

煤矿生产能力核定标准

第一章 总 则

第一条 为科学核定煤矿生产能力，依据有关法律、法规、规章、标准和技术政策，制定本标准。

第二条 煤矿核定生产能力以万 t/a 为计量单位，年工作日按 330d 计。

第三条 核定煤矿生产能力应当逐项核定各主要生产系统（环节）的能力，取其中最小能力为煤矿综合生产能力，同时核查煤炭资源可采储量、服务年限以及是否具备《煤矿企业安全生产许可证实施办法》规定的安全生产条件。

井工煤矿主要核定提升系统、井下排水系统、供电系统、井下运输系统、采掘工作面、通风系统、瓦斯抽采系统和地面生产系统的能力。矿井压风、防灭火、防尘、通信、监测监控、降温制冷系统能力和地面运输能力、选煤厂洗选能力等作为参考依据，应当满足核定生产能力的需要。

矿井发生煤与瓦斯突出、冲击地压等事故，灾害等级升级或工作面回采深度突破 1000m 的，需重新评估并核定生产能力时，取安全生产系数 0.85，且不得增加生产能力。

露天煤矿主要核定钻爆、采装、运输、排土等环节的能力。防尘、防灭火、供电、疏干排水、边坡防护、地面生产系统的能力作为参考依据，应当满足核定生产能力的需要。

第四条 核定煤矿生产能力所用参数，必须采用已公布或批准的生产技术指标、现场实测和合法检测机构的测试数据。

第二章 资源储量及服务年限核查

第五条 煤矿资源储量核查内容及标准：

- （一）有依法认定的资源储量文件。
- （二）有上年度核实或检测的资源储量数据。
- （三）采（盘）区回采率达到规定标准。
- （四）安全煤柱的留设符合有关规定。
- （五）开拓煤量、准备煤量、回采煤量符合要求。
- （六）上行开采及特殊开采的论证文件。
- （七）厚薄煤层、难易开采煤层、不同煤种煤质煤层合理配采。
- （八）按规定批准的资源储量的增减情况（注销、报损、地质及水文地质损失和转入、转出等）。
- （九）无超层越界开采行为。

第六条 提高煤矿核定生产能力应有资源保障，核定生产能力后的服务年限应与煤矿设计规范一致。已完成资源整合、通过能力核增可达到中型及以上规模的煤矿，剩余服务年限不得少于 10 年。实施综合机械化改造的煤矿核定后的服务年限原则仅作为参考依据。

第三章 提升系统生产能力核定

第七条 核定主、副井提升系统能力必须具备下列条件:

(一) 提升系统设备、设施配套完整,符合有关规程规范要求,经具备资质的检测检验机构测试合格,并出具报告。

(二) 提升系统保护装置完善,运转正常。

(三) 提升系统技术档案齐全,各种运行、维护、检查、事故记录完备。每日强制性检查和维护时间应不小于 2~4h。

第八条 主井提升系统核定生产能力的范围及运行时间:

(一) 主井提升能力是指从主井底到达地面的提升系统的能力。

(二) 主井提升能力按年工作日 330d、每日提升时间 16h 计算。采用定量装载并实现数控自动化运行、提升机滚筒直径在 2m 以上的主井,以及采用带式输送机提升且设有井底煤仓的主井,每日提升时间可按 18h 计算。

第九条 主井提升系统能力核定公式及标准:

(一) 主井采用箕斗、矿车提升时,提升能力核定按下式计算:

$$A = 3600 \frac{btP_M k}{10^4 k_1 k_2 T}$$

式中 A ——主井提升能力,万 t/a;

b ——年工作日,330d;

t ——日提升时间,按第八条规定选取;

P_M ——每次提升量，t/次；

K ——装满系数，立井提升取 1.0，当为斜井串车或箕斗提升时，倾角 20° 及以下取 0.95、 $20^\circ \sim 25^\circ$ 取 0.9、 25° 以上取 0.8；

k_1 ——提升不均衡系数，有井底煤仓时取 1.1，无井底煤仓时取 1.2；

k_2 ——提升设备能力富余系数，取 1.15；

T ——提升 1 次循环时间，s/次（现场实测时，取 3 次实测的平均值）。

（二）主井采用带式输送机提升时，提升能力核定按下式计算：

1. 钢绳芯胶带（或普通胶带）输送机：

$$A = 330 \frac{kB^2 v \gamma C t}{10^4 k_1}$$

式中 A ——年运输能力，万 t/a；

k ——输送机负载断面系数，按表 3-1 取值：

表 3-1 输送机负载断面系数

物料煤动堆积角（ θ ）/（ $^\circ$ ）			25	30	35
k	带宽/ mm	650	355	390	420
		800~1000	400	435	470
		1200~1400	420	455	500
		1600~1800		470	520
		2000~2200		480	535

B ——输送机带宽，m；

v ——输送机带速，m/s；

C ——输送机倾角系数，按表 3-2 取值：

表 3-2 输送机倾角系数

倾角/ (°)	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20
C	1.0	0.99	0.98	0.97	0.95	0.93	0.91	0.89	0.85	0.81
C	1.0	0.99	0.98	0.97	0.95	0.93	0.91	0.89	0.85	0.81
倾角/ (°)	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
C	0.78	0.76	0.73	0.71	0.68	0.66	0.64	0.61	0.59	0.56

注：表中取值与《带式输送机工程技术标准》（GB50431—2020）规定一致。

k_1 ——运输不均衡系数，取 1.2；

γ ——松散煤堆容积密度， t/m^3 ，取 0.85~0.9；

t ——日提升时间，按第八条规定选取；当乘人时，应扣除运送人员时间。

2. 钢丝绳牵引输送机：

$$A = 330 \frac{(k' + k'')B^2 v \gamma C t}{10^4 k_1}$$

式中 $k' + k''$ ——输送机负载断面系数，按表 3-3 取值：

表 3-3 输送机负载断面系数

物料煤动堆积角 (θ) / (°)	25	30
$k' + k''$	180+125	220+130

其他字母含义与钢绳芯胶带（或普通胶带）输送机计算公式相同。

3. 实测的输送机能力计算公式：

$$A = 3600 \times 330 \frac{w v t}{10^7 k_1}$$

式中 w ——单位输送机长度上的负载量, kg/m。该参数实测时, 应根据在用输送机实际情况, 同时观察电流变化情况和电动机、减速器等的运行情况, 找出其变化规律后, 确定准确的计算参数。

其他字母含义与钢绳芯胶带(或普通胶带)输送机计算公式相同。

第十条 副井提升系统能力核定的范围及运行时间:

(一) 副井提升系统能力是指从副井底到达地面的提升系统的能力。

(二) 副井提升能力按年工作日 330d、三班作业、班最大提升时间 5h 计算。

第十一条 副井提升系统能力核定公式:

$$A = 330 \times 3 \frac{5 \times 3600 - T_R - D \cdot T_Q}{10^4 \left(\frac{R}{P_G} T_G + \frac{M}{P_C} T_C \right)}$$

式中 A ——副井提升能力, 万 t/a;

R ——出矸率(矸石与产量的重量比), %;

P_G ——每次提矸石重量, t/次;

T_G ——每次提矸循环时间, s/次;

M ——吨煤用材料比重, %;

P_C ——每次提升材料重量, t/次;

T_C ——每次提升材料循环时间, s/次;

D ——提升其他材料次数, 每班按 5~10 次计(指下炸药、设备、长材等);

T_Q ——每次提升其他材料循环时间, s/次;

T_R ——每班人员上下井总时间，s/班。工人每班下井时间，取实测最大值。升降工人时间为工人下井时间的 1.5 倍，有综采工作面的矿井为 1.6~1.8 倍（全部为综采的取大值）；升降其他人员时间为升降工人时间的 20%。

第十二条 混合井提升系统能力核定的范围及运行时间：

（一）混合井提升能力是指从承担矿井主副提升任务的混合井底到达地面的提升系统的能力。

（二）混合井提升能力按年工作日 330d、三班作业、班最大提升时间 6h 计算。

第十三条 混合井提升系统能力核定公式：

$$A = 330 \times 3 \frac{6 \times 3600 - T_R - D \times T_Q}{10^4 \left(\frac{k_1}{P_M} T_M + \frac{k_1 R}{P_G} T_G + \frac{M}{P_C} T_C \right)}$$

式中 A ——混合井提升能力，万 t/a；

R ——出矸率（矸石与产量的重量比），%；

P_G ——每次提矸石重量，t/次；

T_M ——每次提煤循环时间，s/次；

P_M ——每次提煤重量，t/次；

T_G ——每次提矸循环时间，s/次；

M ——吨煤用材料比重，%；

P_C ——每次提升材料重量，t/次；

T_C ——每次提升材料循环时间，s/次；

D ——提升其他材料次数，每班按 5~10 次计（指下炸

药、设备、长材等);

T_Q ——每次提升其他材料循环时间, s/次;

T_R ——每班人员上下井总时间, s/班, 与副井提升能力核定相关规定相同;

k_1 ——提煤和提矸不均衡系数, 取 1.25。

第四章 井下排水系统生产能力核定

第十四条 核定井下排水系统能力必须具备下列条件:

(一) 排水系统完善, 设备、设施完好, 运转正常, 经具备资质的检测检验机构测试合格, 并出具报告。

(二) 按规定进行矿井水文地质类型划分, 有依规审批的矿井水文地质类型划分报告提供的正常涌水量和最大涌水量, 以及近 5 年正常生产期间的实际涌水量数据。

(三) 排水设施各种运行、维护、检查、事故记录完备, 有每年雨季前的一次全部工作水泵和备用水泵联合排水试验报告。

(四) 水文地质类型复杂、极复杂或有突水淹井危险的矿井, 应在井底车场周围设置防水闸门或者在正常排水系统基础上另外安设由地面直接供电控制, 且排水能力不小于最大涌水量的潜水泵排水系统。在其他有突水危险的采掘区域, 应当有防突(透)水设施或措施。

第十五条 排水系统能力核定的主要内容和标准:

(一) 矿井有多级排水系统的, 应对各级排水系统能力

分别核定，根据矿井排水系统构成和各级涌水情况，综合分析确定矿井排水能力。分区建设独立排水系统的矿井，排水能力根据分区预测的正常涌水量和最大涌水量计算。

（二）取经审批的矿井水文地质类型划分报告提供的涌水量和近 5 年正常生产期间的实际涌水量数据最大值作为矿井排水系统能力的计算依据。

（三）工作水泵的能力应能在 20h 内排出矿井 24h 的正常涌水量，备用水泵的能力应不小于工作水泵的 70%，检修水泵的能力，应当不小于工作水泵能力的 25%。工作和备用水泵的总能力应能在 20h 内排出矿井 24h 的最大涌水量，配电设备、排水管应与水泵能力相匹配。

（四）矿井水仓容量必须满足《煤矿安全规程》规定，主要水仓容量必须符合以下计算要求：

1. 正常涌水量在 $1000\text{m}^3/\text{h}$ 以下时：

$$V \geq 8Q_s$$

2. 正常涌水量大于 $1000\text{m}^3/\text{h}$ 时：

$$V \geq 2(Q_s + 3000)$$

式中 V ——主要水仓的有效容量， m^3 ；

Q_s ——矿井每小时正常涌水量， m^3/h 。

采（盘）区水仓有效容量应当能容纳 4h 的采（盘）区正常涌水量。

（五）矿井排水系统能力核定按下式计算：

1. 矿井正常涌水量排水能力：

$$A_n = 330 \frac{20B_n}{10^4 P_n}$$

式中 A_n ——排正常涌水时的能力，万 t/a；

B_n ——工作水泵小时排水能力， m^3 ；

P_n ——按经审批的矿井水文地质类型划分报告提供的正常涌水量和近 5 年矿井正常生产年份实际正常涌水量的最大值，计算年度平均日产吨煤（扣除主动停产、限产等因素影响）所需排出的正常涌水量， m^3/t 。

2. 矿井最大涌水量排水能力：

$$A_m = 330 \frac{20B_m}{10^4 P_m}$$

式中 A_m ——排最大涌水时的能力，万 t/a；

B_m ——工作水泵加备用水泵的实际小时排水能力， m^3 ；

P_m ——按经审批的矿井水文地质类型划分报告提供的最大涌水量和近 5 年矿井正常生产年份实际最大涌水量的最大值，计算年度平均日产吨煤（扣除主动停产、限产等因素影响）所需排出的最大涌水量， m^3/t 。

以上 2 种计算结果取其小值为矿井排水系统能力。

第五章 供电系统生产能力核定

第十六条 核定供电系统能力必须具备下列条件：

（一）供电系统合理，设备、设施及保护装置完善，技术性能符合规定要求，运行正常。

（二）供电系统技术档案齐全，各种运行、维护、检查、

事故记录完备，管理维护制度健全。

（三）矿井应有两回路独立的、不得分接任何负荷的电源线路，两回路应均能担负矿井全部用电负荷。

（四）单回路电源供电时，应有满足通风、排水、提升等要求，并保证主要通风机等在 10min 内可靠启动和运行的备用电源。

第十七条 供电系统能力核定的主要内容和标准：

（一）正常情况下，两回路电源线应采用分列运行的方式。当采用一回路运行时，另一回路必须带电备用。能力核定计算为工作线路和工作变压器的折算能力，备用线路、备用变压器、备用发电机组不计入供电容量。

（二）电源线路的供电能力，需符合允许载流量的要求，并应满足线路电压降不超过 5% 的规定。

（三）电源线路能力核定按下式计算：

$$A_x = 330 \times 16 \frac{P}{10^4 w}$$

式中 A_x ——电源线路的折算能力，万 t/a；

P ——线路合理、允许的供电容量，kW，按线路允许的载流量和线路电压降不超过 5% 取最小值计算；

w ——矿井吨煤综合电耗，kWh/t，取上一生产年度（扣除主动停产、限产等因素）的实际吨煤综合电耗。

（四）主变压器能力核定按下式计算：

$$A_b = 330 \times 16 \frac{S\psi}{10^4 w}$$

式中 A_b ——变压器的折算能力，万 t/a；

S ——工作变压器容量，kVA；

ψ ——全矿井的功率因数，取 0.9 ~ 0.98；

w ——矿井吨煤综合电耗，kWh/t，同电源线路能力核定计算式采用数。

取（三）、（四）项计算结果较小值为矿井供电系统能力。

（五）井筒电缆可不折算矿井生产能力，但需保证当任何一回路发生故障或停止供电时，其余回路仍能担负井下全部负荷用电，安全载流量及电压降均符合要求。

第六章 井下运输系统生产能力核定

第十八条 核定井下运输系统能力必须具备下列条件：

（一）井下运输系统完善，保护齐全，运转正常。

（二）倾斜井巷内按规定装备有完善、有效的防跑车及跑车防护装置。

（三）各种行车、调度信号设施齐全，安全标志齐全、醒目，车场、巷道内照明符合规定。

（四）井下采用无轨胶轮车运输的，所用设备必须为防爆型。

（五）井下轨道运输仅承担辅助运输时，不核定其能力。

第十九条 井下运输系统能力核定的主要内容和标准：

（一）井下运输系统能力主要包括工作面顺槽、上（下）

山、集中巷、暗斜井、大巷的运输能力。

(二) 核定井下运输系统能力时, 若实测数据大于设备额定能力, 以设备额定能力为准; 若实测数据小于设备额定能力, 以实测数据为准。

(三) 井下运输系统中最小的环节(或设备)能力为井下运输系统的核定能力。

(四) 井下运输系统有多个独立的系统时, 其核定能力为各独立系统最小环节能力之和。

(五) 当采用带式输送机运输时, 核定能力按主井提升带式输送机核定方法和计算公式计算, 其中 k_1 不均匀系数取 1.1, 大巷为平巷运输时, 倾角系数 C 取 1.0。

(六) 当采用电机车运输时, 大巷运输及井底车场通过能力按下式计算:

$$A = 60 \times 16 \times 330 \frac{NG}{10^4 k_1 (1+R) T}$$

式中 A ——大巷运输及井底车场通过能力, 万 t/a;

N ——每列车矿车数, 辆/列;

G ——每辆车载煤量, t/辆;

R ——通过大巷运输矸石、材料、设备、人员等占原煤运量比重, %;

k_1 ——不均衡系数, 取 1.15;

T ——大巷中相邻两列车间隔时间, min/列, 按下式计算:

$$T = \frac{\frac{2L}{v} + t_1 + t_2}{n}$$

式中 L ——大巷运输距离, m;
 v ——列车平均运行速度, m/min;
 t_1 ——装车调车时间 (含中途停车时间), min;
 t_2 ——卸载调车时间, min;
 n ——运煤列车的列数, 列。

(七) 当采用无轨胶轮车作为井下主要运输时, 其能力核定按下式计算:

$$A = 330 \times 60 \frac{ntG}{10^4 T k_1}$$

式中 A ——运输能力, 万 t/a;
 t ——每天工作时间, 取 16h;
 G ——胶轮车载重量, t/台;
 k_1 ——运输不均衡系数, 取 1.2;
 n ——胶轮车平均日工作台数, 台;
 T ——运输 1 次循环时间, min/次, 按下式计算:

$$T = \frac{2L}{v} + t_1 + t_2$$

式中 L ——加权平均运输距离, m;
 v ——胶轮车平均运行速度, m/min;
 t_1 ——装车调车时间 (含中途停车时间), min;
 t_2 ——卸载调车时间, min。

用该公式计算出结果后, 须按下式验算井底车场和大巷通过能力, 然后取其小者为矿井运输能力:

$$A' = 60 \times 16 \times 330 \frac{k_x G}{10^4 k_1 (1+R) T'}$$

式中 A' ——井底车场和大巷通过能力, 万 t/a;

G ——胶轮车载重量, t/次;

k_x ——运输线路系数, 单线时为 0.5, 完全形成环线时为 1;

R ——运输矸石占原煤比重, %;

k_1 ——不均匀系数, 取 1.2;

T' ——大巷中相邻两车间隔时间, min, 取 1。

(八) 当采用无轨胶轮车作为辅助运输时, 其能力核定按下式计算:

$$A = 330 \times 3k_x \frac{5 \times 3600 - t_R - D \times t_Q}{10^4 \left(\frac{R}{P_G} t_G + \frac{M}{P_C} t_C \right)}$$

式中 A ——辅助运输核定能力, 万 t/a;

M ——吨煤用材料比重, %;

P_C ——每次运材料重量, t/次;

t_C ——运材料车间隔时间, s;

D ——每班运其他材料次数, 次/班, 按 5~10 次计(指运炸药、设备、长材料等);

t_Q ——运其他材料车间隔时间, s;

t_R ——每班人员进出井车辆间和与其他车辆间隔时间总和, s;

R ——矸石占原煤产量的比重, %;

P_G ——每次运矸石重量, t/次;

t_G ——运矸石车间隔时间, s;

k_x ——运输线路系数, 单线时为 0.5, 完全形成环线时

为 1，平硐以下形成环线时为 0.8。

按上式计算时应满足以下条件：

1. 进出井运人车辆间和与其他车辆间隔时间按 60s 计算。
2. 运送其他人员车辆间隔时间为 60s。
3. 材料车相互间隔时间按 60s 计算。

（九）所有使用内燃无轨胶轮车运输的矿井必须按车辆尾气排放量和巷道中废气浓度核算合理的车辆使用数，以确定矿井的最大运输能力。

（十）暗立（斜）井运输能力按第九条、第十一条、第十三条有关公式计算。

第七章 采掘工作面生产能力核定

第二十条 核定采掘工作面能力必须具备下列条件：

（一）采掘工作面个数必须符合《煤矿安全规程》等规定和要求。

（二）严格按批准的定编定员标准组织生产。

（三）采煤工作面必须为正规开采，采煤方法不属于国家明令禁止范围。

（四）高瓦斯、突出、有容易自燃或者自燃煤层的矿井，采用后退式采煤方法（充填开采的除外）。

（五）冲击地压矿井应符合《煤矿安全规程》和《防治煤矿冲击地压细则》的规定，开采冲击地压煤层时，在应力集中区内不得布置 2 个工作面同时进行采掘作业。2 个掘进

工作面之间距离不小于 150m、采煤工作面与掘进工作面之间距离不小于 350m, 2 个采煤工作面之间距离不小于 500m。

(六) 采区生产必须形成完整的通风、排水、压风、供电、运输等生产、安全系统, 采区进、回风巷必须贯穿整个采区, 严禁非正规下山开采。

(七) 必须保证回采工作面的正常接续, 均衡稳定生产, “三量”可采期符合有关规定。开拓煤量: 煤与瓦斯突出矿井、水文地质类型极复杂矿井、冲击地压矿井不得小于 5 年; 高瓦斯、水文地质类型复杂矿井不得小于 4 年; 其他矿井不得小于 3 年。准备煤量: 水文地质类型复杂和极复杂矿井、煤与瓦斯突出矿井、冲击地压矿井、煤巷掘进机械化程度与综合机械化采煤程度的比值小于 0.7 的矿井不得少于 14 个月; 其他矿井不得小于 12 个月。回采煤量: 2 个及以上采煤工作面同时生产的矿井不得小于 5 个月; 其他矿井不得小于 4 个月。

(八) 采煤工作面回采率应不低于国家相关规定。

第二十一条 采掘工作面生产能力核定的主要核查内容:

(一) 核查矿井各可采煤层厚度、煤层结构、煤层倾角、层间距、期末可采储量, 以及矿井开拓方式、采煤方法、采煤工艺、生产水平、采(盘)区等情况。

(二) 核查生产采(盘)区和准备采(盘)区地质勘探情况及构造、煤层赋存情况, 核查煤层顶底板、采(盘)区巷道布置以及采掘工作面数量、位置、工艺等情况。

第二十二条 采掘工作面生产能力的核定:

根据当年矿井生产和今后 3 年采掘（抽）接续安排、采煤工艺、采掘机械化程度等情况，分别计算采煤工作面生产能力和掘进煤量，确定采掘工作面生产能力。各参数的取值可参考前几年的实际情况和今后 3 年采掘（抽）接续安排，不得以增加工作面个数提高采掘工作面生产能力。核增生产能力时，600 万 t/a 以下矿井回采工作面最多按 2 个计算，600 万 t/a 及以上矿井回采工作面最多按 3 个计算；核减生产能力时，回采工作面最多按 3 个计算。

实行瓦斯抽采的矿井须满足抽掘采平衡要求，冲击地压矿井须确保安全推进速度。

（一）采煤工作面能力计算公式:

$$A_c = 10^{-4} l \cdot h \cdot r \cdot b \cdot n \cdot N \cdot c \cdot a$$

式中 A_c ——采煤工作面生产能力，万 t/a;

l ——采煤工作面后 3 年平均长度，m;

h ——采煤工作面煤层平均采高，m，放顶煤开采时为采放总厚度;

r ——原煤视密度，t/m³;

b ——采煤工作面平均日推进度，m/d;

n ——年工作日数，d，取 330d;

N ——正规循环作业系数，应根据地质条件、采煤设备技术性能、生产组织和职工素质等因素确定，一般取 0.8~0.9;

c ——采煤工作面回采率，%，按实际选取;

a ——采煤工作面平均个数，个。

(二) 掘进煤量按掘进巷道分类长度、断面计算：

$$A_J = 10^{-4} r \sum_{i=1}^n S_i \cdot L_i$$

式中 A_J ——掘进煤量，万 t/a；

r ——原煤视密度，t/m³；

S_i ——第 i 个巷道平均纯煤面积，m²；

L_i ——第 i 个巷道年总进尺，m。

(三) 矿井采掘工作面生产能力：

$$A = A_c + A_J$$

第二十三条 核定采掘工作面能力时，应根据矿井开拓和准备情况，按采（盘）区设计和工作面布置，采用表格形式按采掘队和年份排出采煤工作面后 3 年的接续表，并按不同图例（或不同颜色）绘制出后 3 年采掘（抽）工程计划（规划）图，并保证工作面正常接续、采掘（抽）平衡、灾害治理时间和效果。

第二十四条 冲击地压矿井、高温热害矿井采掘工作面核定能力要求：

(一) 冲击地压矿井应当按采掘工作面的防冲要求进行矿井生产能力核定，在冲击地压危险区域采掘作业时，应当按冲击地压危险性评价结果明确采掘工作面个数和安全推进速度，确定采掘工作面的生产能力。

(二) 采掘工作面空气温度超过 26℃ 但未采取有效降温措施的，核定时扣除此工作面能力的 30%；采掘工作面空气温度超过 30℃ 但未采取有效降温措施，核定时扣除此工作面能力。

第八章 通风系统生产能力核定

第二十五条 核定通风系统生产能力必须具备下列条件:

(一) 必须有完整独立的通风、防尘、防灭火及安全监控系统, 通风系统合理, 通风设施完好可靠。

(二) 必须采用机械通风, 运转主要通风机和备用主要通风机必须具备同等能力, 矿井主要通风机经具备资质的检测检验机构测试合格。

(三) 安全检测仪器、仪表齐全, 性能可靠。

(四) 局部通风机的安装和使用符合规定。

(五) 矿井瓦斯管理必须符合有关规定。

第二十六条 通风系统生产能力核定的主要内容:

(一) 核查矿井通风系统的完整性、独立性, 核查生产水平和采(盘)区是否实行分区通风, 核查采掘工作面、硐室及井下其他独立用风地点的独立用风状况。

(二) 核查矿井主要通风机的运转状况。

(三) 实行瓦斯抽采的矿井, 必须核查矿井瓦斯抽采系统的稳定运行情况。

(四) 有多个独立通风系统的, 应分别核定通风能力, 矿井通风能力为各通风能力之和。

(五) 矿井采用主要通风机联合运转通风方式的, 应核查通风系统是否稳定、可靠, 风速是否符合要求。

第二十七条 矿井需要风量计算办法:

(一) 生产矿井需要风量按各采掘工作面、硐室及其他

巷道等用风地点分别进行计算，包括按规定配备的备用工作面。现有通风系统必须保证各用风地点稳定可靠供风。

$$Q_{ra} \geq (\sum Q_{cfi} + \sum Q_{hfi} + \sum Q_{uri} + \sum Q_{sci} + \sum Q_{rli}) \times k_{aq}$$

式中 Q_{ra} ——矿井需要风量, m^3/min ;

Q_{cfi} ——第 i 个采煤工作面实际需要风量, m^3/min ;

Q_{hfi} ——第 i 个掘进工作面实际需要风量, m^3/min ;

Q_{uri} ——第 i 个硐室实际需要风量, m^3/min ;

Q_{sci} ——第 i 个备用工作面实际需要风量, m^3/min ;

Q_{rli} ——第 i 个其他用风巷道实际需要风量, m^3/min ;

k_{aq} ——矿井通风需风系数(抽出式 k_{aq} 取 1.15 ~ 1.20, 最大通风距离大于 10000m 时取 1.20; 压入式 k_{aq} 取 1.25 ~ 1.30, 最大通风距离大于 10000m 时取 1.30)。

(二) 采煤工作面需要风量。每个采煤工作面实际需要风量, 应按工作面气象条件、瓦斯涌出量、二氧化碳涌出量、工作人员和爆破后的有害气体产生量等规定分别进行计算, 然后取其中最大值。

1. 按气象条件计算:

$$Q_{cfi} = 60 \times 70\% \times v_{cfi} \times S_{cfi} \times k_{chi} \times k_{cli} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中 v_{cfi} ——第 i 个采煤工作面的风速, m/s , 按采煤工作面进风流的最高温度从表 8-1 中选取;

S_{cfi} ——第 i 个采煤工作面的平均有效断面积, 按最大和最小控顶有效断面的平均值计算, m^2 ;

k_{chi} ——第 i 个采煤工作面采高调整系数, 具体按表 8-2

取值；

k_{cli} ——第 i 个采煤工作面长度调整系数,具体按表 8-3

取值；

70%——有效通风断面系数；

60——时间单位换算产生的系数。

表 8-1 采煤工作面进风流气温与对应风速

采煤工作面进风流气温 / °C	采煤工作面风速 / ($\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$)
< 20	1.0
20 ~ 23	1.0 ~ 1.5
23 ~ 26	1.5 ~ 1.8
26 ~ 28	1.8 ~ 2.5
28 ~ 30	2.5 ~ 3.0

表 8-2 采煤工作面采高调整系数

采高 / m	< 2.0	2.0 ~ 2.5	> 2.5 及放顶煤工作面
系数 (k_{ch})	1.0	1.1	1.2

表 8-3 采煤工作面长度调整系数

采煤工作面长度 / m	系数 (k_{cl})
< 150	1.0
150 ~ 200	1.0 ~ 1.3
200 ~ 250	1.3 ~ 1.5
> 250	1.5 ~ 1.7

2. 按瓦斯涌出量计算：

$$Q_{cfi}=100\times q_{cgi}\times k_{cgi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 q_{cgi} ——第 i 个采煤工作面回风巷风流中平均绝对瓦斯涌出量, m^3/min (抽放矿井的瓦斯涌出量, 应扣除瓦斯抽放量进行计算);

k_{cgi} ——第 i 个采煤工作面瓦斯涌出不均匀的备用风量系数 (正常生产时连续观测 1 个月, 最大绝对瓦斯涌出量和月平均绝对瓦斯涌出量的比值);

100——按采煤工作面回风流中瓦斯的浓度不应超过 1% 的换算系数。

3. 按二氧化碳涌出量计算:

$$Q_{cfi}=67\times q_{cci}\times k_{cci} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 q_{cci} ——第 i 个采煤工作面回风巷风流中平均绝对二氧化碳涌出量, m^3/min ;

k_{cci} ——第 i 个采煤工作面二氧化碳涌出不均匀的备用风量系数 (正常生产时连续观测 1 个月, 最大绝对二氧化碳涌出量和月平均绝对二氧化碳涌出量的比值);

67——按采煤工作面回风流中二氧化碳的浓度不应超过 1.5% 的换算系数。

4. 按炸药量计算:

(1) 一级煤矿许用炸药:

$$Q_{cfi}=25A_{cfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

(2) 二、三级煤矿许用炸药:

$$Q_{cfi}=10A_{cfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 A_{cfi} ——第 i 个采煤工作面一次爆破所用的最大炸药量, kg;

25——每千克一级煤矿许用炸药需风量, m^3/min ;

10——每千克二、三级煤矿许用炸药需风量, m^3/min 。

5. 按工作人员数量计算:

$$Q_{cfi}=4N_{cfi}$$

式中 N_{cfi} ——第 i 个采煤工作面同时工作的最多人数;

4——每人需风量, m^3/min 。

6. 风量验算:

(1) 验算最小风量:

$$Q_{cfi} \geq 60 \times 0.25 S_{cbi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

$$S_{cbi} = l_{cbi} \times h_{cfi} \times 70\% \text{ (m}^2\text{)}$$

(2) 验算最大风量:

$$Q_{cfi} \leq 60 \times 4.0 S_{csi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

$$S_{csi} = l_{csi} \times h_{cfi} \times 70\% \text{ (m}^2\text{)}$$

(3) 综合机械化采煤工作面, 在采取煤层注水和采煤机喷雾降尘等措施后, 验算最大风量:

$$Q_{cfi} \leq 60 \times 5.0 S_{csi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

(4) 按煤矿用防爆柴油动力装置机车功率验算风量:

$$Q_{cfi} \geq 4N_{dli} \cdot P_{dli} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 S_{cbi} ——第 i 个采煤工作面最大控顶有效断面积, m^2 ;

l_{cbi} ——第 i 个采煤工作面最大控顶距, m;

h_{cfi} ——第 i 个采煤工作面实际采高, m;

S_{csi} ——第 i 个采煤工作面最小控顶有效断面积, m^2 ;

l_{csi} ——第 i 个采煤工作面最小控顶距, m;

N_{dli} ——采煤工作面顺槽最多运行防爆柴油动力装置机车的台数, 台;

P_{dli} ——煤矿用防爆柴油动力装置机车的功率, kW;

0.25——采煤工作面允许的最小风速, m/s;

70%——有效通风断面系数;

4.0——采煤工作面允许的最大风速, m/s;

5.0——综合机械化采煤工作面, 在采取煤层注水和采煤机喷雾降尘等措施后允许的最大风速, m/s;

4——每千瓦每分钟应供给的最低风量, m^3 。

7. 备用工作面实际需要风量, 应满足瓦斯、二氧化碳、气象条件等规定计算的风量, 且最少不应低于采煤工作面实际需要风量的 50%。

(三) 掘进工作面需要风量。每个掘进工作面实际需要风量, 应按瓦斯涌出量、二氧化碳涌出量、工作人员、爆破后的有害气体产生量以及局部通风机的实际吸风量等规定分别进行计算, 然后取其中最大值。

1. 按瓦斯涌出量计算:

$$Q_{hfi}=100\times q_{hgi}\times k_{hgi}$$

式中 q_{hgi} ——第 i 个掘进工作面回风流中平均绝对瓦斯涌出量, m^3/min (抽放矿井的瓦斯涌出量, 应扣除瓦斯抽放量进行计算);

k_{hgi} ——第 i 个掘进工作面瓦斯涌出不均匀的备用风量

系数（正常生产条件下，连续观测 1 个月，最大绝对瓦斯涌出量与月平均绝对瓦斯涌出量的比值）；

100——按掘进工作面回风流中瓦斯的浓度不应超过 1% 的换算系数。

2. 按二氧化碳涌出量计算：

$$Q_{hfi}=67\times q_{hci}\times k_{hci}$$

式中 q_{hci} ——第 i 个掘进工作面回风流中平均绝对二氧化碳涌出量， m^3/min ；

k_{hci} ——第 i 个掘进工作面二氧化碳涌出不均匀的备用风量系数（正常生产条件下，连续观测 1 个月，最大绝对二氧化碳涌出量与月平均绝对二氧化碳涌出量的比值）；

67——按掘进工作面回风流中二氧化碳的浓度不应超过 1.5 % 的换算系数。

3. 按炸药量计算：

（1）一级煤矿许用炸药：

$$Q_{hfi}=25A_{hfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

（2）二、三级煤矿许用炸药：

$$Q_{hfi}=10A_{hfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 A_{hfi} ——第 i 个掘进工作面 1 次爆破所用的最大炸药量， kg 。

按上述条件计算的最大值，确定局部通风机吸风量。

4. 按局部通风机实际吸风量计算：

(1) 无瓦斯涌出的岩巷:

$$Q_{hfi} = \sum Q_{afi} + 60 \times 0.15 S_{hdi}$$

(2) 有瓦斯涌出的岩巷、半煤岩巷和煤巷:

$$Q_{hfi} = \sum Q_{afi} + 60 \times 0.25 S_{hdi}$$

式中 $\sum Q_{afi}$ ——第 i 个掘进工作面同时运转的局部通风机实际吸风量的总和, m^3/min ;

0.15——无瓦斯涌出岩巷的允许最低风速, m/s ;

0.25——有瓦斯涌出的岩巷、半煤岩巷和煤巷允许的最低风速, m/s ;

S_{hdi} ——局部通风机安装地点到回风口间的巷道最大断面积, m^2 。

5. 按工作人员数量计算:

$$Q_{hfi} = 4N_{hfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 N_{hfi} ——第 i 个掘进工作面同时工作的最多人数。

6. 风量验算:

(1) 验算最小风量:

无瓦斯涌出的岩巷:

$$\sum Q_{afi} \geq 60 \times 0.15 S_{hfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

有瓦斯涌出的岩巷, 半煤岩巷和煤巷:

$$\sum Q_{afi} \geq 60 \times 0.25 S_{hfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

(2) 验算最大风量:

$$\sum Q_{afi} \leq 60 \times 4.0 S_{hfi} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

(3) 按煤矿用防爆柴油动力装置机车功率验算:

$$\sum Q_{afi} \geq 4N_{dli} \cdot P_{dli} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 S_{hfi} ——第 i 个掘进工作面巷道的净断面积, m^2 ;

N_{dli} ——掘进工作面最多运行防爆柴油动力装置机车的台数, 台;

P_{dli} ——煤矿用防爆柴油动力装置机车的功率, kW ;

4——每千瓦每分钟应供给的最低风量, m^3 。

(四) 各个独立通风硐室的需要风量, 应根据不同类型的硐室分别进行计算。

1. 井下爆炸物品库需要风量计算:

$$Q_{uri} = 4V_i / 60 \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中 V_i ——第 i 个井下爆炸材料库的体积, m^3 ;

4——井下爆炸材料库内空气每小时更换次数。

但大型爆炸材料库不应小于 $100 \text{ m}^3/\text{min}$, 中、小型爆炸材料库不应小于 $60 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

2. 充电硐室需要风量计算:

$$Q_{uri} = 200q_{hyi} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中 q_{hyi} ——第 i 个充电硐室在充电时产生的氢气量, m^3/min ;

200——按其回风流中氢气浓度不大于 0.5% 的换算系数。

但充电硐室的供风量不应小于 $100 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

3. 机电硐室需要风量计算:

发热量大的机电硐室, 应按硐室中运行的机电设备发热量进行计算:

$$Q_{uri} = \frac{3600 \sum W_i \theta}{\rho C_p \times 60 \Delta t_i} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中 $\sum W_i$ ——第 i 个机电硐室中运转的电动机(或变压器)

总功率（按全年中最大值计算），kW；

θ ——机电硐室发热系数，按表 8-4 取值；

ρ ——空气密度，一般取 $\rho=1.29\text{kg/m}^3$ ；

C_p ——空气的定压比热，一般可取 $C_p=1.006\text{kJ}/(\text{kg}\cdot\text{K})$ ；

Δt_i ——第 i 个机电硐室的进、回风流的温度差，K。

机电硐室需要风量应根据不同硐室内设备的降温要求进行配风；采（盘）区小型机电硐室，按经验值确定需要风量或取 $60\sim 80\text{m}^3/\text{min}$ ；选取的硐室风量，应保证机电硐室温度不超过 30°C ，其他硐室温度不超过 26°C 。

表 8-4 机电硐室发热系数（ θ ）取值

机电硐室名称	发热系数
空气压缩机房	0.20 ~ 0.23
水泵房	0.01 ~ 0.03
变电所、绞车房	0.02 ~ 0.04

（五）其他用风巷道的需要风量，应根据瓦斯涌出量和风速分别进行计算，取其最大值。

1. 按瓦斯涌出量计算：

$$Q_{rli}=133q_{rgi}\cdot k_{rgi}$$

式中 q_{rgi} ——第 i 个其他用风巷道平均绝对瓦斯涌出量， m^3/min ；

k_{rgi} ——第 i 个其他用风巷道瓦斯涌出不均匀的备用风量系数，取 $1.2\sim 1.3$ ；

133——其他用风巷道中风流瓦斯浓度不超过 0.75% 所换算的常数。

2. 按风速验算:

(1) 一般巷道:

$$Q_{rli} \geq 60 \times 0.15 S_{rci} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

(2) 架线电机车巷道:

有瓦斯涌出的架线电机车巷道:

$$Q_{rli} \geq 60 \times 1.0 S_{rei} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

无瓦斯涌出的架线电机车巷道:

$$Q_{rli} \geq 60 \times 0.5 S_{rei} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 S_{rci} ——第 i 个一般用风巷道净断面积, m^2 ;

S_{rei} ——第 i 个架线电机车用风巷道净断面积, m^2 ;

0.15——一般巷道允许的最低风速, m/s ;

1.0——有瓦斯涌出的架线电机车巷道允许的最低风速, m/s ;

0.5——无瓦斯涌出的架线电机车巷道允许的最低风速, m/s 。

3. 按煤矿用防爆柴油动力装置机车需要风量验算:

$$Q_{rli} \geq 4 N_{dli} \cdot P_{dli} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中 N_{dli} ——其他用风巷道最多运行防爆柴油动力装置机车的台数, 台;

P_{dli} ——煤矿用防爆柴油动力装置机车的功率, kW ;

4——每千瓦每分钟应供给的最低风量, m^3 。

矿井使用防爆柴油动力装置机车时, 应进行风量验算, 排出的各种有害气体被巷道风流稀释后, 其浓度应符合《煤矿安全规程》的规定, 有害气体浓度超出规定范围时, 应按

照有害气体的允许浓度重新计算需风量。

第二十八条 通风系统生产能力计算。

矿井通风系统生产能力核定采用由里向外核算法计算。根据矿井总进风量与第二十七条计算的矿井各用风地点的需风量（包括按规定配备的备用工作面），计算出采掘工作面个数，计算矿井通风系统生产能力。

（一）单个采煤工作面正常生产条件下年产量计算：

$$A_{ci} = 330 \times 10^{-4} l_{ci} \times h_{ci} \times r_{ci} \times b_{ci} \times c_{ci}$$

式中 A_{ci} ——第 i 个采煤工作面正常生产条件下年产量，万 t/a；

l_{ci} ——第 i 个采煤工作面平均长度，m；

h_{ci} ——第 i 个采煤工作面煤层平均采高，放顶煤开采时为采放总厚度，m；

r_{ci} ——第 i 个采煤工作面的原煤视密度，t/m³；

b_{ci} ——第 i 个采煤工作面正常生产条件下平均日推进度，m/d；

c_{ci} ——第 i 个采煤工作面回采率，%，按实际选取。

（二）单个掘进工作面正常生产条件下年产量计算：

$$A_{hi} = 330 \times 10^{-4} \times S_{hi} \times r_{hi} \times b_{hi}$$

式中 A_{hi} ——第 i 个掘进工作面正常生产条件下年产量，万 t/a；

S_{hi} ——第 i 个掘进工作面纯煤面积，m²；

r_{hi} ——第 i 个掘进工作面的原煤视密度，t/m³；

b_{hi} ——第 i 个掘进工作面正常生产条件下平均日推进度，m/d。

(三) 通风系统生产能力计算:

$$A_{pc} = \sum A_{ci} + \sum A_{hi} \quad (\text{万 t/a})$$

第二十九条 矿井通风系统生产能力验证。

矿井通风系统生产能力要从矿井主要通风机性能、通风网络、用风地点的有效风量和矿井稀释瓦斯的能力等方面进行验证。

(一) 矿井通风系统生产能力验证。

1. 矿井主要通风机性能验证。

按矿井主要通风机的实际特性曲线对通风系统生产能力进行验证, 主要通风机实际运行工况点应处于安全、稳定、可靠、合理的范围内, 按《煤矿在用主通风机系统安全检测检验规范》(AQ1011—2005) 进行测试。

2. 通风网络能力验证。

利用矿井通风阻力测定的结果对矿井通风网络进行验证, 验证通风阻力是否与主要通风机性能相匹配, 能否满足安全生产实际需要, 按《矿井通风阻力测定方法》(MT/T 440—2008) 进行检测。

3. 用风地点有效风量验证。

采用矿井有效风量验证用风地点的供风能力, 核查矿井内各用风地点的有效风量是否满足需要风量。井巷中风流速度、温度应符合《煤矿安全规程》规定。

4. 稀释瓦斯能力验证。

利用安全监控系统数据、井下测量结果等验证矿井在达到通风系统核定能力条件下, 稀释瓦斯等有毒有害气体的能

力，各地点浓度应符合《煤矿安全规程》有关规定。

（二）核算通风系统能力时，对采掘工作面温度超过规定的，参照采掘工作面生产能力核定相关内容计算，扣除区域年产量 A_{dc} 。

（三）通风系统生产能力最终计算：

$$A = A_{pc} - A_{dc}$$

式中 A ——矿井最终通风系统生产能力，万 t/a；

A_{dc} ——扣除区域的年产量，万 t/a。

第九章 瓦斯抽采达标生产能力核定

第三十条 核定煤矿瓦斯抽采达标能力必须具备下列条件：

（一）矿井必须符合《煤矿安全规程》和《煤矿瓦斯抽采达标暂行规定》等相关要求。

（二）煤与瓦斯突出矿井必须坚持区域防突措施先行、局部防突措施补充的原则，具备开采保护层条件的突出危险区，必须开采保护层，采掘工作必须执行两个“四位一体”相关要求。

（三）矿井应当具有核定需要的瓦斯参数基础数据，如瓦斯涌出量、煤层瓦斯压力、煤层瓦斯含量等。进行瓦斯抽采能力核定时，矿井瓦斯抽采率、瓦斯抽采量、相对瓦斯涌出量等指标应当以核定时上个正常生产年度的数据为依据。

第三十一条 煤矿瓦斯抽采达标生产能力核定的主要

内容和标准。

煤矿瓦斯抽采达标生产能力核定按矿井瓦斯抽采系统能力、矿井实际瓦斯抽采量、矿井满足防突要求的预抽瓦斯量、矿井瓦斯抽采率分别核定，并取上述核定结果最小值为煤矿瓦斯抽采达标生产能力。

(一) 根据矿井瓦斯抽采系统能力核定。

矿井瓦斯抽采系统能力核定按矿井瓦斯抽采泵站能力和抽采主管道系统能力分别核定，取小值。有多个独立抽采系统时，应分别核定，能力为各独立抽采系统之和。

1. 按矿井瓦斯抽采泵站装机能力核定。

按式(1)计算核定年产量：

$$A_1 \leq \left[C_1 Q_f + \sum \left(\frac{Q_{be} C_2 k}{2.0} \cdot \frac{p_d - p_b}{p_0} \right) \right] \times \frac{330 \times 1440}{q} \times 10^{-4} \quad (1)$$

式中 A_1 ——按矿井瓦斯抽采系统能力核定的年产量，万 t/a；

Q_{be} ——单台矿井瓦斯抽采泵装机额定抽采混合量的能力， m^3/min ；

q ——矿井相对瓦斯涌出量， m^3/t ；

C_1 ——矿井总回风巷瓦斯浓度，参照表 9-1 取值；

C_2 ——单台矿井瓦斯抽采泵上一正常生产年度平均抽采瓦斯浓度，%；

p_d ——当地大气压力，kPa；

p_0 ——标准大气压力，kPa；

p_b ——单台运行泵的年均运行负压，kPa；

Q_f ——矿井最大总回风风量（有多个回风系统的，取所有回风巷风量的总和）， m^3/min ；

2.0——抽采泵富裕系数；

k ——抽采系统工况系数，按实际考察取值，一般 ≤ 0.8 。

表 9-1 矿井总回风巷瓦斯浓度取值

矿井瓦斯抽采率 $\eta/\%$	矿井总回风巷瓦斯浓度取值 $C_1/\%$
$\eta < 35$	$C_1 = 0.35$
$35 \leq \eta < 40$	$0.35 < C_1 \leq 0.40$
$40 \leq \eta < 45$	$0.40 < C_1 \leq 0.45$
$45 \leq \eta < 50$	$0.45 < C_1 \leq 0.50$
$50 \leq \eta < 55$	$0.50 < C_1 \leq 0.55$
$55 \leq \eta < 60$	$0.55 < C_1 \leq 0.60$
$\eta \geq 60$	$C_1 < 0.70$

2. 按矿井瓦斯抽采主管道系统能力核定。

按式（2）计算核定年产量：

$$A_1 \leq \left\{ C_1 Q_f + \sum \left[\left(\frac{D}{0.1457} \right)^2 \cdot \frac{v C_2}{k} \cdot \frac{p_d - p_b}{p_0} \right] \right\} \times \frac{330 \times 1440}{q} \times 10^{-4} \quad (2)$$

式中 D ——每套抽采主管道系统瓦斯管实际内径， m ；

v ——每套管道中混合瓦斯的经济流速， m/s ，一般取 5 ~ 12；

k ——富余系数，一般取 1.2 ~ 1.8（按实际考察管道内气体的流速取值，管道内流速大时取大值，流速小时取小值）。

（二）按矿井实际抽采瓦斯量核定。

矿井上年度实际抽采瓦斯量核定年产量按式（3）计算：

$$A_2 \leq \left(C_1 Q_f + \frac{Q_s}{365k \times 1440} \right) \times \frac{330 \times 1440}{q_0} \times 10^{-4} \quad (3)$$

式中 A_2 ——按矿井实际抽采瓦斯量核定年产量，万 t/a；

Q_s ——矿井上年度实际抽采瓦斯量， m^3 ；

k ——矿井超前抽采系数，取 1.2~1.5；

q_0 ——预开采区域瓦斯含量最大煤层应抽瓦斯吨煤含量， m^3/t 。

（三）按矿井满足防突要求预抽瓦斯量核定。

必须保证突出煤层预抽后煤层瓦斯含量或瓦斯压力满足防突要求，核定年产量按式（4）计算：

$$A_3 \leq \frac{Q_y K}{(w_i - w_c) y} \times 10^{-4} + j \times 330 \times 10^{-4} \times \sum_{i=1}^m l_{bi} \times h_{bi} \times \rho_{bi} \times v_{bi} \times \eta_{bi} \quad (4)$$

式中 A_3 ——按满足矿井防突要求核定的年产量，万 t/a；

w_i ——核定区域内煤层的最大瓦斯含量， m^3/t ；

w_c ——抽采后满足防突要求的残余瓦斯含量，一般 $\leq 8 m^3/t$ ，如 $> 8 m^3/t$ 时，按实际考察取值（需有相应鉴定证明）， m^3/t ；

K ——矿井回采率，%；

Q_y ——矿井上一正常生产年度实际预抽瓦斯量， m^3 ；

y ——邻近层和围岩瓦斯储量系数，取 1.2；

m ——核定区域内无需抽采煤层或非突煤层中的采煤工作面个数（按照《煤矿安全规程》《防治煤与瓦斯突出规定》等规定确定核定区域允许生产采煤的最多工作面个数）；

j ——矿井掘进出煤系数，取 1.1~1.2;
 l_{bi} ——第 i 个采煤工作面平均长度，m;
 h_{bi} ——第 i 个采煤工作面煤层平均采高，m（放顶煤开采时为采放总厚度）;
 ρ_{bi} ——第 i 个采煤工作面的原煤视密度，t/m³;
 v_{bi} ——第 i 个采煤工作面平均日推进度，m/d;
 η_{bi} ——第 i 个采煤工作面回采率，%（按矿井实际回采率取值）。

（四）按矿井瓦斯抽采率核定。

按式（5）计算核定年产量：

$$A_4 \leq 330 \times 1440 \times \frac{Q}{q} \times 10^{-4} \quad (5)$$

式中 A_4 ——按矿井瓦斯抽采率核定年产量，万 t/a;

Q ——瓦斯抽采达标允许最大矿井绝对瓦斯涌出量，m³/min，按表 9-2 取值，具体数值可采用线性插值法计算得到。

表 9-2 瓦斯抽采达标允许最大矿井绝对瓦斯涌出量

矿井瓦斯抽采率 $\eta/\%$	达标允许最大矿井绝对瓦斯涌出量 $Q/$ (m ³ ·min ⁻¹)
$\eta < 35$	$Q < 20$
$35 \leq \eta < 40$	$20 \leq Q < 40$
$40 \leq \eta < 45$	$40 \leq Q < 80$
$45 \leq \eta < 50$	$80 \leq Q < 160$
$50 \leq \eta < 55$	$160 \leq Q < 300$

矿井瓦斯抽采率 $\eta/\%$	达标允许最大矿井绝对瓦斯涌出量 $Q/$ ($\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$)
$55 \leq \eta < 60$	$300 \leq Q < 500$
$\eta \geq 60$	$Q \geq 500$

第三十二条 煤矿瓦斯抽采达标生产能力验证方法。

按矿井允许生产工作面个数、采煤工作面瓦斯抽采达标生产能力进行验证，按式（6）进行计算：

$$B = B_1 \times j \times 330 \times 10^{-4} \quad (6)$$

式中 B ——煤矿瓦斯抽采达标生产验证能力，万 t/a（计算结果取整）；

B_1 ——矿井采煤工作面的瓦斯抽采达标生产能力，t/d；

j ——矿井掘进出煤系数，取 1.1~1.2。

矿井采煤工作面的瓦斯抽采达标生产能力是所有达标采煤工作面产量之和，单个采煤工作面的瓦斯抽采达标生产能力按 B_{bi} 、 B_{ci} 和 B_{di} 选取小值。

矿井采煤工作面瓦斯抽采达标生产能力 B_1 按式（7）计算：

$$B_1 = \sum_{i=1}^n \min(B_{bi}, B_{ci}, B_{di}) \quad (7)$$

式中 B_{bi} ——第 i 个采煤工作面日产量，t/d；

B_{ci} ——第 i 个采煤工作面抽采达标时允许工作面最大日产量，t/d；

B_{di} ——第 i 个采煤工作面回风瓦斯浓度达标的工作面最大日产量, t/d;

n ——核定的采煤工作面个数(采煤工作面个数满足《煤矿安全规程》《防治煤与瓦斯突出细则》要求)。

(一) 采煤工作面日产量计算。

按式(8)计算:

$$B_{bi} = l_{bi} \times h_{bi} \times \rho_{bi} \times v_{bi} \times \eta_{bi} \quad (8)$$

式中 l_{bi} ——第 i 个采煤工作面平均长度, m;

h_{bi} ——第 i 个采煤工作面煤层平均采高, m (放顶煤开采时为采放总厚度);

ρ_{bi} ——第 i 个采煤工作面的原煤视密度, t/m³;

v_{bi} ——第 i 个采煤工作面平均日推进度, m/d;

η_{bi} ——第 i 个采煤工作面回采率, % (按矿井实际回采率取值)。

(二) 采煤工作面瓦斯抽采达标生产能力计算。

1. 对瓦斯涌出量主要来自于开采层的采煤工作面, 瓦斯抽采达标生产能力 B_{ci} 应以表 9-3 中煤层可解吸瓦斯量对应的工作面日产量计算, 可采用线性插值法计算得到。

表 9-3 采煤工作面回采前煤的可解吸瓦斯量对应的工作面日产量

可解吸瓦斯量 w_j / (m ³ ·t ⁻¹)	抽采达标时允许工作面日产量 B_c / (t·a ⁻¹)
$7.0 < w_j \leq 8.0$	≤ 1000
$6.0 < w_j \leq 7.0$	1001 ~ 2500

可解吸瓦斯量 $w_j /$ ($\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$)	抽采达标时允许工作面日产量 $B_c /$ ($\text{t} \cdot \text{a}^{-1}$)
$5.5 < w_j \leq 6.0$	2501 ~ 4000
$5.0 < w_j \leq 5.5$	4001 ~ 6000
$4.5 < w_j \leq 5.0$	6001 ~ 8000
$4.0 < w_j \leq 4.5$	8001 ~ 10000
$w_j \leq 4.0$	>10000

2. 对瓦斯涌出量主要来自于邻近层或围岩的采煤工作面，按表 9-4 工作面瓦斯抽采率对应的瓦斯涌出量计算的工作面瓦斯抽采达标生产能力 B_{ci} 按式 (9) 计算。

$$B_{ci} = 1440 \frac{Q_{ci}}{q_{ci}} \quad (9)$$

式中 Q_{ci} ——第 i 个采煤工作面达标允许最大工作面绝对瓦斯涌出量， m^3/min (根据工作面瓦斯抽采率按表 9-4 取值，按线性插值法计算得到)；

q_{ci} ——第 i 个采煤工作面相对瓦斯涌出量， m^3/t 。

表 9-4 采煤工作面瓦斯抽采率应达到的指标

工作面抽采率 $\eta / \%$	工作面绝对瓦斯涌出量 $Q_c /$ ($\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$)
$20 \leq \eta < 30$	$5 \leq Q_c < 10$
$30 \leq \eta < 40$	$10 \leq Q_c < 20$
$40 \leq \eta < 50$	$20 \leq Q_c < 40$
$50 \leq \eta < 60$	$40 \leq Q_c < 70$
$60 \leq \eta < 70$	$70 \leq Q_c < 100$
$70 \leq \eta$	$100 \leq Q_c$

(三) 采煤工作面回风瓦斯浓度达标生产能力计算。

按采煤工作面风速不得超过 4m/s, 回风流中瓦斯浓度不得超过 1%验证采煤工作面瓦斯抽采达标生产能力 B_{di} 。 B_{di} 按式 (10) 计算:

$$B_{di} = 1440 \times 1\% \frac{Q_{fci}}{Q_{ci}} \quad (10)$$

式中 Q_{fci} ——第 i 个采煤工作面满足工作面风速要求的最大供风量, m^3/min ;

Q_{ci} ——第 i 个采煤工作面相对瓦斯涌出量 (不包含已抽采瓦斯量), m^3/t 。

第十章 地面生产系统生产能力核定

第三十三条 进行能力核定的地面生产系统必须系统完善、运转正常。

第三十四条 地面生产系统能力核定的主要内容和标准:

(一) 地面生产系统能力主要是地面筛分、地面输送机、外运装车 (含铁路运输及汽车运输)、储 (贮) 煤场等各生产环节的能力。

(二) 地面生产系统能力应根据实际生产设施核定, 并取系统中各环节设备的最小能力为地面生产系统核定能力。

(三) 地面生产系统中的储煤能力应达到 3~7d 的煤矿产量。储煤能力包括储煤场和贮煤装车仓总能力。

(四) 地面生产系统煤仓 (场) 至装车外运各环节能力按下式计算:

$$A = \frac{330 \times 18 \times A_1}{10^4 k_1}$$

式中 A ——年处理原煤的能力，万 t/a；

k_1 ——能力富余系数，取 1.2；

A_1 ——设备小时能力，t/h。

(五) 汽车外运能力按下式计算：

$$A = 330 \times 10^{-4} A_1 k_1 T$$

式中 A ——年装车外运量，万 t/a；

k_1 ——运输不均匀系数（煤矿自有汽车队取 0.9，外委汽车队取 0.8）；

T ——每日装车作业时间，h/d；

A_1 ——小时装车能力，t/h，按下式计算：

$$A_1 = 60 \frac{Gn}{t_1 + t_2}$$

式中 G ——每辆汽车平均载重，t；

n ——可同时作业装车车位数；

t_1 ——每辆车调车作业时间，min；

t_2 ——每辆车平均装车时间，min。

(六) 铁路外运能力按下式计算：

$$A = 330 \frac{NG}{10^4 k_1}$$

式中 A ——铁路年外运能力，万 t/a；

N ——每天列车数，列/d；

G ——平均每列车净载量，t/列；

k_1 ——运输不均匀系数，取 1.1~1.2。

第十一章 露天煤矿生产能力核定

第三十五条 核定生产能力的露天煤矿，除符合第二条规定外，还须具备以下安全技术条件：

- （一）各生产环节运转正常。
- （二）采剥关系正常，备采煤量及工作面（线）长度符合要求。
- （三）采场、排土场边坡保持稳定，采场最终边坡的台阶坡面角和边坡角符合最终边坡设计要求。
- （四）安全保护及监测系统完善，运行正常。
- （五）按规定设置栅栏、安全挡墙、警示标志。
- （六）有边坡工程、地质勘探工程、岩土物理力学试验和稳定性分析，有边坡监测措施。
- （七）有防排水设施和措施。
- （八）地面和采场内的防灭火措施符合规定，开采有自然发火倾向的煤层或者开采范围内存在火区时，制定专门防灭火措施。
- （九）地质环境恢复治理及土地复垦达标，固体、液体、气体废弃物排放及粉尘、噪音等治理符合要求。

第三十六条 露天煤矿生产能力应首先核定剥采能力，根据剥采能力和申请核定能力当年、前一年、后一年3年均衡剥采比计算原煤生产能力。

有多种生产工艺的矿山分工艺核定剥采生产能力，然后

汇总，再计算露天煤矿生产能力，一般按钻爆、采装、运输、排土主要环节计算。

间断工艺（单斗—卡车/火车—推土机）按 4 个环节分别计算。

单斗—卡车—半固定破碎站—胶带—卸煤口或排土机构成的半连续工艺，按系统能力统一核算单套采、运、排能力（如果是采煤，则只算采、运能力），不再分别核算系统各部分能力；即系统使用的卡车不再单独计算运输能力。

单斗—移动破碎站—胶带—卸煤口或排土机构成的半连续工艺，按系统能力统一核算单套采、运、排能力（如果是采煤，则只算采、运能力），不再分别核算系统各部分能力。

轮斗铲—胶带—排土机构成的连续工艺按系统能力统一核算单套采、运、排能力，不再分别核算系统各部分能力。

拉斗铲系统按系统能力统一核算一个倒堆能力（含有效抛掷量），为其做扩展平台的单斗—卡车系统量按设备单独计算。

采煤机—卡车（胶带）—卸煤口构成的半连续工艺，按系统能力统一核算单套采、运能力，不再分别核算系统各部分能力。

第三十七条 核定剥采能力时取环节能力的最小值，即：

$$P_t = \min\{P_d + V_u, P_l, P_h, P_s\}$$

式中 P_t ——剥采能力，万 m^3/a ；

P_d ——钻爆环节能力, 万 m^3/a ;

V_u ——不需要爆破的松散物料年计划挖掘量, 万 m^3/a ;

P_l ——采装环节能力, 万 m^3/a ;

P_h ——运输环节能力, 万 m^3/a ;

P_s ——排土环节能力, 万 m^3/a 。

第三十八条 露天煤矿的环节能力计算主要以环节中各设备(系统)的年正常作业小时和小时效率来计算。

年正常作业小时和小时效率一般取上年度设备(系统)的年实际作业小时和实际小时效率统计值。如核定当年的设备(系统)计划作业时间与上年度实际统计值有较大差异时, 应说明原因。

对于更新、新增设备(系统), 如果核定矿山没有同型号设备或系统, 则采用设计参数进行计算。

第三十九条 计算环节能力时, 除了自有设备外, 还应包括在正常工作帮坡角(以设计院设计帮坡角为准)范围内作业的外包队伍的设备 and 能力。计算环节能力后, 所有在正常工作帮坡角范围内作业的采运设备, 要满足工作线能力和车流密度验算的要求。

第四十条 钻孔爆破环节能力按下式计算:

$$P_d = \sum_{i=1}^n P_{da_i}$$

式中 n ——设备台数, 台;

P_{da} ——单台钻孔设备年能力, 万 m^3/a , 按下式计算:

$$P_{da} = 10^{-4} H_y M_h C_b R_d$$

式中 H_y ——年正常作业小时数, h;

M_h ——小时效率, m/h;

C_b ——爆破出岩率, m^3/m ;

R_d ——钻孔利用率, %。

第四十一条 采装环节能力按下式计算:

$$P_l = \sum_{i=1}^n P_{la_i}$$

式中 n ——设备(系统)数量, 台(套);

P_{la} ——单台(套)采装设备(系统)年能力, 万 m^3/a ,

按下式计算:

$$P_{la} = 10^{-4} V_h H_y$$

式中 V_h ——设备(系统)正常作业平均小时能力, m^3/h ;

H_y ——年正常作业小时数, h。

第四十二条 运输环节能力按下式计算:

$$P_h = \sum_{i=1}^n P_{ha_i}$$

式中 n ——设备(系统)数量, 台(套);

P_{ha} ——单台(套)运输设备(系统)年能力, 万 m^3/a ,

按下式计算:

$$P_{ha} = 10^{-4} V_h \cdot H_y$$

式中 V_h ——设备(系统)正常作业平均小时能力, m^3/h ;

H_y ——年正常作业小时数, h。

第四十三条 排土环节能力按下式计算:

$$P_s = \sum_{i=1}^n P_{sa_i} + P_m$$

式中 n ——设备(系统)数量, 台(套);

P_m ——卸煤能力，破碎口和地面煤堆卸煤能力， m^3/a ；

P_{sa} ——单台（套）排土设备（系统）年能力，即年可服务的排弃量，不是实际推送量，万 m^3/a ，按下式计算：

$$P_{sa} = 10^{-4} V_h \cdot H_y$$

式中 V_h ——设备正常作业平均小时能力， m^3/h ；

H_y ——年正常作业小时数， h 。

第四十四条 露天煤矿原煤生产能力按下式计算：

$$P_c = \frac{P_t}{\left(\frac{1}{\rho} + R\right)r}$$

式中 P_c ——核定的年原煤生产能力，万 t/a ；

P_t ——剥采能力，万 m^3/a ；

R ——核定当年、前一年、后一年 3 年平衡剥采比， m^3/t ；

ρ ——原煤视密度， t/m^3 ；

r ——毛煤系数， $r > 1$ 。

第十二章 选煤厂生产能力核定

第四十五条 选煤厂核定生产能力档次划分标准与煤矿核定生产能力档次划分标准相同。

凡核定生产能力不在标准档次的，按就近下靠的原则确定能力档次。

第四十六条 选煤厂核定生产能力必须具备下列条件：

(一) 应有健全的生产、技术、安全管理机构及满足生产需要的专业技术人员。

(二) 选煤厂机电设备完好，生产系统、设施运转正常，各种保护装置齐全，符合《选煤厂安全规程》。

(三) 必须实现煤泥水闭路循环。

(四) 坚持正常的检修制度，达到规定的检修时间。

第四十七条 选煤厂核定生产能力的主要内容：

(一) 选煤厂生产能力主要核定以下系统环节能力，并取其最小环节能力为选煤厂的核定生产能力：

1. 原煤、产品煤运输（主要输送设备）系统能力。
2. 除杂、筛分、破碎系统能力。
3. 选煤环节（跳汰、重介、浮选、其他选煤方法）能力。
4. 排矸环节（动筛跳汰、重介浅槽、重介斜轮、选择性破碎机、风力干选等）能力。
5. 原煤、产品煤储存（储煤场、贮煤仓）与装车外运系统能力。
6. 煤泥处理回收系统能力。

(二) 选煤厂各环节设备处理能力的不均衡系数按以下规定选取：

1. 矿井型选煤厂原煤受煤至原煤仓（场）设备处理能力应与矿井最大提升（煤）能力一致。
2. 群矿选煤厂由车辆运输来煤时，受煤坑至原煤仓（场）设备处理能力的不均衡系数取 1.30~1.50。

3. 在原煤仓后设备处理能力的不均衡系数，在额定小时能力的基础上，煤流系统取 1.15，煤泥水系统取 1.25。

（三）核定选煤厂系统环节能力时，若设备实测能力大于设备额定能力，以设备额定能力为准；若设备实测能力小于设备额定能力，以设备实测能力为准。

（四）选煤厂系统环节能力以实际生产设施进行核定。

第十三章 附 则

第四十八条 本标准由国家矿山安全监察局负责解释。

第四十九条 本标准自发布之日起施行。此前有关规定与本标准不一致的，以本标准为准。