

KUANGJING FANGMIEHUO ZHONGHE
JISHU SHOUCE



矿井防灭火综合 技术手册

主编 范天吉

■ 吉林音像出版社

矿井防灭火综合技术手册

(第二卷)

吉林音像出版社

矿井防灭火方法技术



第三篇

第一章 注水注浆防灭火技术

第一节 注水防灭火技术

对于开采具有自燃倾向危险性煤层的矿井,采空区遗煤自燃往往是井下最为严重的自然灾害,在与煤自燃灾害作长期的斗争中,人们不断地研究和采用新技术、新工艺、新方法、新材料,但直至今日,井下采空区遗煤自燃灾害远远没有被完全控制,部分矿井在沿袭采用传统的有效的防治技术方法中,或因井下条件恶化,治理难度加大,或因措施实施中技术不到位,常常导致防治工作无效或失败,更加剧了防治煤自燃工作形势的严峻性,如贵州省六枝矿区,井下采空区遗煤自燃灾害年年发生,其中最严重的一次自燃灾害引起了工作面瓦斯爆炸,造成直接经济损失约 206 万元,长期以来,六枝工矿集团对井下煤炭自燃灾害的防治工作都极为重视,但苦于经济不发达,无力采用投资巨大的新技术、新材料。1992 年,笔者应邀与之合作开始研究新的、低成本的防治技术措施,经过几年的努力,取得了令人满意的技术效果和经济效益。

一、采空区注水抑制遗煤氧化及自燃的机理

在防治采空区遗煤自燃技术中,我国煤矿自 20 世纪 50 年代就采用黄泥灌浆技术,到 20 世纪 70 年代,这一技术在开采易燃煤层的矿井中得到较广泛的普及。六枝矿区自 20 世纪 80 年代初也开始使用这一技术,在一段时期中取得了很好的防治效果。

黄泥灌浆技术的机制是:一定浓度的黄泥浆能将采空区遗煤包裹起来,使之与氧隔离,避免煤氧接触发生反应;其次,泥浆中的水也具有吸热降温的作用,但该措施的关键在于隔氧阻化。因此,有关规程规定,严禁往采空区灌注浓度不合要求的泥浆,更不允许灌注清水。但六枝矿区地表缺土,黄泥灌浆成本不断上涨,且与农业争地的矛盾日趋尖锐。由于种种原因,黄泥灌浆措施的实施只能是断断续续,时灌时停,根本无法控制井下采空区遗煤自燃,以至于自燃灾害时有发生。1993 年,笔者根据实际情况,提出不强

调浓度,但加大注浆水量,后又改为直接往采空区灌注清水的方法,有效地防止了采空区遗煤自燃灾害,究其作用机制大致可分为2个方面。

(一) 水具有吸热降温抑制煤炭氧化进程的作用

提出直接往采空区灌注清水的方法,是基于对热力学和燃烧理论的理解与认识。根据分子热运动理论,环境温度愈高,分子热运动的速度愈快。在化学反应中,由于物质分子快速运动相互碰撞,从而破坏了原有的物质结构,产生新的物质结构。大量的化学实验结果表明,温度对化学反应速率的影响极大,在常温下,温度每提高 10°C ,反应速率将提高2~4倍。所以,煤的氧化反应速率随着反应温度升高而将很快地增加。

Arrhenius (阿累尼乌斯) 根据 Vant Hoff (范德霍夫) 的理论分析,做了大量的实验,于1889年提出了关于I型反应速率常数 K 与反应温度 T 之间的关系式,即

$$K = k_0 \exp(-E/RT) \quad (1-1)$$

式中 k_0 ——为频率因子,单位与 K 相同;

E ——为反应活化能, J/mol ;

R ——为通用气体常数, $\text{J}/(\text{kg}\cdot\text{K})$;

T ——为反应温度, $^{\circ}\text{C}$ 。

在I型反应中,反应的速率随环境温度的升高而快速增加。据 Langmuir (朗格缪尔) 的异相反应理论,采空区内的遗煤与氧的反应是因为氧分子涉入碳(遗煤)的晶格结构的表面,因化学吸附而络合在碳晶格的界面上,形成碳氧络合物;然后,又因热分解或其它分子的碰撞而分开,即解吸;解吸后在碳晶格表面形成的空位,将立即再度吸附新的氧分子。这种碳氧络合吸附与解吸的反复循环,将不断地产生氧化热,提高环境和煤炭的温度,导致煤炭氧化进程的速度进一步加快,当聚热条件存在时,环境和煤炭的温度上升加快,直到引起煤炭自然发火。但如果此前适量地往采空区灌注常、低温清水,水既可挤占碳晶格的表面,阻止碳氧的互渗接触,又可减少碳氧络合物的形成;在热平衡过程中,水在随着煤炭升温时,还将大量地吸收和消耗煤炭氧化产生的热量,起到吸热降温的作用。

(二) 水对已经氧化自热升温的煤炭具有散热冷却的作用

当采空区条件适宜,遗煤与氧的反应,即碳氧络合吸附与解吸的反复快速循环,将不断地产生氧化热。如果煤的氧化产热速率大于散热速率,采空区内将聚集大量的热量,快速提高采空区内环境和煤炭的温度,而激发碳氧分子运动速度加快,使活动分子和活化能增加,产生强烈的活动络合反应状

态, 化学反应速率呈急剧上升趋势, 此刻若能改变其环境, 如往高温点或高温区灌注清水, 致使水升温或蒸发, 将起到散热冷却的作用, 其作用机制可以用热力学理论计算证实。

1. 热力平衡中使水升温时耗散的热量

$$Q_1 = m_1 C_{p1} (t_2 - t_1) \quad (1-2)$$

式中 m_1 ——为被加热升温的水量, kg;

C_{p1} ——为水的定压比热, $C_{p1} = 4.868 \text{ kJ}/(\text{kg} \cdot \text{K})$;

t_1, t_2 ——分别为水被加热前、后的温度, $^{\circ}\text{C}$ 。

可见, 要使每 1t 清水升温 10°C , 将需消耗 48.68 MJ 热量。

2. 水被加热而蒸发时耗散的热量

$$Q_2 = m_2 \gamma$$

式中 m_2 ——为常温下 (20°C) 蒸发汽化的水量, kg;

γ ——为在一定条件下的汽化热, 当 $P = 0.1 \text{ MPa}$, $T = 20^{\circ}\text{C}$ 时, $\gamma = 2453 \text{ kJ/kg}$ 。

可见, 在采空区内每蒸发、汽化 1t 水, 就可耗散和带走 2 453 MJ 的热量, 确实能起到散热冷却的作用。

二、恒温下煤炭外在水量蒸发速度的实验室研究

为确定对采空区遗煤注水量被加热时的蒸发速率, 笔者在实验室进行了恒温下煤炭外在水量蒸发速度的测试试验, 具体方法与步骤:

- (1) 从回采工作面中部煤壁 20~30 cm 深处, 采集新鲜煤样 2 000 g;
- (2) 粉碎后, 筛成 2 种不同的粒度范围, 即小于 0.626 0 mm 和小于 0.312 5 mm;
- (3) 在自然状态下干燥 24 h 后, 按一定比例取样、称重、装入试验坩埚;
- (4) 各煤样分 2 组按不同比例加入外在水分, 分别放入 2 个不同温度状态的 YH-501 型超级恒温器内;
- (5) 定时从 YH-501 型超级恒温器内取出盛煤试验坩埚称重, 记录水分变化情况。本试验共进行 6 组不同粒度组合、不同环境温度的实验, 有关测试数据整理后见表 1-1。

表 1-1 煤炭外在水分蒸发速度实验室考察分析

时间	测试称重/g					外在水分变化率/%				
	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
3 日 16 时 (加水前)	26.1533	25.1714	28.4863	26.0544	25.0815	+24.92	+28.51	+39.62	+49.27	+63.32
(加水后)	27.3427	26.5610	30.4346	28.4473	28.0345	100	100	100	100	100
4 日 16 时	27.0090	26.8932	29.4881	27.1244	27.0047	-28.05	-48.05	-48.54	-42.74	-34.87
5 日 16 时	26.6941	25.5857	28.9949	26.8847	26.3505	-26.48	-22.13	-25.29	-22.55	-22.16
7 日 16 时	26.4176	25.3881	28.7219	26.4643	25.8610	-18.70	-14.24	-14.01	-17.58	-16.58
10 日 10 时	26.2686	25.2734	28.582 1	26.1547	25.4477	-17.05	-8.35	-7.17	-12.93	-14.00
12 日 16 时	26.154 1	25.1689	28.4884	26.0374	25.1921	-9.63	-7.51	-4.80	-4.91	-8.65
14 日 10 时	26.1520	25.1675	28.4862	26.0345	25.0847	-0.16	-0.11	-0.10	-0.12	-3.66
17 日 16 时	26.1498	25.1664	28.4845	26.0335	25.0808	-0.16	-0.07	-0.08	-0.04	-0.13
19 日 10 时	26.1189	25.1659	28.4840	26.0324	25.079 3	-0.08	-0.03	-0.03	-0.02	-0.06

注：①表中煤样粒度 $<0.6250\text{ mm}$ 的占60%， $<0.3125\text{ mm}$ 的占40%，试验温度为 30°C ；

②测试称重分别为添加外在水分前、后及蒸发过程中煤样的重量；

③外在水分变化率为相邻前、后2次煤样称重的重量相对变化值，即添加或蒸发水分占煤样总重量的比值。

由表1-1可见，往煤炭中灌注清水后在一定的环境温度下，煤炭中的水分将被蒸发，但仍能保持一定的时间，有关注水量、保持时间、蒸发速度之间具有以下关系：

(1) 一般地，往煤炭中灌注的水分，在一定的环境温度条件下，1 d后，能剩余50%~60%，2 d后，还能剩余20%~35%，4 d后，只能剩余8%~12%以下，水分被蒸发的速度较快；

(2) 在相同的环境温度条件下，往煤炭中灌注的水愈多，相同时间后，煤炭中剩余的水分愈多；

(3) 环境温度愈高，往煤炭中灌注的水蒸发的速度愈快，相同时间后，煤炭中剩余的水分愈少；

(4) 在相同的环境温度条件下，往煤炭中灌注相同的水，相同时间后，粒度愈小的煤炭，煤炭中剩余的水分愈多。

在采空区内的遗煤粒度愈小，遗煤自然发火的危险性愈大，本试验研究结果表明，只要适时、适量地往采空区内灌注清水，尽管原本自然发火危险性较大、而粒度较小的遗煤，但其吸水量却较多，而受热蒸发的速度却较小，即采取措施后实际上的自然发火的危险性必然大下降，甚至消失。

应该说明的是，在本试验研究中，采用有效的措施及时将煤炭中蒸发出来的水分排除，而在井下采空区内，因放顶后垮落的矸石杂乱无章，漏风通道一般也比较小，灌注在采空区内的清水（包括被遗煤吸收的外在水分），

蒸发时易凝聚在覆盖遗煤上的破碎顶板岩石表面, 达一定数量后又可能降落回到底板遗煤上。一般地, 非汽雾状的水分很难被漏风流带走。因此, 只要适时、适量地往采空区内灌注清水, 使采空区内呈冷湿状态, 采空区内的遗煤就能保持一定的水分, 起到散热冷却的作用。

三、采空区灌注清水的井下现场考察研究

根据上述防治机理分析和实验室试验研究结论, 只要适时、适量地往采空区内灌注清水, 使采空区内保持冷湿状态, 采空区内的遗煤就不能快速氧化, 或氧化产生热量的速率将低于散失热量的速率, 使氧化产生的热量无法聚集而形成高温点或高温区, 采空区内的遗煤就不会发生自燃。为此, 六枝矿区选择四角田矿井 2671 (1) 回采工作面, 一个极易发生采空区遗煤自燃的工作面作项目研究地点, 以求对理论得到进一步的证实。

2671 (1) 工作面走向长为 360~385 m, 工作面斜长 128~192 m, 是全局采煤工作面斜长最大的回采工作面。煤层厚为 1.2~1.8 m, 煤层倾角 18~23°。回采工作面地质构造复杂, 据煤巷掘进时揭露, 共发现落差为 0.5~3.0 m 的断层 12 条。由于受 F_{111} 断层的影响, 在回风石门和机巷到石门处形成许多小构造, 使煤沿走向厚度变化较大, 结构复杂。在煤巷掘进中还发现 13 处小煤窑下遗留的老巷, 个别老巷位于采煤工作面中、上部。受其影响, 回采工作面上、下巷道中有多处滴、淋水处, 据观测, 最大滴、淋水量下巷道约为 $10 \text{ m}^3/\text{h}$, 上巷道约为 $15 \text{ m}^3/\text{h}$ 。显然, 涌水量若处理不好, 必然影响回采工作面的开采与煤炭运输, 但在本项目研究中却得到充分的利用。由于局部地点 (尤其是在采煤工作面中部的局部地点) 的滴、淋水温度较高, 为防止浸润煤炭出现高温预热现象, 在这些区域增撒石灰, 改变煤炭的自燃倾向性, 可有效地防止采空区遗煤的自然发火, 有关数据监测统计见表 1-2。

表 1-2 灌注清水有关参数监测统计

时间	月进度 /m	采高 /m	月均日产量 /t	回风量 $/\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$	绝对瓦斯量 $/\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$	月撒石灰量 /t	日灌注水量 /t	清水来源
1995 年 3 月	13.0	2.1	201	560	4.93	28	14	采面涌水, 防尘水
1995 年 4 月	16.0	2.0	215	544	5.00	25	14	采面涌水, 防尘水
1995 年 5 月	18.0	2.0	237	596	5.30	37	14	采面涌水, 防尘水
1995 年 6 月	17.0	2.0	211	580	3.77	32	16	采面涌水
1995 年 7 月	19.0	2.1	275	460	4.01	25	18	采面涌水

续 表

时间	月进度 /m	采高 /m	月均日产量 /t	回风量 $/\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$	绝对瓦斯量 $/\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$	月撒石灰量 /t	日灌注水量 /t	清水来源
1995年8月	15.0	2.0	212	468	4.40	40	18	采面涌水
1995年9月	18.0	2.0	245	480	3.60	39	15	采面涌水, 防尘水
1995年10月	21.0	2.1	300	502	3.82	44	15	采面涌水, 防尘水
1995年11月	20.0	2.0	276	608	4.23	50	15	采面涌水, 防尘水
1995年12月	13.0	2.0	206	605	4.23	43	14	采面涌水, 防尘水
1996年1月	15.0	2.1	275	613	4.35	53	14	采面涌水, 防尘水
1996年2月	12.0	2.1	198	608	4.38	32	14	采面涌水, 防尘水
1996年3月	16.0	2.1	276	600	4.44	41	14	采面涌水, 防尘水
1996年4月	18.0	2.1	294	584	4.38	45	15	采面涌水, 防尘水
1996年5月	15.0	2.1	265	540	4.37	48	15	采面涌水, 防尘水
1996年6月	17.0	2.1	290	545	4.41	43	16	采面涌水
1996年7月	15.0	2.1	280	528	4.28	45	18	采面涌水
1996年8月	15.0	2.1	285	560	4.54	50	18	采面涌水
1996年9月	12.0	2.1	200	554	4.54	58	16	采面涌水
1996年10月	13.0	2.1	240	567	4.59	53	16	采面涌水, 防尘水
1996年11月	12.0	2.1	230	560	4.54	52	15	采面涌水, 防尘水
1996年12月	13.0	2.1	250	562	4.55	61	14	采面涌水, 防尘水

注: 清水来源, 表示以利用采煤工作面涌水为主, 防尘水为辅, 部分月份只用采煤工作面涌水。

四、结语

通过上述对往采空区灌注清水, 防治遗煤自燃机理的分析和实验室试验与井下现场试验研究, 可以得出结论: 只要适时、适量地往采空区内灌注清水, 让采空区内保持冷湿状态, 采空区内的遗煤就不能快速氧化, 使氧化产生热量的速率也低于散失热量的速率, 氧化产生的热量无法聚集而形成高温点或高温区, 采空区内的遗煤就不会发生自燃。这一研究对传统的黄泥灌浆的浓度要求提出了新的看法, 认为无论泥浆浓度如何, 只要能确保适时的灌注量, 即便是清水, 也能起到防止采空区遗煤自燃的效果。值得指出的是, 在灌注清水前, 沿采空区适当地撒布一些石灰, 将具有意想不到的好效果。另外还应指出, 在采用本项目研究的技术措施时, 务必注意先制定好工作面及下巷道排水的技术措施, 以便及时、顺畅地将携带着采空区遗煤氧化产热的水流尽快地排至采煤工作面以外, 确保本技术措施的防治效果和顺利推行。

第二节 注浆防灭火系统

注浆防灭火技术就是将水与不燃性的固体材料按适当的配比，制成一定浓度的浆液，利用输浆管道送至可能发生或已经发生自燃的地点，以防止发生自燃或扑灭火灾。浆液充填于碎煤或岩石缝隙之间，沉淀的固体物质可以充填裂隙并包裹浮煤，起到隔氧堵漏的作用；同时，泥浆对已经自热的煤炭有冷却散热的作用。

一、制浆材料的选择

制浆用的材料应满足以下要求：①不含可燃、助燃成分；②粒径不大于2mm，细小颗粒（粒径小于1mm）应占75%；③主要物理性能指标应符合：相对密度2.4~2.8；密度1.7~1.9t/m³；塑性指数（指土壤塑性上限的质量湿度与下限湿度之差）9~14；胶体混合物（按MgO含量计）25%~30%；含砂量25%~30%；润湿速度15~20min；天然水分15%等；④易脱水，且具有一定的稳定性；⑤浆液渗透力强，收缩率小，来源广泛，成本低。

煤矿中使用的传统灌浆材料是含砂量不超过25%~30%的黄土，根据矿区条件，也可采取适当的代用材料。如柴里煤矿，根据矿区情况，可用作制浆材料的有黄土和黑粘土。大量使用黄土会损害耕地，黑粘土由于几乎不含砂，对制浆和泥浆的沉积都不利。也曾试用矿区塌陷坑内的沉泥制作泥浆，但沉泥采集量小，不能满足需要。还试用过电厂粉煤灰作制浆材料，由于粘结性差，防火效果不理想而未推广应用。各材料部分物理指标和混合土粒度分级分别见表1-3和表1-4。最后主要采用黄土或黄土和黑粘土的混合土作制浆材料，同时在制浆过程中增加一定量的阻化剂，制作阻化泥浆，效果较好。

表1-3 柴里煤矿注浆材料物理指标

指 标 \ 材 料	黄 土	黑 粘 土	混 合 土	塌 陷 坑 泥
密 度 (t/m ³)	2.549	2.427	2.488	2.20
阻力系数 (kg·s ² /m ⁴)	259.8	247.4	253.6	224.3
松散密度 (t/m ³)	1.402	1.371	1.368	1.32
孔隙率	0.45	0.435	0.45	0.40

表 1-4 柴里煤矿混合土粒度分段试验数据

粒度 (mm)	>0.9	0.9~0.4	0.4~0.3	0.3~0.2	0.2 ~ 0.15
质量 (g)	22.62	34.84	43.33	23.29	18.42
占有百分比 (%)	3.85	5.93	7.37	3.96	3.13
粒度 (mm)	0.12 ~ 0.105	0.105 ~ 0.097	0.097 ~ 0.09	0.09~0.074	<0.074
质量 (g)	5.58	16.89	1.10	10.00	403
占有百分比 (%)	0.95	2.87	0.19	1.70	68.54

二、泥浆的制备

1. 泥浆的制备工艺

泥浆制备可分为水力直接制浆合机械制浆两种方法，前者是用高压水枪直接冲刷地表或预先堆积的黄土成浆，经输浆沟送达注浆管路。这种方式工序简单，但浆液质量难以保证，因此一般采用机械制浆方法。

地面注浆站如图 1-1 所示，用高压水枪冲下泥浆流入集中浆沟，经过滤网过滤，除去杂物后流入泥浆搅拌池，经搅拌机搅拌，按一定的水土比成浆，然后输入注浆管路，送至井下。或在取土场将黄土、黑粘土装车，经轻便轨道输送至泥浆搅拌池，机械搅拌成泥浆后经管路送至井下。

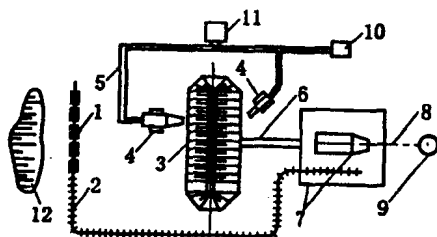


图 1-1 人工或机械制浆站

- 1—取土矿车；2—轻便轨道；3—储土场及栈桥；4—水枪；
5—输水管；6—自流泥浆沟；7—泥浆搅拌池及厂房；8—输浆管；
9—风井；10—水泵房；11—绞车房；12—取土场

2. 泥浆的水土比

泥浆的水土比是反映泥浆浓度的指标，是指泥浆中水与土的体积之比。水土比的大小影响着注浆的效果和泥浆的输送。泥浆的水土比小，则泥浆浓度大，隔绝和包裹效果好，但流动性差，输送困难，在输浆倍数和管径一定

的条件下, 泥浆输送的沿程阻力大, 泥浆在管道中的流速降低, 泥浆中的固体颗粒容易沉降, 造成堵管事故。水土比大, 则输送相同体积的土所用的水量大, 包裹和隔绝效果不好。根据柴里煤矿的实际经验, 洒浆时泥浆的水土比为 3:1~6:1, 注浆时为 3:1~15:1 为宜。泥浆水土比通过测定泥浆相对密度的方法来确定, 试验测泥浆相对密度与水土之间的关系见表 1-5。

表 1-5 泥浆水土比与相对密度关系

水土比	2:1	3:1	4:1	5:1	6:1	8:1	10:1	12:1	15:1
黄土	1.33	1.24	1.19	1.15	1.13	1.10	1.08	1.07	1.06
黑粘土	1.32	1.23	1.18	1.15	1.13	1.10	1.08	1.07	1.05
混合土	1.33	1.23	1.18	1.15	1.13	1.10	1.08	1.07	1.05
坑泥	1.28	1.20	1.16	1.13	1.11	1.08	1.07	1.06	1.05

根据上表得泥浆相对密度与水土的关系曲线, 如图 1-2 所示, 实践证明上述关系比较符合实际的, 可供现场使用。

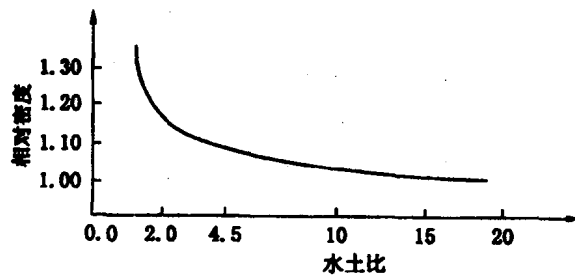


图 1-2 混合土泥浆相对密度与水土比关系曲线

3. 注浆量确定

根据注浆的作用和目的, 合理的注浆量应能够使沉积的泥浆充填碎煤裂隙和包裹注浆区暴露的遗煤。注浆量受注浆形式、开采方法及地质条件等因素的影响, 比如同样的条件下, 工作面注浆要比采后注浆用泥浆量要少。目前采空区的注浆量是依据注浆开采空间、采煤方法及地质情况来计算得, 用土量 Q_s 为:

$$Q_s = K \cdot M \cdot L \cdot H \cdot C \quad (1-3)$$

式中 M ——煤层开采厚度, m;

L ——灌浆区的走向长度, m;

H ——灌浆区的倾斜长度, m;

C ——煤炭采出率, %;

K——注浆系数即泥浆的固体材料体积与注浆区空间容积之比，一般取 0.03~0.15。

用水量 Q_W 为：

$$Q_W = K_W \cdot Q_S \cdot \delta \quad (1-4)$$

式中 K_W ——考虑冲洗管路用水量时备用系数，一般为 1.10~1.25；
 δ ——水土比。

三、泥浆的输送

泥浆的输送一般采用泥浆的静压力作为输送动力，制成的泥浆由地面注浆站经过注浆主管到支管送到用浆地点。注浆管道根据注浆压力的大小选取，压力小于 1.6MPa 时，可选取普通水管；压力大于 1.6MPa 时，应选用无缝钢管。

灌浆管道直径应根据管内泥浆流速加以选择，管内泥浆的实际流速应大于临界流速。所谓泥浆的临界流速，就是为保证泥浆中的固体颗粒在管道输送时不致沉淀或堵管的最小平均流速。其值与固体材料颗粒的形状、粒径、密度、泥浆浓度和颗粒在静水中的自由沉降速度等因素有关。当采用密度为 2.7t/m^3 的粘土作为泥浆中固体材料时，在土水比为 1:3~1:10 的情况下，泥浆在管道中的临界流速为 1.1~2.2m/s。管道内径按下式计算：

$$d = \sqrt{\frac{4Qh}{3600\pi V}} = \frac{1}{30} \sqrt{\frac{Qh}{\pi V}} \quad (1-5)$$

式中 d ——灌浆管道内径，m；

Qh ——小时灌浆量， m^3/h ；

V ——管内泥浆的实际流速，m/s。

现场灌浆干管直径一般为 100~150mm，支管直径为 75~100mm，工作面胶管直径为 40~50mm，管壁厚度为 4~6mm。

从地面灌浆站到进下灌浆点的管线长度与垂高之比叫做泥浆的输送倍线。即：

$$N = \frac{L}{Z} \quad (1-6)$$

式中 L ——进浆管口至灌浆点的距离，m；

Z ——进浆管口至灌浆点的垂高，m。

输送倍线是表示灌浆系统的阻力与静压动力之间关系的参数，若其数值过大，则静压动力不足，泥浆输送困难；若其数值过小，则泥浆出口的压力

过大,不利于浆液的均匀分布。一般来讲,泥浆的输送倍线最好控制在5~6范围内。

第三节 注浆防灭火方式

一、工作面注浆

工作面注浆是随回采工作面进行,主要有工作面洒浆、工作面两道埋管注浆、拖管注浆、采后注浆等方式。

1. 工作面洒浆

从注浆支管中接出胶管,沿工作面倾斜方向向采空区喷洒浆液。这种方式工序简单,所用人员,设备少,费用低,只要加强管理,泥浆分布比较均匀,不会出现大面积空白区。但这种方法也有不足:洒浆和回采工作互相干扰,洒浆时间不能保证;跑浆、漏浆会恶化工作面环境。

2. 工作面两道埋管注浆

埋管注浆即沿工作面两道在采空区内预先铺好灌浆管,放顶后立即开始灌浆。灌浆管应埋入采空区内15~20m,并随工作面的推进,用回柱绞车向外牵引。两道埋管压浆的主要优点:一是压浆过程基本不受工作面俯仰采的限制,由于泄浆点在采空区较深部位,即便是俯采工作面也可实施埋管压浆;二是该工艺与采煤生产工序相互干扰较小;三是能够保证两道遗煤、丢煤集中区域有充足的灌浆量。其缺点是:浆水扩散范围较小,埋管过深容易堵管,巷道起伏不平容易压断浆管。

3. 工作面拖管注浆

沿工作面倾斜方向每隔一定距离垂直于工作面预埋压浆钢管,钢管与安设在工作面内的输浆软管相连通,采过一定距离后开始向采空区注浆,随着工作面的推移,不断移动注浆管。移管方法:在炮采或高档普采工作面可利用回柱车,通过导向轮移管,在综采工作面用液压支架作为动力移管。

拖管压浆方式的主要优点是浆水分布均匀、防火效果好。存在的问题是操作复杂,埋管不深浆水不会反流到工作面,影响生产,此种方式不适用于综放工作面。

4. 采后注浆

采后灌浆就是在工作面采完封闭后灌浆。采后灌浆充填封闭的采空区,特别是最易自然发火的停采线,可防止发生自然火灾。采后灌浆的最大优点

是在时间上和空间上都不会和回采工作互相影响。

采后灌浆可以在封闭停采线的上部密闭墙上插管灌浆，也可以由邻近巷道向采空区上、中、下三段分别打钻灌浆。

二、浅孔密集钻注浆

浅孔密集钻注浆是根据厚煤层开采时的工作面自然发火特点，在柴里煤矿发展起来的一种注浆防灭火措施。它是利用回采区段的岩石集中巷或邻近巷道向易发生自燃的目的。同时这些钻孔对处理发生的高温或自燃点有重要作用，尤其适应于分层开采的工作面。

1. 钻孔布置

这里叙述的钻孔布置，是指工作面正常回采后，从防火角度出发而言的。钻孔的合理布置问题是指永久性的注浆钻孔的布置问题，至于在井下发现高温点或火点时临时决定的灭火钻孔，则应根据具体情况灵活掌握。

(1) 钻窝的位置。根据钻孔深度的不同，选用不同的钻机打孔，孔深6~10m，一般使用1.2kW电钻和2~4kW的岩石电钻施工，由于煤电钻和岩石电钻体积较小，一般不需要固定的钻机窝，但钻孔深度较大时必须使用专用钻深工具（以往采用红旗150型钻机，现采用坑道钻机）。为了便于钻机施工，钻机位置应设在暂时不使用的巷道或与其他工作干扰较少的地点，必要时另掘钻机窝。如图1-3为柴里矿所使用的几种钻窝形式。图1-3a、b、c为岩巷钻机窝，图1-3d为煤巷钻机窝。在岩巷中“T”字形钻机窝较常用（图1-3b）。

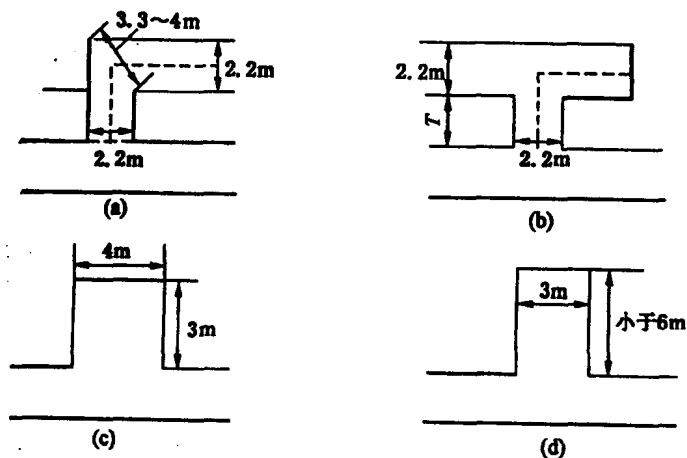


图 1-3 钻机窝种类及尺寸示意图

施工时图示虚线的总长度不得大于 6m，否则就成为盲巷，T 值要求小于 3m，但不能太小，以免在掘钻机窝时放炮把其打穿。此外，钻机窝的高度一般不小于 2.2m。

(2) 钻孔布置。柴里矿注浆钻孔的终孔间距为 10~30m，一般钻窝打 4~6 个孔，钻孔注浆量见表 1-6。图 1-4 所示为某区段钻孔布置示意图。在下分层采掘过程中实地观察泥浆在采空区内的滞留分布状况，即可考察钻孔布置的合理性。

表 1-6 钻孔注浆量统计表

地点	材料道				运输道	备注
孔号	4 号	5 号	6 号	7 号	1 号	注浆倍线为 20
注浆量	410	1045	80	938	889	土水比 1:10~15

某工作面实地考察可知，钻孔倾斜方向的扩散范围达 30~40cm，材料道中的沉积泥潭厚达 5~7m，向里到 15m 处泥厚还达 3~4mm，且按此密度钻孔注浆后走向方向泥浆连续，表明浅孔密集钻注浆方式完全可覆盖两道和一线的遗煤，防止其自然发火。

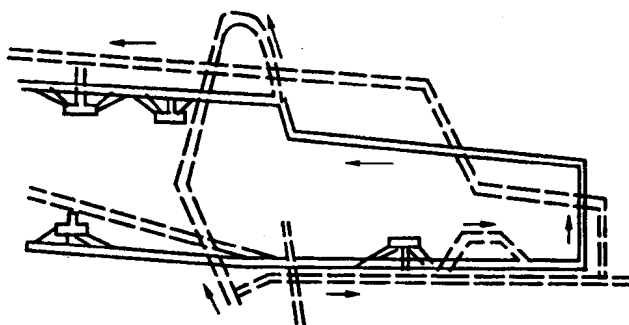


图 1-4 钻孔位置示意图

2. 采后开始注浆时间

采后开始注浆时间是指在分层回采后开始注浆的一段时间间隔。这是一个重要参数，从防火要求来说，应尽可能缩短采后注浆时间。但采后间隔时间过短，由于注浆点与回采工作面的距离小，采空区未被压实，泥浆容易流入回采工作面，不但影响正常生产，而且泥浆流失会影响注浆效果。合理的采后注浆时间，既要考虑钻孔施工的可能和及时抑制遗煤氧化，又要顾及回采层次，注浆管路系统的倍线和不能影响正常生产。柴里矿煤层的发火期最短为 2 个月，根据经验，当煤层倾角较小、两道比较平坦、起伏不大时。采

后 10d (即回采工作面推进 20m 左右时) 开始对两道进行注浆, 就可以有效地防止采空区遗煤自燃。

采后注浆时间对不同分层和不同的顶板岩性应有所差异。对于第一分层采后应尽快注浆, 因为一分层顶板为岩石, 含水率低, 冒落后采空区孔隙较大, 漏风严重, 特别是当顶板为砂岩等较坚硬, 不易风化的岩石时, 采空区压实, 及早注浆有利于充填孔隙, 促使再生顶的形成和防止漏风。此外, 当注浆压力较小时, 为保证比较充足的注浆量, 亦应及早注浆。

3. 钻孔设计

钻孔设计的内容包括确定钻机窝位置和尺寸、开孔施工角 Q 和钻孔深度 L 。 Q 和 L 可以根据开孔点的标高、终孔点标高以及两点间的平距, 按三角函数关系来计算而求得。但在实际施工时, 应根据钻杆的下垂 ΔH 。 ΔH 与下列因素有关: 理论施工角的大小; 开孔与终孔的平距; 岩性; 岩芯管的长度和施工时加压的大小等。一般来说, 下垂量 ΔH 与施工角 Q 、岩石硬度和孔深成正比, 与岩芯管长度和加压均匀程度成反比。施工越大, 岩石越坚硬, 孔深越大, 下垂量越大, 施工时加压均匀, 下垂量较小, 因此应根据上述诸因素, 按经验对下垂量进行修正。否则, 就不能使钻孔的位置落到预定层位而报废。根据柴里矿的经验, 下垂按下述方法修正, 见表 1-7。

表 1-7 施工角对下垂量的修正值表

施工角 Q ($^{\circ}$)	-5~0	0~10	10~20	20~28	28~30	30~33	>33
下垂量 ΔH (m/10m 平距)	0.4	0.5~0.25	0.25~0.2	0.2~0.16	0.16~0.13	0.13~0.1	0

岩性对下垂量的影响如下: ①砂岩, 每 10m 平距的下垂量为 0.15m; ②泥质页岩和煤, 每 10m 平距的下垂量为 0.20m。

为了减少岩芯管长度对下垂量的影响, 钻进时应选用较长的岩芯管, 柴里矿一般选用 3.5m 长的岩芯管。

钻孔加压时应均匀, 因此应配备有经验的老工人操作。

4. 孔径和封孔长度

注浆钻孔的孔径一般为 73mm 或 89mm。但为了安套管和便于封孔, 首先打 108mm 的大孔, 长度以 3m 为宜。套管长度一般为 3.5m, 孔径为 50mm。套管一端伸入 73mm 或 89mm 的注浆孔内, 另一端伸出孔口, 外露部位用于连接直径 50mm 塑料管。

钻孔的封孔一般用水泥砂浆, 封孔长度在岩石中为 300mm, 在煤层中