（1）煤层经评估、鉴定可划分为突出煤层和非突出煤层。

（2）突出煤层区域划分。根据区域预测结果一般划分为突出危险区、无突出危险区。未进行区域预测的区域视为突出危险区。

突出危险区。突出煤层经开拓前区域预测为突出危险区的新水平、新采区，开拓过程中的所有揭煤作业，必须采取区域综合防突措施并达到要求指标；开拓后区域预测为突出危险区的煤层，必须采取区域综合防突措施并进行区域效果检验。

无突出危险区。突出煤层经开拓前区域预测为无突出危险区的新水平、新采区，开拓、准备过程中的所有揭煤作业应当采取局部综合防突措施。经开拓后区域预测或者经区域措施效果检验为无突出危险区的煤层进行揭煤和采掘作业时，必须采用工作面预测方法进行区域验证。

（3）工作面划分。根据工作面预测结果一般划分为突出危险工作面和无突出危险工作面。未进行工作面预测的采掘工作面视为突出危险工作面。

突出危险工作面。突出危险工作面必须采取工作面防突措施，并进行措施效果检验。经检验证实措施有效后，即判定为无突出危险工作面；当措施无效时，仍为突出危险工作面，必须采取补充防突措施，并再次进行措施效果检验，直到措施有效。

无突出危险工作面。无突出危险工作面必须在采取安全防护措施并保留足够的突出预测超前距或防突措施超前距的条件下进行采掘作业。

2. 煤与瓦斯突出危险性预测指标

煤与瓦斯突出危险性预测指标可分为煤层突出危险性评估、鉴定指标、突出煤层区域预测指标和突出煤层局部预测指标。

1）煤层突出危险性评估、鉴定指标

煤层突出危险性评估、鉴定指标主要为瓦斯动力现象指标、单项指标。

（1）瓦斯动力现象指标。突出煤层在勘探过程中钻孔穿过煤层时有瓦斯涌出动力现

象，在生产过程中煤与瓦斯突出一般有瓦斯动力现象。

（2）单项指标。单项指标有煤的破坏类型、瓦斯放散初速度 Δp、煤的坚固性系数 f 和煤层瓦斯压力 P 四项。

煤的破坏类型可分为5类，见表9-4-7。

表9-4-7 煤的破坏类型分类表

破坏类型	光泽	构造与构造特征	节理性质	节理面性质	断口性质	强 度
Ⅰ类（非破坏煤）	亮与半亮	层状构造，块状构造，条带清晰明显	一组或二三组节理，节理系统发达，有次序	有充填物，（方解石）次生面少，节理、劈理面平整	参差阶状，贝状，波浪状	坚硬，用手难以掰开
Ⅱ类（破坏煤）	亮与半亮	1. 尚未失去层状，较有次序； 2. 条带明显，有时扭曲，有错动； 3. 不规则块状，多棱角； 4. 有挤压特征	次生节理面多，且不规则，与原生理呈网状节理	节理面有擦纹、滑平，节理平整，易掰开	参差多角	用手极易剥成小块，中等硬度
Ⅲ类（强烈破坏煤）	半亮与半暗	1. 弯曲呈透镜体构造； 2. 小片状构造； 3. 细小碎块，层理无次序	节理不清，系统不发达，次生节理密度大	有大量擦痕	参差及粒状	用手捻之成粉末，硬度低
Ⅳ类（粉碎煤）	暗淡	粒状或小颗粒胶结而成，形似天然煤团	节理失去意义，呈黏块状		粒状	用手捻之成粉末，偶尔较硬
Ⅴ类（全粉煤）	暗淡	1. 土状构造，似土质煤； 2. 如断层泥状			土状	可捻成粉末，疏松

煤层瓦斯压力是指煤层钻孔的瓦斯压力。

瓦斯放散初速度是表明煤质状况的一个指标，表征煤的微观结构。它既表示了煤放散瓦斯的速度，又表明了煤的吸附瓦斯量大小。人们一般采用实验模拟的方法，间接地测量煤的瓦斯放散初速度。

煤的坚固性系数是表明煤自身结构及物理力学性质的指标。

2）区域预测指标

煤与瓦斯突出与地质构造有明显关系。根据已开采区域确切掌握的煤层赋存、地质构造条件、突出分布的规律和对预测区域煤层地质构造的探测、预测结果，划分出突出危险区域。在没有地质构造区域使用煤层瓦斯压力 P 或煤层瓦斯含量 W 划分出突出危险区域。

3）工作面预测指标

工作面预测指标主要指在石门揭煤、掘进工作面和采煤工作面预测的指标。

工作面预测指标主要有钻孔钻屑量指标 S、钻屑瓦斯解吸指标（Δh_2 或 K_1），钻孔瓦斯涌出初速度 q 指标、R 值指标，综合指标法（D、K）指标，辅助指标（主要有瓦斯含

量、工作面瓦斯涌出量动态变化、声发射、电磁辐射、钻屑温度、煤体温度等)。

(1) 钻孔钻屑量指标是反映地应力大小、煤的结构特征的指标。地应力大、煤质松软，钻孔钻屑量就大。

当钻孔每米钻屑量大于或等于3倍正常钻屑量，认为有突出危险。钻孔钻屑量指标的突出临界值应根据实测数据确定；如无实测数据时，可参照临界值5.4L/m或6kg/m预测突出危险性。

(2) 钻屑瓦斯解吸指标是反映瓦斯压力、瓦斯含量和煤层特征的一个指标。当煤层瓦斯压力大、瓦斯含量高、煤层吸附瓦斯能力强时，更容易突出。

(3) 钻孔瓦斯涌出初速度是测定钻孔自然涌出瓦斯多少的一个指标，它间接反映煤层瓦斯含量、瓦斯压力及解吸能力等。钻孔瓦斯涌出初速度的突出临界值应根据实测数据确定；如无实测数据时，可参照临界值5L/min预测突出危险性。

(4) R 值是综合预测指标，它间接反映了地应力、煤质特征及瓦斯的赋存状况。

(5) 辅助指标是在主要采用敏感指标进行工作面预测的同时，根据实际条件测定瓦斯含量、工作面瓦斯涌出量动态变化、声发射、电磁辐射、钻屑温度、煤体温度等指标，以及采用物探、钻探等手段探测前方地质构造，观察分析工作面揭露的地质构造、采掘作业及钻孔等发生的各种现象，实现工作面突出危险性的多元信息综合预测和判断。

3. 煤与瓦斯突出危险性预测指标的选择

一般认为，煤与瓦斯突出主要是由地应力、瓦斯和煤层物理性质综合作用的结果。因此在选取预测指标上要考虑各方面的原因，一般要选取2个以上起不同作用的预测指标。

预测指标主要分为瓦斯作用指标、煤层物理性质指标、地应力作用指标、综合作用指标四类。瓦斯作用指标包括：瓦斯压力 P、瓦斯含量 W、瓦斯放散初速度 Δp、瓦斯解吸指标 (Δh_2 或 K_1)、钻孔瓦斯涌出初速度 q 等；煤层物理性质指标包括：煤的坚固性系数 f、瓦斯放散初速度 Δp、钻孔钻屑量 S；地应力作用指标包括：煤的破坏类型、钻孔钻屑量 S；综合作用指标包括：预测地应力、煤结构特性、瓦斯的综合指标 D，预测瓦斯煤层特性的综合指标 K，预测地应力、煤层特性、瓦斯的综合指标 R。

选取预测指标要结合矿井煤层实际情况，收集数据，总结分析突出规律、找出适合矿井突出煤层的预测指标。

4. 煤层突出危险性预测

1) 突出危险性评估、鉴定

煤层突出危险性评估是在矿井立项、初步设计前进行，通过在地质勘探期间收集的基础资料综合分析判断煤层是否具有突出危险性。基础资料包括有：煤层赋存条件及其稳定性；煤的结构类型及工业分析；煤的坚固性系数、煤层围岩性质及厚度；煤层瓦斯含量、瓦斯成分和煤的瓦斯放散初速度等指标；标有瓦斯含量等值线的瓦斯地质图；地质构造类型及其特征、火成岩侵入形态及其分布、水文地质情况；勘探过程中钻孔穿过煤层时的瓦斯涌出动力现象；邻近煤矿的瓦斯情况。

煤层突出危险性鉴定方法：

(1) 突出煤层鉴定应当首先根据实际发生的瓦斯动力现象进行。煤矿发生瓦斯动力现象造成生产安全事故，经事故调查认定为突出事故的，该煤层即为突出煤层。

(2) 单项指标法。当动力现象特征不明显或者没有动力现象时，应当根据实际测定

的煤层最大瓦斯压力、软分层煤的破坏类型、煤的瓦斯放散初速度和煤的坚固性系数等指标进行鉴定。全部指标均达到或者超过表9-4-8所列的临界值的，确定为突出煤层。

表9-4-8 突出煤层鉴定的单项指标临界值

指 标	破坏类型	瓦斯放散初速度 Δp	坚固性系数 f	瓦斯压力（相对压力） P/MPa
临界值	Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ	≥10	≤0.5	≥0.74

2）突出煤层区域突出危险性预测

（1）新水平、新采区开拓前，当预测区域的煤层缺少或者没有井下实测瓦斯参数时，可主要依据地质勘探资料、上水平及邻近区域的实测和生产资料等进行开拓前区域预测。

（2）开拓后区域预测应当主要依据预测区域煤层瓦斯的井下实测资料，并结合地质勘探资料、上水平及邻近区域的实测和生产资料等进行。

（3）对已确切掌握煤层突出危险区域的分布规律，并且有可靠的预测资料的，区域预测工作由矿总工程师（技术负责人）组织实施；否则，应当委托有煤与瓦斯突出危险性鉴定资质的单位进行区域预测。区域预测结果应当由煤矿企业总工程师（技术负责人）批准确认。

（4）采用煤层瓦斯参数结合瓦斯地质分析的区域预测法应按照下列要求进行：

① 煤层瓦斯风化带为无突出危险区域；

② 根据已开采区域确切掌握的煤层赋存、地质构造条件、突出分布的规律和对预测区域煤层地质构造的探测、预测结果，采用瓦斯地质分析的方法划分出突出危险区域。在同一地质单元内，发生突出（或有明显突出预兆）位置的以上20m（埋深）及以下的范围为突出危险区；此外，根据上部区域突出点（或具有明显突出预兆的位置）分布与地质构造的关系，确定构造线两侧突出危险区边缘到构造线的最远距离，并结合下部区域的地质构造分布划分出下部区域构造线两侧的突出危险区（图9-4-33）；

③ 在上述①、②项划分出的无突出危险区和突出危险区以外的区域，应当根据煤层瓦斯压力进行预测。如果没有或者缺少煤层瓦斯压力资料，也可根据煤层瓦斯含量进行预测。预测所依据的临界值应根据试验考察确定，在确定前可暂按表9-4-9预测。

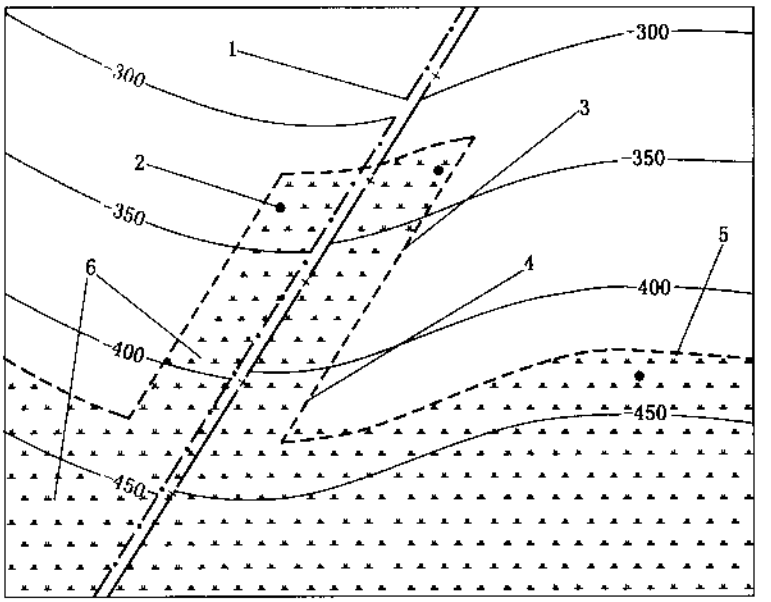
表9-4-9 根据煤层瓦斯压力或瓦斯含量进行区域预测的临界值

瓦斯压力 P/MPa	瓦斯含量 W/($m^3 \cdot t^{-1}$)	区 域 类 别
<0.74	<8	无突出危险区
其他情况		突出危险区

④ 在进行开拓后区域预测时，还应当符合下列要求：

一是应主要依据井下实测的煤层瓦斯压力、瓦斯含量等参数进行预测；

二是测定煤层瓦斯压力、瓦斯含量等参数的测试点应当在不同地质单元内根据其范围、地质复杂程度等实际情况和条件分别布置；同一地质单元内沿煤层走向布置测试点不



1—断层；2—突出点；3—上部区域突出点在断层两侧的最远距离线；
4—推测下部区域断层两侧的突出危险区边界线；5—推测下部
区域突出危险区上边界线；6—突出危险区（阴影部分）

图9-4-33　用瓦斯地质统计法推测同一地质单元内下部区域的突出危险区域

少于2个，沿倾向不少于3个，并有测试点位于埋深最大的开拓工程部位。

3）工作面突出危险性预测

工作面突出危险性预测，通常称为日常预测、点预测等。

（1）突出煤层采掘工作面出现异常情况时的危险性预测。

突出煤层采掘工作面遇到下述情况时，不需要进行工作面预测即可定为突出危险工作面，其中下列①、②、③项已经实施了工作面防突措施的除外：

① 煤层的构造破坏带，包括断层、剧烈褶曲、火成岩侵入等；

② 煤层赋存条件急剧变化；

③ 采掘应力叠加；

④ 在工作面出现喷孔、顶钻等动力现象；

⑤ 工作面出现明显的突出预兆。

（2）石门或其他井巷揭煤工作面突出危险性预测。

石门揭煤工作面的突出危险性预测，应选用综合指标法、钻屑瓦斯解吸指标法或其他经试验证实有效的方法。立井、斜井揭煤工作面的突出危险性预测，按照石门揭煤工作面的各项要求和方法执行。石门和立井、斜井揭煤工作面的突出危险性预测必须在距突出煤层最小法向距离5m（地质构造复杂、岩石破碎的区域，应适当加大法向距离）以前进行。

① 对综合指标法测定要求：

是石门揭煤工作面的突出危险性预测必须在距突出煤层最小法向距离5m（地质构造复杂、岩石破碎的区域，应适当加大法向距离）前进行。

二是由石门揭煤工作面向煤层至少打3个测压钻孔，测定煤层瓦斯压力。近距离煤层群的层间距小于5m或层间岩石破碎时，应测定各煤层的综合瓦斯压力。

三是在打测压孔过程中，每米煤孔取1个煤样，测定煤的坚固性系数。

四是将3个测压孔中坚固性系数最小的煤样混合后测定煤的瓦斯放散初速度。

五是瓦斯放散初速度及所有钻孔中测定的最小坚固性系数值作为软分层煤的瓦斯放散初速度和坚固性系数参数值。

根据煤层的瓦斯压力、软分层煤的坚固性系数、煤的瓦斯放散初速度、埋藏深度等参数按式（9-4-36）、式（9-4-37）计算综合指标D、K值，进行突出危险性预测。

$$D=\left(\frac{0.0075H}{f}-3\right)(P-0.74) \tag{9-4-36}$$

$$K=\frac{\Delta p}{f} \tag{9-4-37}$$

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——煤层埋藏深度，m；

P——煤层瓦斯压力，取各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；

f——软分层煤的坚固性系数。

综合指标D、K的临界值应根据试验考察确定，在确定前可暂按表9-4-10所列的临界值进行预测。

当测定的综合指标D、K都小于临界值，或者指标K小于临界值且式（9-4-36）中两括号内的计算值都为负值时，判定为无突出危险性。

表9-4-10 综合指标D和K参考临界值

综合指标D	综合指标K	
	无烟煤	其他煤种
0.25	20	15

② 钻屑瓦斯解吸指标法预测要求：

一是石门揭煤工作面的突出危险性预测必须在距突出煤层最小法向距离5m（地质构造复杂、岩石破碎的区域，应适当加大法向距离）前进行。

二是由石门揭煤工作面向煤层的适当位置至少打3个钻孔（直径50~75mm），在钻孔钻进到煤层时每钻进1m采集一次孔口排出的粒径1~3mm煤的钻屑，测定其瓦斯解吸指标（Δh_2或K_1）。测定时，应考虑不同钻进工艺条件下的排渣速度。

三是钻屑瓦斯解吸指标的突出临界值应根据实测数据确定；如无实测数据时，可参照表9-4-11中所列的指标临界值预测突出危险性。

如果所有实测的指标值均小于临界值，并且未发现其他异常情况，则该工作面为无突出危险工作面；否则，为突出危险工作面。

表9-4-11　钻屑瓦斯解吸指标法预测石门揭煤工作面突出危险性的参考临界值

钻孔工艺	Δh_2 指标临界值/Pa	K_1 指标临界值/($mL \cdot g^{-1} \cdot min^{-\frac{1}{2}}$)
干式钻进	200	0.5
湿式钻进	160	0.4

(3) 煤巷掘进工作面突出危险性预测。

在突出危险区域中掘进煤巷时，可采用钻屑指标法、复合指标法、R 值指标法及其他经证实有效的方法（钻屑温度、煤体温度、爆破后瓦斯涌出量等）预测煤巷工作面的突出危险性。

① 钻屑量指标法是依据钻孔最大钻屑量 S_{max}、钻屑瓦斯解吸指标（Δh_2 或 K_1）是否超标来判断煤巷掘进工作面的突出危险性。

预测煤巷掘进工作面突出危险性时，在近水平、缓倾斜煤层内向工作面前方煤体至少打3个（在倾斜或急倾斜煤层至少打2个）直径42mm、孔深8~10m的钻孔，测定钻屑瓦斯解吸指标和钻屑量。

钻孔应尽可能布置在软分层中，一个钻孔位于巷道工作面中部，并平行于掘进方向，其他钻孔的终孔点位于巷道两侧轮廓线外2~4m处，如图9-4-34所示。

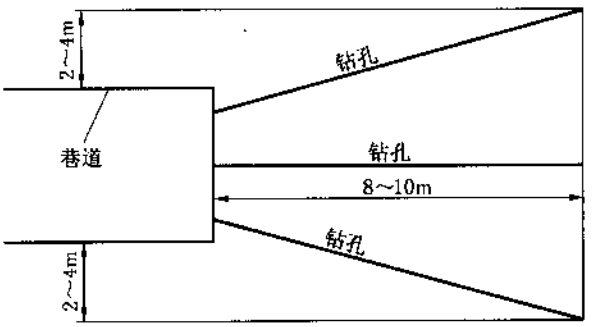


图9-4-34　钻屑指标法钻孔布置图

钻孔每钻进1m测定该1m段的全部钻屑量，每钻进2m至少测定一次钻屑瓦斯解吸指标（Δh_2 或 K_1）。

采用钻屑指标法预测工作面突出危险性的各项指标临界值，应根据现场测定资料确定。如无实测资料时，可参照表9-4-12的临界值确定工作面的突出危险性。

表9-4-12　钻屑指标法预测煤巷掘进工作面突出危险性的参考临界值

钻屑瓦斯解吸指标 Δh_2/Pa	钻屑瓦斯解吸指标 K_1/($mL \cdot g^{-1} \cdot min^{-\frac{1}{2}}$)	钻屑量 S	
		$kg \cdot m^{-1}$	$L \cdot m^{-1}$
200	0.5	6	5.4

实测得到的S、Δh_2或K_1的任一测定值达到或超过临界值时，该工作面即预测为突出危险工作面；否则，如未发现其他异常情况即可判断为无突出危险工作面。

② 复合指标法。该法需测定钻孔瓦斯涌出初速度和钻屑量指标。钻孔布设方法同钻屑量指标法。

钻孔每钻进1m测定该1m段的全部钻屑量，并在暂停钻进后2min内测定钻孔瓦斯涌出初速度。测定钻孔瓦斯涌出初速度时，测量室的长度为1.0m。

各煤层采用复合指标法预测煤巷掘进工作面突出危险性的指标临界值应根据试验考察确定，在确定前可按表9-4-13的临界值进行预测。

如果实测得到的钻孔瓦斯涌出初速度、钻屑量S的所有测定值均小于临界值，并且未发现其他异常情况，则该工作面预测为无突出危险工作面；否则，为突出危险工作面。

表9-4-13 复合指标法预测煤巷掘进工作面突出危险性的参考临界值

钻孔瓦斯涌出初速度 q/(L·min^{-1})	钻屑量 S	
	kg·m^{-1}	L·m^{-1}
5	6	5.4

③ R值指标法。该法需测定钻孔瓦斯涌出初速度和钻屑量指标。钻孔布设和测量方法及注意事项同复合指标法。

根据每个钻孔的最大钻屑量S_{max}和最大瓦斯涌出初速度q_{max}按式（9-4-38）确定各孔的R值。

$$R=(S_{max}-1.8)(q_{max}-4) \tag{9-4-38}$$

式中 S_{max}——每个钻孔沿孔长最大钻屑量，L/m；

q_{max}——每个钻孔沿孔长最大瓦斯涌出初速度，L/min。

判断煤巷掘进工作面突出危险性的临界值应根据实测资料确定，在确定前可暂按以下指标进行预测：当所有钻孔的R值小于6且未发现其他异常情况时，该工作面可预测为无突出危险工作面；否则判定为突出危险工作面。

（4）采煤工作面突出危险性预测。

采煤工作面的突出危险性预测，可参照钻屑指标法、复合指标法、R值指标法及其他经试验证实有效的方法进行。但应沿采煤工作面每隔10～15m布置1个预测钻孔，深度5～10m，除此之外的各项操作等均与煤巷掘进工作面突出危险性预测相同。当预测为无突出危险时，每预测循环应留有2m的预测超前距。

判断采煤工作面突出危险性的各指标临界值宜进行专门的试验确定，如无实测资料，可参照煤巷掘进工作面突出危险性预测的临界值。

（5）煤与瓦斯突出危险性预测的其他方法。

① 微震技术预测突出危险性。研究表明，煤和围岩受力破坏过程中，会发生破裂和震动，从震源传出震波或声波，当震波或声波的强度和频率增加到一定数值时，可能出现煤的突然破坏，发生突出。煤岩内的震动波可以被安设在煤体内的探测仪器（如地音器或拾震器）所接收，经放大并记录下来。然后通过资料分析，进行突出危险性预测。

美国研究人员利用低频微震技术监测和确定最可能发生突出的地点，利用高频微震技

术确定发生突出的时间。

② 煤层氡或氡浓度的涌出变化预测突出危险性。研究表明，地震现象伴随有氡和氦的涌出变化，在地震之前不仅有氡的反常涌出现象，而且有氦的反常涌出，目前，氡的活动已普遍作为地震来临的一个预兆。有些科学家研究指出，在突出前煤层瓦斯中氡的浓度急剧降低，突出后又急剧上升。波兰近年来利用煤层瓦斯中氡的浓度变化情况进行了突出危险性预测。

③ 煤层温度状况预测突出危险性。前苏联 И · А · 雷任科等学者在很多煤矿中，对采掘工作面近工作面地段的煤体温度状况进行了考察研究，采煤工作面在深达 6m 的钻孔中测温，掘进工作面在 2.2m 深的钻孔中测温，根据在回采工作面近工作面地段煤体温度梯度变化情况来判断掘进工作面是否有突出危险。在加里宁等矿的 7 次突出中都用该法及时做出了预报。该预测方法被前苏联防突委员会推荐使用。目前，我国湖南等矿区也进行了这方面的研究。

④ 应用专家系统预测突出危险性。专家系统是一个模拟人类专家解决某一问题所用知识和经验的计算机程序。近些年来，用于预报井下开采过程中煤与瓦斯突出危险性的专家系统有：英国煤炭公司技术发展部开发的 UPEL 系统，中国科学院地质研究所研制的 GASBURST 系统。专家系统根据用户提供的矿区地质构造、地下水、瓦斯钻孔粉尘、地应力和已经发生突出的资料，由该系统划出煤矿突出危险区，预测突出危险程度随采深增加的变化趋势，预报突出点的位置。

⑤ 非接触式连续预测技术预测突出危险性。突出发生绝不是一蹴而就，必然经历一个“能量”蓄积和释放过程，突出发生前有不同形式的预兆，如煤体内声响，打钻过程夹钻、顶钻、喷孔，支架来压，瓦斯忽大忽小，煤体结构发生变化等。这类信息通过电磁辐射（EME）技术、声发射（AE）技术、环境监测系统技术等接入安全监控系统实现突出预警。

4.5.1.2　防突措施的效果检验及区域防突措施效果验证

效果检验与预测预报的实质是一样的，方法都是利用一定的方法和仪器判断煤层有无突出危险性。区别就是预测预报是在采取综合防突措施前进行，效果检验是在采取综合防突措施之后进行。

1. 区域防突措施的效果检验

1）开采保护层效果检验

开采保护层的保护效果检验主要采用残余瓦斯压力、残余瓦斯含量、顶底板位移量及其他经试验证实有效的指标和方法，也可结合煤层的透气性系数变化率等辅助指标。

当采用残余瓦斯压力、残余瓦斯含量检验时，应根据实测的最大残余瓦斯压力或最大残余瓦斯含量按照《防治煤与瓦斯突出规定》第四十三条第（三）项的方法对预计被保护区域的保护效果进行判断。若检验结果仍为突出危险区，保护效果为无效。

2）预抽煤层瓦斯防治突出措施的效果检验

（1）效果检验的条件。对预抽煤层瓦斯区域防突措施进行检验时，应首先分析、检查预抽区域内钻孔的分布等是否符合设计要求，不符合设计要求的，不予检验。

（2）效果检验的方法和指标。采用预抽煤层瓦斯区域防突措施时，应以预抽区域的煤层残余瓦斯压力或残余瓦斯含量为主要指标或其他经试验证实有效的指标和方法进行措

施效果检验，穿层钻孔预抽石门（含立、斜井等）揭煤区域煤层瓦斯区域防突措施也可以采用钻屑瓦斯解吸指标和方法进行措施效果检验。

（3）效果检验数据来源。穿层钻孔、顺层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯和穿层钻孔预抽石门（含立、斜井等）揭煤区域煤层瓦斯区域防突措施采用残余瓦斯压力或残余瓦斯含量指标进行检验时，必须依据实际的直接测定值，其他方式的预抽煤层瓦斯区域防突措施可采用直接测定值或根据预抽前的瓦斯含量及抽、排瓦斯量等参数间接计算的残余瓦斯含量值。

（4）无效区域确定：

① 采用钻屑瓦斯解吸指标对穿层钻孔预抽石门（含立、斜井等）揭煤区域煤层瓦斯区域防突措施进行检验，如果所有实测的指标值均小于临界值则为无突出危险区，否则，即为突出危险区，预抽防突效果无效。

② 检验期间在煤层中进行钻孔等作业时发现了喷孔、顶钻及其他明显突出预兆时，发生明显突出预兆的位置周围半径100m内的预抽区域判定为措施无效，所在区域煤层仍属突出危险区。

③ 当采用煤层残余瓦斯压力或残余瓦斯含量的直接测定值进行检验时，若任何一个检验测试点的指标测定值达到或超过了有突出危险的临界值而判定为预抽防突效果无效时，则此检验测试点周围半径100m内的预抽区域均判定为预抽防突效果无效，即为突出危险区。

（5）采用直接测定煤层残余瓦斯压力或残余瓦斯含量等参数进行效果检验的要求：

① 对穿层钻孔或顺层钻孔预抽区段煤层瓦斯区域防突措施进行检验时若区段宽度（两侧回采巷道间距加回采巷道外侧控制范围）未超过120m，以及对预抽回采区域煤层瓦斯区域防突措施进行检验时若采煤工作面长度未超过120m，则应沿采煤工作面推进方向每间隔30～50m至少布置1个检验测试点；若预抽区段煤层瓦斯区域防突措施的区段宽度或预抽回采区域煤层瓦斯区域防突措施的采煤工作面长度大于120m时，则应在采煤工作面推进方向每间隔30～50m，至少沿工作面方向布置2个检验测试点。

当预抽区段煤层瓦斯的钻孔在回采区域和煤巷条带的布置方式或参数不同时，应按照预抽回采区域煤层瓦斯区域防突措施和穿层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯区域防突措施的检验要求分别进行检验。

② 对穿层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯区域防突措施进行检验时，应在煤巷条带每间隔30～50m至少布置1个检验测试点。

③ 对穿层钻孔预抽石门（含立、斜井等）揭煤区域煤层瓦斯区域防突措施进行检验时，应至少布置4个检验测试点，分别位于要求预抽区域内的上部、中部和两侧，并且至少有1个检验测试点位于要求预抽区域内距边缘不大于2m的范围。

④ 对顺层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯区域防突措施进行检验时，应在煤巷条带每间隔20～30m至少布置1个检验测试点，且每个检验区域不得少于3个检验测试点。

⑤ 各检验测试点应布置于所在部位钻孔密度较小、孔间距较大、预抽时间较短的位置，并尽可能远离测试点周围的各预抽钻孔或尽可能与周围预抽钻孔保持等距离，且应避开采掘巷道的排放范围和工作面的预抽超前距。在地质构造复杂区域应适当增加检验测试点。

（6）采用间接计算的残余瓦斯含量进行效果检验的要求：

① 当预抽区域内钻孔的间距和预抽时间差别较大时，应根据孔间距和预抽时间划分评价单元分别计算检验指标。

② 当预抽钻孔控制边缘外侧为未采动煤体时，在计算检验指标时根据不同煤层的透气性及钻孔在不同预抽时间的影响范围等情况，在钻孔控制范围边缘外适当扩大评价计算区域的煤层范围，但检验结果仅适用于预抽钻孔控制范围。

2. 区域防突措施效果验证

区域防突措施效果验证（以下简称区域验证）是在采掘过程中用工作面的预测方法对防突效果的进一步检验，是在对防突措施效果检验区域的基础上，进一步在小范围内进行验证。

1）区域验证方法

（1）在石门和立井、斜井揭煤工作面对无突出危险区进行区域验证时，应当采用综合指标法、钻屑瓦斯解吸指标法或其他经试验证实有效的方法，并在工作面距煤层最小法向距离 5m（地质构造复杂、岩石破碎的区域，应适当加大法向距离）前进行。

（2）在煤巷掘进工作面和采煤工作面对无突出危险区进行区域验证时，分别采用采掘工作面预测方法，并要求在工作面进入该区域时，立即连续进行至少 2 次区域验证；工作面每推进 10～50m（在地质构造复杂区域或采取了预抽煤层瓦斯区域防突措施以及其他必要情况时宜取小值）至少进行 2 次区域验证；在构造破坏带连续进行区域验证；在煤巷掘进工作面还应当至少打 1 个超前距不小于 10m 的超前钻孔或者采取超前物探措施，探测地质构造和观察突出预兆。

2）区域验证后采取的措施

当区域验证为无突出危险时，应当采取安全防护措施后进行采掘作业。只要有一次区域验证为有突出危险或超前钻孔等发现了突出预兆，则该区域以后的采掘作业均应当执行局部综合防突措施。

3. 工作面防突措施的效果检验

在实施钻孔法防突措施效果检验时，分布在工作面各部位的检验钻孔应布置于所在部位防突措施钻孔密度相对较小、孔间距相对较大的位置，并远离周围的各防突措施钻孔或尽可能与周围各防突措施钻孔保持等距离。在地质构造复杂地带应根据情况适当增加检验钻孔。

效果检验时，要检查所实施的工作面防突措施是否达到了设计要求和满足有关的规章、标准等，并了解、收集工作面及实施措施的相关情况、突出预兆等（包括喷孔、卡钻等），作为措施效果检验报告的内容之一，用于综合分析、判断；同时要查实各检验指标的测定情况及主要数据。

（1）石门或其他揭煤工作面防治突出措施的效果检验：

在对石门和其他岩石井巷揭煤工作面的防突措施效果进行效果检验时，应选择钻屑瓦斯解吸指标法或其他经试验证实有效的方法，但所有用钻孔方式检验的方法中检验孔数均不得少于 5 个，分别位于石门的上部、中部、下部和两侧。

如检验结果的各项指标都在该煤层突出危险临界值以下且无其他异常情况，则认为措施有效；反之，认为措施无效，则必须采取补充措施或延长抽采时间，直至检验有效。

（2）煤巷掘进工作面防治突出措施的效果检验：

煤巷掘进工作面执行工作面防突措施后，选择钻屑指标法、复合指标法、R 值指标法及其他经证实有效的方法进行效果检验，检验孔应不少于 3 个，深度应当小于或等于防突措施钻孔。

若煤巷掘进工作面措施效果检验指标均小于指标临界值，且未发现其他异常情况，则措施有效；否则，判定为措施无效。

当检验结果措施有效时，若检验孔与防突措施钻孔向巷道掘进方向的投影长度（简称投影孔深）相等，则可在留足防突措施超前距（正常条件下措施超前距为 5m，在地质构造破坏严重地带超前距不小于 7m）并采取安全防护措施的条件下掘进。当检验孔的投影孔深小于防突措施钻孔时，则应在留足所需的防突措施超前距并同时保留有至少 2m 检验孔投影孔深超前距的条件下，采取安全防护措施后实施掘进作业。

（3）采煤工作面防治突出措施的效果检验：

采煤工作面采用超前排放钻孔、浅孔抽排瓦斯、松动爆破、长钻孔控制卸压爆破、浅孔注水湿润煤体防突措施时，对采煤工作面防突措施的效果检验应参照采煤工作面突出危险性预测的方法和指标实施。但应沿采煤工作面每隔 10～15m 布置一个检验钻孔，并且应布置于所在部位钻孔密度相对较小、孔间距相对较大、防突措施影响相对薄弱的位置，深度应小于或等于防突措施钻孔。检验指标均小于指标临界值，且未发现其他异常情况，则措施有效；否则，判定为措施无效。

当检验结果措施有效时，若检验孔与防突措施钻孔深度相等，则可在留足防突措施超前距（正常条件下措施超前距为 3m，在地质构造破坏严重地带超前距不小于 5m）并采取安全防护措施的条件下回采。当检验孔的深度小于防突措施钻孔时，则应在留足所需的防突措施超前距并同时保留有 2m 检验孔超前距的条件下，采取安全防护措施后实施回采作业。

4.5.2 区域防突措施

区域防突措施包括开采保护层和预抽煤层瓦斯两类。区域防突措施必须优先选用开采保护层措施。在无保护层开采条件时可选取预抽煤层瓦斯作为区域防突措施，如地面钻孔预抽煤层瓦斯、预抽采区煤层瓦斯、预抽区段煤层瓦斯、穿层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯、顺层钻孔预抽回采区域煤层瓦斯等预抽煤层瓦斯措施，但地面钻孔预抽煤层瓦斯应与其他方式的区域防突措施共同使用。防突工作坚持“区域防突措施先行、局部防突措施补充”的原则。未采取区域综合防突措施并达到要求指标的，严禁进行采掘活动，做到“不掘突出头，不采突出面”。

4.5.2.1 开采保护层

本节内容参见第 5 篇（3.2）。“保护层保护范围的确定”详见《防治煤与瓦斯突出规定》中的附录 D。

4.5.2.2 预抽煤层瓦斯

开采单一的突出危险煤层和无保护层可采的突出煤层群，可采取预抽煤层瓦斯的办法防治煤与瓦斯突出。

1. 预抽瓦斯区域防突措施适应条件

瓦斯的煤层透气性系数较好或采取煤层增透措施能使煤层透气性适合抽采的矿井。

2. 预抽瓦斯区域防突措施主要方法

预抽瓦斯目前尚无统一分类方法，根据钻孔（抽放井）施工地点与煤层相对关系，可分为地面井抽放、穿层孔抽放（包括邻近层抽放、岩石巷穿层抽放）、本煤层抽放等。为达到区域防突措施目的，根据防突区域划分，预抽煤层瓦斯方式有：地面井预抽煤层瓦斯以及井下穿层钻孔或顺层钻孔预抽区段煤层瓦斯、穿层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯、顺层钻孔或穿层钻孔预抽回采区域煤层瓦斯、穿层钻孔预抽石门（含立、斜井等）揭煤区域煤层瓦斯、顺层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯等。

3. 不同区域防突预抽煤层瓦斯钻孔控制范围规定

穿层钻孔或顺层钻孔预抽区域防突措施的钻孔应控制区段内的整个开采块段和整条工作面巷道及其外侧一定范围内的煤层。要求钻孔控制工作面巷道外侧的范围是：倾斜、急倾斜煤层巷道上帮轮廓线外至少 20m，下帮至少 10m，其他为巷道两侧轮廓线外至少各 15m，以上均为沿层面的距离。

穿层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯区域防突措施的钻孔应控制整条煤层巷道及其两侧一定范围内（倾斜、急倾斜煤层巷道上帮轮廓线外至少 20m，下帮至少 10m；其他为巷道两侧轮廓线外至少各 15m）的煤层。

顺层钻孔或穿层钻孔预抽回采区域煤层区域防突措施的钻孔应当控制整个开采块段的煤层。

穿层钻孔预抽石门（含立、斜井等）揭煤区域煤层瓦斯区域防突措施应在揭煤工作面距煤层的最小法向距离 7m 以前实施（在构造破坏带应适当加大距离）。钻孔的最小控制范围是：石门和立井、斜井揭煤处巷道轮廓线外 12m（急倾斜煤层底部或下帮 6m），同时还应保证控制范围的外边缘到巷道轮廓线的最小距离不小于 5m，且当钻孔不能一次穿透煤层全厚时，应保持煤孔最小超前距 15m。

顺层钻孔预抽煤巷条带煤层瓦斯区域防突措施的钻孔应控制的条带长度不小于 60m，巷道两侧的控制范围为倾斜、急倾斜煤层巷道上帮轮廓线外至少 20m，下帮至少 10m；其他为巷道两侧轮廓线外至少各 15m，以上均为沿层面的距离。

当煤巷掘进和回采工作面在预抽防突效果有效的区域内作业时，工作面距未预抽或预抽防突效果无效范围的边界不得小于 20m。

厚煤层分层开采时，预抽钻孔应控制开采的分层及其上部至少 20m、下部至少 10m（均为法向距离，且仅限于煤层部分）。

4. 区域防突预抽瓦斯有效性指标

（1）预抽后，区域煤层残余瓦斯压力小于 0.74MPa 或残余瓦斯含量小于 $8m^3/t$。

（2）在煤层进行采掘作业时，仍要用工作面预测方法进行抽放效果验证。

（3）在验证过程中抽放效果没有达到消除突出危险时，还必须采取局部防突措施。

5. 区域防突预抽瓦斯有关技术要求

（1）所有预抽煤层瓦斯钻孔必须在整个预抽区域内均匀布孔；钻孔间距根据实际考察的煤层有效抽放半径确定。

（2）预抽钻孔封堵必须严密。穿层钻孔的封孔深度不得小于 5m，顺层钻孔的封孔深度不得小于 8m。钻孔孔口抽放负压不得小于 13kPa。预抽瓦斯浓度低于 30% 时，应采取改进封孔的措施，以提高封孔质量。

（3）采用预抽煤层瓦斯区域防突措施时，应做好每个钻孔的各项参数施工记录及抽放参数的观测记录。

（4）在未受保护煤层中施工钻孔时，要采取防治瓦斯突出措施。

区域防突预抽瓦斯具体方法、参数要求及其工艺参见第5篇。

4.5.3 局部防突措施

局部防突措施是指突出煤层在实施较大范围的区域性防突措施且达到规定指标后，在工作面采掘过程中，针对工作面较小范围内经预测尚未消除突出危险的局部煤层实施的防突措施。其有效作用范围一般仅限于当前工作面周围较小的局部区域。局部防突措施主要包括石门或其他岩石井巷揭煤防突措施和采掘工作面防突措施，一般分为四大类，即超前排放瓦斯（自然排放和负压抽放）、松动爆破、水力化措施和加强支护措施。

4.5.3.1 局部防突措施选择原则

煤层（包括围岩）中地应力和瓦斯压力是突出的主要动力，煤层是受力体，是被破碎和抛出的对象，开采工艺条件是突出发生的外部诱导条件，因此，制定局部防突措施时，应遵循以下几个基本原则：

一是改变煤体的力学性质，使其不易发生突出。如煤层注水后，煤体弹性减小，塑性增大，煤的放散瓦斯初速度降低，使突出不易发生。

二是增大工作面附近煤体的承载能力，提高煤体稳定性。

三是卸除采掘工作面前方煤体的应力，使煤体卸压并将集中应力推移至煤体深部，远离采掘工作面。

四是排放采掘工作面前方煤体中的瓦斯，降低瓦斯压力，减少煤层中瓦斯含量，减小工作面前方煤体中的瓦斯压力梯度。

上述前两个原则是增大煤体对发生突出的阻力，它对防治小型突出，特别是倾出类型的突出是有效的，但起不到防治大型突出的目的。为防治大型突出还需要配合第三、第四个原则。上述第三、第四个原则（卸压和排放瓦斯）目的是减小发生突出的能量，是国内外大多数局部防突措施制定的主要依据，如超前钻孔、水力冲刷和冲孔、松动爆破等。

4.5.3.2 石门和其他岩石井巷揭煤的防突措施

石门揭煤工作面的防突措施可采用抽放瓦斯、排放钻孔、水力冲孔、金属骨架、煤体固化或其他经试验证明有效的措施，立井揭煤工作面则可以选用其中除水力冲孔外的各项措施。在用其他措施消除突出危险后，方可在揭穿煤层前实施金属骨架、煤体固化措施，采用金属骨架措施揭穿煤层后，严禁拆除金属骨架。

根据工作面岩层情况，实施工作面防突措施时揭煤工作面与煤层间的最小法向距离为：预抽瓦斯、排放钻孔及水力冲孔均为5m，金属骨架、煤体固化措施为2m。当井巷断面较大、岩石破碎程度较高时，还应适当加大距离。

所实施的防突措施，都必须进行实际考察，得出符合本矿井实际条件的有关参数。如无实测数据，可按下述要求执行。

1. 排放钻孔防突措施

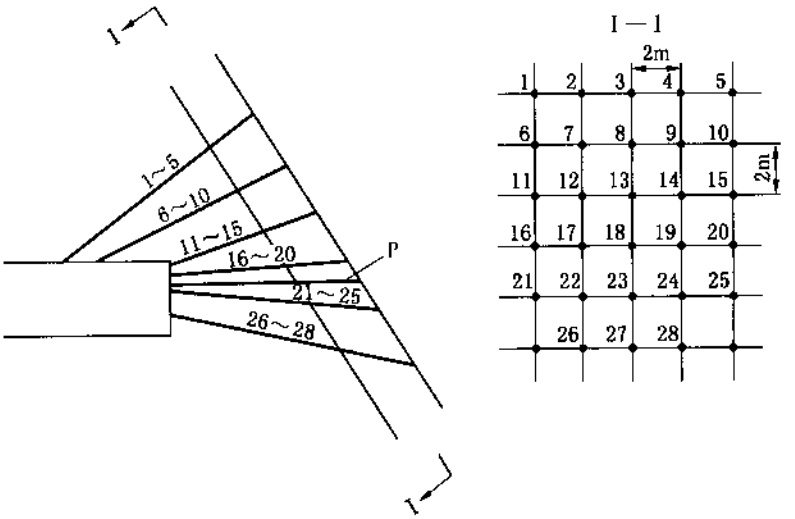
排放钻孔防突措施是通过钻机向煤层里施工大量钻孔的防突措施。

（1）排放钻孔防突机理：钻孔穿透煤层后，孔壁变形、坍塌，使钻孔四周煤（岩）体松动、变形，卸除工作面前方煤体的应力，使应力向深部转移，同时透气性增加，加快

瓦斯的自然排放作用，瓦斯排放后使煤体内瓦斯压力降低，煤体内瓦斯含量减少，减小工作面前方煤体中的瓦斯压力梯度，从而消除突出。

（2）适应条件：煤层透气性非常好，有足够的排放时间。

（3）技术参数：石门揭煤工作面钻孔孔径一般为75～120mm，孔底间距根据排放半径确定，钻孔的控制范围是：石门的两侧和上部轮廓线外至少5m，下部至少3m；立井揭煤工作面钻孔孔径一般为75～120mm，孔底间距根据排放半径确定，钻孔控制范围是：近水平、缓倾斜、倾斜煤层为井筒四周轮廓线外至少5m，急倾斜煤层沿走向两侧及沿倾斜上部轮廓线外至少5m，下部轮廓线外至少3m。当钻孔不能一次穿透煤层全厚时，可分段施工，但第一次施工的钻孔穿煤长度不得小于15m，进入煤层掘进时必须留有5m的超前距离（掘进到煤层顶底板时不在此限），如图9－4－35所示。



P—测压钻孔；1～28—排放钻孔

图9－4－35　石门排放钻孔布置图

（4）要求达到的效果：在排放钻孔控制范围内煤层残余瓦斯压力小于0.74MPa或残余瓦斯含量小于$8m^3/t$。

2. 预抽瓦斯防突措施

在石门和其他岩石井巷工作面施工预抽瓦斯钻孔或在排放钻孔基础上，密封钻孔，抽采瓦斯，加速瓦斯排放，缩短排放时间，减少钻孔工作量。

（1）预抽瓦斯防突机理：预抽钻孔可以卸除工作面前方煤体的应力，使煤体卸压并将集中应力推移至煤体深部，远离工作面；同时，通过机械加速预抽揭煤工作面前方煤体中的瓦斯，降低瓦斯压力，减少煤层中瓦斯含量，减小工作面前方煤体中的瓦斯压力梯度，消除突出危险。

（2）适应条件：煤层透气性较好，有足够的预抽时间。

（3）技术参数：石门揭煤工作面钻孔孔径一般为75～120mm，孔底间距根据抽放半径确定，钻孔的控制范围是：石门的两侧和上部轮廓线外至少5m，下部至少3m；立井揭煤工作面钻孔孔径一般为75～120mm，孔底间距根据抽放半径确定，钻孔控制范围是：

近水平、缓倾斜、倾斜煤层为井筒四周轮廓线外至少5m，急倾斜煤层沿走向两侧及沿倾斜上部轮廓线外至少5m，下部轮廓线外至少3m。当钻孔不能一次穿透煤层全厚时，可分段施工，但第一次施工的钻孔穿煤长度不得小于15m，进入煤层掘进时必须留有5m的超前距离（掘进到煤层顶底板时不在此限）。

（4）要求达到的效果：在预抽钻孔控制范围内煤层残余瓦斯压力小于0.74MPa或残余瓦斯含量小于$8m^3/t$。

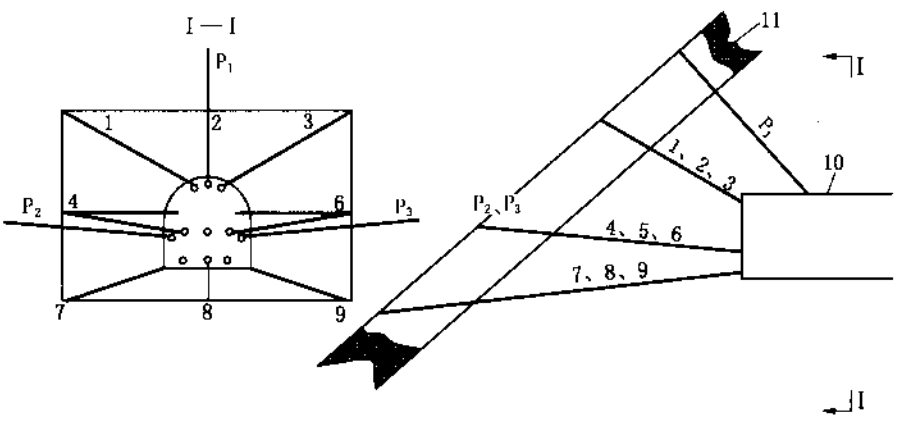
3. 水力冲孔防突措施

水力冲孔又叫钻冲法，以岩柱作为安全屏障，向有自喷能力的突出煤层打钻，送入一定压力的水，通过钻头的切割和水射流的冲击，在煤体中形成较大的孔洞。

（1）水力冲孔防突机理：以岩柱作为安全屏障，向工作面前方煤体打穿层钻孔，然后利用高压水射流冲出煤体，使钻孔孔洞扩大，孔洞周围煤体在应力作用下向孔内发生位移，裂隙增多，周围煤体透气性增大，瓦斯涌出量增加，同时应力集中带前移，从而在孔道周围一定范围内，煤体失去了突出的能力。

（2）适用条件：水力冲孔措施适用于打钻时具有自喷（喷煤、喷瓦斯）现象的煤层；煤层较软或有软分层，煤层坚固系数f值一般小于0.5的煤层和特大型煤与瓦斯突出危险的倾斜煤层。大倾角、急倾斜强突出煤层，立井揭煤工作面不适宜水力冲孔防突措施。

（3）技术参数：在石门揭煤时，水力冲孔的水压视煤层的软硬程度而定，一般应大于3MPa。钻孔应至少控制自揭煤巷道至轮廓线外3～5m的煤层，冲孔数量应根据突出危险性及巷道断面选择，如图9－4－36所示，在控制范围内布置成上、中、下3排，每排呈左、中、右共9个孔。



1～9—水冲孔；P_1、P_2、P_3—瓦斯压力测孔；10—巷道；11—突出危险煤层

图9－4－36 石门揭煤水力冲孔钻孔布置图

冲孔顺序为先冲对角孔后再冲边上孔，最后冲中间孔；冲水量为30～$35m^3/h$。

石门全断面冲出的总煤量（t）不得小于煤层厚度（m）乘以20，如冲出的煤量较少时，应在该孔周围补孔。

（4）水力冲孔注意事项：

① 冲孔操作要求。开始冲孔位置要距煤层有一定的距离，钻杆推进速度不能快，采

用反复抽动前进冲孔。冲孔发生卡钻时，要立即停止向孔内供高压水，该孔停止冲孔，等其他孔冲完后，再采取措施进行有效处理。

② 防止钻杆冲出伤人，冲孔、撤接钻杆时，严禁人员正对钻杆。

③ 冲孔时要注意已冲孔的瓦斯涌出和孔内声响，发现异常要立即停止工作、撤出人员，等确定无危险后方可恢复工作。

④ 冲完的钻孔不能撤除套管和拉固绳，不能人为将钻孔堵塞，但套管口必须用堵板挡好，并留有一定间隙。防止在冲其他孔时引起该孔喷出伤人，同时也给孔内瓦斯排放留有足够的通道。

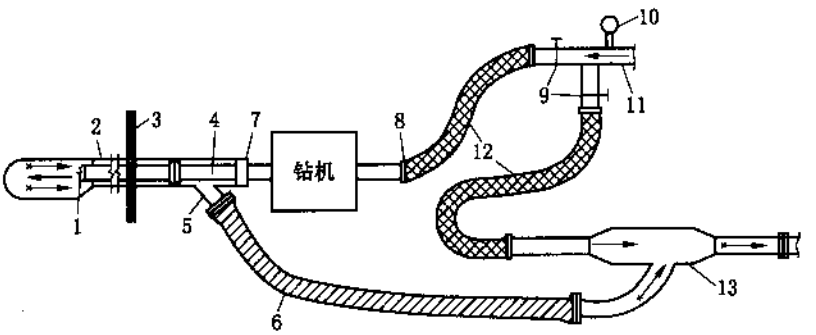
⑤ 要采取有效的方法计算冲出的煤量，以便评估冲孔效果。

⑥ 从监测系统得到瓦斯涌出数据，计算冲、排瓦斯量，评估前方残余瓦斯含量，作为消除突出危险的辅助措施。

（5）水力冲孔的工艺流程：

① 水力冲孔的主要设备和材料。钻机用 75 型或 150 型钻机，钻杆直径 42mm，供水管直径 108mm 的无缝钢管，供水软管为内直径 32mm 钢丝编制的高压胶管、长度 4 ~ 10m，射流泵喷嘴直径 12mm、喉管直径 60mm，排放软管内径 102mm 钢丝编制的高压胶管，输煤管直径 108mm 钢管。

② 水力冲孔的工艺流程。先将钻机稳固，钻孔施工到煤体喷孔点，套管装入孔内，连接三通管、排煤胶管、射流泵、排煤管至沉淀池，最后连接射流泵和钻机的高压水管。上述工作完成后，再启动钻机，开启钻机注高压水。喷出的煤、水、瓦斯通过钻杆与岩孔之间间隙流入三通管、排煤胶管、射流泵、输煤管，最后流入沉淀池。随着钻杆的钻进，反复冲洗，直到钻杆推进到设计深度（钻头遇顶板、底板岩石），并且孔内无动力显现，冲出清水，方可结束冲孔，拆除钻具。水力冲孔工艺流程图如图 9 - 4 - 37 所示。



1—逆止钻头；2—套管；3—煤壁；4—钻杆；5—三通管；6—供水高压胶管；7—密封卡盘；8—水管接头；9—截止阀；10—压力表；11—进水管；12—排放高压胶管；13—射流泵

图 9 - 4 - 37　水力冲孔工艺流程示意图

4. 金属骨架防突措施

金属骨架是当石门或立井揭煤工作面距煤层一定距离时，暂停向前掘进，刷大石门断面；在顶部及两帮或立井周边施工钻孔，钻孔穿透煤层全厚进入顶（底）板岩石内，然

后在钻孔内穿入钢管或钢轨，其前端伸入煤层的顶（底）板岩石，后端支撑在工作面中的支架上，在石门内形成一个金属支撑框架。揭煤后，严禁拆除金属骨架。

（1）金属骨架防突机理：金属骨架是一种辅助防突技术，本质上是加固煤体抵抗突出的技术，应在消除煤体突出危险后应用。其防突作用是通过安装金属骨架的钻孔排放煤体中的部分瓦斯，使一定范围内的煤体卸压，降低了石门周边瓦斯压力；石门上部形成的金属框架，增加了前方煤体的稳定性，在揭煤过程中它能抵抗上方煤体重量，阻止煤体位移，防止顶煤冒落诱发煤与瓦斯突出；金属骨架加固煤门顶部煤体，相应加强了支护。

（2）适用条件：金属骨架措施适用于软煤和软围岩的薄及中厚突出煤层。

（3）技术参数：

① 一般在石门上部和两侧或立井周边外 0.5～1.0m 范围内布置骨架孔。

② 骨架钻孔应穿过煤层并进入煤层顶（底）板至少 0.5m，当钻孔不能一次施工至煤层顶（底）板时，则进入煤层的深度不应小于 15m。

③ 钻孔间距一般不大于 0.3m，对于松软煤层要架两排金属骨架，钻孔间距应小于 0.2m。

④ 骨架材料可选用 8kg/m 的钢轨、型钢或直径不小于 50mm 钢管，其伸出孔外端用金属架支撑或砌入碹内。

⑤ 插入骨架材料后，应向孔内灌注水泥砂浆等不燃性固化材料。如图 9－4－38 所示。

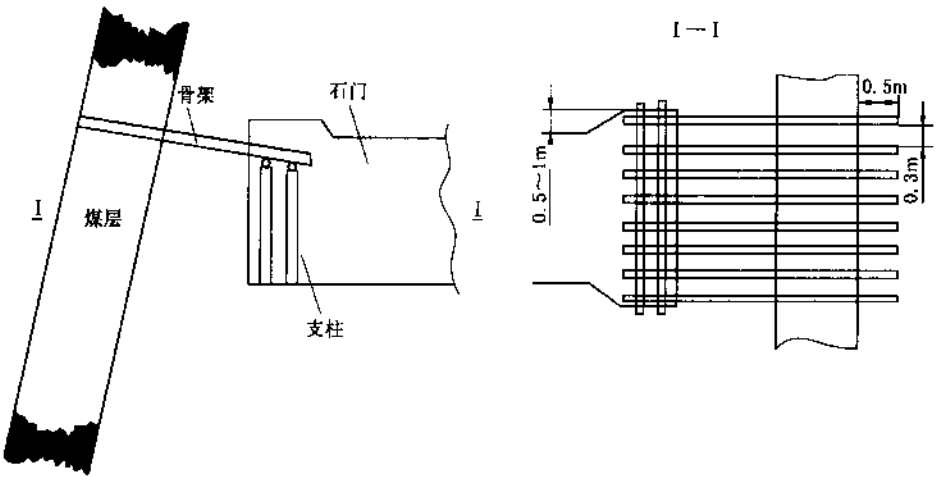


图 9－4－38 金属骨架

5. 煤体固化

（1）煤体固化防突机理：通过注入固化剂，可充填封闭煤层内的裂隙和孔隙，减少瓦斯解吸速度和解吸量，降低煤体瓦斯吸附能力，同时改善煤岩体的物理力学性质，有效增加煤体强度，使外部煤体阻滞内部煤体突出。

（2）适应条件：煤体固化措施适用于松软煤层，用以增加工作面周围煤体的强度。

（3）技术参数：向煤体注入固化材料的钻孔应施工至煤层顶板 0.5m 以上，一般钻孔间距不大于 0.5m，钻孔位于巷道轮廓线外 0.5～2.0m 的范围内，根据需要也可在巷道轮廓线外布置多排环状钻孔。当钻孔不能一次施工至煤层顶板时，则进入煤层的深度不应小

于 10m。

各钻孔应在孔口封堵牢固后方可向孔内注入固化材料。可根据注入压力升高的情况或注入量决定是否停止注入。

（4）固化材料及固化措施注意事项：

① 固化材料有波雷因、马丽散、罗克休等。

② 固化操作时，所有人员不得正对孔口。

③ 在环状固化钻孔外侧煤体中的抽放或排放瓦斯钻孔，自固化作业到完成石门揭煤前应保持抽放或自然排放状态，否则，应打一定数量的排放瓦斯钻孔。从固化完成到揭煤结束的时间超过 5 天时，必须重新进行工作面突出危险性预测或措施效果检验。

4.5.3.3　煤巷掘进防突措施

有突出危险的煤巷掘进工作面可采用超前钻孔（包括超前预抽瓦斯钻孔、超前排放钻孔）、松动爆破、水力冲孔、前探支架或其他经试验证实有效的工作面防突措施。各项措施中应优先选用预抽瓦斯钻孔、超前排放钻孔防突措施；采用松动爆破、水力冲孔、水力疏松或其他工作面防突措施时，必须经过试验考察确认防突效果后方可推广使用；前探支架措施应配合其他措施一起使用；下山掘进时不得选用水力冲孔、水力疏松措施；倾角 8°以上的上山掘进工作面不得选用松动爆破、水力冲孔、水力疏松措施。

1. 超前钻孔防突措施

超前钻孔防突措施是向工作面前方煤体打一定数量的钻孔，并始终保持钻孔有一定的超前距，使工作面前方煤体卸压、瓦斯得到抽（排）放，达到减弱和消除突出的一种方法。

（1）超前钻孔防突机理：在掘进工作面前方，一般有三个应力带，即卸压带、集中应力带和原始应力带，在卸压带中，地应力和瓦斯压力都大大降低，是阻止突出的防护带，一般长度 3～5m；集中应力带的地应力比原始应力值高，煤层透气性急剧降低，阻止瓦斯抽（排）放，所以保持着较高的瓦斯压力梯度与瓦斯压力值，易发生突出，超前钻孔的作用主要在集中应力带内进行卸压和抽（排）放瓦斯，使应力集中带前移，加宽卸压带宽度，以达到在工作面前方较长范围内消除和降低突出危险的目的。

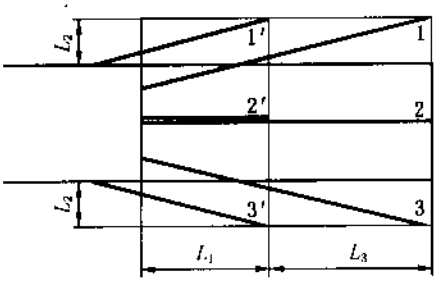
（2）适应条件：煤层透气性较好。

（3）主要技术参数：超前钻孔的直径一般为 75～120mm，地质条件变化剧烈地带也可采用直径 42mm 的钻孔；若超前钻孔直径超过 120mm 时，必须采用专门的钻进设备和制定专门的施工安全措施。

超前钻孔对巷道两侧轮廓线外钻孔的最小控制范围：近水平、缓倾斜煤层 5m，倾斜、急倾斜煤层上帮 7m、下帮 3m（图 9－4－39）。当煤层厚度大于巷道高度时，在垂直煤层方向上的巷道上部煤层控制范围不小于 7m，巷道下部煤层控制范围不小于 3m。

钻孔在控制范围内应均匀布置，在煤层的软分层中可适当增加钻孔数。预抽钻孔或超前排放钻孔的孔数、孔底间距等应根据钻孔的有效抽放或排放半径确定。各个钻孔的有效影响范围应当重叠，为了避免出现措施空白带，通常用作图法确定超前钻孔数目。当超前钻孔数量较少和孔深较大时，难以按要求控制巷道轮廓线以外范围的煤体，容易使工作面前方煤体留下未卸压的三角空白带。为此，可采用长短钻孔相结合的布孔方式。

（4）其他要求：实施超前钻孔时，如果煤层能明显分出硬软分层时，应在软分层中



1～3—本次循环措施孔；1'～3'—上次循环措施残留孔；
L_1—5m 超前距；L_2—两帮应控制的范围；L_3—本次循环应处理的范围

图 9-4-39 掘进工作面超前钻孔的防突原理示意图

布置钻孔。超前钻孔数量及布置方式应根据钻孔有效半径和所需控制的范围确定，当煤层赋存条件变化时，超前钻孔数量应随之相应增减。超前钻孔实施后，应进行防突效果检验。

超前预抽瓦斯钻孔与超前排放钻孔相比，不同的是超前预抽瓦斯钻孔通过增加机械能加快煤层瓦斯排放速度和排放量，同时，当煤层瓦斯含量高，在施工超前钻孔过程中喷出的高浓度瓦斯引起工作面回风流中瓦斯超限时，可用专用封孔器将孔口封住，打一个孔，封一个孔，然后联到预抽瓦斯管路上进行预抽（图 9-4-40），解决瓦斯超限问题。

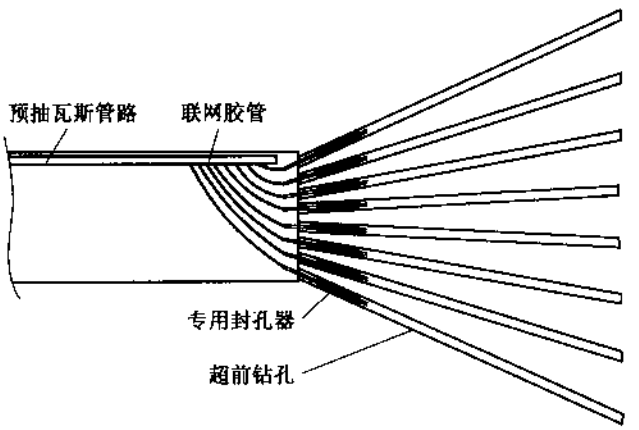


图 9-4-40 掘进工作面超前钻孔瓦斯预抽示意图

2. 松动爆破

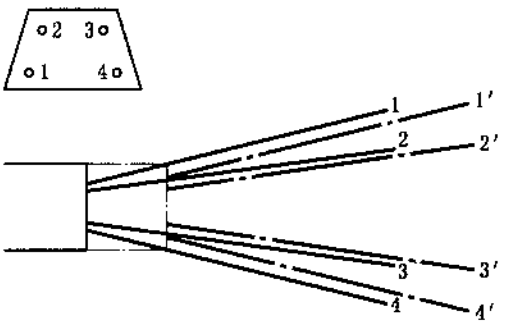
松动爆破是在掘进工作面向煤体中深部打钻孔并装药起爆的防突措施。

（1）防突机理：通过炸药的爆破威力，人为改变煤层的力学性能，增加裂隙，瓦斯得以排放，使应力集中带前移、卸压带扩大，防止煤与瓦斯突出。松动爆破可使 4～6m 的应力集中带前移到 12～14m 处，将卸压带宽度大大增加。

（2）适应条件：适用于煤质坚硬、围岩稳定、不易塌孔、突出强度不大的煤层。

（3）主要技术参数：深孔松动爆破常用的钻孔孔径为 42mm。采用的是 3 号煤矿许用乳化炸药，采用毫秒电雷管起爆。通常使用电煤钻或风动防突钻机打爆破孔，麻花钻杆直径为 38mm，钻头直径为 42mm。钻孔内采用正向装药，实行一次起爆，装药长度为孔长减去 5.5～6m。由于在实施深孔松动爆破时，因工艺失误有可能诱导突出，因此，必须采取撤人、停电、设警戒、反向风门、远距离爆破等安全措施，并至少在爆破 30min 后方能进入工作面。

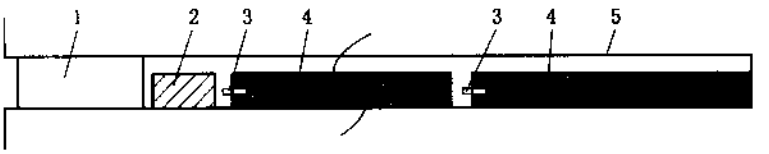
掘进工作面采用深孔松动爆破措施时，其钻孔布置方式、孔数应根据工作面煤层赋存条件、断面大小和实测的松动爆破的有效影响半径确定，孔深不得小于 8m，至少控制巷道轮廓线外 3m，如图 9－4－41 所示。掘进和实施深孔松动爆破时，必须保持 5m 的超前距。



1、2、3、4—本次循环爆破孔；1′、2′、3′、4′—下次循环爆破孔

图 9－4－41　深孔松动爆破钻孔布置

（4）注意事项：钻孔时，要注意钻进速度，通过来回拉动钻杆来加强排粉，以免卡钻。当钻孔打完后，应该用钻杆来回拖动尽可能将钻孔中残余的煤粉排出，也可以用压风清除钻孔内的煤粉，以保证装药的顺利，装药与封孔结构如图 9－4－42 所示。由于直接将短药卷送入孔内是十分困难的，因此，通常用竹片等材料将多个短药卷捆扎成一个 1～1.5m 的长条药筒，这样容易将炸药送到孔底，不易卡在孔内。每个药筒装上一个雷管，正向装药。由于钻孔较深，炸药和炮泥需要用专门的木制（阻燃和抗静电的 PVC 管材也可）堵孔工具送入孔内。



1—炮泥；2—水炮泥；3—雷管；4—炸药筒；5—钻孔

图 9－4－42　松动爆破孔装药和封孔结构图

装药后应装入长度不小于 0.4m 的水炮泥，水炮泥外应充填长度不小于 2m 的炮泥，在装药和充填炮泥时，应防止折断电雷管的脚线。通常用黄泥封孔，为了提高爆破效果，

必须将炮泥填好捣实，以避免爆破时炮泥冲出钻孔而造成高温高压气体泄漏。

当掘进工作面首次采用深孔松动爆破时，在执行措施前，必须对工作面前方5m内的煤体先采取防突措施，以免留下未被松动的地带。为了提高松动爆破的效果，一是要做到布孔均匀，钻孔可以成单排或双排布置，但每一循环的布孔位置要与上一循环错开，避免在同一孔位重复布孔爆破，以保证控制范围内的煤体充分卸压和排放瓦斯。二是应特别注意孔深、装药长度和封孔起始位置之间的关系，既不要在已松动范围内重复爆破，以避免破坏安全煤柱和影响爆破效果；也不要因装药长度不够而留下未松动带，形成所谓的“门槛”或“隔墙”。这种“门槛”或“隔墙”不仅会阻碍瓦斯的排放，而且也会阻碍集中应力向深部转移。

由于上山掘进工作面在爆破时更容易造成煤体垮塌，因此通常较少采用深孔松动爆破防突措施。

3. 水力冲孔措施

水力冲孔措施是指向突出煤层打钻，送入一定压力的水，通过钻头的切割和水射流的冲出，在煤体中形成较大孔洞的措施。

（1）水力冲孔防突机理同石门揭煤。

（2）适用条件：水力冲孔措施适用于打钻时具有自喷（喷煤、喷瓦斯）现象的煤层；煤层较软或有软分层，煤层坚固系数f值一般小于0.5的煤层和特大型煤与瓦斯突出危险的倾斜煤层。

（3）主要技术参数：水力冲孔的水压视煤层的软硬程度而定，一般应大于3MPa。钻孔应至少控制巷道轮廓线外3～5m的煤层，冲孔数量应根据突出危险性及巷道断面选择，在厚度不超过4m时，按扇形至少布置5个孔，在地质构造破坏带或煤层较厚时，应适当增加孔数，孔底间距控制在3m左右，孔深通常为20～25m，冲孔钻孔超前掘进工作面的距离不得小于5m，冲孔孔道应沿软分层前进。煤层厚度3m，布置7个冲孔的布置图如图9－4－43所示。

（4）水力冲孔的工艺流程同石门揭煤。

（5）注意事项除与石门揭煤冲孔相同外，还需注意冲孔前掘进工作面必须架设迎面支架，并用木板和立柱背紧背牢，对冲孔地点的巷道支架必须检查、加固。冲孔后和交接班前都必须退出钻杆，并将导管内的煤冲洗出来，防止煤、水、瓦斯突然喷出伤人。

4. 水力疏松措施

水力疏松措施是向煤体施工若干个注水孔，然后向煤体内注入高压水达到消除突出危险的措施。

（1）防突机理：煤层注水后，改变了煤层的力学性质，使煤层的弹性变形转化为塑性变形，在煤层受力后变形量增加，采掘工作面附近的应力分布状态发生变化（使卸压区增大），应力集中点向采掘工作面深部转移。当煤层受力遭受破坏时，不出现脆性破坏方式。

（2）适用条件：煤层赋存稳定，无地质构造变化，且煤质较软，顶板较好，有突出危险性的地区。

（3）主要技术参数：注水参数应根据煤层性质合理选择。如未实测确定，可参考如下参数：钻孔间距4.0m，孔径42～50mm，孔长6.0～10m，封孔2～4m，注水压力一般