REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE
Université Larbi Tebessi - Tébessa
Institut des mines
Département Electromécanique

POLYCOPIE DE COURS

Présentée par

Dr. AOULMI Zoubir

AERAGE DES MINES SOUTERRAINES

Cours et exercices

Année 2021-2022

Préface

L'objet de la présente polycopie est de fournir une vision globale de l'aérage des mines souterraines. Ce cours est une contribution à la ventilation minière. Il s'adresse aux étudiants de licence et master, dans le domaine de science et technologie, et spécialement pour la filière génie minier.

Ce document présente d'abord une vue d'ensemble sur la ventilation dans les mines souterraine. Il aborde ensuite l'analyse du circuit de ventilation minière.

SOMMAIRE

Sommaire…… i
Listes des figures et tableaux.. iii
Nomenclature…… v
Introduction …… 01

Chapitre I **GENERALITES SUR L'AERAGE DANS LES MINES SOUTERAINES** 02
I.1 Introduction…… 02
I.2 Brève historique de la ventilation des mines …… 02
I.3 But de l'aérage …… 04
I.4 Objectif de l'étude d'aérage …… 04
I.5 Besoins en air …… 04
I.6 Autres conditions de l'aérage …… 06
I.7 Fonctionnement d'une mine souterraine …… 07
I.8 Ventilation des mines…… 07
I.9 Concepts généraux de ventilations …… 11
I.10 Mode de ventilation et méthode d'exploitation…… 13
I.10.1 Ventilation pour méthodes à piliers …… 13
I.10.2 Ventilation pour méthodes artificiellement soutenues …… 15
Chapitre II ANALYSE DU RESEAU D'AERAGE …… 18

II.1 Introduction …… 18
II.2 Méthode analytique …… 18
II.2.1 Évaluation de la quantité d'air qui passe dans une mine. …… 19
II.2.2 Résistance des voies d'aérage des mines (loi d'Atkinson) …… 19
II.2.3 Lois de Kirchhoff …… 23
II.2.4 Circuits en série …… 23
II.2.4 Circuits parallèles …… 26
II.3 Réseaux de ventilation …… 31
II.4 Solution de réseaux simples avec fractionnement naturel …… 33
II.5. Analyse des réseaux complexes …… 37
II.5.1 Représentation mathématique des réseaux de ventilation …… 41
2.6 Modèle de réseau généralisé…… 44
2.7 Réseaux avec branches à quantité fixe…… 45
2.8 Application simplifiée de l'algorithme HARDY CROSS…… 50
2.9 Aperçu supplémentaire du réseau…… 53
2.12 Exercices avec solutions …… 59
CHAPITRE III L'AERAGE NATUREL…… 77
III.1 Caractéristiques de la ventilation naturelle …… 77
III.2 Quantification de la ventilation naturelle …… 81
III.3 Mesure de la ventilation naturelle…… 87
III.4 Exercices avec solutions…… 89

Chapitre IV VENTILATEURS ET DISPOSITIFS DE CONTROLE DE DEBIT 94

IV.1 Ventilateurs …… 94
IV.1.1 Pièces d'un ventilateur …… 94
IV.2 Classification des ventilateurs…… 95
IV.2.1 Classification selon la direction du flux…… 95
IV.2.2 Classification des ventilateurs selon la pression…… 97

IV.2.3 Classification selon la fonction ……..… ….. 98
IV.3 Pressions du ventilateur ……...……...……...……...…… 101
IV.4 Pertes du ventilateur……...……...……...……...…… 102
IV.5 Pertes du moteur électrique ……...……...……...……...…… 103
IV.6 Lois d'affinité des ventilateurs……...……...……...…… 104
IV.7 Courbes caractéristiques du ventilateur ……..… ….. 106
IV.8 Associations de ventilateurs : montage série ou parallèle ……..… ….. 107
IV.9 Fonctionnement des ventilateurs ……..……..… ….. 108
IV.10 Dispositifs de contrôle du débit d'air……...……..… ….. 109
IV.10.1 Arrêt (cloison) ……...……...……...……... 109
IV.10.2 Arrêt avec porte « Air-lock Doors » ……...……..…… 110
IV.10.3 Régulateur……...……...……..… 111
IV.10.4 Couvert (Overcast) ……...……...……...…… 111
IV.10.5 Joint (Seal) ……...……...……..... 112
IV.10.6 Rideau en tissu (ou en plastique) ……...……...…… 112
IV.11 Calcul par l'expression simplifiée de l'aire du régulateur ……..…..…….. 113
IV.12 Exercices avec solutions ……...……...……...…… 114

Références bibliographiques……..... 125

Liste des figures

Figure		Page
1.1	Méthodes traditionnelles d'aérage	3
1.2	Le travail dans une mine souterraine	7
1.3	Ventilation principale	8
1.4	Ventilation diagonale	10
1.5	Types d'aérage	12
1.6	Ventilation des faces actives dans le fonctionnement des chambres et piliers au moyen de déflecteurs	14
1.7	Circulation de l'air de ventilation dans la méthode sous-niveaux abattus	14
1.8	Circulation d'air dans la méthode d'exploitation par chambre remblayée	15
1.9	Circulation d'air dans la méthode chambres-magasins	15
1.10	Circulation de l'air dans la méthode par blocs foudroyés	16
1.11	Ventilation en forme de U pour l'exploitation minière à longue taille avec deux voies d'entrée	16
1.12	12 Schématisation du découpage par quartiers de ventilation d'une mine	17
2.1	Résistance à la trajectoire de la mine [13,15]	21
2.2	Coefficients de perte pour : a) contraction soudaine b) une expansion	22
2.3	Courbe caractéristique de la mine (voir exemple 2.1).	23
2.4	Réseau maillé.	23
2.5	Jonction	24
2.6	Application de la deuxième loi de Kirchhoff.	25
2.7	Voies d'aération (a) en série et (b) voies d'aération équivalentes.	26
2.8	a) Voies aériennes parallèles b) voies aériennes équivalentes.	27
2.9	Réseau connecté avec sept branches et six nœuds.	32
2.10	Réseaux simples (a) et complexes (b).	33
2.12	Solution graphique au réseau simple de la figure 2.11 (voir l'exemple 2.4).	37
2.13	Réseau à éléments naturels	39
2.14	Un réseau complexe utilisant la division contrôlée	43
2.15	Réseau de l'Exemple 2.6 montrant l'arbre couvrant à résistance minimale	51
2.16	Quelques exemples de coupes	56
3.1	Détermination de la direction du flux dans les systèmes de ventilation naturelle.	80
3.2	Schéma de ventilation d'une mine simplifiée composée de deux puits	81
3.3	Diagramme pression- volume spécifique (PV)	86
3.4	Diagramme (PV) appliqué au schéma simplifié d'une mine	88
4.1	schématiques de ventilateur a) centrifuges b) ventilateur axial à un étage	94
4.2	Trajectoires dans un ventilateur centrifuge	95
4.3	Schéma des ventilateurs centrifuges	95
4.4	Trajectoires dans un ventilateur axial	96
4.5	Trajectoires dans un ventilateur Helicon-centrifuge	97
4.6	Vue panoramique d'un ventilateur centrifuge principal	97
4.7	Configuration des ventilateurs axiaux.	98
4.8	Arrangement des ventilateurs dans une mine	99
4.9	Schéma d'installation d'un ventilateur d'appoint	100
4.10	Evolution des pressions statiques (PS) et totales (PT) pour un groupe de ventilation	101
4.11	Diagramme de Sankey pour un ventilateur.	102
4.12	Schéma de Sankey simplifié pour un moteur	103
4.13	Triangle de puissance électrique	104

4.14	Schéma de deux ventilateurs similaires de diamètres D0 et D	104
4.15	Procédure expérimentale pour obtenir la courbe caractéristique du ventilateur	106
4.16	Obtention du point de fonctionnement à partir de la courbe caractéristique	107
4.17	Schéma de connexion des ventilateurs en série	107
4.18	Schéma de connexion du ventilateur en parallèle	108
4.19	Arrêts permanents	109
4.20	Portes	110
4.21	Arrêt avec portes automatiques pour équipements	110
4.22	Régulateur	111
4.23	Couvert (Overcast) modifié de la référence [59]	111
4.24	Exemple du joint (seal)	112
4.25	Un rideau en plastique installé (arrêt temporaire)	112
4.26	Rideaux	113

Liste des tableaux

Tableau		**Page**
1.1	Constituants permanents d’air	5
1.2	Constituants variables d’air	5
2.1	Données calculées dans la méthode Hardy Cross pour l'exemple 2.6	53
2.2	Solution de l'exemple 2.6	53
2.3	Tableau comparatif des caractéristiques de quelques logiciels	58
4.1	Classification des ventilateurs selon la pression	97

NOMENCLATURE

Alphabet latin

A	section de passage d'air (m²)
D	diamètre interne du tube (m)
f	coefficient de frottement
g	accélération de la pesanteur ($m.s^{-2}$)
H_n	hauteur manométrique de ventilation naturelle, Pa
H_i	Perte de charge pour la branche *i* est exprimée par l'expression
H_i^N	Pression de ventilation naturelle (gain de pression), ou pression de toute source indépendante
H_i^R	Perte de charge causée par un régulateur dans la branche i
H_i^v	Pression (gain) pour un ventilateur à pression variable dans une branche i.
H_n	hauteur manométrique de ventilation naturelle, Pa
Q	Débit d'air ($m^3\ s^{-1}$)
ij	désigne la branche dont les nœuds initial et final sont i et j
k	Facteur de friction d'Atkinson kg/m^3
L_e	Longueur équivalente due à la perte de choc, (m)
N_a	Nombre de voies d'aérage parallèles
N_b	Nombre de branches
N_n	Nombre de nœuds
N_q	Nombre de branches à quantité fixe,
O	périmètre du tuyau (m)
P_1	pression absolue en haut de la colonne, Pa
P_2	pression absolue en bas de la colonne, Pa
$\overline{P_b}$	est la pression atmosphérique (Pa) au milieu de la colonne
P	pression du système (Pa)
ΔP	perte de charge (Pa)
R	résistance Atkinson (Ns^2/m^8)
t	Production annuelle moyenne (Mt/an).
$\overline{T}$	est la température absolue moyenne entre le haut et le bas de la colonne.
$\overline{T}_a$	est la température moyenne dans le puits ascendant.
$\overline{T_d}$	est la température absolue moyenne dans le puits descendant
u	vitesse du fluide (m/s).
w	le poids spécifique de l'air au point de référence souhaité.
$\overline{w_a}$	Poids spécifiques moyens des colonnes vers le haut (ascendant), kg/m^3
$\overline{w_d}$	Poids spécifiques moyens des colonnes vers le bas (descendant), kg/m^3
z	coordonnée suivant l'axe vertical du tube (m)

Alphabet grec

ρ	masse volumique ($kg.m^{-3}$)

Indices ou Exposants

b	Brance
n	noeud
P	pression

v	Ventilateur
W	paroi

Abréviations

EVN	Energie de Ventilation Naturelle
PVN	Pression de Ventilation Naturelle
VAD	Ventilation A la Demande
PTV	Pression totale du ventilateur

Introduction

L'aérage d'une mine favorise à fournir, dans tous les chantiers souterrains, une circulation naturelle ou artificielle d'air dont le débit soit suffisant pour assurer, le déplacement et le travail des personnels dans des conditions d'hygiène et de sécurité convenables. C'est ainsi qu'une bonne ventilation est impératif: pour éviter la formation de mélanges détonants d'air et de méthane ; pour expulser les fumées toxiques produites, par les tirs et les moteurs thermiques des engins diesels; pour refroidir l'atmosphère des chantiers où la température est élevée et y maintenir des conditions de travail admissibles; enfin, et ce n'est pas certes la moindre des fonctions de l'aérage, pour réduire la concentration des poussières produites au cours de toutes les opérations d'exploitation et pour les aspirer. Dans ces conditions, la ventilation minière, joue un rôle fondamental aussi bien en fonctionnement normal qu'en situation accidentelle et occupent par conséquent une place considérable dans l'industrie minière.

L'objectif essentiel de ce polycopie de cours est de présenter une vue d'ensemble sur le la théorie et le calcul de l'aérage minier. Nous insistons, sur les bases théoriques et pratiques, d'une part. Et d'autre part, nous utilisons dans nos recherches une méthodologie globale, qui tient compte des phénomènes physiques. Cette approche est intéressante pour étudiants et ingénieurs puisqu'elle conduit naturellement aux méthodes de calcul utilisées en ingénierie et aux études d'avant-projet.

Le présent travail est représenté en quatre chapitres. Dans un premier chapitre de cette étude nous présentons brièvement l'aérage minier. Le deuxième chapitre est consacré aux méthodes générales utilisées pour le calcul des circuits de ventilation. Dans le troisième chapitre nous intéressons à la ventilation naturelle. Le quatrième chapitre est consacré aux ventilateurs, et les dispositifs de contrôle de débit.

CHAPITRE 1 GENERALITES SUR L'AERAGE DANS LES MINES SOUTERAINES

I.1 Introduction

La ventilation minière a pris ces dernières années, dans le domaine minier, une importance de choix qui n'a cessé de s'accroître.

La préoccupation est d'abord le souci d'améliorer les conditions de travail souterraines, ou les personnels sont exposés à des températures de plus en plus élevées. De plus, la présence des poussières et des gaz toxiques, exige une étude profonde de l'aérage.

Dans la plupart des pays, les règlements miniers imposent que l'aérage souterrain, répondent à certaines normes : il s'agit généralement de seuils minimaux qui portent sur la quantité d'air par ouvrier travaillant au fond, sur la pureté de l'air (teneur en gaz (nocifs ou inflammables), ou en poussières), ou encore, dans quelques cas, sur sa capacité de refroidissement.

I.2 Brève historique de la ventilation des mines

Les observations des mouvements de l'air dans les souterrains ont une histoire longue et intéressante. Entre 4000 et 1200 avant JC, des mineurs européens ont creusé des tunnels dans des gisements de craie à la recherche de silex. Des recherches archéologiques à Grimes Graves, dans le sud de l'Angleterre, ont montré que ces premiers mineurs de silex ont fait des feux de broussailles sur les faces de travail vraisemblablement pour affaiblir la roche. Les mines du Laurion de Grèce, opérant en 600 avant JC, ont des plans qui révèlent que les mineurs grecs étaient conscients du besoin d'un circuit de ventilation connecté. Au moins deux voies aériennes servaient chaque section principale de la mine et il est prouvé que des puits divisés ont été utilisés pour fournir des connexions séparées d'admission et de retour d'air à la surface. Les mines souterraines de l'Empire romain avaient souvent des puits jumeaux, et Pliny (23-79 après JC) décrit comment les esclaves utilisaient des feuilles de palmier pour transporter de l'air le long des tunnels. [1]

Un certain nombre de documents montrent (par exemple de Georgius Agricola en 1556) des méthodes de ventilation, qui comprennent le détournement des vents de surface dans les bouches de puits, des ventilateurs centrifuges en bois actionnés par des hommes et des chevaux, des soufflets pour la ventilation auxiliaire et des portes d'air (Figure 1.1). [1]

A partir du XVIIème siècle, la révolution industrielle a entraîné une augmentation rapide de la demande du charbon. Les conditions de vie dans de nombreuses mines de charbon étaient assez horribles pour les hommes, les femmes et les enfants qui y étaient employés au cours du dix-huitième et dix-neuvième siècles. La notion de ventilation a évolué vers un accroissement de la sécurité :

- par la diminution des poussières de charbon en suspension, ce qui réduisait les risques d'explosion et d'incendie sous terre;

- par des fournaises au fond des puits de sortie afin de renforcer le courant de ventilation par l'effet de cheminée en combinaison avec des chutes d'eau au puits d'entrée d'air.
- Vers 1800, le premier ventilateur centrifuge pour la ventilation souterraine**.** Au début du vingtième siècle, des études épidémiologiques pour la réduction des poussières afin de diminuer les risques de maladies professionnelles parmi le personnel travaillant sous terre

En Afrique du Sud, les mines devenant de plus en plus profondes, on s'est attaqué au problème de la climatisation des mines.

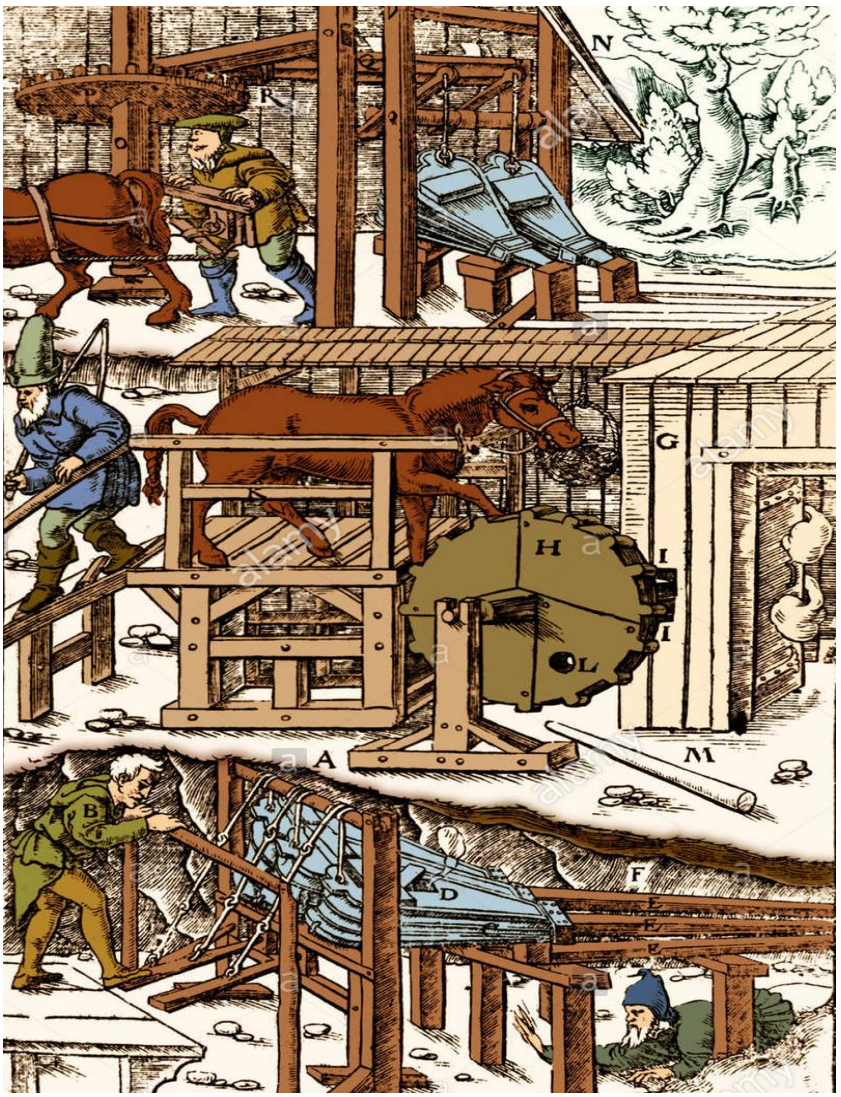


Figure 1.1 Méthodes traditionnelles d'aérage**.** [1]

I.3 But de l'aérage

L'aérage a pour but, en condition normale d'exploitation, de garantir la qualité de l'air au niveau requis. En cas des travaux de tir, il a pour objectif de souffler les fumées à l'extérieur. De plus, il assume l'évacuation des gaz brulé des moteurs des engins. La ventilation d'une mine souterraine est un système très complexe, car il est dépendant du comportement aéraulique et géométrique de l'ouvrage. Plusieurs paramètres peuvent avoir un impact sur les choix en matière d'aérage. En particulier, la longueur, la surface et la forme de la galerie, la méthode d'exploitation, le type des engins, ont une influence déterminante.

La ventilation ou l'aérage a pour but de maintenir à l'atmosphère des travaux souterrains une composition, une température et un degré d'humidité compatibles avec la sécurité et la santé du personnel.

Il faut pour cela ;

- **Assurer** la respiration des ouvriers (maintenir les conditions climatiques acceptables).
- **Amener** de l'air pour le fonctionnement des moteurs thermiques. Limiter la teneur en gaz et poussières dont l'inhalation est dangereuse (gaz d'échappement d'engins, gaz dégagés par les terrains et les eaux, poussière produites par les travaux).
- **Diluer** les gaz nocifs de l'exploitation (gaz d'échappement, fumées de tir et la radioactivité naturelle apportée par le radon qui migre à travers la croute terrestre- rayonnement ionisant.).
- **Diluer** les gaz susceptibles de constituer des mélanges inflammables ou des atmosphères explosibles (en particulier le méthane).

I.4 Objectif de l'étude d'aérage

a. Garantir la propreté de l'atmosphère ;
b. Eviter toute accumulation des gaz ;
c. Déterminer les besoins en air dans les différents points du réseau ;
d. Faire les calculs de choix de ventilation ;
e. Garantir des conditions de travail acceptables.

Une telle étude conduit à agir sur divers paramètres :

- Le schéma d'aérage ;
- le tracé et la section des galeries à creuser ;
- les caractéristiques des ventilateurs et, le cas échéant, des dispositifs de réfrigération ;
- le calendrier permettant d'ajuster les débits aux contraintes d'exploitation.

I.5 BESOINS EN AIR

L'air est un mélange de gaz constituant l'atmosphère de la Terre. Il est normalement incolore, invisible et inodore.

La composition de l'air : l'air est un mélange de différents gaz ou vapeurs qu'il est habituel de classer en deux catégories [2]:

1. **Constituants permanents (**Tableau 1.1**)** qui sont toujours présents dans l'air, et ce en proportions fixes ;
2. **Constituants variables (**Tableau 1.2**)** présents en proportions variant avec le temps et avec le lieu.

L'air pur contient 21% d'oxygène et 79% d'azote. Sa teneur en oxygène est comprise entre 20 et 21%. Il ne faut pas descendre au dessous de 20% car il résulterait une gêne pour les travailleurs. L'atmosphère minière est sensiblement différente. Généralement dans les mines on s'efforce à avoir 20,5% d'oxygène dans les retours d'air principaux.

Tableau 1.1 Constituants permanents d'air

constituant	fraction molaire
azote (N_2)	0.78110
oxygène (O_2)	0.20953
argon (Ar)	0.009 34
néon (Ne)	0.000 01818
hélium (He)	0.00000524
krypton (Kr)	0.00000114
xénon (Xe)	0.000000 087
hydrogène (H_2)	0.0000005
méthane (CH_4)	0.000002
monoxyde d'azote (N_2O)	0.0000005

Tableau 1.2 Constituants variables d'air

constituant	fraction molaire
eau (extérieur) (H_2O)	de 0 à 0,07
dioxyde de carbone (CO_2)	de 0.001 à 0.0001
dioxyde de soufre (SO_2)	de 0 à 0.000001
ozone (O_3)	de 0 à 0.000 0001
dioxyde d'azote (NO_2)	traces

La pollution de l'air des mines provient de :

- **la respiration de l'homme :** Chez un homme de 70 kg, le débit de respiration au repos se situe généralement autour de 7,5 litres par minute. 25 l/mn au travail et peut atteindre 40 l/mn pour de gros effort. L'homme rejette 17% d'oxygène et 4% de CO_2
- **l'oxydation des massifs** (charbon, pyrite etc..)
- la putréfaction des bois

- **les fumées** des tirs et des engins fonctionnant au diesel;

Pour tenir compte de tous ces facteurs, il est nécessaire d'assurer un débit d'air pur de $3m^3$/mn /homme. C'est la norme imposée par le règlement algérien.

I.6 AUTRES CONDITIONS DE L'AERAGE

Un bon aérage ne se résume pas uniquement à assurer un débit. Il faut en outre prendre en compte:

- <u>Teneur en gaz toxiques</u>

Le CO_2 : il est dangereux entre 4 et 5% et mortel au-delà de 6%

Le Grisou(CH_4) : Il est explosif entre 6 et 16%. La réglementation impose une teneur limite de 1% dans les retours d'air généraux de la mine.

L'Oxyde d'azote (NO) : Avec l'oxygène de l'air NO se transforme en bioxyde d'azote (NO_2) qui est très toxique. Il irrite les voies aériennes à partir de 0,01% et amène la mort en une 1/2 heure entre 0,03% et 0,05%

L'hydrogène sulfuré : Il provoque la mort instantanée à partir de 0,08 %

L'Oxyde de carbone : La limite réglementaire est de $5/10000^e$ et dans les voies ou circulent les locos diesel à 0,002/%.Mais en réalité le CO commence à être nocif à partir de 0,02% en provoquant des maux de tête. A partir de 0,1% il provoque des syncopes en quelques heures et devient mortel à partir de 0,2%.

<u>- La température:</u>

Il est souhaitable de travailler dans une température de 25° humide. En mines profonde (800 m et plus) cette limite conduit à des masses d'air important d'où la nécessité de passer à la réfrigération de l'air.

<u>La vitesse de l'air</u>

La vitesse maximale de l'air est de 8m/s. Généralement la vitesse utilisée est de :

5 à 6 m/s dans les puits

4m/s dans les Travers galeries principales

3m/s dans les quartiers

<u>Les poussières :</u>

La technologie des exploitations minières est liée à l'abatage des roches qui s'accompagne d'un dégagement d'une quantité importante de poussière. Une partie de celle-ci se déposent par terre et autre partie reste en suspension dans l'air.

La présence de la poussière dans la mine entraîne deux dangers :

1. les poussières combustibles peuvent former avec l'air des mélanges à caractère explosif ;
2. Les poussières sont à l'origine de plusieurs maladies professionnelles.

I.7 Fonctionnement d'une mine souterraine

Une mine souterraine constitue un lieu de travail complexe difficile à comprendre du dehors (figure 1.2) .Avant tout, il importe de savoir que les puits et les galeries remplissent trois fonctions principales [3]:

1) le transport des équipes de travail et de la machinerie ;

2) le transport du minerai ;

3) la circulation de l'air, l'évacuation de l'eau, le passage de l'électricité et des canalisations d'air comprimé.

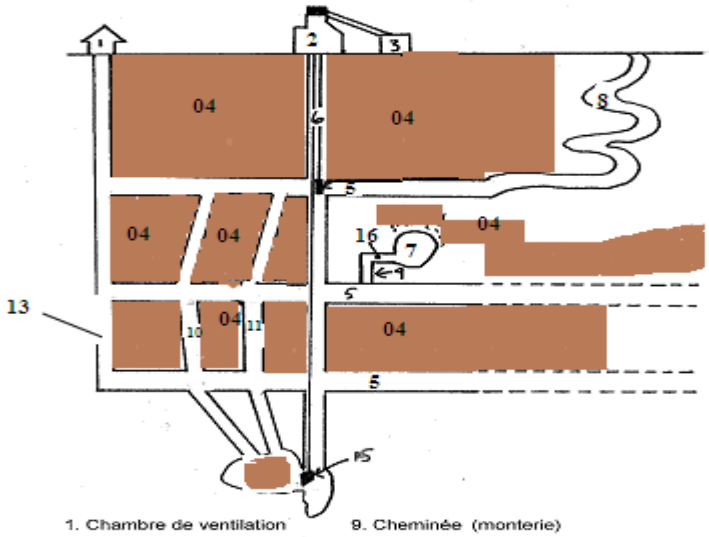


Figure 1.2 Le travail dans une mine souterraine ([3] modifiée)

I.8 Ventilation des mines

L'aérage minier consiste en l'approvisionnement des chantiers du fond en air frais respirable. Le déplacement de l'air dans les galeries indispensable pour l'aérage des mines peut être réalisé soit à l'aide des ventilateurs, installés spécialement (Aérage artificiel), soit sans mécanismes (aérage naturel).

a) aérage naturel

Dans l'aérage naturel, le mouvement de l'air est provoqué par la différence de températures de l'air à l'entrée et à la sortie, ce qui détermine la différence de leurs poids spécifique, Le défaut du tirage naturel est la variabilité de la quantité d'air entrant dans la mine, puisque la valeur de la

dépression naturelle qui dépend de la température extérieur, peut varier non seulement au cours de l'année mais même au cours de 24 heures. Avec ceci, il peut toujours y avoir des périodes de stagnation plus au moins prolongées, quand l'air se trouve dans un état d'équilibre instable et quand l'aération de la mine ne se produit pas.

C'est pourquoi l'aération naturelle n'est adoptée que dans les mines peu profondes, de faible rendement et qui exploitent des gisements non grisouteux.

b) Aérage artificiel (ventilation forcée)

Dans d'autres cas, la ventilation naturelle est insuffisante, il faut alors prévoir l'installation de ventilateurs (la ventilation mécanique). On distingue deux types de ventilation forcée : principale et auxiliaire.

b.1 Aérage principal

On entend par aérage principal l'ensemble des flux d'air qui traversent les voies de ventilation principale. Il se caractérise par le mouvement de l'air du centre de la mine vers les chantiers, et pour revenir par les galeries de ventilation vers le versant (au centre du gisement). Dans ce système de ventilation, également appelé bidirectionnel, les puits d'entrée et retour sont très proches les uns des autres et situés au centre du gisement minéral (Fig. 1.3). Dans ce cas, le puits de retour peut être utilisé pour l'extraction en parallèle avec le puits d'entrée. C'est un système de ventilation utilisé dans les mines de taille moyenne.

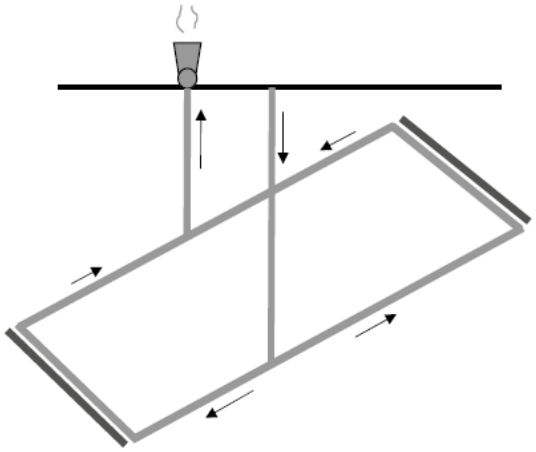


Fig. 1.3 Ventilation principale. Modifié de [4-5]

Avantages et Inconvénients

Certains principaux avantages et inconvénients de ce système sont exposés comme suit [5].

Avantages

• Installations groupées.

• C'est plus pratique dans les premiers stades de la mine.

Inconvénients

• Ce système augmente beaucoup la résistance du circuit, ce qui est d'autant plus claire que la mine augmente.

• Des courts-circuits peuvent se produire car les voies d'aérage fraîches et fétides sont très proches l'une de l'autre, et parfois presque parallèles. Les courts-circuits se produisent généralement près des puits où la pression est maximale.

• Un accident dans un puits, par exemple un effondrement, peut affecter l'autre car les deux sont très proches l'un de l'autre.

• La résistance de la mine peut augmenter lorsque l'air doit parcourir deux fois la même distance (puits descendant vers chantiers et chantiers vers puits ascendant).

b.2 Ventilation auxiliaire (secondaire**)**

Il existe, dans toutes les mines, des endroits où le courant d'aérage principal est insuffisant pour entraîner les poussières ou pour maintenir des conditions d'hygiène convenable.

Pour assurer une bonne aération aux lieus en question, on utilise de petits ventilateurs et des canalisations ou des toiles d'aérage. Les installations de ce genre sont connues sous le nom d'installations d'aérage secondaire (le même nom est donné aux installations qui sont employées au fond et au jour pour canaliser les poussières au point même où elles sont produites dans les installations de concassage, les couloirs ou les ateliers,..)

Des problèmes similaires d'aérage secondaire, dans les travaux de génie civil, qui exigent souvent le perçage de longues galeries. En pareil cas, toutefois, l'air vicié est évacué par l'installation de ventilation directement dans l'atmosphère extérieure, alors que, dans les mines, il repasse généralement dans le circuit d'aérage principal et traverse encore dans certains cas, après épuration, d'autres chantiers.

Avantages

- Puits bien séparés, ce qui signifie qu'un éventuel accident dans l'un n'affecte pas l'autre.
- Dans ce système, plusieurs cheminées vers le haut sont possibles, de sorte que l'air peut entrer par une seule cheminée et sortir en diagonale par plusieurs d'entre elles. Ce fait se traduit par une plus grande sécurité du système de ventilation.
- Ventilation plus stable.

- Le même niveau peut être divisé et utilisé pour l'admission et l'échappement d'air.
- Circuit plus court, et donc moins résistant, ainsi la mine peut être exploitée avec moins de dépression.
- Le circuit de résistance est le plus constant, car il est indépendant du fait que les travaux se situent dans les zones centrales ou frontalières de la concession.

Inconvénients

Dans les mines où le grisou est présent et nécessitant des débits d'air de ventilation importants, plusieurs refoulements doivent être réalisés, avec les coûts élevés que cela implique. L'existence de ces puits n'est pas un inconvénient complet car, à long terme, ils facilitent également la circulation du personnel, du matériel et des équipements de sauvetage.

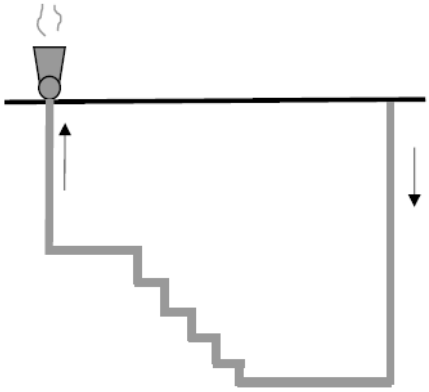


Fig. 1.4 Ventilation diagonale. [4,6]

b.3 Ventilation à la demande

La ventilation à la demande (VAD) est un système permettant à la ventilation de s'adapter exactement aux besoins réels. Cela signifie [7]:

a) Ventiler uniquement les zones de la mine où une ventilation est nécessaire. Cela équivaut, dans la plupart des cas, à dire les zones actives de la mine.
b) Si la ventilation dans une zone minière est nécessaire, les exigences de débit d'air peuvent changer avec le temps.
c) Tous les systèmes auxiliaires ne sont pas requis simultanément.
d) Probablement, les critères de conception d'origine ont été dépassés et des modifications sont donc nécessaires. C'est l'opposé de la politique du «régler et oublier».
e) Les périodes inactives nécessitent généralement moins de ventilation.

La ventilation à la demande peut être réalisée à 5 niveaux différents, à savoir [8] :

1. **Commande utilisateur :** Elle repose sur la commande manuelle des ventilateurs et des régulateurs pour les adapter aux besoins de ventilation.

2. **Programmation de l'heure de la journée :** les actions sur les ventilateurs et les régulateurs ne sont pas effectuées manuellement mais selon un calendrier prédéfini.
3. **Basé sur les événements :** les changements dans le système de ventilation correspondent à certaines activités et événements, par ex. dynamitage ou un incendie de mine.
4. **Marquage :** Le flux d'air est distribué à l'intérieur de la mine selon un système de marquage et de suivi qui fournit une localisation en temps réel du personnel et des véhicules.
5. **Environnemental :** Utilisation de logiciels modernes pour surveiller en permanence la concentration de gaz. Pour que ce système fonctionne, il est essentiel d'avoir : (a) des capteurs de gaz et de débit ; (b) des dispositifs de repérage du personnel et des machines indiquant leur emplacement à tout moment ; (c) systèmes de contrôle des ventilateurs (moteurs avec entraînement à fréquence variable); et (d) personnel spécifique.

La conséquence de la diminution du débit d'air de la VAD entraîne une réduction significative de la consommation d'énergie [9]. Certaines études indiquent que la VAD peut permettre d'économiser jusqu'à 50 % sur les coûts de ventilation [10].

I.9 CONCEPTS GÉNÉRAUX DE VENTILATIONS

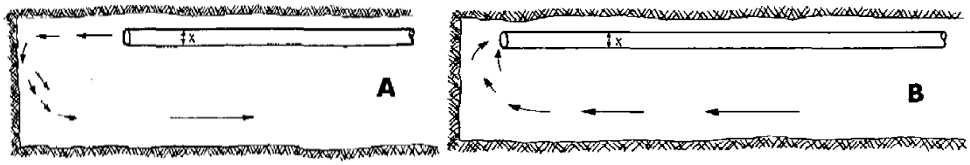
L'aérage d'un avancement peut se faire selon deux méthodes, que l'on pourra combiner au besoin. L'une, l'aérage soufflant, consiste à envoyer l'air, à travers la canalisation d'aérage, directement au front; l'autre, l'aérage aspirant sert à aspirer l'air du front à travers la canalisation d'aérage, ce qui a pour effet de créer, dans la galerie, un courant d'air en direction du front. Le plus simple et le plus pratique des deux est l'aérage soufflant. L'aérage aspirant offre toutefois certains avantages.

a) AERAGE ASPIRANT

Du point de vue de la suppression des poussières, l'aérage aspirant, parfois, du système consiste à faire traverser le chantier de bout en bout par le courant d'air. Si l'entrée de la canalisation d'aspiration pouvait être amenée jusqu'au front même, toutes les poussières produites seraient aspirées, si bien que les travailleurs auraient fort peu de chances de les absorber. En pratique, toutefois, il est très difficile d'amener la canalisation d'aspiration à moins de 12 à 15 m d'un front où des tirs doivent être effectués, car elle risquerait d'être endommagée.

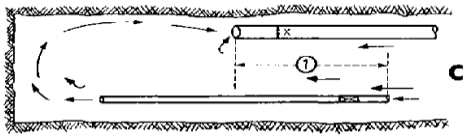
Même lorsque l'aérage fonctionne, il subsiste de ce fait, entre l'entrée de la canalisation d'aspiration et le front, un espace mort où la concentration de poussières reste extrêmement élevée. On a résolu ce problème en installant une canalisation auxiliaire de faible longueur, qui, munie d'un ventilateur, aspire l'air frais qui remonte de la galerie pour le ramener au front même. L'air dilue le bouchon de poussières qui se trouve au fond de la galerie et le chasse vers l'arrière, jusqu'au point

où il est aspiré dans la canalisation d'aspiration. Ce système, connu sous le nom d'aérage par aspiration et refoulement simultanés », présente cet autre avantage qu'après les tirs les fumées, les poussières et les gaz dégagés sont entraînés directement dans la canalisation d'aspiration, de sorte que les travailleurs peuvent retourner au front sans danger après un temps beaucoup plus bref que ce ne serait autrement le cas (fig. 1.5).



A: Aérage soufflant (l'air frais est amené directement sur le front détaille);

B: aérage aspirant (on notera la difficulté de placer les canars d'aérage à proximité immédiate du chantier);



C: aérage combiné par aspiration et refoulement simultanés la distance de recouvrement (1) ne devrait pas excéder 10 m).

Figure 1.5 Types d'aérage. [11]

b) Aérage soufflant

Les inconvénients présentés par l'aérage aspirant font qu'on lui préfère souvent l'aérage soufflant, qui assure un apport direct d'air frais sur les lieux mêmes de travail. La canalisation d'aérage projette sur le front même un puissant jet d'air qui disperse et dilue de façon efficace les poussières et, le cas échéant, les gaz dont l'atmosphère serait chargée; enfin, grâce à un débit d'air suffisant, la concentration des poussières en suspension dans l'air refoulé du front est ramenée à une valeur acceptable. En outre, l'entretien de l'installation se limite à celui d'un ventilateur et d'une canalisation, au lieu de deux. Le principal inconvénient de l'aérage soufflant réside dans le fait que le bouchon de poussières et de fumées refoulé du front par le courant d'air est chassé le long de la galerie, où personne ne doit demeurer pendant ce temps. C'est pourquoi ce système ne convient pas toujours pour le creusement rapide de galeries.

c) AERAGE COMBINE

Du point de vue pratique, toutefois, l'aérage par aspiration et refoulement simultanés présente plusieurs inconvénients. Dans les galeries de grande longueur, par exemple, l'air amené dans la galerie devra parcourir, du point le plus proche du circuit principal d'aérage jusqu'au front,

une longue distance à une vitesse relativement faible, ce qui fait qu'il absorbera une quantité de chaleur assez grande. S'il s'agit de terrains où la température est élevée, ce réchauffement de l'air interdira tout travail au front. En outre, si la galerie traverse des fissures où se produisent des dégagements de gaz ou si des travaux accessoires sont exécutés dans la galerie même, les gaz et les poussières sont emportés en direction du front, au lieu d'être entraînés dans la direction opposée et rejetés dans le courant d'aérage principal.

La différence entre aérage combiné (au fond) et celui aspirant (ventilateur superficiel) [12] :

1) Les pertes au sas sont nulles avec ventilateur au fond. En effet, sous l'orifice superficiel du puits de retour, la pression égale à la pression atmosphérique.
2) Les pertes entre puits, par les communications, sont réduites avec l'aérage combiné. En effet, les différences de pression entre puits étant plus faibles, en moyenne, qu'avec ventilateur aspirant, la somme des débits de fuites sera aussi plus faible puisque ces débits varient comme la racine carrée des différences de pression.
3) Avec l'aérage aspirant, les pertes sont constituées d'air frais court-circuité avant les travaux. Avec ventilateur au fond, les fuites sont constituées d'air vicié qui retourne dans les points des travaux.

I.10 Mode de ventilation et méthode d'exploitation

Les facteurs fondamentaux à considérer dans le choix d'une méthode d'exploitation sont morphologiques, géotechniques et économiques. De plus, comme chaque méthode doit être ventilée différemment, la ventilation peut, dans certains cas, influencer le choix de la méthode. Toute étude d'avant-projet d'ingénierie minière dans lequel les méthodes d'exploitation minière sont étudiées fournira un compte rendu détaillé des particularités du système de ventilation à utiliser pour chacune d'elles. La ventilation des méthodes d'exploitation les plus courantes se divise en deux groupes [4]:

- Ventilation pour méthodes à piliers
- Ventilation pour **méthodes artificiellement soutenues**

I.10.1 Ventilation pour méthodes à piliers

La méthode des **chambre et piliers est l**a plus caractéristique des méthodes à piliers. Cette méthode génère de grandes extensions horizontales, de ventilation complexe dans laquelle les équipements diesel sont les plus usuels. Elle implique :

- l'installation de ventilateurs auxiliaires dans les faces, bien qu'il soit encore fréquent de diriger l'air avec des cloisons en ligne.

Sa ventilation présente deux variantes :

Le **bidirectionnel** ou en **W** et le **unidirectionnel** ou en U [1].

Dans le premier, l'air entre par le centre de la zone exploitée et ressort par les deux côtés (Fig. 1.6a). Dans le second, l'air entre par un côté, est dirigé l'un après l'autre vers toutes les faces et revient par l'autre côté (Fig. 1.6b). L'un des principaux inconvénients du système en U est que l'air est chargé de gaz toxiques lorsqu'il passe par les faces, diminuant ainsi sa capacité de renouveler l'air. Le système W, en revanche, nécessite l'exécution de plus de ligne d'aérage et les pertes de charge sont plus importantes.

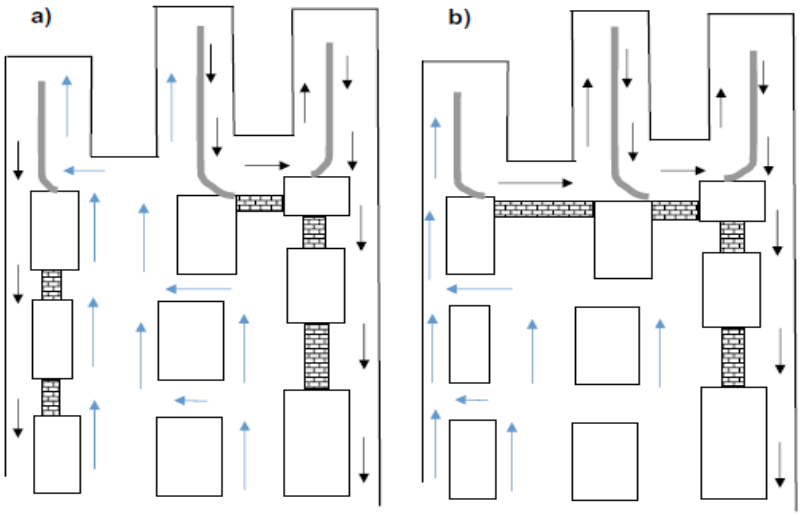


Fig. 1.6 Ventilation des faces actives dans le fonctionnement des chambres et piliers au moyen de déflecteurs :
a) un système bidirectionnel (W); b) système unidirectionnel (U)

Une autre méthode appuyée sur des piliers est à sous-niveaux abattus. Dans cette méthode, la ventilation est réalisée en injectant de l'air à travers le niveau de production où les gaz d'échappement des engins diesels s'accumulent (Fig. 1.7). Cet air monte principalement par les cheminées qui se raccordent au niveau supérieur. Elle est dérivée vers les différents sous-niveaux où s'accumulent les fumées de tir. À partir des sous-niveaux, l'air atteint finalement le niveau supérieur.

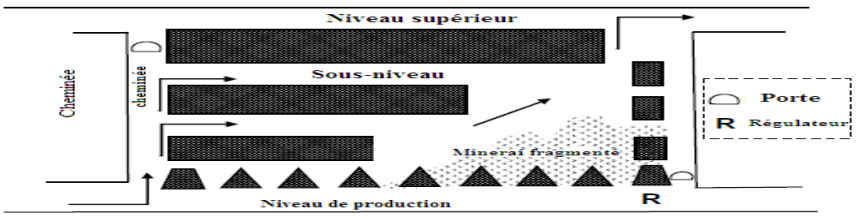


Fig. 1.7 Circulation de l'air de ventilation dans la méthode sous-niveaux abattus

I.10.2 Ventilation pour méthodes artificiellement soutenues

En ce qui concerne les méthodes artificiellement soutenues, Exploitation par chambre remblayée et les chambres – magasins, sont parmi les plus caractéristiques.

Plusieurs configurations entrent dans la catégorie de l'exploitation par chambre remblayée. Dans tous les cas, sa disposition générale est très similaire à celle de la méthode d'abattage par sous-niveaux. Ainsi, l'air frais est injecté du niveau de transport vers les chantiers via des cheminées, et de là il atteint le niveau supérieur d'où il est intégré à la ventilation générale de la mine (Fig. 1.8).

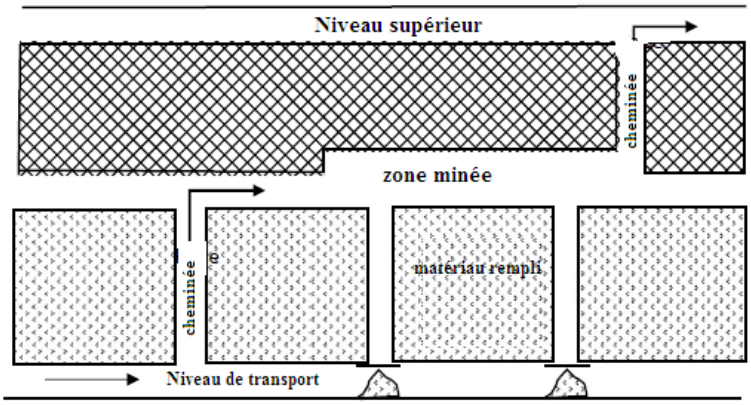


Fig. 1.8 Circulation d'air dans la méthode d'exploitation par chambre remblayée

En ce qui concerne les chambres -magasins, la ventilation est également très similaire à celle des méthodes précédentes. Le chantier est flanqué de piliers qui, à leur tour, sont entourés de deux cheminées : une pour l'accès et l'autre pour l'évacuation. L'air monte du niveau de transport à travers la cheminée d'accès et traverse le chantier (Fig. 1.9). L'air vicié sort par la cheminée d'évacuation et passe vers le niveau supérieur où il est intégré à la circulation générale de la mine.

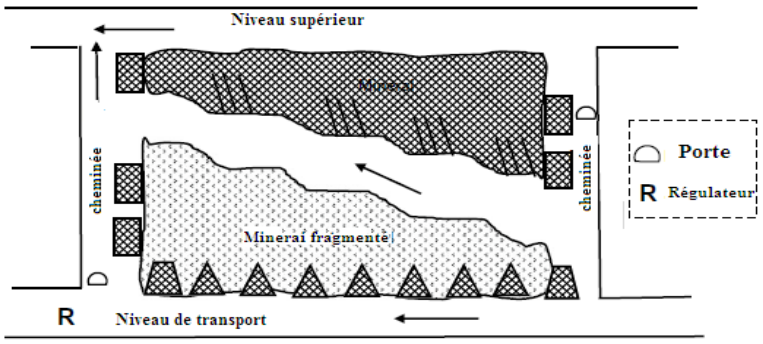


Fig. 1.9 Circulation d'air dans la méthode chambres-magasins

En ce qui concerne les méthodes d'exploitation souterraine, comme c'est le cas du panneau foudroyé, nous nous intéresserons à sa variante actuelle : le bloc foudroyé, de système de ventilation analogique. Afin d'assurer des quantités importantes de flux de ventilation précis au

niveau de la production, ces méthodes disposent d'un réseau de galeries de ventilation situées à environ 15 à 30 m sous le niveau de production (Fig. 1.10). L'air frais circule depuis les galeries d'injection jusqu'au niveau de production par des cheminées. Après le ramonage du niveau de production, l'air est à nouveau conduit au moyen de remontées jusqu'au niveau d'extraction d'air [1]. Une excellente revue des systèmes de ventilation par blocs foudroyés peut être obtenue auprès de [13].

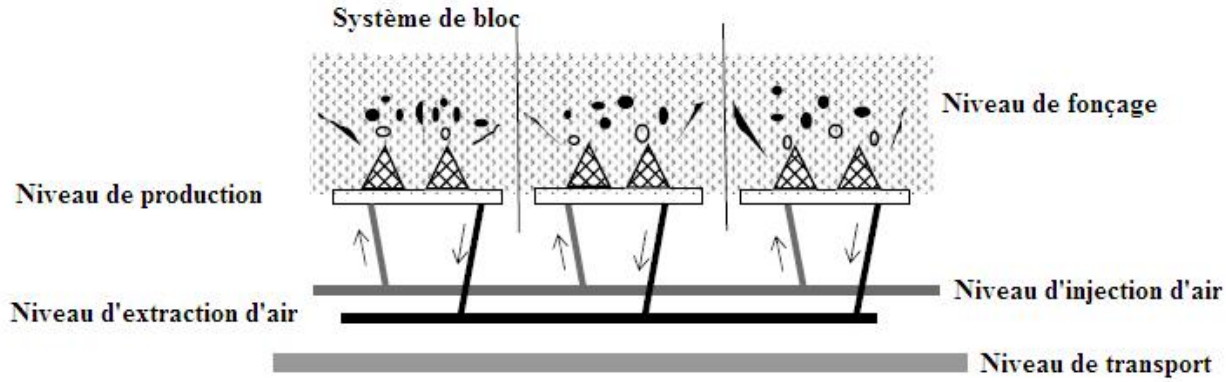


Fig. 1.10 Circulation de l'air dans la méthode par blocs foudroyés [13].

Une autre méthode intermédiaire entre supporté artificiellement et non supporté est l'exploitation minière longue taille. La méthode de ventilation la plus couramment utilisée est le système en forme de U. Dans ce système, l'air pénètre par la voie d'entrée vers le visage, le balaie et revient par la voie de retour vers la circulation générale (Fig.1.11). De plus, il existe généralement un système de purge avec son propre ventilateur qui sépare le CH_4 du circuit précédent. Un aperçu détaillé sur les techniques de ventilation dans les mines de charbon peut être trouvée dans la référence [14].

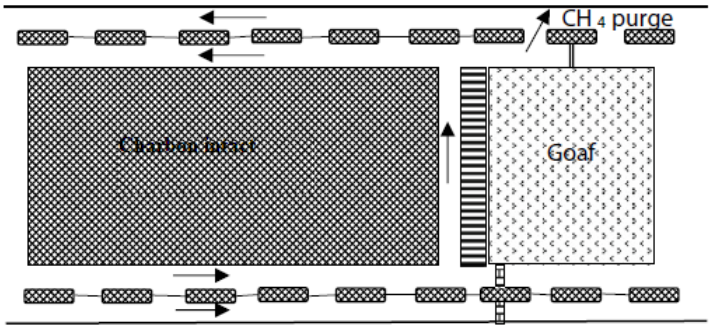


Fig. 1.11 Ventilation en forme de U pour l'exploitation minière à longue taille avec deux voies d'entrée [4]

Du point de vue de la ventilation, les mines de charbon peuvent être divisées en sections ou districts de ventilation. Il s'agit d'unités de ventilation indépendantes dans lesquelles la mine est divisée pour éviter l'enrichissement en gaz et poussières nocifs, mais surtout en grisou. Leur

fonction principale est d'empêcher l'enrichissement de l'air de ventilation en les gaz précités suite à sa traversée successive des chantiers. Les districts sont considérés comme indépendants lorsqu'ils n'ont en commun que les principales voies aériennes d'entrée et de sortie. Par voies aériennes principales, on entend les galeries ou puits dans lesquels l'air en circulation n'a pas déjà traversé un chantier actif (Fig. 1.12).

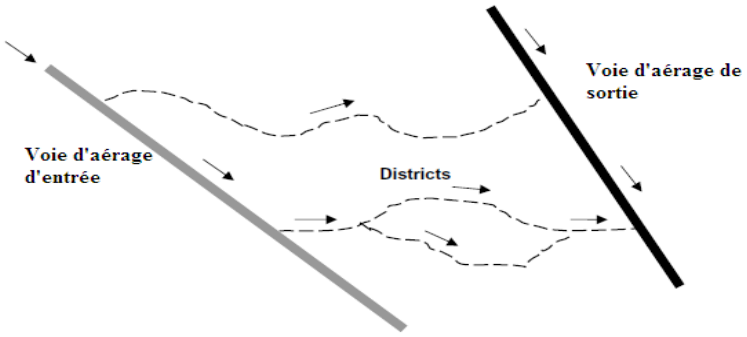


Fig. 1.12 Schématisation du découpage par quartiers de ventilation d'une mine [4]

Chapitre II ANALYSE DU RESEAU D'AERAGE

II.1 Introduction

L'analyse des circuits d'aérage a pour rôle de calculer des courants d'air circulant dans les différentes mailles ou branches du réseau minier. La planification de l'aérage est un processus continu et routinier [15-19]. Lors de l'ouverture d'une nouvelle mine souterraine ou la conception d'une installation du fond, il est indispensable de déterminer la distribution et la quantité des flux d'air, et l'installation de ventilateurs et d'autres moyens de contrôles d'aération afin que les conditions environnementales nécessaires soient atteintes dans toute la mine [20-21].

Tout système d'aérage peut être représenté sous la forme des schémas dans laquelle, chaque ligne (branche) désigne soit une seule voie d'aérage, soit un groupe d'ouvertures connectées de telle sorte qu'elles se comportent analogiquement comme une seule voie d'aérage [21-23].

Le réseau d'aérage représente non seulement l'ensemble des galeries normalement ouvertes et entretenues pour les besoins de l'exploitation, mais encore tous les circuits tels que : anciens endroits exploités ou voies abandonnées, toutes les fissures naturelles ou provoquées par l'exploitation, qui permettent des circulations d'air entre galeries du réseau ou entre fond et surface.

Seules les voies d'aérage actives et opérationnelles doivent être représentées sur le schéma du réseau. Les zones fermées présentant des fuites insignifiantes et n'ont pas besoin d'être représentées dans le schéma, d'une part. D'autre part, les sommets des puits ou autres ouvertures vers la surface sont reliés les uns aux autres par le puits de pression de l'atmosphère de surface. Les points auxquels les branches se connectent sont simplement appelés jonctions ou nœuds [24].

Le présent chapitre est consacré aux différentes méthodes d'analyse des réseaux de ventilation minière.

II.2 Méthode analytique

Les méthodes analytiques impliquent l'utilisation des lois pour former des équations qui peuvent être résolus analytiquement pour donner des solutions exactes. C'est la plus primitif des méthodes d'analyse des réseaux de ventilation. Si deux galeries ou plus sont connectées en série ou en parallèle, la résistance équivalente est calculée par une méthode analytique. Cette méthode est utilisée avec une application limitée, mais elle fournit une simplification significative de la représentation schématique des systèmes de ventilation souterrains réels. Une fois que la solution est obtenue quantitativement en résolvant un ensemble d'équations, une analyse qualitative est effectuée en interprétant les résultats pour trouver la pertinence de la solution dérivée dans le problème réel du réseau de ventilation. [21]

II.2.1 Évaluation de la quantité d'air qui passe dans une mine.

La théorie de l'aérage minier a été développée par Atkinson (1854) [20] qui est encore en usage aujourd'hui. Cette approche est basée sur l'hypothèse d'incompressibilité du fluide (air) ; Cette supposition d'incompressibilité doit être considérée pour des variations de densités supérieures à 5%. Ces changements de densité sont dus aux variations d'altitude et de température [25]. Il est nécessaire d'avoir une étude d'avant-projet préalable de ventilation prudente pour maintenir une ventilation adéquate tout au long des cartiers de la mine. La ventilation avancée comprend la prise en compte de deux paramètres fondamentaux : la pression d'aérage de la mine, et le débit volumique total d'air, et son application adéquat et économique [15,26].

II.2.2 Résistance des voies d'aérage des mines (loi d'Atkinson) :

L'ingénieur Hydraulicien français Chesy-Darcy développa la relation suivante pour trouver la perte de pression dans une conduite en fonction de la vitesse du fluide [15,28-29] :

$$\Delta P = fL\frac{O}{A}\rho\frac{u^2}{2} \tag{2.1}$$

Avec, ΔP : perte de charge du tuyau (Pa), f : coefficient de frottement de l'environnement du tuyau, L :longueur du tuyau (m), O : périmètre du tuyau (m), A :section du tuyau (m^2),
ρ :densité du fluide (kg/m^3), u = vitesse du fluide (m/s).

Pour un écoulement turbulent complètement avancé, Atkinson a supposé un coefficient de frottement constant. En outre, la densité de l'air était une autre hypothèse régulière, le facteur de friction d'Atkinson, (kg/m^3) est la combinaison des constantes en une seule considération,

$$k = f\frac{\rho}{2} \tag{2.2}$$

Où : k est le facteur de friction de Atkinson kg/m^3

Donnant :

$$\Delta P = kL\frac{O}{A}u^2 \tag{2.3}$$

Cette équation est reconnue comme l'équation d'Atkinson et pourrait être écrite en termes de volume de débit d'air Q (m^3/s), où Q = U.A, donnant

$$\Delta P = kL\frac{O}{A^3}Q^2 \tag{2.4}$$

La résistance des voies d'aérage est donnée par :

$$R = kL\frac{O}{A^3} \tag{2.5}$$

On peut alors obtenir la loi du carré de ventilation de la mine :

$$\Delta P = H = RQ^2 \tag{2.6}$$

Où P : pression à travers le trajet d'air (Pa) R : résistance Atkinson (Ns^2/m^8) Q : quantité d'air ou débit (m^3/s).

L'équation (2.6) s'appelle équation d'Atkinson. Elle indique que la perte de charge pour une voie aérienne donnée est égale à la résistance de cette voie multipliée par le carré de la quantité d'air introduite. Une analogie peut être établie entre l'équation d'Atkinson et la loi d'Ohm, qui est l'équation fondamentale utilisée dans les circuits électriques. La loi d'Ohm indique que la différence de potentiel ou la tension aux bornes d'un dispositif résistif est égal à la résistance de l'appareil multipliée par le courant circulant dans l'appareil. Par conséquent, la perte de charge est analogue au potentiel différence, quantité d'air au courant et résistance des voies aérienne à la résistance électrique. En conséquence, de nombreuses techniques utilisées dans l'analyse des circuits électriques sont applicables à l'analyse des circuits de ventilation. Cependant, il faut donner une attention lors de l'application de ces techniques, puisque l'équation d'Atkinson est une relation quadratique et la loi d'Ohm, une relation linéaire.

L'équation (2.6) suppose que la densité est constante. La densité de l'air standard est supposée 1.2 (kg/m^3). Les valeurs de R mentionnées dans les tableaux se réfèrent généralement à cette valeur. Pour d'autres densités d'air, l'équation suivante pourrait être utilisée pour obtenir la perte de pression et la résistance par frottement :

$$\Delta P = kL\frac{O}{A^3}Q^2\frac{\rho}{1.2} \tag{2.7}$$

$$R = kL\frac{O}{A^3}\frac{\rho}{1.2} \tag{2.8}$$

Où est le facteur de frottement obtenu à une densité d'air de 1.2 kg/m^3. D'après ces calculs, il est évident que le degré de rugosité de l'ouverture souterraine (k) a un effet essentiel sur la résistance d'Atkinson et la qualité de circulation de l'air à travers cette ouverture. Il affecte également directement le taux de transfert de chaleur entre le flux d'air et la roche. Le facteur k peut être déterminé de plusieurs manières [15,27]:

- Par analogie avec des voies d'aérage similaires,
- Par mesure directe
- A partir des tableaux

L'équation 2.6 montre que la résistance à une constante proportionnalité, entre la perte de pression due au frottement (H) et le carré du débit d'air (Q) à une densité d'air donnée. La forme parabolique de la courbe sur un graphique H=f(Q) qui pourrait être observé sur la figure 2.3 est identifiée comme la courbe de la résistance du trajet d'aérage.

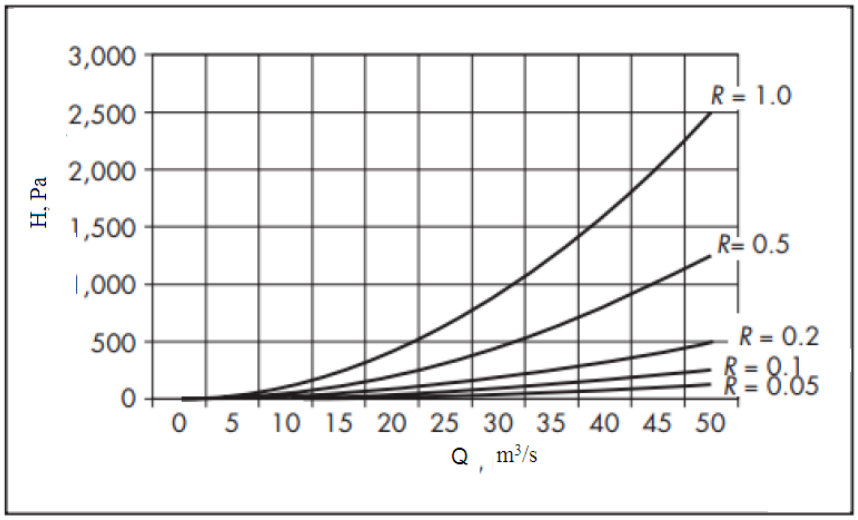


Figure 2.1 : Résistance à la trajectoire de la mine [1,15,27].

K: Coefficient qui caractérise l'état de la galerie il s'exprime en kilomurgues/m/m/m^2. On utilise aussi le coefficient K qui est égal à k/1000 et qui s'exprime en murgue/m/m/m^2.

Valeurs de K : Il varie de 0,3 à 2 dans les conditions suivantes:

- 2 pour une galerie boisée
- 1,3 pour une galerie cadrée
- 0,5 pour une galerie bétonnée
- 0,3 pour des buses neuves

H : dépression (ou compression) en mm d'eau

La résistance est aussi exprimée en murgue qui est le $\frac{1}{1000}$ du Kilomurgue.

On peut écrire aussi :

$$R = \frac{kO(L + L_e)}{A^3} \quad \text{(en Ns}^2\text{/m}^8\text{)} \tag{2.9}$$

k est le coefficient de frottement, L est la longueur des voies d'aérage en mètre, O est le périmètre des voies d'aérage en mètre, L_e, est la longueur équivalente due à la perte de choc, (m) ; et A est la section transversale des voies aériennes en mètre carrés.

La longueur équivalente est calculée par la formule suivante :

$$L_e = \frac{1.2\left[\frac{kg}{m^3}\right]X}{2K}\frac{A}{O} \tag{2.10}$$

X : Facteur de perte de choc (sans dimension).



$X = 0.5\left[1 - \frac{A_2}{A_1}\right]$ Ecoulement v1 à v2 $\qquad$ $X = 0.5\left[1 - \frac{A_1}{A_2}\right]$ Ecoulement v_1 à v2

Fig. 2.2 Coefficients de perte pour : a) contraction soudaine b) une expansion.

Notez qu'ils peuvent faire référence à différentes pressions de vitesse (entrée (v_1) ou sortie (v_2))

Courbe caractéristique

La pression statique d'un système peut être tracée en fonction de la quantité d'air sur un graphique. Le mot système peut être interprété comme une partie de la mine, ou il peut se référer à l'ensemble de la mine si un seul ventilateur est utilisé. Pour une mine entière, cette représentation graphique est appelée la courbe caractéristique de la mine, ou simplement la caractéristique de la mine. Il est également souvent utile de tracer la hauteur totale de la mine en fonction de la quantité de la mine. Un point sur la courbe est déterminé en mesurant ou en calculant la hauteur manométrique du système pour un débit d'air réel ou supposé. Ensuite, des points supplémentaires sont déterminés à partir de la relation pression-quantité de base (1), qui peut également être exprimée comme suit :

$$\frac{H_1}{H_2} = \left(\frac{Q_1}{Q_2}\right)^2 \tag{2.11}$$

$$H_2 = H_1\left(\frac{Q_2}{Q_1}\right)^2 \tag{2.12}$$

Exemple 2.1 : Soit une mine avec un seul ventilateur dont la pression statique est de 497 Pa et pression totale de 745 Pa à une quantité de 188.8 m^3/s, déterminer et tracer la courbe caractéristique de la mine.

Solution:

Supposons des quantités et calculez les pertes de pression correspondantes par l'équation. 2.12

Mine Q (m^3/s)	Mine H_2 (Pa)	Mine H_1, (Pa)
0	0	0
94.4	125	200
188.8	497	745
283.2	1120	1690
(377.6	1990	2990

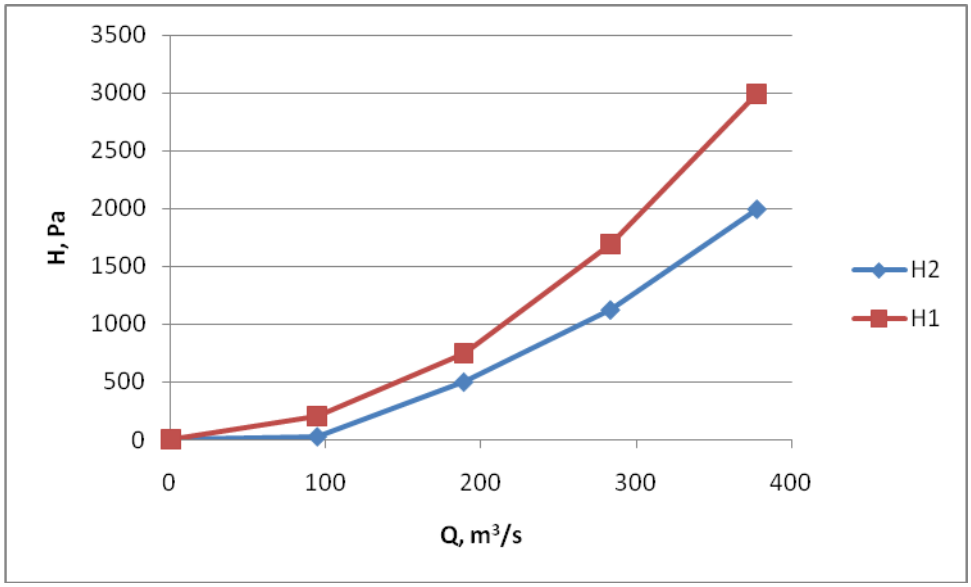


FIGURE 2.3 Courbe caractéristique de la mine (voir exemple 2.1).

La caractéristique de la mine est tracée sur la figure 2.1, qui peut être utilisée pour déterminer la perte de pression correspondant pour une quantité donnée.

II.2.3 LOIS DE KIRCHHOFF

Par analogie avec les circuits électriques, la distribution de l'air dans un circuit d'aérage minier se comporte selon les deux lois de Kirchhoff[1]. Cependant, que ce soit en ventilation, naturelle ou contrôlée (débit fixe ou variables), le réseau de ventilation n'est jamais seulement en série ou seulement en parallèle. Ce sont plutôt des réseaux maillés, tel qu'à la figure 2.4.

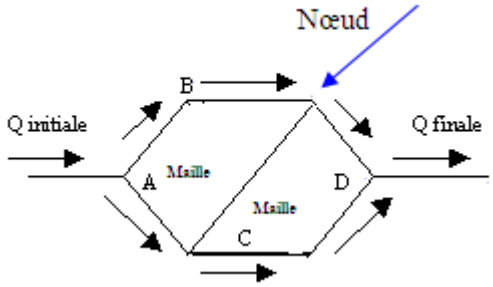


Figure 2.4 Réseau maillé.

a) **Première loi de Kirchhoff (loi des nœuds)**

Selon la première loi de Kirchhoff, la somme des débits (quantités) d'air entrants dans un nœud est égale à la somme des débits sortants de ce même nœud. Autrement dit, la somme algébrique de tous les débits est nulle :

$$\sum_{i=1}^{n} Q_i = 0 \qquad (2.13)$$

[1] Physicien allemand Gustav Robert Kirchhoff (1824-1887)

Comme exemple prenons, la figure 2.5 est un segment d'un circuit de ventilation où quatre voies aériennes se rencontrent en un point commun ou une jonction.

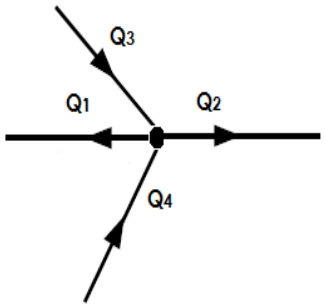


Figure. 2.5 Jonction

Si la quantité d'air entrant dans une jonction comme étant négative et la quantité d'air sortant d'une jonction est définie comme étant positive, la somme des quatre les quantités de la figure 2.5 doivent être nulles ; Donc par conséquent, la forme générale de l'équation est :

$$\sum_{i=1}^{n} Q_i = 0$$

$$Q_1 + Q_2 = Q_3 + Q_4$$

Finalement on obtient :

$$Q_1 + Q_2 - Q_3 - Q_4 = 0$$

Exemple 2.2

Déterminer la valeur et la quantité Q_4, sachant que les quantités suivantes circulent dans les directions indiquées sur la figure. 2.5 :

$Q_1 = 95\ \text{m}^3/\text{s}$; $Q_2 = 142\ \text{m}^3/\text{s}$ $Q_3 = 420\ \text{m}^3/\text{s}$

Solution : Application de la première loi de Kirchhoff aux quantités d'air à la jonction

$$\sum_{i=1}^{4} Q_i = Q_1 + Q_2 - Q_3 - Q_4 = 0$$

$$Q_4 = Q_1 + Q_2 - Q_3$$

$$Q_4 = 95 + 142 - 420 = -183\ \text{m}^3/\text{s}$$

Le signe négatif de la valeur de Q_4, montre que le sens choisi est opposé à celui indiqué dans la figure 2.2. C'est donc dans le sens quittant la jonction.

b) **Deuxième loi de Kirchhoff (loi des mailles)**

La deuxième loi de Kirchhoff, également connue sous le nom de loi de tension de Kirchhoff, stipule que la somme des pertes de pression autour de tout chemin fermé doit être égale à zéro, ce qui peut être exprimé comme :

$$\sum_{i=1}^{n} H_i = 0 \qquad (2.14)$$

Où $\sum_{i=1}^{n} H_i$ la somme algébrique est sur toutes les voies aériennes dans le chemin fermé de la pression : de friction, la ventilation naturelle, et la ventilation forcée,...

Le choix d'une convention de signe cohérente est nécessaire pour une solution correcte aux problèmes. Considérons un chemin fermé composé de voies aériennes a, b, c et d, comme indiqué par la ligne pointillée (Fig. 2.6). Si l'on additionne les pertes de charge dans le sens des aiguilles d'une montre autour de ce chemin fermé,

$$H = H_a + H_b + H_c + H_d$$

Où H_a, H_b et H_c sont positifs, puisque la quantité Q_1 qui traverse les voies aériennes a, b et c, circule dans le sens des aiguilles d'une montre.

Depuis la quantité Q_2 coule à l'opposé du sens de sommation, il y a un gain de pression en d, ou la perte de pression H_d est négative. Cette équation peut également être exprimée en termes de résistance et quantité d'air pour chaque voie aérienne. Cependant, afin de maintenir la validité de la convention de signe pour tous les cas, l'équation d'Atkinson, doit être exprimée comme $H = R|Q|Q$ où $|Q|$ est la valeur absolue de Q [29-30]. L'équation s'écrit donc comme :

$$\sum H = R_a|Q_1|Q_1 + R_b|Q_1|Q_1 + R_c|Q_1|Q_1 - R_d|Q_1|Q_1$$

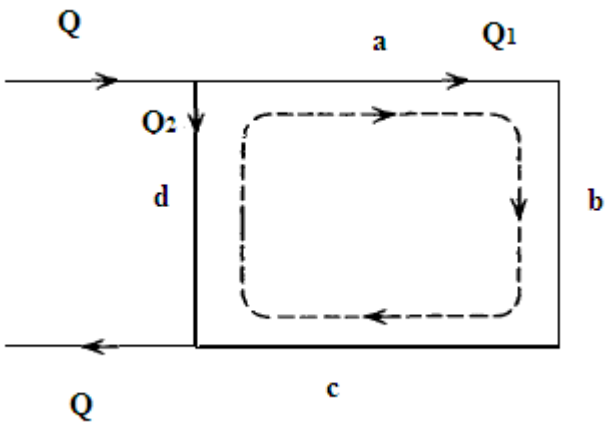


FIGURE 2.6 Application de la deuxième loi de Kirchhoff.

La deuxième loi de Kirchhoff doit également prendre en compte les éventuelles sources de pression (ventilateur ou ventilation naturelle) qui existent dans le chemin fermé.

Une valeur négative sera attribuée à une source de pression, si son flux d'air est dans le sens de la sommation. On lui attribue une valeur positive s'il crée un flux d'air opposé à la direction de sommation.

Dans un système de ventilation, deux combinaisons de base de voies d'aérage sont possibles : en série ou en parallèle. Les deux types se produisent ainsi que diverses combinaisons complexes.

II.2.4 Circuits en série

Un circuit série est défini comme un circuit dont les voies aériennes sont disposées bout à bout, de sorte que la quantité d'air circulant dans chaque voie aérienne, soit la même. Un exemple de circuit en série est illustré à la Fig. 2.7.

La figure 2.6a illustre un circuit en série simple composé des voies aériennes 1, 2 et 3 avec des résistances R_1, R_2 et R_3 et des pertes de charge H_1, H_2 et H_3 Respectivement.

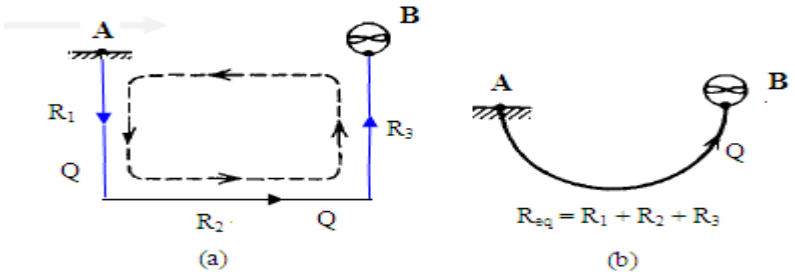


Figure 2.7 Voies d'aération (a) en série et (b) voies d'aération équivalentes.

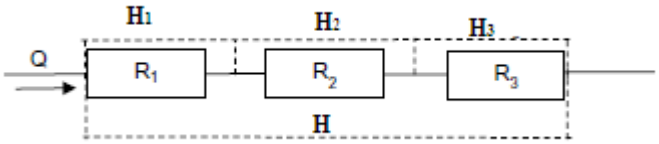


Figure 2.7 c) schéma de l'analogie électrique.

La pression statique du ventilateur est H. La quantité d'air circulant dans chaque voie aérienne est la même; donc sous forme générale :

$$Q_1 = Q_2 = Q_3 = \ldots\ldots \quad (2.15)$$

L'application de la deuxième loi de Kirchhoff à ce circuit dans le sens inverse des aiguilles d'une montre donne les résultats suivants :

$$H_1 + H_2 + H_3 - H = 0$$

Dans ce cas, la pression du ventilateur est égale à la perte de charge totale (pression statique) des points A à B. Puisqu'il faut souvent traiter des portions d'un circuit de ventilation qui peuvent ne pas comporter de ventilateur, l'expression générale suivante peut s'écrire :

$$H = H_1 + H_2 + H_3 + \ldots \quad (2.16)$$

Celui-ci indique que la perte de charge totale pour un circuit en série est égale à la somme des pertes de charge des voies aériennes individuelles.

L'équation 2.16 peut être exprimée en termes de quantité et de résistance de chaque voie aérienne par :

$$H = R_1|Q|Q + R_2|Q|Q + R_3|Q|Q \quad (2.17)$$

Dans un circuit en série, la quantité et la direction du flux d'air à travers chaque voie aérienne sont les mêmes. Par conséquent, l'équation précédente peut s'écrire comme suit sans perturber la validité de la convention de signe choisi :

$H = R_1Q^2 + R_2Q^2 + R_3Q^2$ En prenons Q^2 comme facteur :

$$H = (R_1 + R_2 + R_3R_1)Q^2 = R_{eq}Q^2$$

Où R_{eq} est appelée résistance équivalente d'un circuit en série. Par conséquent, l'équation générale suivante pour la résistance équivalente, du circuit en série, peut être écrite :

$$R_{eq} = \frac{H}{Q^2} = R_1 + R_2 + R_3 + ... \quad (2.18)$$

En effet, cette équation permet la modélisation d'un nombre quelconque de voies aériennes en série comme une seule voie aérienne équivalente, comme le montre la figure 2.7b.

II.2.4 Circuits parallèles

Les voies aériennes sont dites connectées en parallèle, lorsqu' elles sont liées au niveau des deux mêmes nœuds et que le flux d'air total est divisé entre elles (Fig. 2.8).

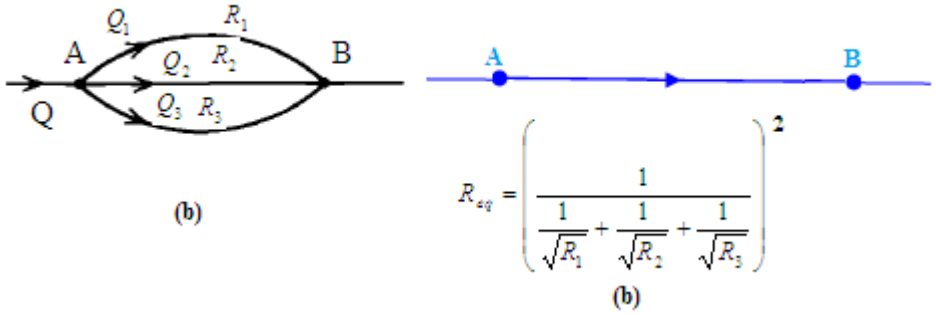


Figure 2.8 a) Voies aériennes parallèles b) voies aériennes équivalentes.

Il existe deux formes de fractionnement :

- **Fractionnement naturel** se produit lorsque la quantité d'air est répartie d'elle-même entre les branches parallèles sans régulation.
- **Fractionnement contrôlé** se produit lorsqu'une quantité d'air prescrite est amenée à circuler dans chaque branche parallèle au moyen d'une régulation.

A partir de la première loi de Kirchhoff, on peut écrire l'expression générale :

$$Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + ... \quad (2.19)$$

Ainsi, lorsque les voies aériennes sont disposées en parallèle, la quantité totale est la somme des quantités circulant dans les différentes voies d'aérage.

A partir de la seconde loi de Kirchhoff, les pertes de charge pour les voies aériennes parallèles sont égales. On peut également écrire :

$$H = H_l = H_2 = H_3 = ... \quad (2.20)$$

a) Résistance équivalente

Pour les circuits parallèles comme pour les circuits en série, une résistance équivalente pour les voies aériennes parallèles peut également être déterminée. En utilisant l équation d Atkinson pour exprimer la quantité dans chaque voie aérienne en fonction de la perte de charge et de la résistance de la voie aérienne, et en appliquant la première loi de Kirchhoff au débit de la figure 2. 8a, on peut écrire :

$$Q = \sqrt{\frac{H}{R_1}} + \sqrt{\frac{H}{R_2}} + \sqrt{\frac{H}{R_3}} + ...$$

(2.21)

Où Q est la quantité totale et H est la perte de charge des voies aériennes parallèles de A à B. L'équation précédente peut maintenant être exprimée sous la forme :

$$Q = \sqrt{H}\left(\frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}} + ...\right) = \sqrt{H}\left(\frac{1}{\sqrt{R_{eq}}}\right) \quad (2.22)$$

Où R_{eq} est appelée résistance équivalente du circuit parallèle.

L'équation générale de la résistance équivalente des voies aériennes parallèles peut s'écrire comme suit :

$$\frac{1}{\sqrt{R_{eq}}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}} + ...$$

(2.23)

L'équation 2.23 permet la réduction d'un nombre quelconque de voies aériennes parallèles à une seule voie aérienne équivalente, comme le montre la figure 2.8b.

Des circuits parallèles sont couramment utilisés dans la ventilation des mines car :

a) de l'air frais, et non contaminé est fourni aux lieux de travail sur chaque division

b) le coût de l'énergie est fortement réduit pour une quantité d'air donnée.

C'est un objectif de la ventilation de la mine de fournir une séparation d'air distincte pour chaque lieu de travail. Lorsque cela n'est pas pratique ou possible, le nombre de travaux par séparation doit être réduit au minimum.

L'économie d'un écoulement parallèle pour une quantité donnée est évidente à partir d'un examen des équations de base de la hauteur de perte de charge de l'air. Considérons trois voies aériennes avec un débit d'air Q donné, ayant toutes la même perte de charge H . En série, la charge statique globale sera $3H$ .En parallèle, avec le même Q, la hauteur statique globale est de $\left(\frac{1}{3}\right)^2$ ou

$\frac{1}{9}H$ .La puissance requise (et donc le coût de l'énergie) en parallèle ne serait que $\left(\frac{1}{3}\right)^3$ ou $\frac{1}{27}$ celui requis en série. D'un autre côté, le besoin en puissance sera le même si la même quantité circulait dans chacune des fentes qu'en série, mais la quantité totale serait être triplé et la pression ne serait que $\frac{1}{3}$ aussi grande. Il s'agit généralement d'une caractéristique souhaitable dans la ventilation des mines.

b) Règle de diviseur de quantité

La quantité d'air circulant dans chaque voie aérienne parallèle peut être déterminée en connaissant la quantité totale et la résistance de chaque voie aérienne, sans avoir à calculer les pertes de charge individuelles des voies aériennes. Puisque les pertes de charge pour les voies aériennes parallèles sont égales, ce qui suit peut être écrit :

$$R_{eq}Q^2 = R_1Q_1^2 = R_2Q_2^2 = R_3Q_3^2 + ... \quad (2.24)$$

A partir de là, on peut exprimer une grandeur individuelle en fonction de la grandeur totale du circuit, des résistances individuelles des voies aériennes et de la résistance équivalente ; Donc :

$$Q_1 = Q\sqrt{\frac{R_{eq}}{R_1}} \text{ et } Q_2 = Q\sqrt{\frac{R_{eq}}{R_2}} \text{ , etc} \quad (2.25)$$

Il ressort de l'Éq. 2.25, que la voie aérienne avec la valeur de résistance la plus élevée aura la plus petite quantité d'air circulant à travers elle.

c) Voies aériennes parallèles avec des caractéristiques similaires

Des voies aériennes parallèles avec des caractéristiques similaires sont souvent rencontrées dans les systèmes de ventilation des mines. Cela est particulièrement vrai dans les mines de charbon où les entrées sont entraînées parallèlement les unes aux autres, toutes les entrées ayant la même longueur et les mêmes dimensions de section transversale. L'état des voies aériennes est généralement supposé être le même; par conséquent, on peut utiliser le même facteur de friction pour toutes les voies d'aérage. Avec ces hypothèses de base, une équation particulière, applicable au cas particulier où les dimensions et les conditions des voies aériennes parallèles sont les mêmes, peut être développée pour déterminer la perte de charge.

Les résistances de toutes les voies aériennes sont les mêmes, puisque leurs paramètres physiques sont les mêmes. De l'éq. 2.23, la résistance équivalente peut être exprimée comme :

$$\frac{1}{\sqrt{R_{eq}}} = \frac{N_v}{\sqrt{R}} \quad (2.26)$$

Où N_a est le nombre de voies d'aérage parallèles et R est la résistance d'une seule voie aérienne. La résistance équivalente est déterminer par :

$$R_{eq} = \frac{R}{N_a^2} \tag{2.27}$$

La perte de charge des voies aérienne :

$$H = \frac{R}{N_a^2} Q^2 \tag{2.28}$$

Et en termes de paramètres physiques des voies d'aérage :

$$H = \frac{KO(L + L_e)}{A^3 N_a^2} Q^2 \tag{2.29}$$

Ces équations sont souvent exprimées sous la forme :

$$H = \frac{K(ON_a)(L + L_e)}{(N_a A)^3} Q^2 \tag{2.30}$$

Où Na. O est désigné comme le périmètre total des voies aériennes parallèles en (m) et Na.A comme la surface totale en (m^2).

d) Gradients de pression des voies aériennes parallèles

Les solutions développées pour les problèmes impliquant une séparation naturelle reposent sur le fait que la chute de pression pour le circuit est égale à la perte de charge (frottement plus choc) sur une branche (qui est la même dans toutes les branches).

e) Fractionnement contrôlé, dans les voies aériennes parallèles

La division naturelle aboutit rarement à une distribution d'air souhaitable. Le fractionnement contrôlé est souvent utilisé pour obtenir la quantité d'air souhaitée dans chaque branche. La division contrôlée en flux parallèle est obtenue en créant des résistances artificielles dans toutes les branches du circuit sauf une. Cette dernière, sans résistance artificielle est appelée division libre. Les résistances artificielles se présentent sous la forme de pertes par choc, qui sont créées par des dispositifs appelés régulateurs. En fractionnement contrôlé, les quantités sont réglées à volonté, mais sans coût. La résistance artificielle créée par un régulateur dissipe de l'énergie, et le résultat global est d'augmenter les besoins en puissance d'aération de la mine. Cela se traduit par des coûts d'électricité plus élevés pour faire fonctionner les ventilateurs de la mine.

En effet, un régulateur est un orifice qui provoque une contraction et une expansion alternées de l'air circulant dans une voie aérienne. Il est généralement construit comme une ouverture de taille réglable dans la porte de ventilation. Sa taille, et donc la quantité de perte de choc qu'elle provoque, est variée par une trappe coulissante sur la porte : plus l'ouverture est

grande, plus la perte de choc est faible. La caractéristique réglable est souhaitable pour permettre des changements de débit d'air après l'installation car les exigences de ventilation de la mine changent fréquemment à mesure que l'activité minière modifie le réseau de ventilation.

II.3 Réseaux de ventilation

Un système de ventilation de mine consiste généralement en à installer des multiples ventilateurs et des dispositifs de contrôle dans les voies aériennes vers et depuis la surface et les lieux de travail. Cette installation dans le but de garantir des quantités suffisantes et de qualité d'air dans toute la mine. Le terme réseau de ventilation, analogue au réseau électrique. Lorsqu'on considère les réseaux de ventilation, il est souvent utile d'avoir des définitions principales que nous les citons dans le présent travail [32]:

Nœud : Un point où deux ou plusieurs segments (lignes) ou voies aériennes se rencontrent ou se coupent. Dans un réseau de ventilation, un nœud est appelé jonction.

Branche (arc) : Une ligne de connexion entre deux nœuds. Dans un réseau de ventilation, la ligne ou branche de connexion représente une voie aérienne ou une branche de mine.

Graph : Un ensemble de nœuds, avec certaines paires de nœuds connectés par des branches.

Graphique de connexion : Un graphe dans lequel tous les nœuds sont reliés entre eux par des branches.

Réseau : C'est un système de ventilation. Il est représenté par un graphique avec des débits d'air dans ses branches.

Réseau connecté : Un réseau dans lequel les branches connectent chaque nœud à chaque autre nœud. Le réseau de la Fig.2.9 est un réseau connecté avec sept branches (indiquées par des nombres encerclés) et six nœuds (indiqués par des nombres non encerclés).

Réseau dirigé : Un réseau dans lequel chaque branche a un signe ou une direction qui lui est associé. Par convention, un signe positif est attribué lors du déplacement depuis le nœud de départ d'une branche et un signe négatif dans le cas contraire.

Degré d'un nœud : nombre de branches qui ont ce nœud comme point de connexion. Par exemple, le degré du nœud 2 sur la figure 2.9 est 3.

Maillage (cycle) : un chemin connecté à travers le réseau dans lequel chaque nœud est de degré 2 par rapport au chemin lui-même. Par exemple, sur la figure 2.9, le chemin reliant les nœuds 2, 4, 5, 1, 6 et 2 (branches 2-4, 4-5, 5-1, 1-6 et 6-2) est un maillage.

Arbre (ou arbre couvrant) : un graphe connecté contenant des branches qui relient tous les nœuds (c'est-à-dire un ensemble de branches couvrant les nœuds) mais ne créent aucun maillage.

Branche dans un arbre : une branche contenue dans un arbre couvrant.

Accord (branche basique) : Branche contenue dans le réseau mais pas dans un arbre couvrant donné.

Maillage de base : Un maillage de base ou fondamental dans un réseau est un maillage ne contenant qu'une seule corde et l'unique chemin formé par les branches dans l'arbre entre les deux nœuds de la corde.

Ensemble d'accords : Ensemble d'accords Un ensemble contenant tous les accords d'un réseau. Il existe un ensemble unique d'accords pour un arbre couvrant particulier.

Maillage de base : Un ensemble contenant tous les maillages de base. Il existe un ensemble unique de maillages de base pour un arbre couvrant particulier.

Réseau, degré : Pour un réseau connecté, le degré de réseau est égal au nombre d'accords.

Ces définitions deviennent extrêmement utiles pour analyser certains types de réseaux comme expliqué dans les paragraphes suivants.

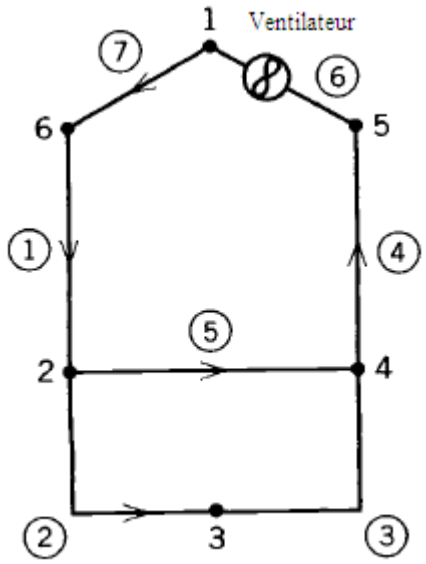


FIGURE 2.9 Réseau connecté avec sept branches et six nœuds.

Dans certains cas, la résistance équivalente du réseau de voies aérienne peut être déterminée en appliquant à plusieurs reprises les lois des circuits série et parallèle. Dans ces cas, les voies aériennes sont disposées en série et en parallèle et peuvent être combinées avec d'autres voies aériennes pour réduire le réseau à une seule voie aérienne. Un tel réseau est appelé ci-après réseau simple. La solution d'un réseau simple ne nécessite pas la connaissance de la terminologie réseau décrite ci-dessus. Les solutions de réseau peuvent être obtenues par des méthodes algébriques ou graphiques relativement directes.

Dans d'autres cas, il est impossible d'utiliser les règles de résistance équivalente des circuits série et parallèle pour réduire le réseau à une voie aérienne équivalente. Un tel réseau est appelé réseau complexe. Des exemples de réseaux simples et complexes sont illustrés à la Fig. 2.10. Il convient de noter que les définitions de réseau énumérées ci-dessus deviennent plus importantes dans les réseaux complexes.

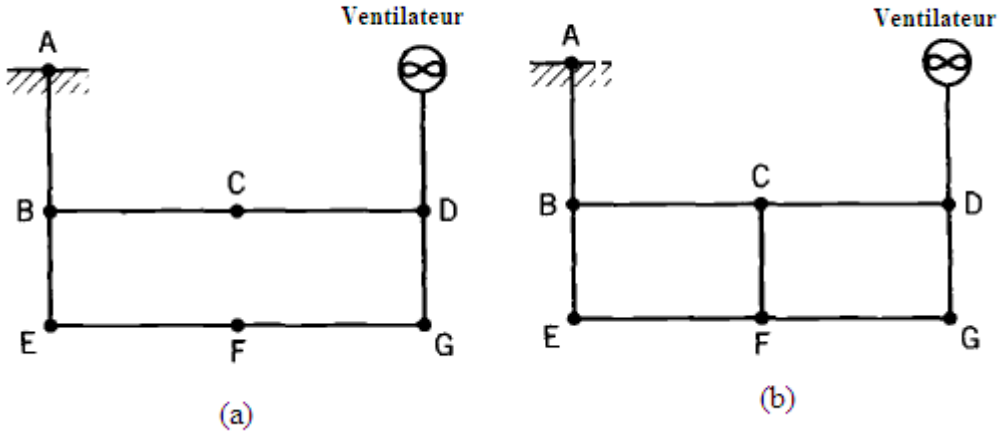


FIGURE 2.10 Réseaux simples (a) et complexes (b).

II.4 Solution De Réseaux Simples Avec Fractionnement Naturel

Dans la solution des réseaux simples, les principes de combinaison des voies d'aérage en série ou en parallèle décrits dans les sections précédemment sont utilisés jusqu'à ce que l'ensemble du réseau soit réduit à une résistance équivalente. Cela peut être effectué soit algébriquement, soit graphiquement. Deux solutions sont illustrées ci-dessous.

Solution algébrique

Les réseaux simples peuvent être traités algébriquement comme des combinaisons de circuits série et parallèle. Les exemples suivants utilisent les techniques décrites dans les sections précédentes pour illustrer la procédure de résolution.

Exemple 2.3 Pour le circuit de ventilation simple illustré à la Fig. 2.11a, les valeurs de résistance suivantes pour les voies aériennes individuelles ont été déterminées, avec R en unités de (Ns^2/m^8):

$R_1 = 0.0559$ $R_6 = 0.1453$

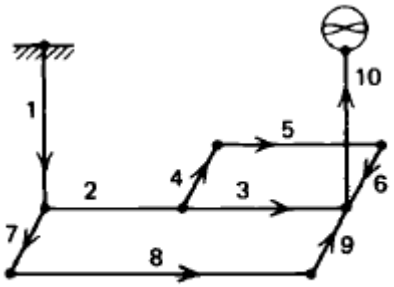
$R_2 = 0.1342$ $R_7 = 0.1062$

$R_3 = 0.1118$ $R_8 = 0.1677$

$R_4 = 0.0838$ $R_9 = 0.1509$

$R_5 = 0.1399$ $R_{l0} = 0.0447$

Déterminez la résistance équivalente pour l'ensemble du système et la hauteur de chute statique de la mine, étant donné que le ventilateur évacue l'air à un débit de 47,19 m^3/s.



(a)

FIGURE 2.11a

Solution : Les voies d'aérage réelles de la figure 2.11a sont représentées par des nombres, tandis que les voies aériennes équivalentes sont représentées par des lettres.

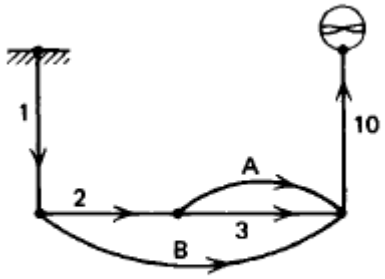
Par inspection, il faut reconnaître que les voies aériennes 4, 5 et 6 sont en série et qu'elles peuvent être combinées en une résistance équivalente en série, qui est illustrée à la figure 2.11a et est appelée R_A. La valeur de R_A est déterminée comme suit :

$R_A = R_4 + R_5 + R_6 = 0.0838 + 0.1399 + 0.1453 = 0.369\ Ns^2/m^8$

De même, les voies aériennes 7, 8 et 9 sont combinées en une résistance équivalente en série R_B où

$R_B = R_7 + R_8 + R_9 = 0.1062 + 0.1677 + 0.1509 = 0.4248\ Ns^2/m^8$

La figure 2.11b révèle que la voie aérienne 3 est parallèle à la voie aérienne A ; par conséquent, ils sont combinés en une résistance équivalente parallèle R_c, comme le montre la figure 2.11c.



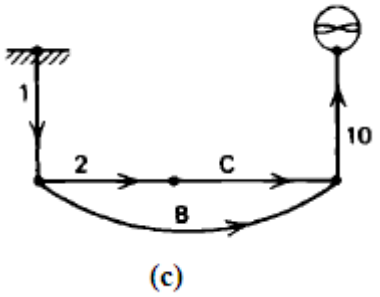
(b)

FIGURE 2.11b

D'après la figure 2.11c

$$R_c = \left(\frac{1}{\frac{1}{\sqrt{R_A}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}}} \right)^2 = \left(\frac{1}{\frac{1}{\sqrt{0.369}} + \frac{1}{\sqrt{0.1118}}} \right)^2$$

$$= 0.0470\ Ns^2/m^8$$

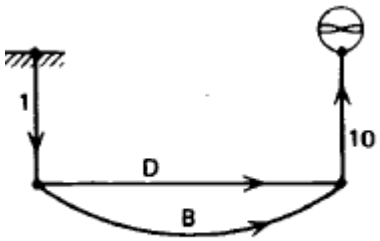


(c)

FIGURE 2.11c

D'après la figure 2.11d:

$R_D = R_2 + R_c = 0.1342 + 0.0470 = 0.1812\ Ns^2/m^8$



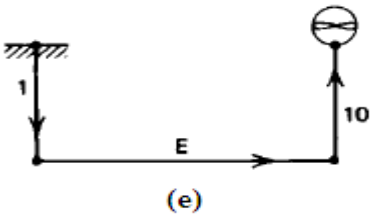
(d)

FIGURE 2.11d

Les voies aériennes B et D sont combinées dans les voies aériennes E, comme indiqué sur la figure 2.13e. La valeur de R_E est donnée par :

$$R_E = \left(\frac{1}{\frac{1}{\sqrt{R_D}} + \frac{1}{\sqrt{R_B}}} \right)^2 = \left(\frac{1}{\frac{1}{\sqrt{0.1812}} + \frac{1}{\sqrt{0.4248}}} \right)^2$$

$= 0.0660\ Ns^2/m^8$



(e)

FIGURE 2.11e

Les voies aériennes 1, E et 10 sont désormais en série. En combinant ces voies aériennes dans la résistance équivalente série R_F (Fig. 2.11e), on peut déterminer la résistance équivalente totale pour l'ensemble du circuit :

$R_F = R_1 + R_E + R_{10} = 0.0559 + 0.0660 + 0.0447$

$R_F = 0.1666\ Ns^2/m^8$

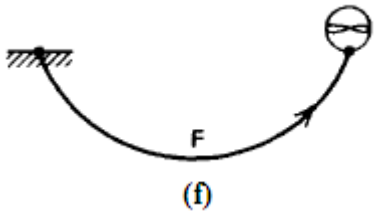


FIGURE 2.11f

Remarque : les figures 2.11 ((a) à (f), est la réduction d'un réseau simple à une voie aérienne équivalente.

Exemple 2.4 Avec les informations déterminées dans l'exemple 2.3, trouvez la quantité d'air circulant dans chaque voie aérienne de la figure 2.11a.

Solution : La quantité à travers chaque voie d'aérage peut être déterminée en utilisant la figure 2.11 dans l'ordre inverse. La quantité à travers la voie aérienne F sur la figure 2.11f a été donnée comme 47,19 m^3/s. Puisque la voie aérienne F est l'équivalente des voies aériennes en série : 1, E et 10 de la figure 2.11e, alors :

$Q_1 = Q_E = Q_{10} = 47.19\ m^3/s$

La voie aérienne E est l'équivalent des voies aériennes en parallèle, B et D ; par conséquent, les quantités à travers les voies aériennes B et D peuvent être calculées par l'équation 2.25 et la première loi de Kirchhoff comme suit :

$$Q_B = Q_E \frac{\sqrt{R_E}}{\sqrt{R_B}} = 47.19 \frac{\sqrt{0.0660}}{\sqrt{0.4248}} = 18.59\ m^3/s$$

$$Q_D = Q - Q_E = 47{,}19 - 18.59 = 28.60 m^3/s$$

Les quantités suivantes sont déterminées de manière similaire :

$Q_2 = Q_c = Q_D = 28.60\ m^3/s$

$$Q_A = Q_c \frac{\sqrt{R_c}}{\sqrt{R_A}} = 28.60 \frac{\sqrt{0.0470}}{\sqrt{0.369}} = 10.21 m^3/s$$

$Q_3 = 28.60 - 10.21 = 18.39\ m^3/s$

$Q_4 = Q_5 = Q_6 = Q_A = 10.21\ m^3/s$

$Q_7 = Q_8 = Q_9 = Q_B = 18.59 m^3/s$

Solution graphique

Les réseaux simples se prêtent souvent à une solution graphique. Par exemple, la solution graphique du réseau de la figure 2.11a, résolue algébriquement dans l'exemple 2.4, est montrée sur la figure 2.14. La procédure se résume comme suit:

1. Combiner toutes les voies aériennes de la série dans des voies aériennes équivalentes, comme dans la Fig. 2.11 (b)

2. Tracer la courbe caractéristique de la division principale supérieure (voie aérienne D) et de la division principale inférieure (voie aérienne B).

3. Tracer la courbe caractéristique combinée de la division principale (voie aérienne E).

4. Déterminer la quantité circulant dans chaque branche de la scission principale pour la quantité de la mine de 47,19 m^3/s; lire Q_D = 28,8 m^3/s et Q_B = 18,4 m^3/s.

5. Tracer la courbe caractéristique de la division secondaire supérieure (voie aérienne A) et de la division secondaire inférieure (voie aérienne 3)

6. Tracez la courbe caractéristique combinée de la division secondaire (voie aérienne C).

7. Déterminer la quantité circulant dans chaque branche de la division secondaire en fonction de la quantité circulant par D ; lire Q_A = 10,4 m^3/s et Q_3 = 18,4 m^3/s.

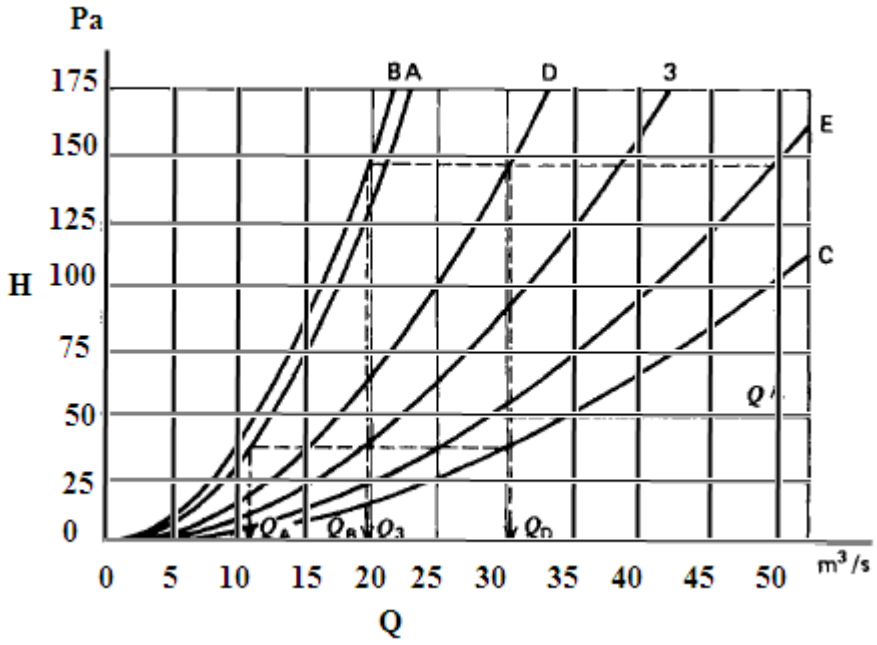


Figure 2.12 Solution graphique au réseau simple de la figure 2.11 (voir l'exemple 2.4). [15] modifier

L'approche graphique est particulièrement avantageuse pour déterminer les quantités par voies aériennes individuelles pour les variations de la quantité totale.

II.5 Analyse des réseaux complexes

La solution aux problèmes de division naturelle ou contrôlée dans les réseaux complexes repose sur la combinaison des caractéristiques techniques de l'air en circulation, des voies d'aérage, des ventilateurs et d'autres dispositifs de contrôle ; la relation généralisée des débits et des pertes de charge dans les circuits série et parallèle ; et les relations purement structurelles qui existent dans les connexions des voies aériennes. Cette combinaison a permis le développement d'outils très

puissants pour résoudre les problèmes d'écoulement d'air dans les systèmes complexes de ventilation des mines [29,31-32].

Pour déterminer si une solution algébrique ou itérative est nécessaire, il faut comprendre à la fois les arbres couvrants et les accords d'un réseau. Un arbre couvrant (spanning tree) d'un réseau peut être créé à l'aide de l'algorithme suivant :

1. Choisir n'importe quel nœud.

2. En ne considérant que les nœuds situés à une branche du nœud choisi, connectez arbitrairement un autre nœud au nœud choisi. Le résultat est un ensemble connecté de nœuds. Passez à l'étape 3.

3. En ne considérant que les nœuds situés à une branche de l'ensemble des nœuds connecté, connectez arbitrairement un autre nœud à l'ensemble connecté. Passez à l'étape 4.

4. Si tous les nœuds sont dans l'ensemble connectés, arrêtez-vous. Sinon, retournez à l'étape 3.

Le graphique qui en résulte est un arbre couvrant du réseau. Un exemple est illustré à la figure 2.13. Les voies aériennes de la mine de la figure 2.13a constituent un réseau complexe. Le réseau sous forme réduite est représenté sur la figure 2.13b. Un arbre couvrant est illustré à la figure 2.13c. Les branches marquées par des lignes en gras constituent l'arbre, tandis que les autres branches sont les accords associés à cet arbre. Si la technique itérative de Hardy Cross doit être utilisée pour résoudre le réseau, la procédure convergera normalement en moins d'itérations si l'arbre couvrant la résistance minimale est utilisé comme base de la méthode itérative. L'arbre couvrant à résistance minimale est obtenu en calculant d'abord la résistance de chaque voie aérienne du réseau. Si nous considérons la résistance de chaque voie aérienne comme une "distance", nous pouvons alors trouver l'arbre couvrant la résistance minimale en utilisant la procédure suivante :

1. Choisissez n'importe quel nœud arbitrairement, puis connectez-le au nœud adjacent le plus proche.

2. Recherchez le nœud non connecté le plus proche d'un nœud connecté, puis connectez les deux nœuds.

3. Si tous les nœuds sont connectés, arrêtez. Sinon, répétez l'étape 2.

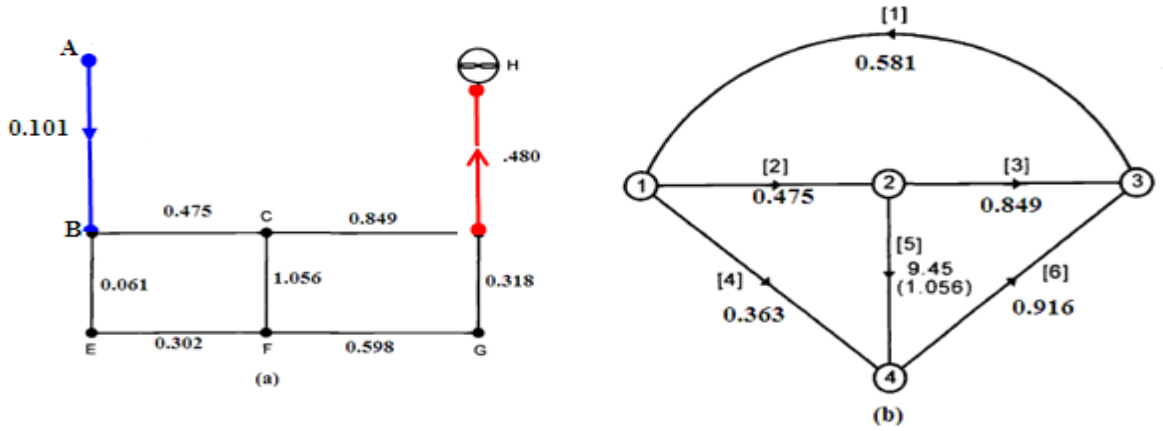


FIGURE 2.13 Réseau à éléments naturels : (a) système de ventilation composé de deux puits et d'une cheminée reliés sur deux niveaux par des galeries ; (b) réseau réduit (voir exemple 2.6).

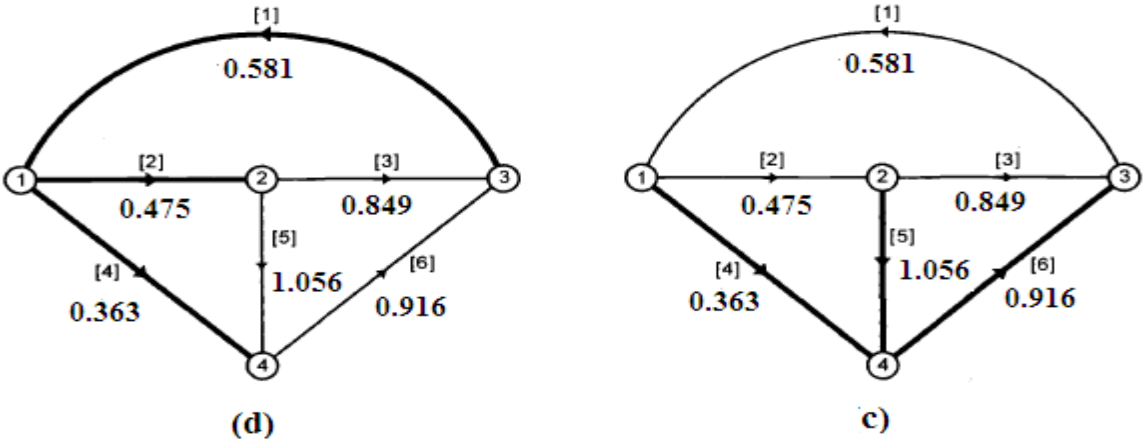


FIGURE 2.13 {Suite) (c) un arbre couvrant possible du réseau (indiqué en traits gras) ; (d) arbre couvrant minimum du réseau (indiqué en traits gras).

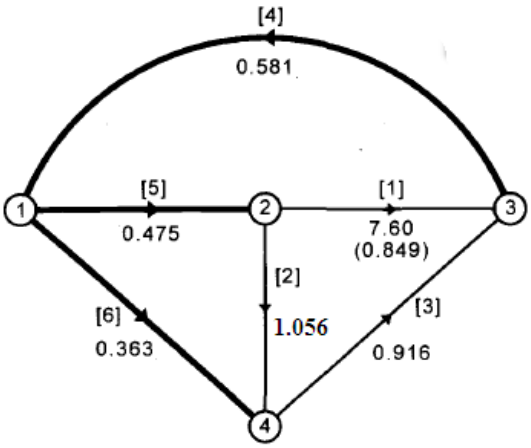


FIGURE 2.13 (Suite) (e) numéros de branches réarrangés (voir Exemple 2.6).

Les résultats de cette procédure sur le réseau dans la Fig. 2.13b sont montrés dans la Fig.2.13c. L'arbre couvrant la résistance minimale est indiqué en **traits gras**. Cet arbre sera

identique quel que soit le nœud auquel la sélection de branche est initiée à moins que des liens ne se produisent lorsque les branches finales sont choisies.
Après avoir décrit les méthodes de choix d'un arbre couvrant arbitraire et de l'arbre couvrant à résistance minimale, plusieurs propriétés des réseaux sont décrites ici :

1. Il existe au moins une arborescence dans chaque réseau connecté.

2. Pour tout arbre donné d'un réseau connecté ayant N nœuds et N_b branches, il y a exactement N_m - 1 branches dans un arbre et $N_m = N_b -(N_n - 1)$ cordes ; par conséquent, le degré du réseau est égal à N_m.

3. Tout fluide circulant dans un réseau connecté est en équilibre s'il satisfait aux deux lois de Kirchhoff :

    a) **Une Première loi de Kirchhoff :** La somme algébrique des quantités incidentes en un nœud est nulle.

    b) **Deuxième loi de Kirchhoff :** La somme algébrique des pertes de charge dans les branches d'un maillage est nulle.

4. Les quantités circulant dans chaque branche appartenant à un ensemble d'accords sont indépendantes, et la quantité de toute branche dans un arbre est une combinaison linéaire des quantités circulant dans les accords. L ensemble de quantités résultant satisfait la première loi de Kirchhoff à chaque nœud d un réseau connecté.

5. L'ensemble des pertes de charge des branches d'un arbre détermine de manière unique les pertes de charge de la branche. Les pertes de charge dans les branches satisfaisant la deuxième loi de Kirchhoff pour une base de maille satisfont cette loi pour toute autre base de maille du réseau et pour toute autre maille du réseau.

Essentiellement, dans un réseau contenant N_n nœuds et N_b branches, il y aura N_n équations de nœuds satisfaisant la condition énoncée dans la propriété 3a (première loi de Kirchhoffs). On peut facilement montrer que seules N_n - 1 de ces équations sont indépendantes. Notez qu'il peut y avoir plusieurs équations de maillage, une pour chaque maillage choisi arbitrairement satisfaisant la condition énoncée dans la propriété 3b (deuxième loi de Kirchhoff). Cependant, si l'ensemble d'équations de maillage est pour les N_b - (N_n - 1) mailles de base, alors ces équations sont indépendantes. De plus, pour un arbre couvrant particulier dans ce réseau, si l'ensemble de quantités dans l'ensemble d'accords est arbitrairement attribué, alors selon la propriété 4, toutes les quantités de branche peuvent être calculées. Ces quantités satisferont à la propriété 3a pour tout nœud du réseau. De même, si l'ensemble des pertes de charge sur les branches dans l'arbre est

attribuée arbitrairement, alors selon la propriété 5, toutes les pertes de charge de corde peuvent être calculées et ces pertes de charge satisferont la propriété 3b pour tout maillage du réseau.

II.5.1 Représentation mathématique des réseaux de ventilation

Etant donné un réseau à N_b branches et N_n nœuds, les variables du problème sont la quantité, la perte de charge et la résistance de chacune des N_b branches du réseau, pour un total de $3N_b$ variables. Les relations entre ces variables dans un réseau équilibré sont les suivantes :

Equations de branche : Pour chaque branche du réseau, une équation de la forme $H_l = F(Q)$ existe. Ces N_b, équations sont indépendantes. Notez qu'en général, $F(Q_i) = R_i|Q_i|Q_i$.

Équations de nœuds : la propriété 3a fournit la relation qui doit exister entre les quantités Q_j à chaque nœud :

$$\sum_{j=1}^{N_b} a_{ij} Q_j = 0 \text{ pour } i=1,2,\ldots N_n \qquad (2.31)$$

$a_{ij} = 0$ si aucun des nœuds de la branche j n'est égal à i

$a_{ij} = 1$ si le nœud d'extrémité de la branche j est égal à i

$a_{ij} = -1$ si le nœud de départ de la branche j est égal à i

La matrice $[a_{ij}]$ est souvent appelée matrice d'incidence du réseau. Notez que si les quantités de Q, satisfont les équations pour (N_n - 1) nœuds, elles doivent également satisfaire l'équation au (N_n-1) nœud. En d'autres termes, les N_b quantités Q, sont liées par (N_n - 1) équations indépendantes et linéaires. De plus, si N_b - (Nn - 1) quantités sont données et ces quantités appartiennent à un ensemble d'accords, alors la quantité circulant dans chaque branche du réseau peut être calculée selon la propriété 4. Plus précisément, les quantités Q_j (j= 1, . . . , Nb) peuvent être exprimées comme une combinaison linéaire des quantités d'air W_k {k = 1, . . . , N_m) circulant dans les accords :

$$Q_{j=} \sum_{k=1}^{Nm} b_{kj} W_k \text{ pour } j=1,2,\ldots,N_b \qquad (2.32)$$

Où b_{kj} est défini comme suit :

b_{kj}=0 si la branche j n'est pas dans le maillage de base correspondant à la corde k

b_{kj}=1 si la branche j appartient au maillage de base correspondant à la corde k, et si, parcourant la maille du nœud de départ de la corde vers son nœud d'extrémité, le nœud de départ de la branche est trouvé en premier.

b_{kj}= -1 si la branche k appartient au maillage de base correspondant à la corde k, et si, parcourant la maille du nœud de départ de la corde vers son nœud d'extrémité, le nœud d'extrémité de la branche j est trouvé en premier.

La matrice [b_{kj}] est appelée la matrice de maillage fondamental du réseau. Les quantités Q_j calculées comme ci-dessus satisferont la propriété 3a à chaque nœud du réseau.

La propriété 3b des équations de maillage fournit les relations qui doivent exister entre les pertes de charge dans les branches d'un maillage du réseau. Comme indiqué précédemment, un grand nombre d'équations de maillage peuvent être développées. Cependant, il n'existe que N_m équations de maillage indépendantes, et celles-ci correspondent à une base de maillage ; c'est-à-dire que les N_b pertes de charge sont liées par N, équations indépendantes. Les équations pour chacune des N_m mailles sont du type.

$$\sum_{j=1}^{N_b} b_{ki} Q_j H_i = 0 \text{ pour } \quad k=1,2,\ldots N_m \tag{2.33}$$

Où b_{ki} est déjà défini et H_i, est la valeur algébrique de la perte de charge dans la branche i.

D'après la propriété 5, étant donné les pertes de charge dans les (N_m - 1) branches d'un arbre, la perte de charge pour toute autre branche du réseau peut être calculée, car ces pertes de charge satisferont la propriété 3b pour tout maillage de réseau.

a) Approche de la solution

L'équilibre entre les variables et les équations indépendantes pour tout réseau de ventilation se résume comme suit :

variables	**Nombre d'équations indépendantes**		
Quantités	N_b	Équations de branche	N_b
pertes de charge	N_b	Équations de nœuds	N_n-1
Resistances	N_b	Équations de maillage	N_b-(N_n-1)
Totale	$3N_b$		2 N_b

Puisqu'il existe plus de variables que d'équations indépendantes, le nombre de variables avec des valeurs initiales connues nécessaires pour résoudre un problème de réseau de ventilation est (3 N_b - 2 N_b) = N_b.

b) Types de problèmes de ventilation complexes

La difficulté du problème de ventilation, à résoudre varie selon le type et le nombre de données initiales. Pour analyser plus en détail un réseau complexe, on suppose que les arbres couvrants et les accords associés peuvent être développés pour le réseau. Supposer également qu'il est possible, de déterminer si l'une des pertes de charge ou quantités, dans les voies d'aérage est connue ou fixe. Dans ces conditions, il est possible de déterminer, si le réseau complexe peut être résolu algébriquement, ou si une procédure itérative est indispensable.

La procédure algébrique fonctionnera si l'une des cinq conditions suivantes est évidente [32] :

1. Les valeurs de données connues sont N_n - 1 pertes de charge pour les branches d'un arbre donné et N_m quantités d'air circulant dans les cordes.

2. Les données connues sont N_m quantités dans les cordes et N_m - 1 résistances pour les branches d'un arbre.

3. Les valeurs initiales connues sont N_k pertes de charge {$N_k < N_m$ - 1) dans N_k branches d'un arbre, N_m quantités circulant dans les cordes, et N_m - N_k - 1 résistances pour les branches restantes dans le arbre.

4. Les points de données connus sont les résistances de corde Nm et les pertes de charge N_n - 1 dans les branches d'un arbre donné.

5. Les données fournies sont les pertes de charge N_n - 1 associées aux branches d'un arbre, les quantités N_c circulant dans la corde ($N_c < N_m$) et les résistances N_m-N_c pour les cordes restantes.

Ces conditions peuvent être appliquées à l'exemple 2.5. Notez dans la Fig. 2.14 que l'exemple de réseau à $N_n = 9$ nœuds et $N_m = 5$ mailles. L'exemple est ainsi résoluble par des moyens algébriques selon plusieurs des conditions énumérées ci-dessus.

Exemple 2.5

Étant donné le schéma du système complexe de ventilation de la mine illustré à la figure 2.14a, avec les quantités attribuées et les pertes de charge calculées comme indiqué, déterminez la quantité de la mine et la charge statique.

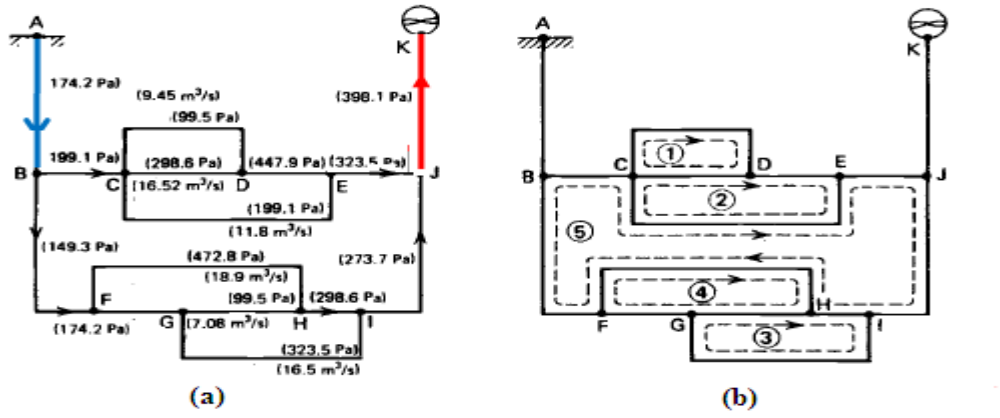


FIGURE 2.14 Un réseau complexe utilisant la division contrôlée (voir l'exemple 2.5).

Solution:

Niveau supérieur: $Q = 9.45 + 16.52 + 11.8 = 37.77\ m^3/s$

Niveau inférieur: $Q = 18.9 + 7.08 + 16.52 = 42.5\ m^3/s$

Mine : $Q = 37.77 + 42.5 = 80.27\ m^3/s$

Pour la portion du réseau de B à J, la deuxième loi de Kirchhoff doit être satisfaite pour cinq mailles, puisque :

$N_m = N_b - N_j + 1 = 13 - 9 + 1 = 5$

Si les maillages de la figure 2.14b sont choisis, les équations suivantes peuvent s'écrire :

Maille 1: $99.5 + H_x = 298.6$Pa

$H_x = 199.1$ Pa (branche supérieure de CD)

Maille 2: $298.6 + 447.9 = 199.1 + H_x$

$H_x = 547.4$ Pa (branche inférieure de CE)

Maille 3: $99.6 + 298.6 = 323.5 + H_x$

$H_x = 74.7$ Pa (branche inférieure de GI)

Maille 4: $472.8 = 174.2 + H_x + 99.5$

$H_x = 199.1$ Pa (branche FG)

Maille 5: $199.1 + (298.6+447.9) + 323.5 = 149.3 + 472.8 + 298.6 + 273.7 + Hx$

Hx = 74,7 Pa (soit BF ou IJ)

Mine $H_s = 174.2 + 199.1 + 298.6 + 447.9 + 323.5 + 398.1$

$= 1841.4$ Pa

D'autres cas nécessiteront l'utilisation d'une méthode itérative, telle que la méthode Hardy Cross, pour parvenir à une solution. Cependant, en pratique, la méthode Hardy Cross est normalement utilisée pour les solutions de réseaux complexes. Cette procédure est utilisée car la méthode itérative fonctionne sur tous les réseaux complexes et l'évaluation des cinq conditions ci-dessus est beaucoup plus difficile que d'utiliser simplement un programme informatique qui emploie l'algorithme de Hardy Cross. La procédure de Hardy Cross a été presque universellement acceptée comme la méthode de choix dans les solveurs de réseaux de ventilation informatisés. La méthode converge toujours pour un réseau de flux réel et peut être très efficace si un arbre couvrant favorable est choisi.

II.6 Modèle de réseau généralisé

Afin d'introduire un modèle mathématique plus généralisé pour les réseaux de ventilation, la perte de charge entre deux nœuds d'une branche est modélisée par les quatre éléments de charge suivants :

Perte de charge H_i^L due à la résistance R_i, de la branche i :

$$H_i^L = R_i |Q_i| Q_i \qquad (2.34)$$

H_i^R Perte de charge causée par un régulateur ($H_i^R > 0$) ou un ventilateur soufflante ($H_i^R < 0$) dans la branche i

H_i^v Pression (gain) pour un ventilateur à pression variable dans une branche i.

H_i^N Pression de ventilation naturelle (gain de pression), ou pression de toute source indépendante (constante) dans la branche i.

Sommairement, la perte de charge H_i, pour la branche *i* est exprimée par l'expression :

$$H_i = H_i^L + H_i^R - H_i^v - H_i^N \quad (2.35)$$

Où la valeur de chaque terme peut être positive, négative, ou nulle. On note que l'équation d'Atkinson est utilisée dans le premier élément (Eq.2.34).

Le facteur résistance R_i, a une valeur non négative et indépendante du sens de la branche. Selon l'application, R_i, peut inclure le composants pour les pertes par choc dans la branche et/ou à une jonction.

Si on le souhaite, la charge dynamique à l'extrémité d'échappement du système de ventilation, qui est proportionnelle au carré de la quantité d'air, peut être convertie en un facteur de résistance équivalent et incorporée dans Ri, pour la branche i ; dont le nœud terminal correspond à une sortie.

La pression du ventilateur H_i^v, qui est généralement donnée sous forme de courbe et représente une source de pression variable, peut être approchée par un polynôme du second degré. Ainsi

$$H_i^v = \alpha_i Q_i^2 + \beta_i Q_i + \gamma_i \quad (2.36)$$

Sauf indication contraire, nous supposons que R_i, H_i^N, α_i, , β_i, and γ_i sont attribués et connus ; par conséquent, ils ne sont pas considérés comme des variables.

En utilisant ces symboles, nous réécrivons les équations des nœuds (Eq. 2.31) et les équations du maillage (Eq. 2.33) comme les équations système suivantes :

$$\sum_{j=1}^{N_b} a_{ij} Q_j = 0 \text{ pour } i=1,2,\ldots N_n\text{-}1 \quad (2.37)$$

$$\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij} \left(H_j^L + H_j^R - H_j^v - H_j^N \right) = 0 \quad i=1,\ldots..,N_m \quad (2.38)$$

Il s'agit d'un système non linéaire de $2N_b$ inconnues (Q_i, et H_i^R pour chacune des N_b branches) dans N_b équations. Par conséquent, théoriquement, si les valeurs de N_b des $2N_b$ variables sont attribuées, le système se réduit à N_b inconnues dans N_b équations, devenant traitables aux techniques générales de résolution d'un système non linéaire à condition qu'une solution existe. Pour avoir une approche généralisée, les travaux [33-35] sont disponibles.

II.7 Réseaux avec branches à quantité fixe

Un modèle mathématique de réseaux avec division naturelle et branches à quantité fixe est probablement le plus utile aujourd'hui. Les branches de réseau dans ce modèle peuvent être

regroupées en trois types : (1) les branches à quantité fixe, (2) branches de ventilateur et (3) les branches régulières.[15]

Branche à quantité fixe :

$$H_i = H_i^L + H_i^R - H_i^v - H_i^N = R_i|Q_i|Q_i + H_i^R - H_i^N \quad (2.39)$$

Où la valeur de Q_i, est attribuée (variable indépendante) et la valeur de H_i^R doit être déterminée (variable dépendante).

Branche du ventilateur:

$$H_i = H_i^L - H_i^v - H_i^N = R_i|Q_i|Q_i - (\alpha_i Q_i^2 + \beta_i Q_i + \gamma_i) - H_i^N \quad (2.40)$$

Branche régulière :

$$H_i = H_i^L - H_i^N = R_i|Q_i|Q_i - H_i^N \quad (2.41)$$

Soient N_q et N_v des nombres de branches à quantité fixe et de branches du ventilateur, respectivement. Pour plus de commodité, nous étiquetons les branches à quantité fixe avec 1, . . . , Nq; branches du ventilateur avec $N_q + 1$, . . . , $N_q + N_v$; et d'autres branches avec $Nq + N_v + 1$, . . . , Nb.

En limitant notre considération au cas où $N_q + N_v \leq N_m$ et où les branches à quantité fixe et du ventilateur sont contenues dans le co-arbre d'un arbre couvrant, et en étiquetant chacun des maillages fondamentaux avec le numéro de branche de l'accord qui le contient, nous posons les équations du maillage (Eq. 2.38) sous la forme :

$$H_i^R + \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j|Q_j|Q_j - H_j^N\right) = 0 \qquad i=1,\ldots.Nq \quad (2.42)$$

$$-(\alpha_i Q_i^2 + \beta_i Q_i + \gamma_i) + \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j|Q_j|Q_j - H_j^N\right) = 0 \quad (2.43)$$

$i=Nq+1,\ldots\ldots.Nq+N_v$

$$\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j|Q_j|Q_j - H_j^N\right) = 0 \qquad i=Nq+N+1,\ldots.,Nm \quad (2.44)$$

Ainsi le problème est de déterminer les valeurs de Nb, inconnues (N_q inconnues dans H_i^R et N_b-N_q inconnues dans Q_i) à l'aide des N_b équations (Equations : 2.37 et 2.42-2.44). Dans ce problème de réseau, les arbres T_1 et T_2 définis au paragraphe 2.8 peuvent être le même arbre.

Si Nq = 0, alors le problème se réduit à l'un des réseaux à division naturelle ou réseaux à division naturelle. Dans les applications pratiques, ce type de problème, avec ou sans branches à quantité fixe, est généralement résolu par la méthode de Hardy Cross [16-31].

Méthode de Hardy Cross

La méthode Hardy Cross est une méthode itérative ; c'est-à-dire qu'une solution approximative est successivement améliorée jusqu'à ce que l'erreur soit suffisamment faible. Le schéma itératif à discuter ci-dessous est modifié par rapport à la présentation originale de Hardy Cross et est similaire à la méthode de Gauss-Seidel de résolution d'équations linéaires. Il suppose que chaque équation est fonction d'une seule variable et utilise deux termes de la série de Taylor dans la dérivation de la formule d'amélioration. Elle est équivalente à la méthode des tangentes de Newton appliquée à chaque équation individuellement.

Rappelant que les accords sont étiquetés avec 1, . . . , N_m on réécrit les équations aux nœuds (Eq. 2.37) sous la forme ...

$$Q_j = \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \qquad j=N_m+1,\ldots,N_b \tag{2.45}$$

Ce qui équivaut à l'éq. 2.32. En remplaçant cette expression pour Q_i, dans les équations. 2.42 à 2.44, on obtient:

$$H_i^R + \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij} \left[R_j \left| \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right| \left(\sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right) - H_j^N \right] = 0 \qquad i=1,\ldots,Nq \tag{2.46}$$

$$- \ (\alpha_i Q_i^2 + \beta_i Q_i + \gamma_i) + \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij} \left[R_j \left| \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right| \left(\sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right) - H_j^N \right] = 0 \quad i=Nq+1,\ldots,Nq+N_f \tag{2.47}$$

$$\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij} \left[R_j \left| \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right| \left(\sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right) - H_j^N \right] = 0 \qquad i=Nq+N_v\, N_m \tag{2.48}$$

C'est un système de N_m inconnues dans N_m, équations. Les inconnues sont H_i^R pour i=1,…,N_q et Q_i pour i= N_q+1……N_m. Il est important de souligner que le H_i^R n'apparaît que dans l'équation i de l'Eq. 2.45, et que Q_i pour i= N_q+1……N_m, peut être déterminé indépendamment de l'Eq. 2.45. Pour cette raison, nous nous concentrons maintenant sur le système de N_m - N_q inconnues dans les équations N_m-N_q : Eqs. 2.47 et 2.48.

Considérons que le membre de gauche de l'équation i dans l'équation. 2.47 ou 2.48 est une fonction de Q_i, uniquement et exprimer le par $f_i(Q_i)$:

$$f_i(Q_i) = - \ (\alpha_i Q_i^2 + \beta_i Q_i + \gamma_i) + \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij} \left[R_j \left| \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right| \left(\sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right) - H_j^N \right] = 0 \tag{2.49}$$

i=N_q+1,…,N_q+N_f

$$f_i(Q_i) = \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left[R_j \left| \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right| \left(\sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right) - H_j^N \right] = 0 \qquad i=N_q+N_v+1 ,\ldots,N_m \tag{2.50}$$

En développant fi dans la série de Taylor et en négligeant les termes d'ordre élevé, nous avons

$$f_i(Q_i + X_i) = f_i(Q_i) + X_i f_i'(Q_i) \tag{2.51}$$

Où Q_i et $Q_i + X_i$ désignent respectivement la valeur courante et une valeur améliorée de la quantité d'air, et $f_i'(Q_i)$ est la dérivée de f_i évaluée à Q_i.

En fixant $f_i(Q_i + X_i) = 0$ (c'est-à-dire en visant à éliminer la pression déséquilibrée) et en résolvant X_i, nous obtenons l'expression suivante pour le facteur de correction :

$$X_i = \frac{f_i(Q_i)}{f_i'(Q_i)} \tag{2.52}$$

Où

$$f_i'(Q_i) = -(2\alpha_i Q_i + \beta_i) + 2\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}^2 R_j \left| \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right| \tag{2.53}$$

Avec $i=N_q+1,\ldots,N_q+N_f$

$$f_i'(Q_i) = 2\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}^2 R_j \left| \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_k \right| \qquad i=N_q+N_f+1,\ldots,N_f \tag{2.54}$$

Il faut remarquer qu'en raison de la relation de l'Eq. 2.45, les valeurs de f_i, et f_i' à la valeur actuelle de Q_i, peuvent être évaluées par :

$$f_i = -(\alpha_i Q_i^2 + \beta_i Q_i + \gamma_i) + \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j |Q_j| Q_j - H_j^N \right) = 0 \qquad i=N_q+1,\ldots,N_q+N_f \tag{2.55}$$

$$f_i = \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j |Q_j| Q_j - H_j^N \right) = 0 \qquad i= N_q+N_f+1,\ldots,N_m \tag{2.56}$$

$$f_i' = -(2\alpha_i Q_i + \beta_i) + 2\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}^2 R_j |Q_j| \qquad i=N_q+1\ldots,N_q+N_v \tag{2.57}$$

$$f_i' = 2\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}^2 R_j |Q_j| \qquad i= N_q+N_f+1,\ldots,N_m \tag{2.58}$$

Le facteur de correction X_i, calculé par Eq. 2.52 est alors appliqué pour améliorer non seulement la quantité d'air pour la branche i, mais aussi celles pour les autres branches de la maille i :

$$Q_j \leftarrow Q_j + b_{ij} X_i \qquad j=N_q+1,\ldots,N_b \tag{2.59}$$

Cette application du facteur de correction à toutes les branches d'un maillage maintient la relation de l'Eq. 2.41, qui satisfait KCL à chaque nœud du réseau.

Si tous les Qi (i = 1, . . ., N_b) sont connus, les valeurs de pertes de charge à régler par le régulateur ou le ventilateur soufflant dans une branche à quantité fixe sont facilement calculées par l'Eq. 2.42, ou

$$H_i^R = -\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j \left|Q_j\right| Q_j - H_j^N\right) = 0 \qquad \text{i=1,….Nq} \qquad (2.60)$$

En supposant que le nombre maximal d'itérations N_x et la tolérance ε, en cfm, soient donnés, l'algorithme pour la résolution des réseaux avec division naturelle et branches à quantité fixe peut être résumé comme suit :

1. **Attribuez** des valeurs initiales à Q_i **pour** i = Nq + 1, . . . , Nm.

2. **Pour** j = Nm + 1, . . . , Nh, **Attribuez** Q_j, **les valeurs**:

$$Q_j \leftarrow \sum_{k=1}^{N_m} b_{kj} Q_{k\,i}$$

3. **Pour i= 1, . . . , Nx, procédez comme suit :**

3.1. Pour i = Nq + 1, . . . , Nm, **attribuez** f_i, $f_i^{/}$;X_i , **et les valeurs** Q_i:

3.1.1. Si $i \le N_q + N_f$, **alors**

$$f_i \leftarrow -\left(\alpha_i Q_i^2 + \beta_i Q_i + \gamma_i\right) + \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j \left|Q_j\right| Q_j - H_j^N\right) = 0$$

$$f_i^{/} \leftarrow -\left(2\alpha_i Q_i + \beta_i\right) + 2\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}^2 R_j \left|Q_j\right|$$

Sinon

$$f_i \leftarrow \sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j \left|Q_j\right| Q_j - H_j^N\right) = 0$$

$$f_i^{/} \leftarrow 2\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}^2 R_j \left|Q_j\right|$$

3.1.2. $X_i \leftarrow \dfrac{f_i}{f_i^{/}}$

3.1.3. Pour j = 1, . . . , Nb, **attribuez les valeurs de** Qj, :

$$Q_j \leftarrow Q_j + b_{ij} X_i$$

3.2. Si $X_i \le \varepsilon$ **pour** i=Nq+1,…,N_m **, aller à** 4

4. Si $N_q \le 0$, **alors** aller à5. **Si non pour** i=1,…,Nq **laisser**

$$H_i^R \leftarrow -\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij}\left(R_j \left|Q_j\right| Q_j - H_j^N\right) = 0$$

5. **Stop**.

A noter que l'itération n'est effectuée que pour les maillages qui ne contiennent pas de branche à quantité fixe. Comme décrit précédemment, une valeur négative de H_i^R représente la pression d'un ventilateur. Si le ventilateur n'est pas autorisé dans la branche à quantité fixe, le résultat calculé avec un H_i^R négatif n'est pas une solution de réseau valide.

II.8 Application simplifiée de l'algorithme HARDY CROSS

Le modèle généralisé et l'algorithme de Hardy Cross sont quelque peu compliqués en raison de la nécessité d'une large applicabilité. Cependant, la procédure Hardy Cross peut être effectuée facilement dans de nombreuses situations. Pour illustrer une application, nous renvoyons le lecteur au réseau complexe évoqué précédemment et représenté sur la figure 2.13. [15]

Exemple 2.6 Le réseau minier à deux niveaux illustré à la Fig. 2.13a doit être résolu pour la quantité et la perte de charge dans chaque branche. Supposons que les résistances des voies aériennes indiquées sur la figure 2.13b sont en Ns^2/m^8. Pour simplifier le problème, supposons que la ventilation naturelle est négligeable et que le ventilateur évacue à une hauteur de chute constante de 1991 Pa. Effectuez cinq itérations ou continuez jusqu'à ce que tous les maillages satisfassent à la condition $\left|X_i\right| \le \varepsilon$ où ε = 0,012 m^3/s.

Solution : Pour utiliser la méthode Hardy Cross pour parvenir à une solution, un arbre couvrant du réseau est nécessaire. L'arbre couvrant à résistance minimale illustré à la figure 2.15d sera utilisé. Pour un tel arbre couvrant, le nombre de cordes ou de mailles fondamentales est :

$$N_m = N_b - N_n + 1 = 6 - 4 + 1 = 3$$

Pour suivre les équations et l'algorithme donnés dans la section 2.9, les numéros de branche sont réaffectés comme indiqué sur la figure 2.13e de sorte que les branches 1, 2 et 3 soient des accords et que les branches 4, 5 et 6 soient contenues dans l'arbre couvrant. La figure 2.15 montre l'ensemble correspondant de maillages fondamentaux, qui peut être représenté par la matrice de maillage fondamentale suivante :

$$B = \begin{matrix} 1 \\ 2 \\ 3 \end{matrix}\begin{bmatrix} 1 & 2 & 3 & 4 & 5 & 6 \\ 1 & 0 & 0 & 1 & 1 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 & 1 & -1 \\ 0 & 0 & 1 & 1 & 0 & 1 \end{bmatrix}$$

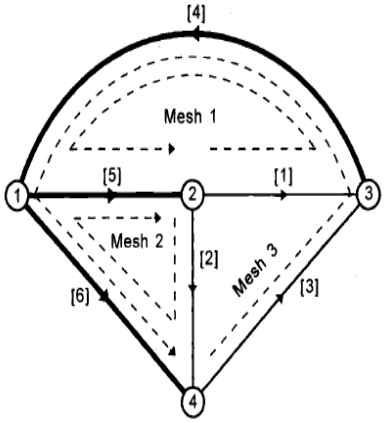


FIGURE 2.15 Réseau de l'Exemple 2.6 montrant l'arbre couvrant à résistance minimale, les cordes et les maillages fondamentaux.[15]

Pour simplifier, la pression constante de ventilation sera traitée comme une pression de ventilation naturelle ; par conséquent, N_v = 0 et H_4^N = 1.99 kPa. De plus, comme il n'y a pas de branche à quantité fixe, N_q = 0.

Étape 1 Attribuez arbitrairement Q_1 = 14.2 m^3/s, Q_2 = 9.4 m^3/s et Q_3 = 18.9 m^3/s.

Etape 2

$Q_4 = Q_1 + Q_3$ =14.2+18.9 =33.1 m^3/s

$Q_5 = Q_1 + Q_2$ =14.2+9.4 =23.6 m^3/s

$Q_6 = -Q_2 + Q_3$ =- 9.4 +18,9 =9.5 m^3/s

Etape 3

Maille 1 : $X_1 = -\dfrac{f_1}{f_1'} = -\dfrac{R_1|Q_1|Q_1 + R_4|Q_4|Q_4 + R_5|Q_5|Q_5 - H_4^N}{2\left[R_1|Q_1| + R_4|Q_4| + R_5|Q_5|\right]}$

$$= -\frac{\left[(0.849)(14.2)^2 + (0.581)(33.1)^2 + (0.475)(23.6)^2\right] - 1.99\cdot 1000}{2\left[(0.849)(14{,}2) + (0.581)(33.1) + (0.475)(23.6)\right]}$$

= 10.9 m^3/s

$Q_1 \leftarrow Q_1 + X_1$ =14.2+ 10.9 =25.1m^3/s

$Q_4 \leftarrow Q_4 + X_1$ =33.1 + 10.9 =44.0m^3/s

$Q_5 \leftarrow Q_5 + X_1$ =23.6 + 10.9 =34.5 m^3/s

Maille 2: $X_2 = -\dfrac{f_2}{f_2'} = -\dfrac{R_2|Q_2|Q_2 + R_5|Q_5|Q_5 + R_6|Q_6|Q_6}{2\left[R_2|Q_2| + R_5|Q_5| + R_6|Q_6|\right]}$

$$= -\frac{\left[(1.056)(9.4)^2 + (0.475)(34.5)^2 + (0.363)(9.5)^2\right]}{2\left[(1.056)(9.4) + (4.25)(34.5) + (0.363)(9.5)\right]}$$

= - 10.5 m^3/s

$Q_2 \leftarrow Q_2 + X_2$ =9.4 + (- 10.5) = -1.1 m^3/s

$Q_5 \leftarrow Q_5 + X_2$ =34.5 + (- 10.5) = 24.0 m^3/s

$Q_6 \leftarrow Q_6 - X_2$ =9.5 - (- 10.5) = 20.0 m^3/s

Maille 3:

$$X_3 = -\frac{f_3}{f_3'} = -\frac{R_3|Q_3|Q_3 + R_4|Q_4|Q_4 + R_6|Q_6|Q_6 - H_4^N}{2\left[R_3|Q_3| + R_4|Q_4| + R_6|Q_6|\right]}$$

$$= -\frac{\left[(0.916)(18.9)^2 + (0.581)(44.0)^2 + (0.363)(20.0)^2\right]}{2\left[(8.20)(18.9) + (5.20)(44.0) + (3.25)(20.0)\right]}$$

= 4 m^3/s

$Q_3 \leftarrow Q_3 + X_3$ =18.9 + 4 = 22.9 m^3/s

$Q_4 \leftarrow Q_4 + X_3$ =44+ 4 = 48.0 m^3/s

$Q_6 \leftarrow Q_6 + X_6$ =20+ 4 = 24 m^3/s

Étant donné que les valeurs de $|X_i|$ sont toutes supérieures à 0,012 m^3/s et qu'une seule itération a été effectuée, effectuez une itération supplémentaire.

Les données calculées en quatre itérations sont présentées dans le tableau 2.1. À la fin de la quatrième itération, toutes les valeurs $|X_i|$ sont inférieures à 0,012 m3/s. Par conséquent, nous terminons le processus d'itération et calculons les hauteurs de chute pour le système de ventilation de la figure 2.15.

Les résultats sont répertoriés dans le tableau 2.2. Comme exemple de vérification de la solution réseau, considérons le nœud C et le maillage A-B-C-D-H. En utilisant les données du tableau 2.2, nous avons :

46,568 + 3982 - 50,550 = 0 m^3/s pour la somme des quantités au nœud, et 221+229+483-934= -1 Pa Pour la sommation des pertes de charge autour du maillage.

La solution précédente utilise l'algorithme de Hardy Cross pour un réseau avec division naturelle et sans branches à quantité fixe. Le même algorithme peut être utilisé pour les réseaux avec des branches à quantité fixe en affectant toutes les quantités connues aux cordes du réseau.

TABLEAU 2.1 Données calculées dans la méthode Hardy Cross pour l'exemple 2.6

		Quantités d'air en m^3/s						
Itération	i	X_i	Q_1	Q_2	Q_3	Q_4	Q_5	Q_6
			14.2	9.4	18.9	33.1	24.0	9.5
1	1	10.9	25.1			44	34.5	
	2	- 10.5		-1.1			24	20
	3	4			22.9	48		24
2	1	-1,21	23.81			46.68	22.74	
	2	-0.87		-1.95			21.86	24.822
	3	0.18			23.059	46.87		25.009
3	1	0.048	23.86			46.92	21.914	
	2	0.071		-1.87			21.98	24.93
	3	-0.011			23.047	46.91		24.92
4	1	-0.007	23.85			46.90	21.978	
	2	-0.0009		-1.879			21.977	24.926
	3	0.0033			23.05	46.9		24.93

TABLEAU 2.2 Solution de l'exemple 2.6

Branche	**A-B**	**B-C**	**C-D**	**B-E**	**E-F**
Q, (m^3/s)	46.91	21.98	23.86	24.93	24.93
R, ($N\text{-}s^2/m^8$)	0.10	0.47	(0.85)	0.06	0.30
H^L, (Pa)	221	229	483	38	187
H, (Pa)	221	229	483	38	187
Branche	**F-C**	**F-G**	**G-D**	**D-H**	
Q, (m^3/s)	1.88	23.05	23.05	46.91	
R, ($N\text{-}s^2/m^8$)	1.06	0.60	0.32	0.48	
H^L, (Pa)	4	318	169	1,057	
H, (Pa)	4	318	169	-934	

II.9 Aperçu supplémentaire du réseau

Il existe d'autres applications de la théorie des graphes et des réseaux pour exploiter les problèmes de ventilation. Voici quelques exemples dans lesquels les capacités d'analyse de ventilation de l'ingénieur peuvent être facilitées par l'utilisation de diverses propriétés de réseau. [15]

a) Réseaux complexes avec division contrôlée

Dans ce type de modèle de réseau, les quantités d'air pour N_b branches correspondant à un ensemble de cordes sont données, et celles pour les branches de l'arbre sont déterminées uniquement par l'Equation. 2.41, en utilisant la loi de Kirchhoff pour chaque nœud.

Par conséquent, toutes les branches du réseau sont considérées comme des branches à quantité fixe. Les valeurs de Rj et H_j^N (j= 1, . . . , N_b) sont données, et celles de H_j^L - sont calculées par l'équation 2.30. Par commodité, la pression du régulateur est limitée à une valeur non négative (c'est-à-dire $H_j^R \geq 0$), et la pression du ventilateur est notée H_j^R, qui ne doit pas être considérée comme une fonction de la quantité d'air bien qu'elle dénote la Hauteur d'un ventilateur à pression variable. De plus, nous négligeons les pertes et nous supposons que les directions des branches sont choisies pour coïncider avec les flux d'air de telle sorte que toutes les valeurs Q_j soient positives. En considérant la puissance de l'air en plus de KVL, une formulation généralisée pour les réseaux avec division contrôlée peut être présentée sous la forme suivante [15] :

- Minimiser l'équation 2.57 (fonction objective linéaire qui doit être minimisée) ;
- L'équation 2.58 définit les contraintes linéaires du système ;
- l'équation. 2.59 définit les conditions de non-négativité ;

Le problème formulé avec ces types d'équations est connu sous le nom de problème de programmation linéaire (PL) et peut être analysé par des techniques PL standard.

$$Z = \sum_{j=1}^{N_b} Q_j H_j^v = \sum_{j=1}^{N_b} Q_j (H_j^L + H_j^R - H_j^N) \tag{2.61}$$

Sujet à :

$$\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij} (H_j^L + H_j^R - H_j^N - H_j^v) = 0 \tag{2.62}$$

Et

$$H_j^R \geq 0, \qquad H_j^v \geq 0 \qquad \text{j=1…,}N_b \tag{2.63}$$

En termes de PL, toute solution qui satisfait les équations. 2.62 et 2.63 est une solution réalisable. Une solution optimale est une solution réalisable qui minimise l'équation. 2.61. En général, il existe de multiples solutions optimales au problème de ventilation. Si aucune limitation n'est imposée à l'utilisation de ventilateurs, la solution optimale peut toujours consister en un maximum de N_m valeurs positives de H_j^v. Si les ventilateurs et/ou les régulateurs ne sont pas autorisés dans certaines branches, les H_j^v et/ou H_j^R correspondants peuvent être supprimés des équations. Dans la discussion qui suit, nous considérons d'abord le cas particulier où seul un ventilateur principal est installé en tant qu'extracteur ou souffleur. Pour simplifier, toutes les valeurs de H_j^N sont supposées négligeables.

Parce que seul un ventilateur principal est impliqué, l'objectif est de déterminer la pression du ventilateur principal et les emplacements et les têtes des régulateurs. En numérotant la branche

avec l'éventail comme branche 1 et en la choisissant comme corde contenue dans le maillage 1, le problème peut être posé comme suit :

Minimiser

$$Z = \sum_{j=1}^{N_b} Q_j H_j^v = \sum_{j=1}^{N_b} Q_j (H_j^L + H_j^R) \tag{2.64}$$

Sujet à :

$$\sum_{j=1}^{N_b} b_{ij} (H_j^L + H_j^R) = 0 \qquad \text{i=1…,}N_m \tag{2.65}$$

Et

$$H_j^R \geq 0, \qquad \text{j=1…,}N_b \tag{2.66}$$

Puisque Q_1 est une constante, l'équation. 2.64 peut être remplacé par

$$Z' = H_1^v \tag{2.67}$$

En utilisant les pertes de charge nodales, nous pouvons également énoncer le problème comme suit. Minimiser

$$H_1^v = P_N - P_1 \tag{2.68}$$

Sujet à :

$$P_j - P_i - H_{ij}^R = H_{ij}^L \tag{2.69}$$

Pour toutes les branches (i,j) à l'exception de la branche (N_n,1)

$$H_{ij}^R \geq 0 \tag{2.70}$$

pour toutes les branches (i,j) à l'exception de la branche (N_n,l)

Où P_k est la perte de charge nodale entre le nœud k et le nœud 1 (le nœud de référence), en pouces d'eau (Pa). Le double indice ij est utilisé pour désigner la branche dont les nœuds initial et final sont i et j, respectivement. De plus, les nœuds correspondant à l'entrée et à la sortie du système de ventilation sont numérotés avec 1 et N_n, et une branche fictive de retour (N_n, 1) ayant une résistance nulle n'est ajoutée au réseau. Le ventilateur principal est supposé être situé dans cette branche factice.

b) Approche du chemin critique

La formulation du problème avec un ventilateur principal qui vient d'être discuté est similaire à celle de la méthode du chemin critique (CPM)[2] pour l'ordonnancement du projet.

L'analogie entre la division libre dans un circuit de ventilation et un chemin critique dans un réseau d'ordonnancement a été reconnue par Owili-Eger [36]. Les procédures ont été développées plus avant par Wang [37] et Wang et Mutmansky [38]. La propriété de base d'un réseau à division

[2] *critical-path method*

contrôlée est que la division libre à travers le réseau est identifiée avec le chemin critique, et ce fait permettra à un ingénieur en ventilation d'analyser un certain nombre de problèmes de ventilation, y compris l'utilisation d'entrées et de sorties multiples, la la génération de solutions réseaux alternatives et l'optimisation de la consommation d'énergie en utilisant des survolteurs plutôt que des régulateurs. Les références citées ci-dessus peuvent fournir de plus amples informations à l'ingénieur en ventilation. De plus, les références CPM standard peuvent être utilisées pour obtenir des propriétés et des méthodes de travail avec les chemins critiques dans les réseaux.

c) Opérations de coupe

Une coupe est définie comme tout ensemble minimal de branches dans un réseau qui, une fois coupé ou supprimé, divisera le réseau en exactement deux sous-réseaux distincts. De nombreuses coupes existent souvent pour une configuration de ventilation donnée. Par exemple, Par exemple, cinq coupes sont représentées pour le réseau sur la figure 2.16. Chaque ensemble de branches coupées par une ligne brisée est une coupe. Cependant, de nombreuses coupes supplémentaires peuvent être trouvées dans le réseau. Les coupes ont des propriétés mathématiques qui les rendent extrêmement utiles pour analyser les problèmes de ventilation. Étant donné que les branches dirigées dans l'ensemble de coupe suivent certaines règles mathématiques, les utilisations des relations mathématiques permettent à un certain nombre de types d'analyses différents d'avoir lieu. Ceux-ci incluent la recherche de solutions alternatives à partir de toute solution connue, l'échange de ventilateurs d'appoint contre des régulateurs, le déplacement des régulateurs vers des voies aériennes moins indésirables, le déplacement d'un ventilateur d'un endroit à un autre et le remplacement d'un seul ventilateur par plusieurs ventilateurs.

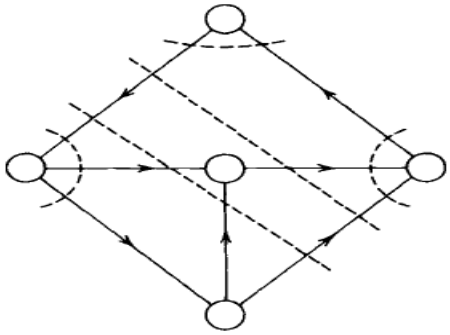


FIGURE 2.16 Quelques exemples de coupes.

Le principal avantage de l'analyse de coupe dans toutes ces opérations est que toutes les analyses peuvent être effectuées par des opérations arithmétiques simples, et de nouvelles solutions de réseau ne sont pas nécessaires. On trouvera plus d'informations sur les avantages des coupes et les procédures utilisées dans Wang [15,37] et Wang et Mutmansky [38].

d) Ventilateurs multiples

Un système contenant plusieurs ventilateurs principaux, à l'exclusion de ceux des installations en série et en parallèle, est toujours accompagné de plusieurs entrées et/ou sorties. Pour résoudre un problème impliquant plusieurs entrées et/ou sorties, nous pouvons d'abord combiner toutes les entrées ou sorties en un seul nœud et obtenir des solutions temporaires par l'algorithme du plus long chemin, en supposant un ventilateur principal dans la branche fictive de retour. Ensuite, une opération de coupe est effectuée pour retirer le ventilateur dans la branche de retour et, en même temps, ajouter soit des ventilateurs dans toutes les branches dont les nœuds initiaux sont le nœud 1 (l'entrée) soit des ventilateurs d'extraction dans toutes les branches dont les nœuds finaux sont le nœud N_n (La sortie). Afin de minimiser la puissance d'air totale consommée par le réseau de ventilation, l'opération de coupe doit être effectuée sur la solution de l'arbre du plus long chemin correspondant à la procédure de passe avant ou de procédure de passe arrière, selon qu'un système de soufflage ou d'échappement est voulu. Voir les références [15,37,38] pour des informations plus détaillées sur ce problème.

e) Simulation de la ventilation minière

Les objectifs de la simulation du réseau de ventilation d'une mine sont les suivants [15,39] :

Le calcul des quantités totales d'air requis pour le personnel et l'équipement minier afin de satisfaire les normes gouvernementales

- le calcul des quantités d'air requis par endroit de travail pour le personnel et l'équipement minier afin de satisfaire les normes gouvernementales
- la répartition des débits sous- terre
- la localisation de ventilateurs de renfort et de régulateurs sous- terre
- le calcul des pertes totales de pression dans le réseau de ventilation
- la sélection des ventilateurs principaux et de renfort nécessaires pour la ventilation
- l'évaluation de chemins alternatifs de l'air minier à travers la mine
- le dimensionnement économique de ventilation
- la sélection des ventilateurs et de la tuyauterie nécessaires pour la ventilation auxiliaire et l'estimation de la ventilation naturelle.

Tableau 2.3 Tableau comparatif des caractéristiques de quelques logiciels de ventilation minière disponibles [39]

Logiciel Coût	Compagnie	Coût	Système d'opération	Variation de densité	Compatible avec AutoCAD	Éditeur graphique
VentPC	Mine Ventilation Services, Californie	1000 $	Windows	Non	Non	Oui simplifié
Vendis	Ineris,France	20 000 $	Unix	Oui	Non	Oui
AutoVent	Noranda	Pas disponible à l'extérieur de Noranda	Windows	Non	Oui	Oui
Canvent	Canmet	2 000 $	Windows	Non	Non	Oui
Mine fire	Michigan Technologial University	Gratuit	Dos	Oui	Non	
Cai Mf	University of Kentucky -	-	Windows	Oui	Non	Oui
EoLava	Université Laval	Gratuit	Windows	Oui	Oui	Oui
VUMA	Afrique du Sud, BBM	4.500$	Windows	Oui	Oui	simplifié

II.12 Exercices avec solutions

Exercice 2.1 Un conduit circulaire est traversé par un flux de 190 $m^{3.}s^{-1}$ d'air sous une différence de pression entre ses extrêmes de 3300 Pa. Déterminer le débit à travers un conduit circulaire du même matériau que le précédent, demi-rayon et double longueur, lorsque la différence de pression entre les extrémités du conduit devient 9900 Pa. Résoudre ceci en utilisant l'équation d'Atkinson.

Solution

En appliquant l'équation d'Atkinson pour un conduit circulaire, on a :

$$\Delta P = K\frac{OL}{S^3}Q^2 = \frac{2\pi rLQ^2}{(\pi.r^2)^3} = \frac{2\pi rLQ^2}{\pi^3.r^6} = \frac{2LQ^2}{\pi^2.r^5}$$

Pour les deux cas 1 et 2 on a:

$$\Delta P_1 = \frac{2L_1Q_1^2}{\pi^2.r_1^5}$$

$$\Delta P_2 = \frac{2L_2Q_2^2}{\pi^2.r_2^5}$$

Diviser les deux expressions et simplifier :

$$\frac{\Delta P_1}{\Delta P_2} = \frac{\frac{2L_1Q_1^2}{\pi^2.r_1^5}}{\frac{2L_2Q_2^2}{\pi^2.r_2^5}} = \frac{\frac{L_1}{r_1^5}Q_1^2}{\frac{L_2}{r_2^5}Q_2^2}$$

Vous avez:

$$\Delta P_2 = \frac{\frac{L_2}{r_2^5}Q_2^2}{\frac{L_1}{r_1^5}Q_1^2}\Delta P_1$$

Nous avons $L_2 = 2L_1$ et $r_2 = \frac{r_1}{2}$ donc

$$\Delta P_2 = \frac{\frac{2L_1}{\left(\frac{r_1}{2}\right)^5}Q_2^2}{\frac{L_1}{r_1^5}Q_1^2}\Delta P_1 = \frac{\frac{2L_1}{\left(\frac{1}{2}\right)^5 r_1^5}Q_2^2}{\frac{L_1}{r_1^5}Q_1^2}\Delta P_1 = \frac{\frac{2}{\left(\frac{1}{2}\right)^5}Q_2^2}{Q_1^2}\Delta P_1 = \frac{2^6Q_2^2}{Q_1^2}\Delta P_1$$

Particulièrement :

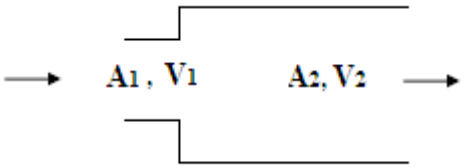
$$Q_2 = \sqrt{\frac{\Delta P_2 Q_1^2}{2^6\Delta P_1}} = \sqrt{\frac{9900(190)^2}{2^6(3300)}}$$

Nous obtenons finalement :

$$Q_2 = 41.14 \frac{m^3}{s}$$

Exercice 2.2 Calculer les pertes de chocs dans un puits de ventilation circulaire, 4 m de diamètre, élargissant brusquement à 8 m. Le débit d'air à travers elle est $180 \frac{m^3}{s}$.

Solution



$$X = 0.5\left[1 - \frac{A_1}{A_2}\right]$$

$$X = \left[1 - \left(\frac{4}{8}\right)^2\right]^2 = 0.8789$$

$$v_1 = \frac{Q}{A_1} = \frac{180}{\frac{\pi(4)^2}{4}} = 14.33 \frac{m}{s}$$

$$P_v = \frac{1}{2}\rho(v_1)^2 = \frac{1}{2}(1.2).(14.33)^2 = 123.209 \text{ Pa}$$

$$\Delta P_{shock} = X.P_v$$

$$\Delta P_{shock} = 0.8789 \times 123.209 = 108.28 Pa$$

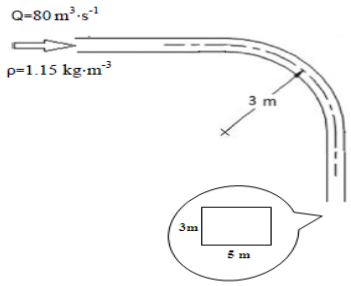
Exercice 2.3 Une galerie rectangulaire de section transversale 5 × 3 m^2 et 500 m de longueur Changements de direction au moyen d'un arc de 90 ° de rayon de 3 m comme indiqué sur la figure. La galerie est en bon état, mais montre des irrégularités significatives sur les murs, de sorte que son coefficient de frottement d'Atkinson k= 0.012 Ns^2/m^{-4}. De plus, le coefficient de perte de choc dans la partie de l'arc est supposé X=0,86. Si le débit d'air est $80 \frac{m^3}{s}$, dont la densité est de 1.15 kg m^{-3}. Calculer, en négligeant les pertes de choc d'entrée et de sortie**:**

(a) résistance aérodynamique due au frottement.

(b) résistance aérodynamique de l'arc.

(c) Longueur équivalente du coude.

(d) résistance aérodynamique totale du tunnel.



(e) Perte de charge dans le tunnel.

Solution

(a) Résistance due au frottement :

Le périmètre O = (5+3)2=16 m

La section : 5x3=15m^2

$$R = \frac{KOL}{A^3}\left(\frac{\rho}{1.2\left[\frac{kg}{m^3}\right]}\right) = \frac{0.012.16.500}{15^3}.\frac{1.15}{1.2} = 0.0273\frac{Ns^2}{m^8}$$

(b) Résistance due au choc dans l'arc :

X =0.86

$$R_{shock} = \frac{X\rho}{2A^2} = \frac{0.86\times 1.15}{2.(15)^2} = 0.00219\ \frac{Ns^2}{m^8}$$

(c) Le diamètre hydraulique (D_h) est déterminé comme:

$$D_h = \frac{4A}{O} = \frac{4.(5\times 3)}{2(5+3)} = 3.75m$$

La longueur équivalente est donc :

$$L_{eq} = \frac{1.2X}{2K}\frac{A}{O} = \frac{1.2X}{2K}\frac{A}{O}\times\frac{4}{4} = \frac{1.2X}{8K}D_h = \frac{1.2\times 0.86}{8\times 0.012}\times 3.75 = 40.31m$$

(d) La résistance aérodynamique totale (R_T) est obtenue comme suit :

$$R_T = \frac{KO(L+L_{eq})}{A^3}\left(\frac{\rho}{1.2}\right) = \frac{0.012\times 16\times(500+40.31)}{15^3}\left(\frac{1.15}{1.2}\right)$$

$$= 0.02945\frac{Ns^2}{m^8}$$

Et aussi comme :

$$R_T = (0.0273+0.00219)\frac{Ns^2}{m^8} = 0.02945\frac{Ns^2}{m^8}$$

(e) Enfin, la perte de charge totale (en excluant les pertes à l'entrée et à la sortie) peut être obtenue comme suit :

$$\Delta P = R_T Q^2 = 0.02945\,(80)^2 = 188.48\ \text{Pa}$$

Exercice 2.4 Le ventilateur principal d'une mine fournit une pression statique de 4 kPa, générant une quantité d'air de 60 $\frac{m^3}{s}$. Déterminez l'orifice équivalent de cette mine et faites quelques indications sur sa facilité de ventilation.

Solution

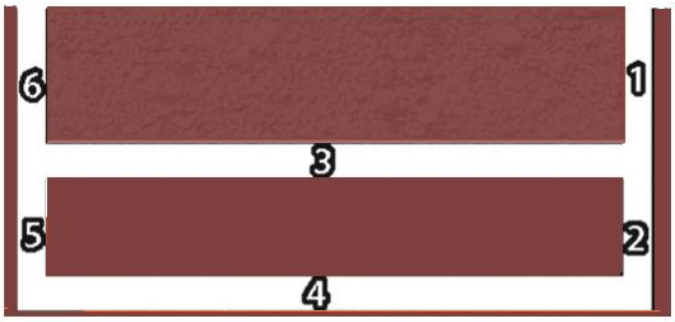
Par application directe de l'expression de l'orifice équivalent, on a :

$$A = \frac{1.2}{\sqrt{\Delta P}} Q = \frac{1.2}{\sqrt{4000}} 60 = 1.38 m^2$$

Par conséquent, c'est une mine difficile à ventiler.

Exercice 2.5

La figure correspond à la section verticale d'une mine souterraine.



Les résistances des voies aériennes 1 à 6 sont :

Elément	Resistance, Ns^2/m^8
1	20
2	15
3	35
4	30
5	18
6	27

Calculer:

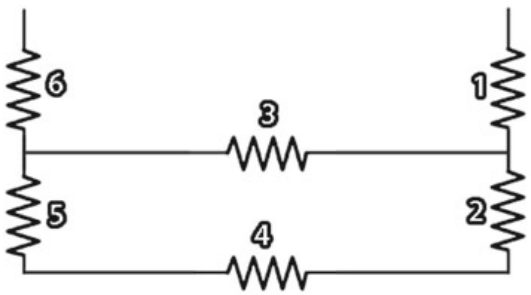
(a) La résistance équivalente de la mine.

(b) La perte de pression entre les bouches des puits descendant et ascendant si un débit d'air de 160 $\frac{m^3}{s}$ est enregistré dans les voies aériennes 1 et 6.

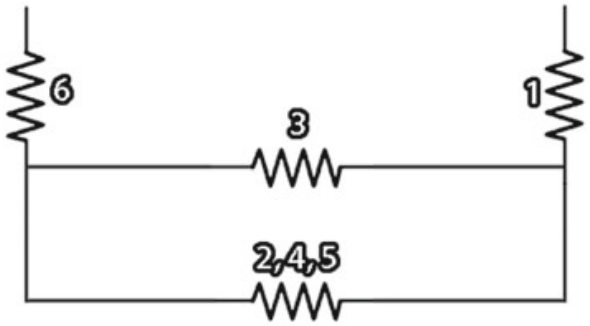
(c) Commentez si les résultats obtenus sont possibles dans une vraie mine.

Solution

a) Premièrement, le réseau de voies respiratoires peut être représenté schématiquement en termes de circuit avec des résistances de 1 à 6, ainsi :



Les résistances 2, 4 et 5 étant en série, on a :



D'où:

$$R_{245} = R_2 + R_4 + R_5 = (15 + 30 + 18)\frac{Ns^2}{m^8} = 63\frac{Ns^2}{m^8}$$

R_{245} est en parallèle avec R_3:



$$\frac{1}{\sqrt{R_{2453}}} = \frac{1}{\sqrt{R_{245}}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}} = \frac{1}{\sqrt{63}} + \frac{1}{\sqrt{35}}$$

Donc:

$$R_{2453} = 11.49\frac{Ns^2}{m^8}$$

Une fois cela fait, on voit que R_{2453} est en série avec à la fois R_1 et R_6 de telle sorte que, pour calculer la résistance équivalente pour le réseau de voies aériennes (Req) :

$$R_{eq} = R_1 + R_6 + R_{2453} = (20 + 27 + 11.49)\frac{Ns^2}{m^8} = 58.49\frac{Ns^2}{m^8}$$

b) La perte de charge entre l'entrée et la sortie est définie par l'équation d'Atkinson :

$$\Delta P = R_{eq}Q^2 = 58.49(160)^2 = 1.50\,\text{MPa}$$

c) Cet exercice est conçu pour établir l'importance de vérifier si les résultats ont un sens physique. Ici, bien que les calculs soient corrects, les résultats n'ont aucun sens technique. La pression calculée de 15atm nécessaire pour ventiler la mine, est absolument irréalisable. Pour comprendre cela, considérez ce qui suit :

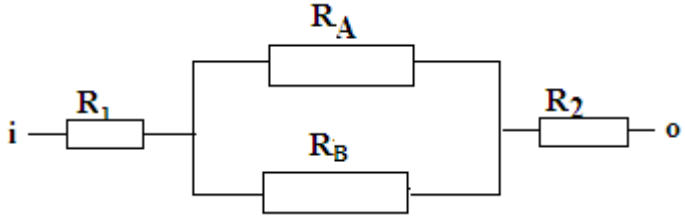
1. Aucun ventilateur ne fournirait une telle pression ; l'air à l'intérieur du réseau deviendrait simplement comprimé.
2. La pression proposée mettrait en danger la vie des travailleurs.

3. L'équation d'Atkinson ne s'appliquerait en effet plus dans ces conditions de fonctionnement.

L'incohérence observée ici entre calcul et réalité d'exploitation peut être due à deux considérations : le débit d'air enregistré est excessif et/ou les résistances des voies aériennes de la mine ont été mal estimées. Parmi ceux-ci, le premier est celui qui influence le plus la pression de travail du ventilateur. Pour illustrer cela, considérons que, pour doubler le débit d'air dans une mine, la pression fournie par le ventilateur principal doit être quadruplée. De plus, le débit d'air indiqué dans l'exercice n'est pas excessif pour un ventilateur principal, les débits normaux étant compris entre **150 et 350** $\frac{m^3}{s}$**.** [4]

En ce qui concerne les résistances, il faut dire qu'il s'agit d'une résistance totale très élevée pour un schéma très simple. En effet, il est peu probable qu'il puisse être surmonté même par l'utilisation de ventilateurs d'appoint pour assister le ventilateur principal. Il semble donc que cette dernière considération soit la source probable des incohérences mises en évidence.

Exercice 2.6 La figure représente un réseau de ventilation de mine. On sait que les résistances des voies aériennes d'entrée (R_1) et de sortie (R_2) sont respectivement de 0,25 $\frac{Ns^2}{m^8}$ et que la différence de pression entre l'entrée (i) et la sortie (o) est de 600 Pa.



On sait aussi que, la résistance des branches parallèles A et B sont $R_A = 0.7\ \frac{Ns^2}{m^8}$ and $R_B = 3.1\frac{Ns^2}{m^8}$, Déterminer respectivement les débits d'air volumétriques traversant chaque voie aérienne.

Solution

Commençons par calculer la résistance équivalente (R_3) pour les branches parallèles A et B :

$$\frac{1}{\sqrt{R_3}} = \frac{1}{\sqrt{R_A}} + \frac{1}{\sqrt{R_B}}$$

Substituer des valeurs que nous avons cela:

$$\frac{1}{\sqrt{R_3}} = \frac{1}{\sqrt{0.7}} + \frac{1}{\sqrt{3.1}}$$

Donc:

$$R_3 = 0.3216\ \frac{Ns^2}{m^8}$$

La résistance totale (R_T) est:

$$R_T = R_1 + R_3 + R_2$$

$$R_T = 0.25 + 0.3216 + 0.25 = 0.8217 \ \frac{Ns^2}{m^8}$$

Ainsi, le débit d'air total est (Q_T) est:

$$Q_T = \sqrt{\frac{\Delta P_T}{R_T}} = \sqrt{\frac{600}{0.8217}} = 27.022 \frac{m^3}{s}$$

Selon le principe de conservation de masse :

$$Q_T = Q_A + Q_B = 27.022 \ \frac{m^3}{s}$$

La perte de charge dans la branche parallèle (avec une résistance équivalente R_3) peut être calculée comme suit :

$$\Delta P_3 = R_3 Q_T^2 = 0.3216(27.022)^2 = 234.83 \,\text{Pa}$$

Sachant que la perte de charge est la même pour toutes les branches parallèles :

$$\Delta P_3 = \Delta P_A = \Delta P_B$$

On obtient donc, pour le système :

$$Q_A + Q_B = 27.022 \ \frac{m^3}{s}$$

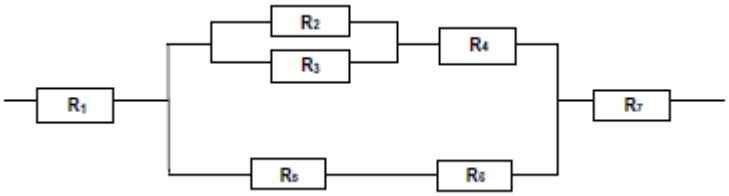
$$0.7 Q_A^2 = 234.83 \,\text{Pa}$$

En résolvant cela, nous obtenons:

$$Q_A = 18.322 \ \frac{m^3}{s}$$

$$Q_B = 8.70 \ \frac{m^3}{s}$$

Exercice 2.7 La figure montre les résistances des voies respiratoires dans un réseau de **ventilation.**



On sait que les résistances (R_i) ont les valeurs indiquées dans le tableau et que la perte de charge totale dans le système est de 1,2 kPa.

Resistance	Value, Ns^2/m^8
R_1	4
R_2	12
R_3	13
R_4	3
R_5	6.5
R_6	6
R_7	2

Déterminer:

(a) La résistance équivalente du réseau.

(b) Le débit d'air total entrant dans le système.

(c) Perte de pression et débit d'air correspondant pour chaque voie respiratoire.

Solution

a) Calcul de la résistance équivalente.

$R_2 - R_3$ sont en parallèle :

$$\frac{1}{\sqrt{R_{23}}} = \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R_{23}}} = \frac{1}{\sqrt{12}} + \frac{1}{\sqrt{13}}$$

$$R_{23} = 3.121$$

$R_{23} - R_4$ sont en série :

$$R_{234} = R_{23} + R_4 = (3.121 + 3) = 6.121 \ \frac{Ns^2}{m^8}$$

$R_5 - R_6$ sont en série :

$$R_{56} = R_5 + R_6 = (6.5 + 6) = 12.5 \ \frac{Ns^2}{m^8}$$

$R_{234} - R_{56}$ sont en parallèle :

$$\frac{1}{\sqrt{R_{23456}}} = \frac{1}{\sqrt{R_{234}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{56}}} = \frac{1}{\sqrt{6.121}} + \frac{1}{\sqrt{12.50}}$$

$$R_{23456} = 2.121 \ \frac{Ns^2}{m^8}$$

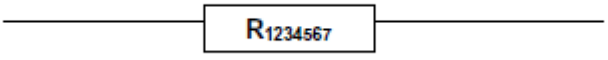
$R_1 - R_{23456} - R_7$ sont en série :

$$R_{eq} = R_1 + \mathrm{R}_{23456} + R_7 = (4 + 2.121 + 2)\frac{Ns^2}{m^8} = 8.121\frac{Ns^2}{m^8}$$

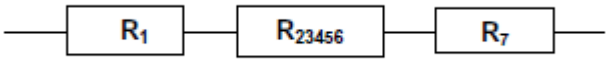
b) Une fois la résistance équivalente du circuit (R_{eq}) a été calculé et puisque la perte de charge totale (ΔP_T) est connu, le débit d'air total (Q_T) peut être calculé comme

$$Q_T = \sqrt{\frac{\Delta P_T}{R_{eq}}} = \sqrt{\frac{1200}{8.12}} = 12.16\frac{m^3}{s}$$

c) Calcul des pertes de charge pour les résistances des voies respiratoires en série.



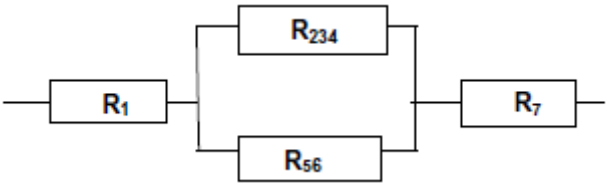
Inverser la procédure utilisée pour trouver *Req*, nous pouvons diviser cette résistance:



Et sachant que le débit d'air total à travers le réseau est et qu'il sera le même à travers toutes les résistances en série, alors :

$$\Delta P_1 = R_1 Q_T^2 = 4(12.16)^2 = 591.46 \text{ Pa}$$
$$\Delta P_{23456} = R_{23456} Q_T^2 = 2.12(12.16)^2 = 313.48 \text{ Pa}$$

$$\Delta P_7 = R_7 Q_T^2 = 2(12.16)^2 = 295.73 \text{ Pa}$$

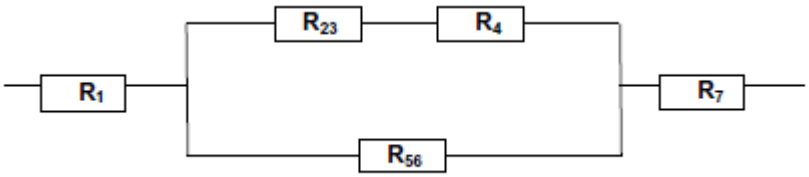


R_{23456} : peut encore être décomposé ainsi :

Étant donné que $\Delta P_{234} = \Delta P_{56}$, les débits d'air respectifs peuvent être calculés :

$$Q_{234} = \sqrt{\frac{\Delta P_{234}}{R_{234}}} = \sqrt{\frac{313.48}{6.12}} = 7.16 \frac{m^3}{s}$$
$$Q_{56} = \sqrt{\frac{\Delta P_{56}}{R_{56}}} = \sqrt{\frac{313.48}{12.5}} = 5.0 \frac{m^3}{s}$$

Décomposition R_{234} révèle un montage en série avec un débit commun Q_{234} .
Ainsi, les pertes de charge à R_{23} et R_4 peut être calculé :

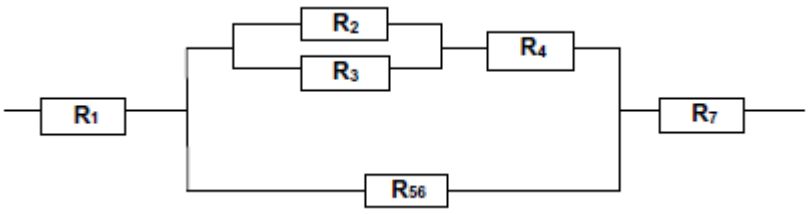


$$\Delta P_{23} = R_{23} Q_{234}^2 = 3.12(7.16)^2 = 159.83 \text{ Pa}$$

$$\Delta P_4 = R_4 Q_4^2 = 3(7.16)^2 = 153.64 \text{ Pa}$$

Pour la résistance R_{23} on voit que $\Delta P_{23} = \Delta P_2 = \Delta P_3$ parce que nous avons un arrangement parallèle de résistances.

Ainsi, il est possible de calculer les débits d'air traversant R_2 et R_3:



$$Q_2 = \sqrt{\frac{\Delta P_2}{R_2}} = \sqrt{\frac{159.83}{12}} = 3.65 \frac{m^3}{s}$$

$$Q_3 = \sqrt{\frac{\Delta P_3}{R_3}} = \sqrt{\frac{159.83}{13}} = 3.5 \frac{m^3}{s}$$

Enfin, la résistance R_{56} est composée R_5 et R_6 sont disposés en série, le flux d'air Q_{56} est le même à travers les deux et les pertes de charge ΔP_5 and ΔP_6 peut être calculé ainsi :

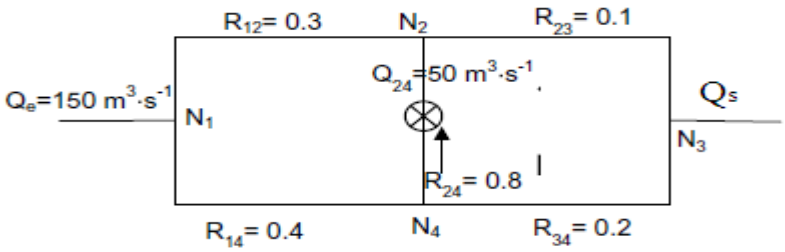
$$\Delta P_5 = R_5 Q_{56}^2 = 6.5(5)^2 = 162.5 \text{ Pa}$$

$$\Delta P_6 = R_6 Q_{56}^2 = 6(5)^2 = 150 \text{ Pa}$$

Tableau Sommaire:

Résistance	Débit d'air ($\frac{m^3}{s}$)	Perte de pression (Pa)
R_1	12.16	591.46
R_2	3.65	159.83
R_3	3.50	159.83
R_4	7.16	153.64
R_5	5.00	162.5
R_6	5.00	150.0
R_7	12.16	295.73

Exercice 2.8 Dans le réseau de ventilation représenté sur la figure, nous connaissons les résistances des branches (R_{ij}, $\frac{Ns^2}{m^8}$), le débit d'air d'entrée (Q_e =150 $m^3.s^{-1}$) et le débit d'air traversant la branche contenant le ventilateur (50 $m^3.s^{-1}$).



Déterminer[3]:

(a) Débit d'air en sortie de circuit.

(b) Débit d'air dans chaque branche.

(c) La pression fournie par le ventilateur dans la branche 2–4 si le système est en équilibre et le débit d'air dans cette branche est de 50 $m^3.s^{-1}$.

[3] Référence [4]

(d) La pression et la puissance du ventilateur nécessaires pour satisfaire aux conditions de 50 $m^3.s^{-1}$ sur la branche N4 – N2.

(e) Puissance utile totale utilisée pour la ventilation.

Résolvez en supposant les sens de circulation indiqués par les flèches d'une part sur la Fig. 1 et

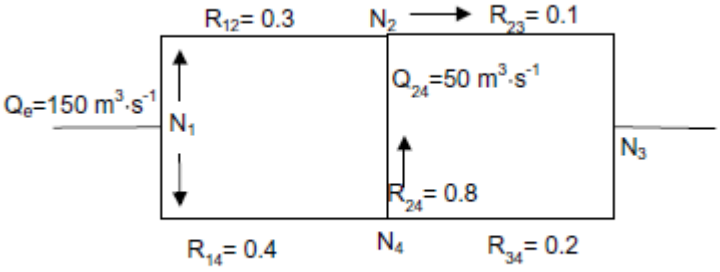


Figure 1

d'autre part sur la Fig. 2.

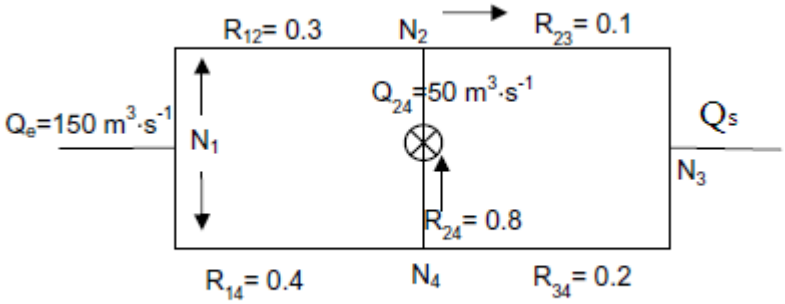


Figure 2

Remarque : L'ordre des chiffres dans les indices sur les résistances n'indique pas la direction du flux d'air, uniquement la connexion entre les nœuds.

Solution

• Résolution pour le sens de déplacement illustré à la Fig. 1 :

(a) En utilisant le principe de conservation de masse : Le débit d'air (Qs) sortant du circuit est le même que le débit d'air entrant dans le circuit, donc égal à 150 $m^3.s^{-1}$.

(b) et (c) Nous devons appliquer les deux lois de Kirchhoff ici.

Les étapes sont les suivantes:

1. Identifiez les branches (R) et les nœuds (N) et déterminez le nombre de mailles (M) au moyen de l'équation d'Euler.

   $M = R - N + 1$

   Branches: R_{ij} : R_{12}, R_{13}, R_{23}, R_{24}, R_{34}, donc

   Nœuds : N_i: N_1, N_2, N_3, N_4, donc 4

   Dans quel cas:

$$M = 5 - 4 + 1 = 2 \rightarrow (M_1 \text{ and } M_2)$$

Ainsi, nous devrons résoudre pour deux mailles au moyen de la deuxième loi de Kirchhoff.

2. Établir une direction arbitraire des flux d'air dans le réseau en respectant la première loi de Kirchhoff et en utilisant les valeurs indiquées dans le problème initial :

3. Application de la première loi de Kirchhoff :

Nœud N_1:

$Qe = Q_{12} + Q_{14}$

- $Q_{14} = 150 - Q_{12}$

Nœud N_2:

- $Q_{23} = Q_{12} + 50$

Nœud N_4:[4]

$50 = Q_{14} + Q_{34}$;

$50 = (150 - Q_{12}) + Q_{34}$

- $Q_{34} = Q_{12} - 100$

Nœud N_3:

- $Q_{23} = 150 + Q34$

1. Établir une direction arbitraire de déplacement autour de chaque maille. Dans un premier temps, on supposera que les sens de circulation dans les deux mailles sont opposés. Ceci est fait avec l'intention d'observer les implications de la solution finale à ce problème.

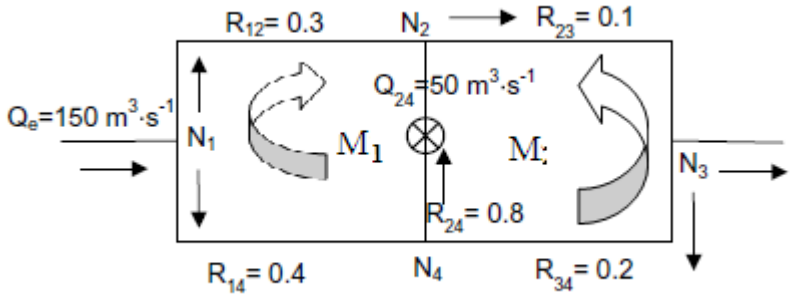


Figure 3

2. Application de la seconde loi de Kirchhoff :

Suivant la convention habituelle, un signe positif est utilisé, indiquant une perte de charge, lorsque le sens du flux d'air à travers la branche coïncide avec le sens de circulation affecté à la maille M_1

[4]Notons que dans un maillage, il y a N-1 nœuds indépendants et dans l'exemple, l'équation du nœud N_4 correspond à la combinaison des équations des nœuds N_2 et N_3.

Maille M_1

Branche	La chute de pression	Ventilateur
$N_1 - N_2$	$0.3\,Q_{12}^2$	No
N_2- N_4	$-0.8(50)^2$	$+P_v$
N_1-N_4	$-0.4(150-Q_{12})^2$	No
Maille M_1 $\sum H_{ij}=0$	$-0.1Q_{12}^2+120\,Q_{12}-11000+P_v=0$	

Maille M_2

Branche	La chute de pression	Ventilateur
$N_2 - N_3$	$-0.1(Q_{12}+50)^2$	No
N_4- N_3	$-0.2(Q_{12}-100)^2$	No
N_4-N_2	$-0.8(50)^2$	$+P_v$
Maille M_2 $\sum H_{ij}=0$	$-0.3Q_{12}^2+30Q_{12}-4250+P_v=0$	

Maille M_1 : $-0.1Q_{12}^2+120\,Q_{12}-11000+P_v=0$

Maille M_2 × (-1)**:** $+0.3Q_{12}^2-30Q_{12}+4250-P_v=0$

La sommation des deux expressions M_1 et M_2, nous permet de simplifier P_v :

M_1+M_2: $+0.2Q_{12}^2-90Q_{12}-6750=0$

Notons que la solution nécessite un changement de signe dans l'équation dérivée pour M_2. Cette opération revient à changer le sens de circulation autour de la maille M_2 (au sens des aiguilles d'une montre), (figure 4) :

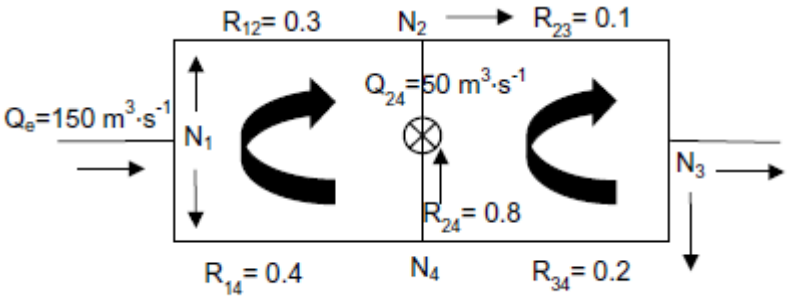


Figure 4

Selon cette approche, le ventilateur est positif dans une maille et négatif dans l'autre puisqu'il est dans la branche commune aux deux. Dans les systèmes plus complexes, cette approche (déplacement dans le sens des aiguilles d'une montre dans toutes les mailles) facilite les calculs.

En résolvant le système, nous avons :

$Q_{12} = 65.47 \frac{m^3}{s}$ (Une valeur de $515.5 \frac{m^3}{s}$ est rejetée, parce qu'il n'a aucune signification physique)

$$Q_{14} = 150 - Q_{12} = 84.53 \frac{m^3}{s}$$

$$Q_{23} = Q_{12} + 50 = 115.47 \frac{m^3}{s}$$

$$Q_{34} = Q_{12} - 100 = -34.53 \frac{m^3}{s}$$

Discussion:

Le débit d'air dans la branche R_{34} ($Q_{34} = -34{,}53\ m^3\ s^{-1}$) est de sens opposé à celui supposé initialement. Ainsi, nous pouvons conclure que le signe donné au monôme $R_{ij} Q_{ij}^2$ était incorrect. Les directions initiales des flux d'air au sein du réseau étant en principe inconnues, il s'agit d'un problème très important à prendre en compte.

Résolution alternative : Méthodologie utilisant des valeurs absolues

L'approche est la même que celle décrite ci-dessus mais le monôme $R_{ij} Q_{ij}^2$ dérivé de la deuxième loi de Kirchhoff s'écrit sous la forme $R_{ij} |Q_{ij}| Q_{ij}$. Cette formulation rend l'équation robuste à tout choix initial de sens de circulation.

De cette manière, des expressions alternatives pour les changements de pression dans M_1 et M_2 sont obtenues qui sont résumées dans les tableaux ci-dessous. Encore une fois, l'équation de M_2 est multipliée par (-1) et additionnée à celle de M_1 pour éliminer la variable Pv.

Maille 1 (M_1)	Approche corrigée
$+R_{12} Q_{12}^2$	$+R_{12} Q_{12} \lvert Q_{12} \rvert$
$-R_{24} Q_{24}^2$	$-R_{24} Q_{24} \lvert Q_{24} \rvert$
$-R_{14} (Q_e - Q_{12})^2$	$-R_{14} (Q_e - Q_{12}) \lvert Q_e - Q_{12} \rvert$

(-1) Maille 2 (M_2)	Approche corrigée
$+R_{23} (Q_{12} + Q_{24})^2$	$+R_{23} (Q_{12} + Q_{24}) \lvert Q_{12} + Q_{24} \rvert$
$+R_{34} ((Q_{24} - Q_e) + Q_{12})^2$	$+R_{34} ((Q_{24} - Q_e) + Q_{12}) \lvert (Q_{24} - Q_e) + Q_{12} \rvert$
$+R_{24} Q_{24}^2$	$+R_{24} Q_{24} \lvert Q_{24} \rvert$

Contrairement à la méthode précédente, on se retrouve ici avec une équation contenant effectivement deux inconnues, la variable Qi et la valeur absolue de Qi. Ceci, bien sûr, n'a pas de solution directe. Pour surmonter cette difficulté, nous utilisons le Solver (Solution recherche) System d'Excel pour sa simplicité. En entrant les valeurs du problème dans l'équation, nous avons

trouvé à partir de l'analyse du maillage et en imposant la condition que $Q_{12} \leq Qe$, (c'est-à-dire $Q_{12} \leq 150$) à tout moment, nous avons cela :

	Maille **1**	Maille **2**	$\mathbf{M_1 + M_2}$
f(solver)	**-3216.83**	**3216.83**	**0.00**
Q_{12}	**68.80**		

On peut observer qu'en rendant le problème indépendant du choix d'un sens de circulation initial correct, la solution obtenue, $\mathbf{Q_{12} = 68,80}$, ne diffère que peu de la valeur de $\mathbf{Q_{12} = 65,47}$ trouvée avec la méthode précédente.

Remarque: L'apparition de débits d'air négatifs implique que la direction initialement assignée au flux n'est pas correcte. En effet, même la valeur absolue de la solution obtenue n'est pas fiable. Pour être sûr que les bonnes valeurs ont été trouvées, tous les résultats obtenus doivent être positifs. Pour cette raison, lorsqu'une valeur négative est obtenue, le sens de circulation du flux d'air doit être inversé et les calculs doivent être répétés. Ce n'est que lorsque la validité d'une solution pour le débit d'air a été vérifiée que d'autres paramètres peuvent être calculés.

d) **Calcul de la pression fournie par le ventilateur dans la branche 2–4.**

ΔP_v =3216.8 Pa (calculé avec l'équation de maille M_1).

Maille M_1 : $-0.1Q_{12}^2 + 120\,Q_{12} - 11000 + P_v = 0$

e) Caractéristiques du ventilateur requis dans la branche R_{24}. Sachant que $Q_{24} = 50\ \frac{m^3}{s}$ et ΔP_v = 3216.8 Pa, la puissance utile est $Pu = \Delta P_v . Q_e = 3\,216.8 \cdot 50 = 160.8$ kW

Puissance totale du système de ventilation.

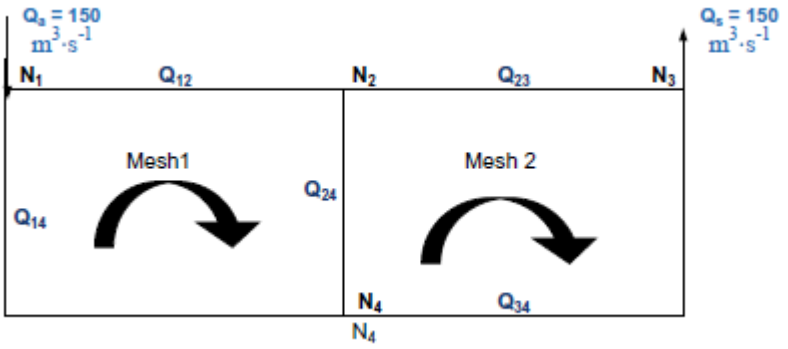
Calcul de la puissance totale qui sera nécessaire dans ce réseau est résumé dans le tableau suivant :

De la puissance totale, 178,6 kW sont fournis par le ventilateur installé dans la branche $N_4 - N_2$ et la différence (585.6 – 160.8) kW = 424,8 kW doit être fournie par le ventilateur principal (voir tableau)

Maille	Branche ij	R_{ij}	$Q_{ij}, \frac{m^3}{s}$	$\Delta P_{ij} = R_{ij} Q_{ij}^2$ (Pa)	Puissance utile (kW)	Notes
	14	0.4	81.2	2637.1	214.1	
*M*1	12	0.3	68.8	1420.2	97.7	
	24	0.8	50.0	2000.0	100.0	
	34	0.2	31.2	194.6	6.1	
*M*2	23	0.1	118.8	1411.5	167.7	
	24	0.8	50.0	–	–	(*)
	-	**-**	**-**	**Total**:	**585.6**	

(*) Ceci est commun aux deux maillages et a déjà été pris en compte dans les calculs pour M_1

Exercice 4.14 Pour le réseau décrit dans l'exercice 4.14 (c'est-à-dire celui utilisé dans l'exercice 4.13 avec le ventilateur éliminé, de la branche 2 à 4), calculez le débit d'air dans chaque branche en utilisant la méthode Hardy-Cross.

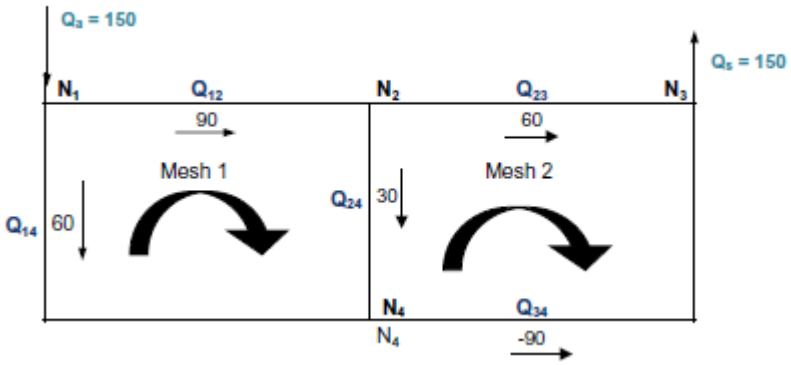


Solution

Conformément au principe de conservation de la masse, le débit de sortie, lorsque le circuit est stabilisé, est égal au débit d'entrée, alors :

$$Qe = Qs = 150\text{m}^3\ \text{s}^{-1}$$

Selon cela, la première itération est effectuée avec des valeurs initiales de débits d'air estimés, évitant l'utilisation de valeurs, car la convergence vers la solution finale pourrait prendre trop de temps. Les valeurs élues (Q_{ij} : −60, 90, 30, etc.) doivent respecter la première loi de Kirchhoff.



Débits d'air dans chaque branche :

Itération n° 1.

Itération ($n°$)	Maille (M)	Branche (ij)	$Q_{ij}(\frac{m^3}{s})$	Résistance R_{ij}	$\Delta P_{ij} = R_{ij}Q_{ij}^2$ (Pa) (avec le signe du débit d'air)	$\frac{\Delta P_{ij}}{Q_{ij}}$	Correction (ΔQ)
1	M_1	14	-60	0.4	-1440	24	-11.4
		12	90	0.3	2430	27	
		24	30	0.8	720	24	
	$\sum$				**1710**	75	
	M_2	34	-90	0.2	-1620	18	20.625
		23	60	0.1	360	6	
		24	-30	0.8	-720	24	
	$\sum$				**-1980**	48	

On calcul ΔQ_{ij} d'après la référence [4] (page 137) selon l'équation suivante :

$$\Delta Q_{ij} = -\frac{\sum_{i=1}^{Nr} R_i Q_i^2}{2\sum_{i=1}^{Nr} R_i Q_i} = -\frac{\sum_{i=1}^{Nr} \frac{\Delta P_{ij}}{Q_{ij}}}{2\sum_{i=1}^{Nr} R_i Q_i^2}$$

Comme exemple pour la maille M_1 : $\Delta Q_{ij} = -\frac{1710}{2(75)} = -11.4$

Les valeurs obtenues ΔQ_{ij} pour dans chaque maille, sont appliquées pour corriger les débits dans le calcul suivant :

Exemple pour Q_{14}

Débit d'air initial : $-60\ \frac{m^3}{s}$ Corrigé pour M_1: $\Delta Q_1 = -11.4\frac{m^3}{s}$

Débit corrigé pour le calcul suivant : $-60.0\ \frac{m^3}{s} + (-11.4)\ \frac{m^3}{s} = -71.4\ \frac{m^3}{s}$

A noter que puisque Q_{14} n'appartient qu'à M_1, seule la correction calculée pour ce maillage doit être utilisée. Pour les branches communes à deux mailles, les débits d'air doivent être corrigés en utilisant les valeurs trouvées pour les deux mailles comme suit :

Exemple pour Q_{24}

Initial flow rate: $30.0\ \frac{m^3}{s}$

Débit corrigé pour M_1: $\Delta Q_1 = -11.4\ \frac{m^3}{s}$

Débit corrigé pour M_2: $\Delta Q_2 = 20.625\ \frac{m^3}{s}$

Débit corrigé : 30.0 m3 s−1 + (−11.4) $\frac{m^3}{s}$ − (20.625) $\frac{m^3}{s}$ =−2.0 $\frac{m^3}{s}$

Le signe (+ ou -) est lié au sens de déplacement autour du maillage. Ainsi, une branche partagée par deux mailles aura des débits normalement positifs dans l'une et négatifs dans la adjacente. En effet, le même sens de déplacement est donné à toutes les mailles (normalement dans le sens des aiguilles d'une montre).

Itération No. 2

Itération (*n*°)	Maille (*M*)	Branche (*ij*)	$Q_{ij}(\frac{m^3}{s})$	Résistance R_{ij}	$\Delta P_{ij} = R_{ij}Q_{ij}^2$ (Pa) (avec le signe du débit d'air)	$\frac{\Delta P_{ij}}{Q_{ij}}$	Correction (ΔQ)
1	M1	14	-71.4	0.4	-2039.184	28.56	1.758429475
		12	78.6	0.3	1853.388	23.58	
		24	-2	0.8	-3.2	1.6	
	$\sum$				**-188.996**	53.74	
	M2	34	-69.4	0.2	-963.272	13.88	6.593797791
		23	80.6	0.1	649.636	8.06	
		24	2	0.8	3.2	1.6	
	$\sum$				**-310.436**	23.54	

Si l'on regarde les itérations 19 et 20, on constate que la correction est inférieure à 10^{-15}.

Tableau des corrections pour les itérations 19 et 20 :

Itération (*n*°)	Maille	Correction (ΔQ_M)
19	**M_1**	-6.22757×10^{-17}
	M_2	-2.01795×10^{-15}
20	**M_1**	-1.86827×10^{-16}
	M_2	-1.74889×10^{-15}

Cela montre la convergence rapide de la méthode. Le tableau suivant compare les résultats pour 19, 20 et 700 itérations.

Maille	Branche	R_{ij}	Q_{ij}		
			19 iter..	20 iter.	700 iter.
M1	14	0.4	−69.30	−69.30	−69.30
	12	0.3	80.70	80.70	80.70
	24	0.8	−6.40	−6.40	−6.40
M2	34	0.2	−62.90	−62.90	−62.90
	23	0.1	87.10	87.10	87.10
	24	0.8	6.40	6.40	6.40

On voit qu'il n'est pas nécessaire d'aller au-delà des itérations 19 et 20 puisqu'il n'y a pas de différence entre les valeurs de correction trouvées à chacune de ces étapes : le système a trouvé une solution.

CHAPITRE III L'AERAGE NATUREL

L'aérage naturel est le phénomène par lequel l'air se déplace sans l'aide d'aucune machine assurant une propulsion extrinsèque. Ce mouvement repose principalement sur l'échauffement dû au gradient géothermique que subissent les gaz lors de la traversée de la mine, ce qui se traduit par une différence de pression entre les puits descendants et ascendants. D'autres facteurs, tels que les vents de surface, l'auto-compression de l'air, la chaleur dégagée par les processus d'oxydation, d'hydratation et de dissolution/dissociation, les chutes d'eau – principalement présentes dans les puits – peuvent également s'ajouter à ce qui précède.

L'effet cheminé commun, ou cheminée, est connu de tous. L'air chaud monte à travers une cheminée, créant un courant d'air circulant du fond vers l'extérieur. Un phénomène similaire se produit dans les mines, où, en raison de la différence d'altitude et de la différence de température des chantiers, de l'air chaud monte à travers les chantiers créant une circulation d'air à travers la mine. Les fours étaient autrefois couramment utilisés pour initier et renforcer la ventilation naturelle. Bien que la source d'énergie pour la ventilation des mines aujourd'hui soit presque toujours mécanique, généralement un ventilateur, elle est parfois complétée par une ventilation naturelle.

L'effet de piston où les véhicules, en roulant, entraînent de l'air dans leur passage. Lorsqu'un véhicule se déplace en plein air, il met en mouvement de l'air dans n'importe quelle direction, sauf vers le sol. Derrière l'engin en mouvement, l'air est aspiré et pénètre dans la galerie. De plus, en raison de sa viscosité, le fluide est entraîné par la surface du véhicule. Ce mouvement de l'air causé par le véhicule est analogue au fonctionnement d'un piston mécanique, d'où le nom d'« effet de piston ».

Ce chapitre traite les caractéristiques, les causes et les effets, de la quantification et de la mesure de la ventilation naturelle.

III.1 Caractéristiques de la ventilation naturelle [15]

a. La source

La ventilation naturelle dépend de :

- La différence de température de l'air à l'intérieur et à l'extérieur de la mine. Ordinairement, plus cette différence est grande, plus la ventilation naturelle est forte. L'intensité de la chaleur de la roche et la différence d'hauteur des différentes ouvertures dans la mine qui déterminent la force de la ventilation naturelle. Les principales sources de chaleur de la mine sont l'auto-compression, la roche encaissante et les équipements électromécaniques.
- La différence d'élévation des ouvertures surtout dans les mines en montagne ou avec terrain accidenté, qui ont souvent une forte ventilation naturelle.

- La profondeur et la chaleur dans la mine : Les mines à la fois profondes et chaudes ont également une forte ventilation naturelle, plus forte dans les mines des climats froids que dans celles des climats chauds.
- Les variations de température de surface entre les extrêmes d'été et d'hiver sont courantes dans de nombreuses régions minières du monde. Cependant, les températures des mines varient peu, sauf dans les puits et à proximité des portails ; l'effet des changements journaliers et saisonniers a tendance à être amorti par les couches, qui fournissent de la chaleur à l'air de ventilation ou en extraient la chaleur. Pendant les mois d'été, par exemple, l'air chaud du midi est refroidi pendant son mouvement descendant. D'autre part, l'air de minuit plus frais peut être réchauffé. La teneur en humidité de l'air d'admission fluctue sensiblement avec les saisons, tandis que celle de l'air d'échappement reste relativement stable, révélant l'effet de trempe quasi-total des chantiers miniers [40]. La quantité de ventilation naturelle générée par l'énergie thermique est donc assez variable.
- La différence de densité entre l'air des deux (ou plus) puits peut être créée par les facteurs suivants :

    - Présence de grisou dans l'un des puits ce qui rend l'air plus léger.
    - Jet de vapeur introduit dans l'un des puits rendant l'air plus léger.
    - Introduire des fours au fond du puits de retour. L'air chauffée sortant du puits de retour est encore raréfié par le four et est forcé vers le haut. L'air dans les mines se réchauffe en raison de l'ajout de chaleur provenant des roches, des hommes, des machines, des lumières, du chauffage spontané, etc.
    - Mouvement de la cage dans le puits.
    - Écoulement d'eau froide dans l'un des puits, ce qui rend l'air plus frais et plus dense.
    - L'ajout de gaz comme le méthane et le dioxyde de carbone dans l'air de la mine modifie la densité de l'air. Alors que l'ajout de méthane réduit la densité de l'air de retour, l'ajout de dioxyde de carbone augmente la densité de l'air de retour et provoque l'effet inverse.
    - Dans les chantiers miniers à plusieurs niveaux, la fuite d'air du puits d’entrée plus dense vers le puits de retour, et entraîne une augmentation de la densité de l'air ascendant, réduisant ainsi la ventilation naturelle.
    - La circulation d'air frais à travers le puits d’entrée augmente la densité de l'air en descente et augmente ainsi la ventilation naturelle dans la mine.

On peut alors conclure que :

- Dans une mine aérée uniquement par ventilation naturelle, des différences plus importantes entraînent un transfert d'énergie thermique plus élevé, une plus grande différence de pression, et un débit d'air plus important.

- la ventilation naturelle fluctue, est instable et n'est pas fiable. L'aérage naturel ne doit jamais être utilisé uniquement pour la climatisation de la mine. Il peut soutenir ou agir contre la source d'énergie mécanique dans le système de ventilation. Dans la mesure du possible, la ventilation naturelle, lorsqu'elle est la plus forte, doit être utilisée pour fonctionner avec le ventilateur (c'est-à-dire provoquer un écoulement dans la même direction que le ventilateur). De toute évidence, il faut exercer un contrôle sur les effets de la ventilation naturelle.

b. Direction du flux

La direction du flux d'air due à la ventilation naturelle est rarement constante, en particulier dans les mines peu profondes (moins de 450 m). Si la différence de température provoquant le flux d'air diminue jusqu'à zéro, le mouvement de l'air cesse. Si la température de surface passe d'être inférieure à la température de la mine au-dessus de la température de la mine, la direction du flux d'air s'inversera également. Cela peut se produire non seulement de façon saisonnière mais même quotidiennement. Alors que l'effet de la variation atmosphérique quotidienne peut être moins importante, l'effet des changements saisonniers peut être appréciable [41]. La ventilation naturelle est généralement la plus forte en hiver, la plus faible en été et sujette à une inversion au moins semestrielle au printemps et à l'automne.

En analysant la direction du flux d'air résultant de la ventilation naturelle dans des circuits simples, il convient de noter la procédure et les observations suivantes :

a) Visualiser la pression d'air d'égale hauteur entre deux lignes de référence horizontales afin de comparer la différence de pression entre les points du circuit. Cela équilibre le changement d'altitude entre l'admission et la décharge. Les repères doivent s'étendre entre les élévations des points les plus élevés et les plus bas de la mine.

b) Considérer que les températures de surface en hiver sont plus froides que celles de la mine, et vice versa en été, à moins que des informations contraires ne soient disponibles.

c) La colonne d'air la plus froide est la plus lourde et déplacera la colonne la plus chaude (plus légère).

d) La direction du flux d'air dans la mine sera de la colonne la plus lourde vers la colonne la plus légère.

Les puits de ventilation et les galeries qui communiquent avec la surface à différents niveaux topographiques favorisent le tirage naturel (Fig. 3.1). Par conséquent, si l'objectif est de favoriser la circulation de l'air, les embouchures du puits descendant ou d'entrée et des puits ascendants ou de retour doivent être construites à des hauteurs différentes. Dans le passé, si cela n'était pas possible, il était courant de construire de hautes cheminées prismatiques ou cylindriques bien isolées par des murs en briques de la température extérieure et du vent. Ces cheminées généraient un certain contraste thermique qui favorisait l'impulsion.

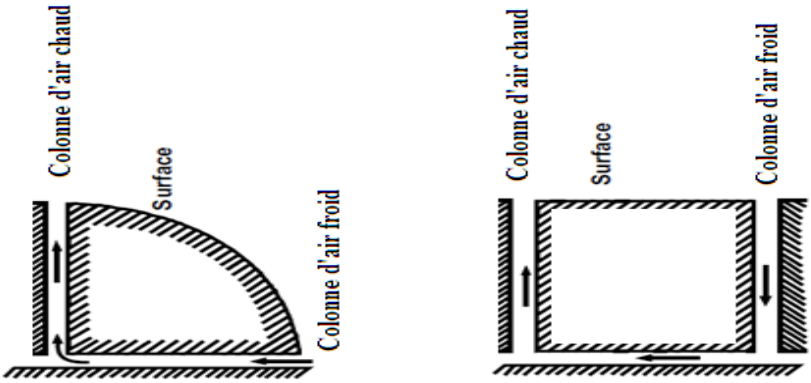


FIGURE 3.1 Détermination de la direction du flux dans les systèmes de ventilation naturelle. [4]

A certaines périodes de l'année, la ventilation naturelle peut être interrompue car la différence de température entre les puits n'est pas suffisante pour générer un flux d'air. De même, la direction du flux d'air n'est généralement pas la même tout au long de l'année. Il en est ainsi parce que parfois l'air à l'intérieur de la mine peut être plus chaud que l'air extérieur, ou vice versa. Ceci est une conséquence des variations saisonnières entre les mois froids et chauds. Des inversions de flux d'air peuvent même se produire en raison des variations de température entre le jour et la nuit. Pour toutes ces raisons, la ventilation naturelle assiste parfois le ventilateur principal et d'autres flux s'y opposent.

Même lorsqu'aucune différence d'élévation n'existe et que les colonnes d'air sont purement imaginaires, une pression de ventilation naturelle peut être générée. Les tunnels véhiculaires avec peu ou pas de différence d'élévation entre les deux extrémités ont souvent une ventilation naturelle. Ceci n'est pas dû à l'action du vent mais à la différence de la température à la surface des deux portails, en particulier dans les zones de haut relief, causée par les conditions d'ensoleillement et d'ombre et les changements climatiques.

III.2 Quantification de la ventilation naturelle

Il existe deux approches pour quantifier les effets de la ventilation naturelle [4,15]:

- **Une approche basée sur la différence de densité :** Elle simple et, dans la plupart des cas, satisfaisante consiste à considérer la cause de la ventilation naturelle comme la différence de densité entre deux colonnes d'air de même hauteur, la colonne d'air d'admission la plus lourde descendant et la colonne d'air plus légère montant, comme expliqué précédemment, et puis de calculer la pression de ventilation naturelle (PVN) qui en résulte.

- **Une approche thermodynamique**, considère explicitement l'échange d'énergie thermique dans la mine, et applique des équations, pour calculer l'énergie de ventilation naturelle (EVN).

Dans tous les cas, il est nécessaire de réaliser un relevé de pression, de quantité ou de température autour du circuit minier pour obtenir les données d'estimation de la ventilation naturelle (PVN) ou (EVN).

La pression de ventilation naturelle (PVN) est la différence de pression nécessaire pour provoquer un écoulement d'air dans une mine par des densités inégales de poids de colonnes d'air dans les ouvertures de mine et sans l'aide d'aucun dispositif mécanique.

a) Analyse par des méthodes basées sur la différence de densité

Il existe plusieurs méthodes pour calculer la pression de ventilation naturelle qui sont basées sur la différence de poids spécifique de l'air entre deux colonnes d'air de même hauteur.

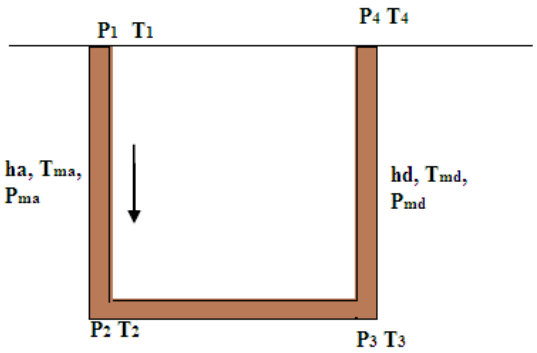


Fig. 3.2 Schéma de ventilation d'une mine simplifiée composée de deux puits de même profondeur et d'une galerie

- T_1: Température d'air à l'entrée du puits d'entrée (K).
- T_2: Température d'air en bas du puits d'entrée (K).
- T_3: Température d'air en bas du puits de retour (K).
- T_4: Température d'air en haut du puits de retour (K).
- T_{ma}: Température moyenne d'air dans le puits d'entrée (ascendant) (K).

- T_{md}: Température moyenne d'air dans le puits de retour (descendant) (K).
- P_1: Pression d'air à l'entrée du puits d'entrée (Pa).
- P_2: Pression d'air en bas du puits d'entrée (Pa).
- P_3: Pression d'air en bas du puits de retour (Pa).
- P_4: Pression d'air en haut du puits de retour (Pa).
- P_{ma}: Pression moyenne d'air dans le puits d'entrée (ascendant) (Pa).
- P_{md}: Pression moyenne d'air dans le puits de retour (descendant) (Pa).
- h_a: Hauteur du puits d'entrée (ascendant) (m).
- h_d: Hauteur du puits de retour (descendant) (m).

Méthode 1 : Cette méthode est basée sur le fait que le poids spécifique de l'air augmente progressivement, mais pas linéairement, vers le bas d'une colonne [42]. Considérons une colonne d'air sec ayant une section transversale unitaire A et une hauteur L, et supposons une variation de hauteur dL. Soit dp la variation de la pression. Ensuite, la variation de force est A dp, qui est égale au poids (wAdL) de la quantité de volume AdL, où w est le poids spécifique de l'air. En notant que le poids spécifique w pour l'air sec est ($\frac{P}{RT}$), la relation suivante est évidente :

$$Adp = wAdL = \left(\frac{P}{RT}\right)AdL$$

Par consequent,

$$dp = \frac{P}{RT}dL$$

Réorganisation pour l'intégration :

$$\int_{P_1}^{P_2}\frac{dP}{P} = \int_{0}^{L}\frac{dL}{R\overline{T}}$$

En intégrant, ces résultats:

$$\ln\left(\frac{P_2}{P_1}\right) = \frac{L}{R\overline{T}} \qquad (3.1)$$

Dans lesquelles P_1 et P_2 sont respectivement les pressions absolues en haut et en bas de la colonne, et $\overline{T}$ est la température absolue moyenne entre le haut et le bas de la colonne. Pour calculer la pression de ventilation naturelle, l'Eq. 3.1 est résolu pour chaque colonne d'air.

$$\int_{P_1}^{P_2}\frac{dP}{P} = \int_{0}^{h_d}\frac{dL}{R\,T_{md}}$$

Par conséquent, la pression à la base du puits d'entrée (au bas) est:

$$\log P_2 = \log P_1 + 0.03415\,\frac{h_d}{T_{md}} \qquad (3.2)$$

$$\log P_3 = \log P_1 + 0.03415 \frac{h_a}{T_{ma}} \quad (3.3)$$

Où:

- h_a: Profondeur du puits de retour (m).
- h_d: Profondeur du puits d'entrée (m).
- Tmd: Température moyenne du puits d'entrée (K).
- Tma: Température moyenne du puits de retour (K).

La différence de pression au bas des deux colonnes est la hauteur manométrique de ventilation naturelle H_n en Pa :

$$H_n = (P_2 - P_3) \quad (3.4)$$

Où P_2 et P_3 (points 2 et 3), sont les pressions absolues au bas des deux colonnes exprimées ici en (Pa).

Exemple 3.4 Calculer la pression au fond d'un puits qui selon les données suivantes :

Paramètre	Unités	Valeur
Profondeur	m	500
Pression d'entrée	Pa	101300
Température d'entrée	°C	10
Température du bas		20

$$\log P_2 = \log P_1 + 0.03415 \frac{h_d}{T_{md}}$$

$$\log P_2 = \log 101300 + 0.03415 \frac{500}{283}$$

$$P_2 = 107600.1562 \text{ Pa}$$

$$\log P_3 = \log P_1 + 0.03415 \frac{h_a}{T_{ma}}$$

$$\log P_3 = \log 101300 + 0.03415 \frac{500}{293}$$

$$P_3 = 107378.8098 \text{ Pa}$$

$H_n = (P_2 - P_3) = 107600.1562 - 107378.8098 = 221.3464$ Pa

P_n peut être calculé comme (Référence [15] p. 298):

$$P_n = \frac{h\, P_m}{R}\left(\frac{1}{T_{md}} - \frac{1}{T_{mu}}\right)$$

Finalement :

$$P_n = 0.03415 h\, P_m\left(\frac{1}{T_{md}} - \frac{1}{T_{mu}}\right) \quad (3.5)$$

Méthode 2 : Logiquement, la différence de poids spécifique entre deux colonnes d'air peut être approximée et utilisée pour trouver la pression naturelle. Puisque P = wL , la perte de pression H_n en Pa,

$$H_n = gL\left(\overline{w_d} - \overline{w_a}\right) \quad (3.6)$$

Où $\overline{w_d}$ et $\overline{w_a}$ sont, respectivement, les poids spécifiques moyens des colonnes vers le bas (descendant) et vers le haut (ascendant) kg/m^3.

Méthode 3 Sur la base de la différence des températures sèches, la pression naturelle peut également être calculée approximativement comme [43]:

$$H_n = \left(\frac{\overline{T_a} - \overline{T_d}}{\overline{T}} \right) wgL \qquad \text{(Pa)} \tag{3.7}$$

Où $\overline{T}$ est la température absolue moyenne $= \frac{\left(\overline{T_a} + \overline{T_d}\right)}{2}$, et w le poids spécifique de l'air au point de référence souhaité (emplacement du ventilateur ou autre).

Méthode 4 En évitant de calculer des poids spécifiques et en négligeant l'humidité de l'air, la pression naturelle peut être trouvée approximativement par des températures moyennes d'air sec [44]:

$$H_n = 3.484 \overline{P_b} L \left(\frac{1}{\overline{T_d}} - \frac{1}{\overline{T_a}} \right) \tag{3.8}$$

Où $\overline{P_b}$ est la pression atmosphérique (Pa) au milieu de la colonne, $\overline{T_d}$ est la température absolue moyenne dans le puits descendant et $\overline{T}_a$ est la température moyenne dans le puits ascendant.

Méthode 5 Une règle empirique approximative peut être utilisée pour estimer la pression naturelle [44]. Au niveau de la mer, la chute est de 7.5 Pa par 5.5 °C de différence par 30,5 m de différence, ou

$$H_n = 44 Pa./10°C/100\,m \qquad \text{, en Pas} \tag{3.9}$$

Compte tenu du changement continuel de la PVN (Pression de Ventilation Naturelle) dans une mine réelle, l'une des cinq méthodes semble suffisamment précise. Bruce [45] a prouvé par des données pratiques, que la seconde méthode peut être préférable pour les calculs routiniers.

b) Analyse par Thermodynamique

L'étude thermodynamique du système de ventilation minière, peut être étudiée par analogie avec le cycle thermodynamique du moteur thermique [15]. En utilisant une approche thermodynamique, la PVN (Pression de Ventilation Naturelle) peut être déterminée par **deux méthodes.** Supposons un système de ventilation de mine composé de deux puits et d'ouvrages de raccordement, comme illustré à la Fig. 3.2. Les processus qui se produisent lorsque l'air circule dans la mine sont adiabatiques dans les puits, l'expansion à pression constante ou réduite dans les chantiers et le refroidissement isobare dans l'atmosphère.

Méthode 1 Hinsley [46] a développé une équation pour le calcul de la pression de ventilation naturelle qui ne nécessite que la mesure de la pression de surface et des températures en

haut et en bas des puits ascendants et descendants. Appelée méthode de la température virtuelle, cette approche permet de calculer la hauteur manométrique de ventilation naturelle en Pascal comme suit :

$$H_n = P_1\left[\left(\frac{T_2}{T_1}\right)^{\frac{L}{R\Delta t_d}} - \left(\frac{T_3}{T_4}\right)^{\frac{L}{R\Delta t_a}}\right] \tag{3.10}$$

Où

P_1 et T_1 sont la pression absolue [Pa] et la température, respectivement, au sommet du puits d'entrée d'air ;

T_2 température d'air au bas du puits d'entrée

T_3 température d'air au bas du puits de retour d'air ;

T_4 température d'air en haut du puits de retour d'air ;

Toutes les températures sont à bulbe sec, en unités absolues.

Les puits sont supposés avoir des profondeurs égales L (m), R est la constante universelle des gaz pour l'air, et Δt_d et Δt_a sont les changements de température en °C dans les puits descendants et ascendants, respectivement. Si les effets de la vapeur d'eau doivent être inclus, ce qui rendra les résultats plus précis, la méthode nécessite que les températures du thermomètre mouillé et du thermomètre sec soient mesurées, puis converties en températures virtuelles [47]. Le calcul des températures virtuelles nécessite que des déterminations de pression soient effectuées à toutes les stations de mesure de température. Cette procédure prend en compte la diminution du poids spécifique de l'air humide par rapport à l'air sec de même température, qui satisfait alors l'équation d'état ci-dessus pour l'air sec. Pour plus d'explications, le lecteur intéressé devra se référer à [46-47].

Méthode 2

L'air à l'intérieur de la mine est chauffé, ce qui entraîne un apport d'énergie qui provoque des changements d'énergie potentielle et cinétique, ainsi que des pertes par frottement dans la masse d'air. Si cette énergie se rapporte à l'unité de masse d'air, on l'appelle Énergie de Ventilation Naturelle (PVN).

La EVN (Energie de ventilation naturelle) peut être obtenue simplement si les valeurs de la pression et du volume spécifique du flux d'air sont disponibles aux endroits suivants (Fig. 3.3, à gauche), à savoir : surface topographique (A), fond du puits d'entrée (B), sortie des chantiers (C), sortie à l'extérieur du puits du retour (D).

Les données ci-dessus peuvent être représentées sur des axes cartésiens de pression absolue par rapport au volume spécifique (P - Ve). Dans ce cas, si l'on suppose qu'il n'y a pas d'échange thermique avec les parois des gaines, les adiabatiques AB et CD se forment. De la même manière,

on observe l'isobare correspondant à la pression extérieure DA. La plus forte incorporation de chaleur à la masse d'air (courbe BC) a lieu dans les chantiers miniers. Cependant, dans les mines bien développées, il est possible de supposer que le flux de chaleur vers la masse d'air est nul, donnant lieu à un processus adiabatique, qui est également isotherme (TB = TC).

La Pression de Ventilation Naturelle (PVN, Pn), d'un point de vue statique, est la différence PB-PC. La zone ABCD correspond à la EVN (Fig. 3.3, à droite). Si l'on multiplie la EVN par la masse volumique de l'air (ρ), on obtient le travail par unité de volume, ou en d'autres termes, la PVN:

$$P_n = EVN\ \rho \tag{3.11}$$

Où:

- EVN: Energie de ventilation naturelle (J kg−1).
- ρ: Densté d'air (kg m−3).

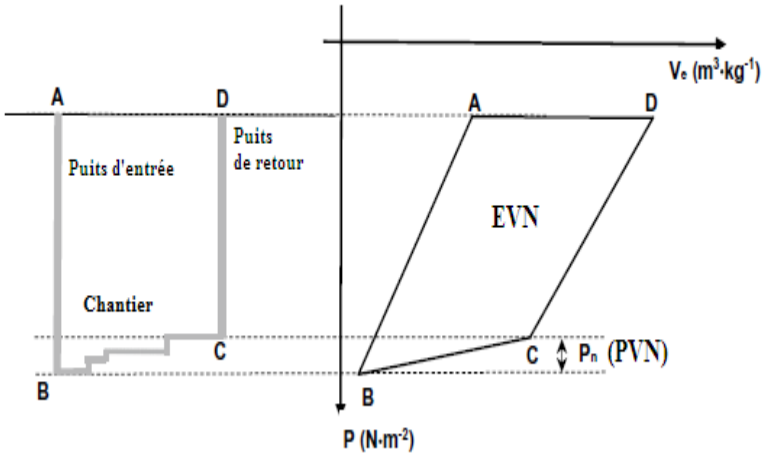


Fig. 3.3 Diagramme pression- volume spécifique (PV) appliqué au schéma simplifié d'une mine [4]

La détermination de la pression en chaque point peut être faite au moyen d'un baromètre anéroïde, tandis que le volume spécifique peut être approché par l'expression:

$$V_e = \frac{287.1\,T}{1000\,(P - P_v)} \tag{3.12}$$

Où :

• T: Température d'air sec (K).

• P: Pression barométrique (kPa).

• P_v:Pression de vapeur de l'eau (kPa).

En gardant à l'esprit les équations d'un système **adiabatique** avec auto-compression de l'air ($PV_e^k = cte$), Voropaev [48] a déclaré que : "le travail effectué par 1 kg d'air dans un système de ventilation naturelle peut être approximé avec la surface d'un contour fermé dans un système de

coordonnées profondeur-température (hT), divisé par la température absolue de son barycentre » [49] :

$$P_n = \frac{S}{T_c}\rho \tag{3.13}$$

Où :

• P_n: Pression de Ventilation Naturelle (PNV) (kp m^{-2})[5].

• S: Surface de la figure $\left(\frac{Kpm}{kg}K\right)$

• T_c: Température du centre de gravité (K).

• ρ: Masse spécifique de l'air (généralement : 1.25 kg m^{-3}).

Les limites de l'expression ci-dessus en présence d'un ventilateur ont été discutées par Lepikhov [50].

La décomposition de surface peut être systématisée par la formule Shoelace. Cette procédure consiste à définir une surface polygonale à partir d'une suite de droites déterminées par des couples de points (x_{i-1}, y_{i-1}), (x_i, y_i) d'un repère cartésien. Dans cette nomenclature, i est le numéro du point. Il est important que le dernier point de la série coïncide avec le premier pour que la polygonale soit fermée. Aussi, afin de ne pas compliquer la méthode, les coordonnées définissant la polygonale ne doivent pas produire de croisements de lignes. La surface de chaque élément défini par des coordonnées est calculée comme suit : $A_n = x_i y_{i-1} - x_{i-1} y_i$

Alors l'aire totale de la polygonale fermée est :

$$A = \frac{1}{2}\left|\sum A_i\right| \tag{3.14}$$

Le centre de gravité de tout triangle est donné par l'expression suivante :

$$X_g = \frac{1}{3}(x_1 + x_2 + x_3) \tag{3.15}$$

$$Y_g = \frac{1}{3}(y_1 + y_2 + y_3) \tag{3.16}$$

III.3 Mesure de la ventilation naturelle

a) Méthode de la porte de ventilation

L'une des méthodes les plus couramment utilisées consiste à mesurer, lorsque le ventilateur est éteint, la différence de pression de part et d'autre d'une porte de ventilation fermée par laquelle passe tout le flux d'air de la mine (Fig. 3.4a). Cette porte est généralement située à n'importe quel point entre les puits vers le bas et vers le haut. Dans ce cas, il est possible de mesurer la différence de pression entre le fond des deux puits (Fig. 3.4b) [15].

[5] Kilopond per square metre: 1kp/m^2 =9.80665 Pa

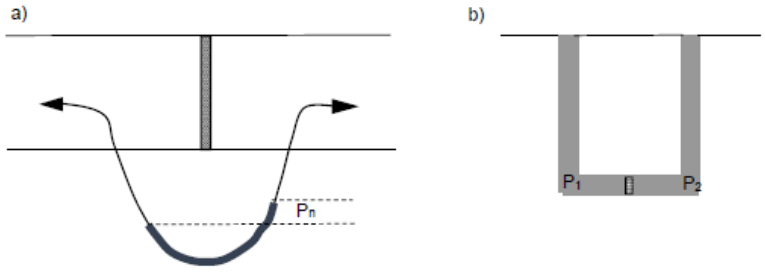


Fig. 3.4 Mesure de la ventilation naturelle avec la porte fermée

b) Éteindre et rallumer le ventilateur principal

Le tirage naturel peut être estimé à partir des mesures prises dans la dérive du ventilateur principal avec le ventilateur principal éteint et en fonctionnement. Ainsi, lorsque le ventilateur est en marche et que le sas de surface, également appelé couvercle de gaine, est fermé, la résistance est de :

$$R = \frac{P_v + P_n}{Q_v^2} \tag{3.17}$$

Où:

• P_v :Pression fournie par le ventilateur.

• Q_v: Débit avec le ventilateur en marche.

Ensuite, le ventilateur principal est éteint, la dérive du ventilateur est fermée avec un registre et le couvercle du puits est ouvert. Ensuite nous avons:

$$R = \frac{P_n}{Q_n^2} \tag{3.18}$$

Avec:

Q_n: Débit avec le ventilateur principal éteint (débit fourni par la ventilation naturelle).

Donc:

$$\frac{P_v + P_n}{Q_v^2} = \frac{P_n}{Q_n^2} \tag{3.19}$$

Finalement :

$$P_n = P_v \frac{Q_n^2}{Q_v^2 - Q_n^2} \tag{3.20}$$

c) Fonctionnement du ventilateur principal à deux vitesses différentes

Dans ce cas, la résistance est la même pour les deux vitesses. Par conséquent, pour la dérive du ventilateur principal, nous avons :

$$R = \frac{P_{v1} + P_n}{Q_1^2} = R = \frac{P_{v2} + P_n}{Q_2^2} \tag{3.21}$$

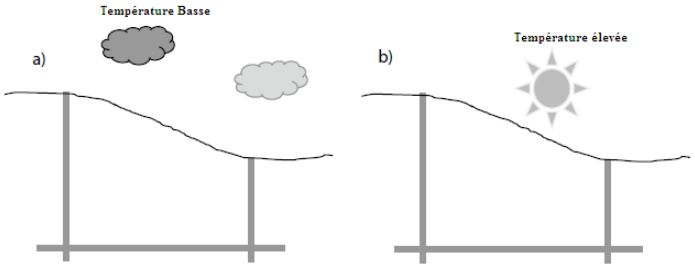
Où les indices 1 et 2 représentent les deux vitesses de rotation auxquelles est soumis le moto-ventilateur.

Ainsi, dans ce cas, la PVN sera :

$$P_n = \frac{P_{v1}Q_2^2 + P_{v2}Q_1^2}{Q_1^2 - Q_2^2} \tag{3.22}$$

III.4 Exercices avec solutions

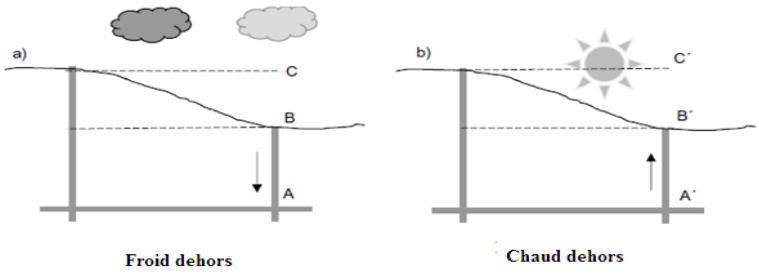
Exercice 3.1 Indiquez la direction de l'air à l'intérieur de la mine pour les deux conditions de la figure : (a) La température extérieure est plus basse qu'à l'intérieur de la mine, (b) La température extérieure est plus élevée qu'à l'intérieur de la mine.



Solution

L'explication qualitative repose sur l'établissement d'un équilibre hydrostatique des pressions à la hauteur de B ou B'. Dans le cas de la figure (a), lorsqu'il fait froid dehors, la colonne d'air BC sur le petit puits pèse plus que son équivalent dans le puits le plus long, qui est plus chaud. Pour cette raison, l'air circule du puits court vers le puits long.

L'explication qualitative repose sur l'établissement d'un équilibre hydrostatique des pressions à la hauteur de B ou B'. Dans le cas de la figure (a), lorsqu'il fait froid dehors, la colonne d'air BC sur le petit puits pèse plus que son équivalent dans le puits le plus long, qui est plus chaud. Pour cette raison, l'air circule du puits court vers le puits long.



A l'inverse, dans le cas de la Fig. (b), la colonne d'air dans le petit puits (B'C'), n'est pas capable de compenser l'analogue sur le puits long. Par conséquent, l'air circule du puits long vers le puits court.

Exercice 3.2 La ventilation d'une mine s'effectue par deux puits verticaux de 600 et 400 m. Les conditions y sont contrôlées automatiquement, enregistrant des températures moyennes de 2 °C en jour (entrée) et 9 °C au fond pour le long puits, et 17 °C au jour (entrée) et 12 °C au fond pour le puits court. On sait également que la pression à la profondeur moyenne des deux puits est de 108.475 kPa. Il vous est demandé de :

(a) Estimez la PVN (Pression de ventilation naturelle) du système.

(b) Commenter la direction du flux d'air et les mesures de température fournies dans l'énoncé.

Solution

(a) Tout d'abord, la pression moyenne doit être estimée pour le point médian des colonnes d'air dans les puits. Cette valeur pourrait être légèrement supérieure à la pression atmosphérique. Comme cette valeur est fournie, 108.475 kPa sont utilisés directement.

Dans un second temps, les températures moyennes des puits d'entrée et retour sont calculées :

T_{md} = (5.5 + 273)K = 278.5 K

T_{ma} = (14.5 + 273)K = 287.5 K

Ces valeurs peuvent être substituées dans l'Eq. 3.5 :

$$P_n = 0.03415h\,P_m\left(\frac{1}{T_{md}} - \frac{1}{T_{ma}}\right)$$

Une direction de flux d'air peut facilement être attribuée étant donné que l'air extérieur est plus froid qu'à l'intérieur des puits. Dans un tel cas, l'air pénètre dans le système par le puits court, il est alors plus approprié de prendre une hauteur de 600 m correspondant à la profondeur du puits long. Cependant, il est préférable d'utiliser les valeurs moyennes, donc :

$$P_n = 0.03415\left(\frac{400+600}{2}\right)108475\left(\frac{1}{278.5} - \frac{1}{287.5}\right)$$

$$P_n = 208.2\text{Pa}$$

(b) En conclusion, on peut déduire que la PVN dans cette mine est faible. Cela est dû à l'augmentation rapide de la température tout au long du puits long, à la faible augmentation de température vers la sortie dans le puits court, ainsi qu'à la faible hauteur utile de ce dernier. Cette première approche pointe vers un équilibre instable qui rend les inversions fréquentes.[56]

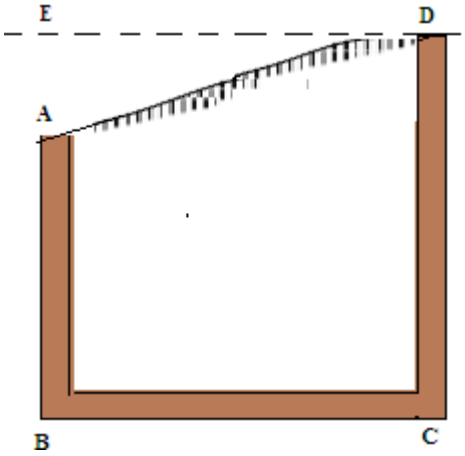
Comme la direction des flux d'air donnée par l'augmentation des températures dans le circuit (du plus froid au plus chaud), il n'y aurait aucune discussion sur sa direction. Cependant, il y a lieu de soupçonner que certaines mesures pourraient être incorrectes. Ainsi, les températures au bas du puits long et à l'embouchure du puits court pourraient être inférieures et supérieures, respectivement, à celles fournies par l'énoncé du problème.

Exercice 3.3 La figure représente le schéma d'une mine simplifiée avec des puits à puits incliné. Les données correspondant aux coordonnées de chaque point sont incluses dans le tableau. Il vous est demandé de :

(a) Calculer le centre de gravité de la surface h-T à l'aide de la formule Shoelace.

(b) Déterminer la PVN par la méthode de Voropaev.

6 Dans les mines froides et peu profondes (<400 m), la ventilation naturelle n'est pas fiable. En d'autres termes, cela ne garantit pas qu'il y ait une PVN adéquate, ni qu'elle se déroule dans le sens requis.



Point	Temp. T (°C)	Profondeur, h (m)
A	6	50
B	10	175
C	16	175
D	15	0
E	5	0

Solution

(a) Tout d'abord, le diagramme h-TH est construit avec les données de l'énoncé. Ainsi, le schéma est décomposé en figures géométriques de centre de gravité connu :

Selon ce qui précède, les zones seraient [7]:

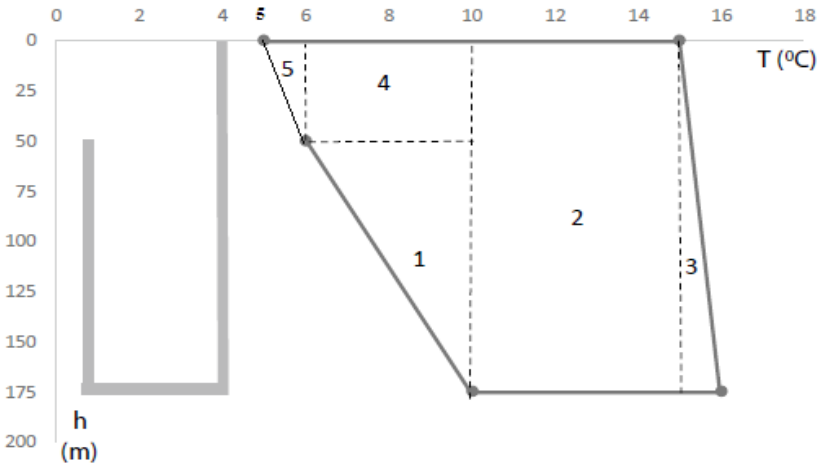


	Figure				
	1	2	3	4	5
$S_i\left(\frac{kpm}{kg}K\right)$	250	875	87.5	200	25

Ensuite, la surface totale : $S_T = 1437.5 \frac{kpm}{kg}K$

Les coordonnées des centres de gravité des surfaces individuelles sont alors :

	Figure				
	1	2	3	4	5
T_i (K)	8.67	12.5	15.33	8	5.67

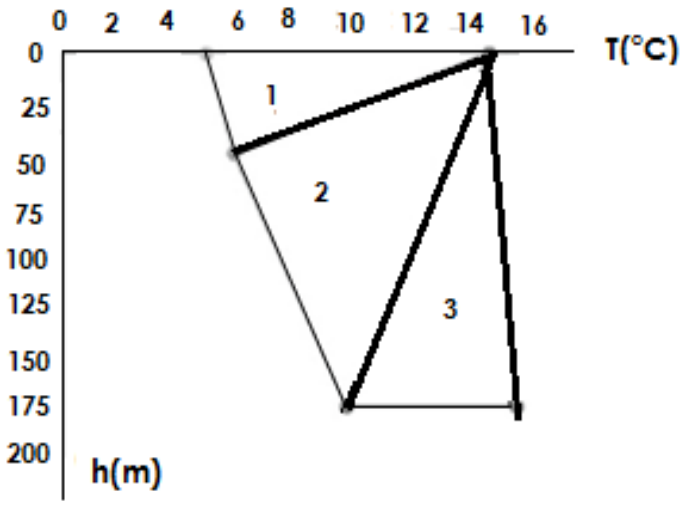
[7] Notez que puisque les différences de température doivent être mesurées, cela ne fait aucune différence que le graphique soit en °C ou K.

$$Tc = \frac{\sum_{i=1}^{5} S_i\, T_i}{S_T} = 11.26°C$$

La PVN est obtenue:

$$P_n = \frac{S}{T_c}\rho = \frac{1437.5\,\frac{Kpm}{kg}\,K}{(273+11.26)K}\,1.25\,\frac{kg}{m^3} = 6.3\,\frac{kp}{m^2}$$

(a) Le centre de gravité peut également être calculé pour le cas ci-dessus par la formule Shoelace, par ex. pour la décomposition de la figure en :



Triangle	***Ti*** **(°C)**	***hi*** **(m)**	**Coordonnées du centre de gravité**		$T_{i-1}.h_i - T_i.h_{i-1}$	**Aire du triangle**
			T_{cg}	h_{cg}		
1	5	0			–	
	15	0			0	
	6	50			750	
	5	0	8.67	16.67	−250	250
2	6	50			–	
	15	0			−750	
	10	175			2625	
	6	50	10.33	75.00	−550	662.5
3	15	0			–	
	10	175			2625	
	16	175			−1050	
	15	0	13.67	116,67	−2625	525
Valeurs moyennes pondérées			**11.26**	**80.07**	**Aire totale**	**1437.5**

Exercice 3.4 Le débit d'air du puits de retour d'une mine est 800 m^3 min^{-1} et la dépression développée par le ventilateur principal est de 6000 Pa. Lorsque le ventilateur est arrêté le débit dans le puits de retour, celui-ci se réduit à 250 m^3 min^{-1}.

Déterminer la valeur de la NVP dans cette mine.

Solution

Si le ventilateur est allumé, nous avons :

$$R = \frac{P_v + P_n}{Q_v^2} = \frac{600 + Pn}{(800)^2}$$

Avec le ventilateur arrêté :

$$R = \frac{P_n}{Q_n^2} = \frac{P_n}{(250)^2}$$

Égalisation :

$$\frac{P_n}{(250)^2} = \frac{600 + Pn}{(800)^2}$$

Donc: $P_n = 6000\frac{(250)^2}{(800)^2 - (250)^2} = 649.35Pa$

Exercice 3.5 Le ventilateur principal d'une mine déplace 1000 m^3 min^{-1} d'air fonctionnant à une pression de 8000 Pa. Lorsque sa vitesse de rotation est réduite, le débit chute à 700 m^3 min^{-1} et la pression développée est de 3500 Pa. Déterminer la PVN de cette mine.

Solution

Pour la première vitesse de rotation, on a :

$$R = \frac{P_{v1} + P_n}{Q_1^2} = \frac{8000 + P_n}{(1000)^2}$$

Pour la seconde vitesse : $R = \frac{P_{v2} + P_n}{Q_2^2} = \frac{3500 + P_n}{(700)^2}$

Équation : $\frac{8000 + P_n}{(1000)^2} = \frac{3500 + P_n}{(700)^2}$

Enfin: $P_n = 823.53$ Pa

Chapitre IV VENTILATEURS ET DISPOSITIFS DE CONTROLE DE DEBIT

IV.1 Ventilateurs

Le ventilateur est une turbomachine, qui donne à l'air un mouvement continu, et augmente, son énergie cinétique et sa pression. Aux conditions ambiantes, la surpression produite varie usuellement de 1500 à 20000 Pa.

Le débit maximum est atteint avec les machines centrifuges possédant des vitesses périphériques de roue inférieure ou égale à 200 m/s. Les ventilateurs axiaux produisent des faibles surpressions.

Le but principal d'un ventilateur est de générer une grande quantité d'air à une pression supérieure à la pression atmosphérique, mais pas beaucoup plus élevée. Cela permet de considérer l'air comme incompressible ce qui signifie que leur taux de compression est <1.15. Les ventilateurs diffèrent des compresseurs, car ces derniers génèrent des débits beaucoup plus faibles mais à une pression beaucoup plus élevée. [51]

IV.1.1 Pièces d'un ventilateur

Les ventilateurs se composent des pièces suivantes (figure 4.1) [4]:

Turbine : Pièce rotative qui communique la pression et le mouvement à l'air. Il se compose des pales, qui peuvent être réglables ou non, et de leur support, généralement un arbre. Ces pales transmettent au fluide (air) l'énergie mécanique apportée à la machine par un moteur. À l'intérieur de cette pièce, une partie de l'énergie introduite est convertie en pression, l'autre partie reste sous forme de vitesse (ou pression dynamique).

- **Carter ou Boitier** : La partie fixe, protège la turbine et guide l'air dans son parcours.
- **Diffuseurs et/ou évasés :** Ce sont les éléments de surface progressivement croissante, qui lorsqu'ils sont couplés au refoulement du ventilateur transforment par réduction de la vitesse du fluide, la pression dynamique en pression statique.
- **Distributeur** (Ventelles) : C'est une directrice d'entrée *à* plusieurs pales. Elle a pour objet de guider l'écoulement dans la direction la plus favorable pour son admission dans la roue mobile.

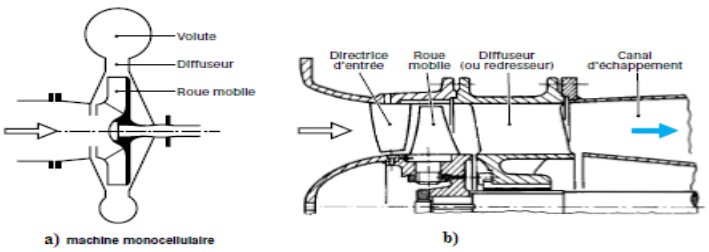


Figure 4.1 Coupes schématiques de ventilateur :
a) centrifuges b) ventilateur axial à un étage [52]

IV.2 Classification des ventilateurs

IV.2.1 Classification selon la direction du flux

La classification la plus courante utilise la direction de l'air chassé du ventilateur par rapport à l'axe de rotation des pales ou aubes. La classification la plus courante distingue les ventilateurs centrifuges et axiaux, et hélico-centrifuge. [4]

a) Ventilateurs centrifuges

L'air quitte le ventilateur à 90° vers l'arbre (Fig. 4.2). Le mot même "centrifuge", signifiant "loin du centre", nous en donne une idée.

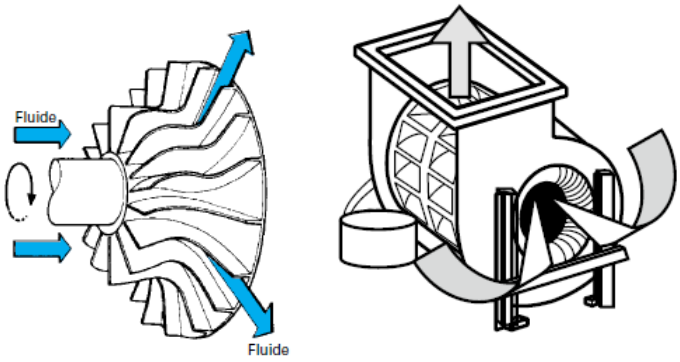


Figure 4.2 Trajectoires dans un ventilateur centrifuge

Selon la disposition des pales, ces types de ventilateurs peuvent être divisés en sous-groupes suivants, à savoir : (a) Radial droit (Fig. 4.3a), qui fonctionnent à des vitesses élevées, peuvent générer des pressions élevées et sont capables de autonettoyant; (b) Courbes vers l'avant (Fig. 4.3b), qui ont tendance à fonctionner à une vitesse inférieure et sont plus petites et (c) Courbes vers l'arrière (Fig. 4.3c) qui offrent généralement des performances élevées, leur courbe de puissance est significativement élastique et sont le moins bruyant.

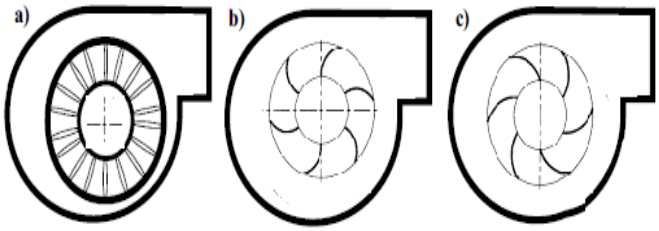


Fig. 4.3 Schéma des ventilateurs centrifuges :

a) radial, b) courbé vers l'avant (à action)

b) et c) courbé vers l'arrière (à réaction) [4]

b) Ventilateurs axiaux

Les ventilateurs axiaux dans lesquels l'écoulement reste sensiblement équidistant de l'axe dans toute la traversée de la roue mobile (figure 4.4).

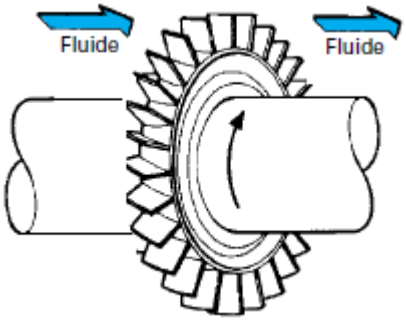


Figure 4.4 Trajectoires dans un ventilateur axial

Comparaison entre les ventilateurs centrifuges et axiaux

La principale différence est que les ventilateurs centrifuges fournissent de faibles quantités à des pressions élevées, tandis que les ventilateurs axiaux fournissent des débits plus élevés à des pressions plus faibles.

En plus de ce qui précède, toutes choses étant égales par ailleurs, les ventilateurs axiaux par rapport aux centrifuges :

- Sont plus compacts (plus petits, plus légers) que centrifuges.
- Tendance à être plus économique.
- Avoir moins de pannes s'ils n'utilisent pas de systèmes complexes d'entraînement moteur-ventilateur.
- Avoir moins d'inertie, ce qui facilite leur démarrage.
- Ne nécessite pas de fondations profondes pour l'installation.
- Sont réversibles, bien que s'ils sont inversés, ils fournissent moins de débit et leur l'efficacité est beaucoup plus faible.
- Tendance à être plus flexible aux exigences opérationnelles. Cela est dû à la possibilité de les contrôler en faisant varier à la fois l'angle des pales[8] et la vitesse de rotation de l'arbre.

Cependant, toutes choses égales par ailleurs, les ventilateurs axiaux, par rapport aux ventilateurs centrifuges :

- Sont généralement moins économie en énergie.
- Sont plus susceptibles de surcharge.
- Sont moins résistants aux environnements difficiles.
- Sont plus bruyants.

c) Ventilateurs à flux mixte (hélico-centrifuge)

Il y a une évolution constante de la forme entre ces deux familles (axial et centrifuge), étant appelé **hélico-centrifuge.**

Un ventilateur à flux mixte est similaire à un ventilateur axial. Cependant, dans le premier, la turbine est modifiée en incorporant des pales avec des éléments axiaux et radiaux qui dévient le flux d'air de sa trajectoire rectiligne à un angle diagonal d'environ 45° par rapport à l'arbre. Cet effet est obtenu en utilisant une turbine conique qui aspire l'air à travers des canaux en expansion.

[8] Ce n'est pas habituel dans les ventilateurs centrifuges.

Ensuite, le flux en spirale créé par la turbine est généralement transformé en flux droit à l'aide d'aubes de redressement situées dans le carter, augmentant ainsi la pression statique. Les ventilateurs à flux mixte combinent certains avantages des ventilateurs axiaux (débits d'air élevés) et centrifuges (haute pression) (Fig. 4.5).

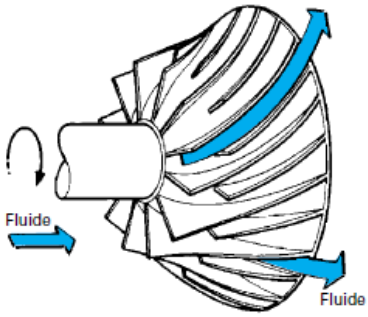


Fig. 4.5 Trajectoires dans un ventilateur Helicon-centrifuge



Fig. 4.6 Vue panoramique d'un ventilateur centrifuge principal. [9][4]

IV.2.2 Classification des ventilateurs selon la pression

On classe les ventilateurs selon leur pression différentielle notée « ΔP» (valeurs établies pour de l'air à 20 [°C])

Tableau 4.1 Classification des ventilateurs selon la pression [53]

Classification	Pression	Remarques
Basse **P**ression	ΔP < 732 Pa	Cas des ventilateurs équipant les installations de climatisation
Moyenne **P**ression	732 Pa ≤ ΔP < 3660 Pa	A partir de 3000 Pa, l'air subit un échauffement non négligeable entre les sections d'entrée et de sortie du à la compressibilité du fluide, entraînant une modification du débit volumique du fluide gazeux dans le ventilateur.
Haute **P**ression	3660 Pa ≤ ΔP < 30000 Pa	

Remarque :

Il est d'usage de dire qu'un ventilateur à réaction est de type **Haute Pression**. Cette indication est seulement justifiée par sa résistance mécanique. Toutefois, du point de vue capacité à fournir un

[9] Ces ventilateurs sont très appropriés pour les mines profondes dans lesquelles des pressions élevées sont requises.

gain de pression, le ventilateur à action sera de type HP tandis que le ventilateur à pales inclinées vers l'arrière sera de type BP.

IV.2.3 Classification selon la fonction

a) Ventilateurs principaux

Ces grands ventilateurs sont normalement situés à l'extérieur de la mine et servent à ventiler l'ensemble de celle-ci. La pratique la plus répandue est leur implantation à l'air libre, sauf si la zone d'implantation est difficile d'accès, dépourvue d'électrification ou protégée d'un point de vue environnemental. En général, l'emplacement en surface du ventilateur principal facilite la maintenance et l'accès d'urgence. En revanche, sa localisation souterraine rend difficile le rétablissement de la ventilation après un accident ou une panne majeure, comme une explosion.[10][4]

Les ventilateurs principaux peuvent être à la fois centrifuges (Fig. 4.7) et axiaux. Parmi les configurations possibles pour les axiaux sont : Vertical (Fig. 4.7a), horizontal avec sortie horizontale (Fig. 4.7b), horizontal avec sortie verticale (Fig. 4.7c). Habituellement, les ventilateurs horizontaux étaient plus courants, car ils facilitaient les aspects constructifs puisque le ventilateur n'était pas directement suspendu au-dessus de l'arbre. De nos jours, cependant, les configurations verticales se généralisent, car elles réduisent les pertes par choc dues à leur absence de coudes, ce qui se traduit par une consommation d'énergie moindre.

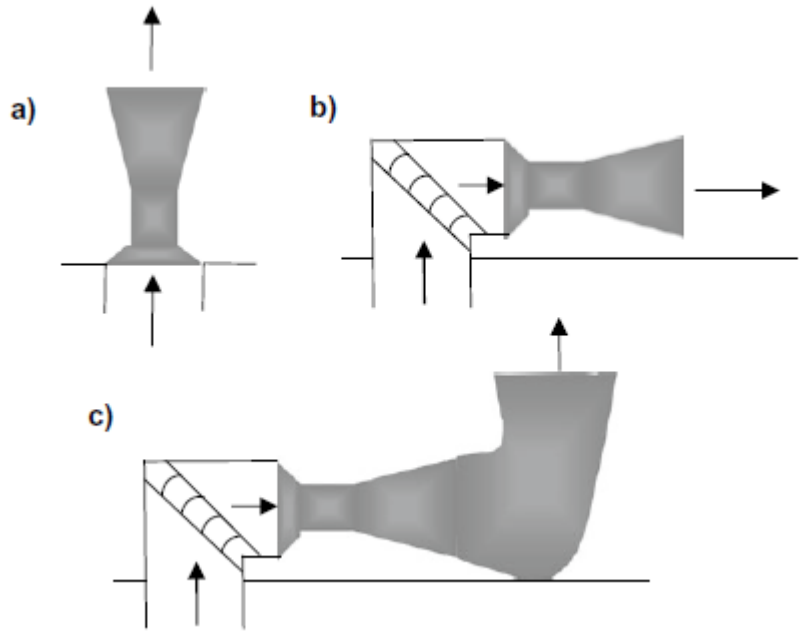


Fig. 4.7 Configuration des ventilateurs axiaux. Disposition :
a) verticale, b) horizontale avec sortie horizontale, c) horizontal avec sortie verticale [4]

[10] Les ventilateurs et leurs accessoires électriques peuvent être une source d'incendies et d'explosions dans les mines.

Le système de transfert « roll-out » est une avancée majeure à cet égard. Ce nouvel aménagement permet de construire le ventilateur en dehors de la verticale du puits ainsi que de le retirer du puits pour effectuer des réparations. L'apparition de ces nouvelles configurations a conduit de plus en plus de mines à opter pour des ventilateurs axiaux plutôt que des ventilateurs centrifuges pour la ventilation principale.

a.1 Disposition du ventilateur principal

Les ventilateurs principaux peuvent être disposés en série, en parallèle ou en combinaison [53].

Dans la disposition en série, un ventilateur est situé derrière un autre le long de la dérive du ventilateur (Fig. 4.8a). Ce système est utilisé lorsqu'il est nécessaire d'augmenter significativement la pression sans augmenter le débit d'air dans la même proportion. Ces conditions se produisent généralement dans le cas de mines à haute résistance au flux d'air.

Dans le système de ventilation parallèle, les ventilateurs prélèvent l'air de la dérive des ventilateurs et le rejettent dans l'atmosphère (Fig. 4.8b). Dans ce cas, la pression du système n'augmente pas, mais le débit augmente. Ce système peut être utilisé dans les mines à **faible résistance équivalente**.

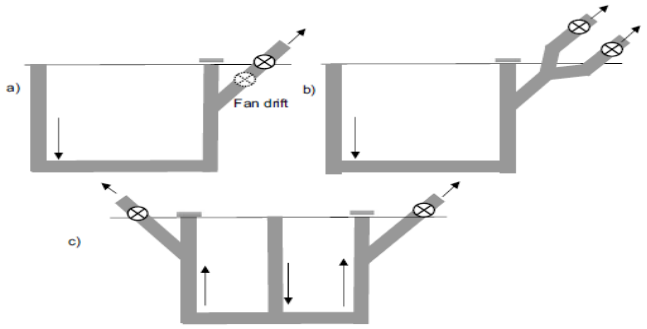


Fig. 4.8 Arrangement des ventilateurs dans une mine [53]:
a) séries, **b)** parallèle, **c)** combinée.

Quant à la disposition combinée (Fig. 4.8c), elle permet de ventiler chaque zone de la mine par un ventilateur spécifique. Cela garantit que chaque ventilateur ventile une longueur de circuit plus courte. Cependant, dans ce système, le fonctionnement de chaque ventilateur influence tous les autres.

b) Ventilateur d'appoint (booster fan)

Des ventilateurs d'appoint sont situés à l'intérieur de la mine pour aider le ventilateur principal à certains endroits. Ils sont utilisés pour améliorer l'environnement de travail dans des zones spécifiques lorsqu'un débit d'air ou une vitesse d'air plus élevés sont nécessaires. Par exemple, ils sont utilisés dans les zones de la mine où le flux d'air a été réparti entre plusieurs galeries. Dans ce cas, si la résistance d'une des galeries est plus importante, elles peuvent contribuer à augmenter le

débit d'air à l'intérieur de celle-ci. Le principal inconvénient des ventilateurs d'appoint est que leur installation peut réduire les débits d'air vers d'autres zones où l'air est également nécessaire. Un schéma d'installation courant est illustré à la Fig. 4.9.

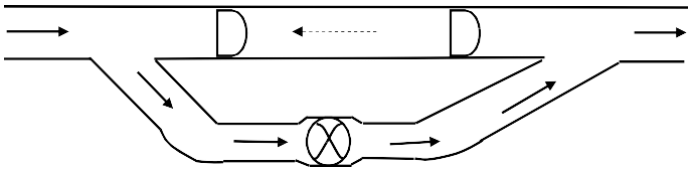


Fig. 4.9 Schéma d'installation d'un ventilateur d'appoint [4]

c) Ventilateurs auxiliaires

Ce sont eux qui servent à ventiler les rubriques de développement. Bien que ce soit plus complexe que cela, ils sont généralement utilisés pour diriger (amplifier) l'air vers les zones où il est le plus nécessaire et orienter le flux vers le front de taille.

Énergie consommée dans la ventilation

Soit un ventilateur prenant un débit d'air Q_1 à une vitesse v_1, une pression statique P_1 et une hauteur z_1. Le ventilateur augmente la pression du flux d'air (Q_2) jusqu'à une pression dynamique donnée par v_2, pression statique P_2 à la hauteur z_2 .

En utilisant l'équation de Bernoulli :

$$\frac{1}{2}\rho v_1^2 + \rho g z_1 + P_1 + E_v = \frac{1}{2}\rho v_2^2 + \rho g z_2 + P_2 \tag{4.1}$$

Considérant que les ventilateurs sont normalement à l'horizontale, $z_1 = z_2$, donc :

$$\frac{1}{2}\rho v_1^2 + P_1 + E_v = \frac{1}{2}\rho v_2^2 + P_2$$

Par conséquent, l'énergie fournie par le ventilateur est :

$$E_v = \left(\frac{1}{2}\rho v_2^2 + P_2\right) - \left(\frac{1}{2}\rho v_1^2 + P_1\right) \tag{4.2}$$

La formule ci-dessus est généralement comprise en unités de pression; cependant, si ces unités sont multipliées au numérateur et au dénominateur par des mètres, nous avons :

$$\left(\frac{N}{m^2}\right)\frac{m}{m} = \frac{J}{m^3}$$

Ainsi, une autre façon de voir l'expression ci-dessus est de considérer que le ventilateur fournit une énergie par unité de volume ($\frac{J}{m^3}$) égale aux différences entre la somme des pressions dynamique et statique à la sortie et à l'entrée du ventilateur. Ainsi, selon l'analyse dimensionnelle, si ces unités sont multipliées par le débit d'air, on obtient des unités de puissance :

$$\frac{J}{m^3}.\frac{m^3}{s}=\frac{J}{s}$$

Ainsi, l'énergie nécessaire pour faire passer l'air dans une galerie à une pression fixe est égale à:

$$P_{wu} = PTV.Q \qquad (4.3)$$

Où :
PTV : Pression totale (PTV) communiquée par le ventilateur
Q : Débit d'air

IV.3 Pressions du ventilateur

Sur la Fig. 4.10, on peut voir comment à partir d'une pression nulle au début du conduit d'admission, le ventilateur délivre une pression statique et dynamique à la masse d'air. L'augmentation de pression totale est la somme de la dépression générée la plus élevée (entrée du ventilateur) et de la surpression maximale (sortie du ventilateur). Les conduits d'entrée, et de sortie sont affectés par la les pertes de charge par frottement qui en résultent. La pression totale du ventilateur (PTV) représente l'énergie totale par unité de volume communiquée au fluide [55]. Ce paramètre est défini comme :

$$PTV = PT_i - PT_0 \qquad (4.4)$$

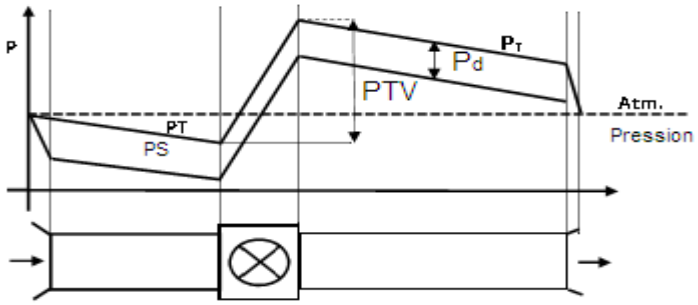


Fig. 4.10 Evolution des pressions statiques (PS) et totales (PT) pour un groupe de ventilation (gaines couplées à l'entrée et à la sortie du ventilateur). Modifié de [4,56]

Où PT_i et PT_o sont les pressions totales d'entrée (i) et de sortie (o), respectivement. Alors:

$$PTV = (PS_o + Pd_o) - (PS_i + Pd_i) \qquad (4.5)$$

Où : PS et Pd représentent les pressions statique et dynamiques, à l'entrée (i) et à la sortie (o), respectivement.

Si la section d'entrée et de sortie du ventilateur sont égales, alors les vitesses sont également les mêmes. Dans un tel cas:

$$PTV = (PSo) - (PSi) \qquad (4.6)$$

Par ailleurs, il est également courant de transformer une partie de la pression dynamique en sortie de ventilateur en pression statique au moyen d'une détente progressive. Ceci est réalisé avec des dispositifs appelés diffuseurs dans le cas des ventilateurs soufflants, qui permettent également

de coupler le ventilateur au conduit et évasés dans les ventilateurs d'extraction, qui rejettent directement dans l'atmosphère.

IV.4 Pertes du ventilateur

Un ventilateur est une machine qui accumule une série de pertes d'exploitation. Une compilation générale de ceux-ci est illustrée à la Fig. 4.11 au moyen d'un diagramme de Sankey [54] :

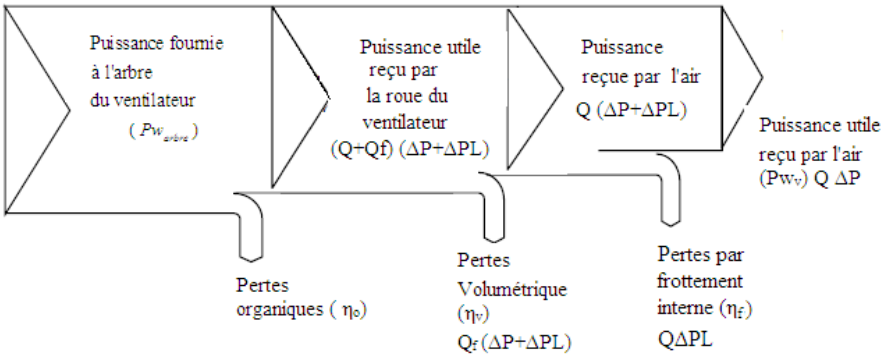


Fig.4.11 Diagramme de Sankey pour un ventilateur. Modifié de [4,54]

Avec tout ce qui précède, l'efficacité totale (η_t) du système peut être définie comme le quotient entre la puissance reçue par le fluide (Pw_v) et celle fournie à l'arbre du ventilateur (Pw_{arbre}) :

$$\eta_t = \frac{Pw_v}{Pw_{arbe}} \tag{4.7}$$

La performance globale du système est le rapport de l'énergie finale utile sur l'énergie totale fournie à l'arbre du ventilateur, dont la formulation est (Eq. 4.8) :

$$\eta_t = \frac{Q\ \Delta P}{Pw_{arbre}} \tag{4.8}$$

En multipliant par les facteurs unitaires suivants :

$$\frac{(Q+Q_f)(\Delta P+\Delta P_L)}{(Q+Q_f)(\Delta P+\Delta P_L)} \cdot \frac{Q(\Delta P+\Delta P_L)}{Q(\Delta P+\Delta P_L)};$$

On obtient, après réarrangement des termes, l'Eq. 4.9, qui est également déductible du diagramme de Sankey de la Fig. 4.10 :

$$\eta_t = \left(\frac{(Q+Q_f)(\Delta P+\Delta P_L)}{Pw_{arbre}}\right)\left(\frac{Q(\Delta P+\Delta P_L)}{(Q+Q_f)(\Delta P+\Delta P_L)}\right)\left(\frac{Q\Delta P}{Q(\Delta P+\Delta P_L)}\right) \tag{4.9}$$

Finalement, on obtient :

$$\eta_t = \eta_0\eta_v\eta_f \tag{4.10}$$

IV.5 Pertes du moteur électrique

Le rendement d'un moteur électrique (η_m) est le quotient entre la puissance utile fournie par le moteur (également appelée puissance à l'arbre, (Pw_{arbre}) et la puissance qu'il absorbe (Pw) du réseau électrique (Eq. 4.11). La figure 4.12 schématise ce concept.

$$\eta_m = \frac{Pw_{arbre}}{Pw} \tag{4.11}$$

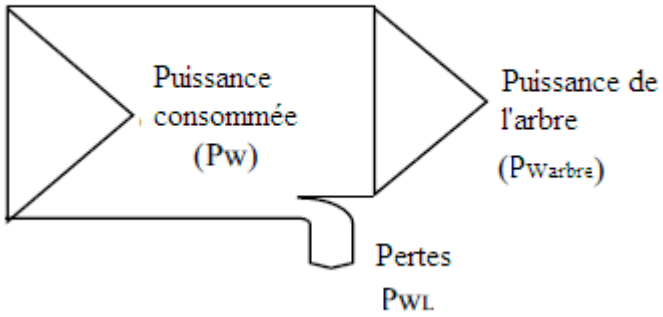


Fig. 4.12 Schéma de Sankey simplifié pour un moteur

La puissance à l'arbre (Pw_{arbre}) est la puissance mécanique transmise par le moteur à l'arbre du ventilateur. Cette valeur peut souvent être approximée par la puissance nominale, qui est indiquée sur la plaque signalétique, bien que des divergences soient possibles en raison des fluctuations du courant, des variations des conditions environnementales de travail ou de la charge d'entraînement du moteur. L'idée est que la puissance nominale du moteur ne doit être dépassée que pendant de très courtes périodes car cela a pour effet de diminuer sa durée de vie.

La puissance réelle, puissance active ou puissance réelle (Pw) est la puissance consommée et transformée en travail (couple, mouvement...) et en chaleur. C'est donc la puissance qui est utilisée pour déterminer la demande d'électricité. Elle est calculée, pour un système triphasé par la formule suivante :

$$Pw = \sqrt{3}UI\cos\Phi \quad \text{, en} \quad \text{(W)} \tag{4.12}$$

Où

- U : tension de ligne (V).
- I : Courant de ligne (A).
- Φ : Phase de la tension par rapport au courant.

$\sqrt{3}$: Constante pour les systèmes triphasés. Des phases équilibrées sont supposées, ce qui est normal dans les moteurs et les lignes correctement entretenus (sans usure ni faux contacts).

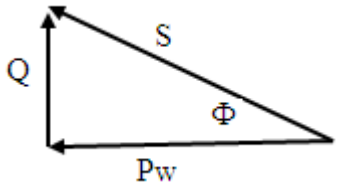


Fig. 4.13 Triangle de puissance électrique

La puissance réactive (Q) est un type d'énergie perdue, mais nécessaire au fonctionnement des équipements électriques. Cette puissance rebondit entre le réseau électrique et le moteur. Il est utilisé dans la génération de champs magnétiques et électriques dans les bobines et les condensateurs. Elle est exprimée par la formule :

$$Q = \sqrt{3}UI\sin(\Phi) \qquad (4.13)$$

Elle se mesure en voltampères réactifs (var).

La puissance apparente (S) est la puissance totale qui comprend à la fois la puissance consommée puis transformée en chaleur et travail (P) et la puissance consommée puis restituée (Q). Elle est calculée, pour un système triphasé, au moyen de l'expression suivante:

$$S = \sqrt{3}UI \qquad (4.14)$$

Elle est mesurée en voltampères (VA).

IV.6 Lois d'affinité des ventilateurs

Pour que ces lois soient appliquées, il faut que les deux ventilateurs soient dynamiquement similaires, c'est-à-dire qu'ils soient construits géométriquement similaires et que les diagrammes de vitesse en leurs points homologues soient également similaires.[4]

a) Variation de vitesse de rotation

Dans le cas d'un ventilateur dont la vitesse varie de N_0 à N (Fig.4.14), les équations : 4.15, 4.16 et 4.17 sont applicables (Fig. 4.14).

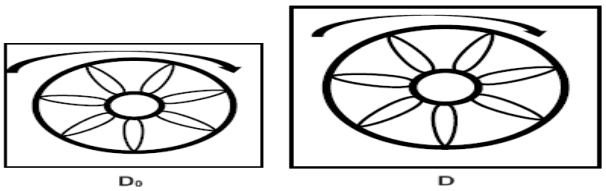


Fig. 4.14 Schéma de deux ventilateurs similaires de diamètres D_0 et D

Débit (Q):

$$Q = Q_0 \frac{N}{N_0} \qquad (4.15)$$

Pression (P):

$$P = P_0\left(\frac{N}{N_0}\right)^2 \tag{4.16}$$

Puissance (*Pw*):

$$Pw = Pw_0\left(\frac{N}{N_0}\right)^3 \tag{4.17}$$

b) Variation de diamètre

Pour deux ventilateurs dynamiquement similaires de diamètre D_0 et D tournant à la même vitesse, les équations : 4.18, 4.19 et 4.20 peuvent être utilisés.

Débit (Q):

$$Q = Q_0\left(\frac{D}{D_0}\right)^3 \tag{4.18}$$

Pression (*P*):

$$P = P_0\left(\frac{D}{D_0}\right)^2 \tag{4.19}$$

Puissance (*Pw*):

$$Pw = Pw_0\left(\frac{D}{D_0}\right)^5 \tag{4.20}$$

c) **Variation simultanée de plusieurs paramètres**

Pour deux ventilateurs similaires de diamètre D_0 et D (Fig. 4.15) tournant respectivement aux vitesses N_0 et N, les équations : 4.21, 4.22 et 4.23 sont remplies**.**

Débit (Q):

$$Q = Q_0\left(\frac{D}{D_0}\right)^3 \frac{N}{N_0} \tag{4.21}$$

Pression (*P*):

$$P = P_0\left(\frac{D}{D_0}\right)^2\left(\frac{N}{N_0}\right)^2 \tag{4.22}$$

Puissance (*Pw*):

$$Pw = Pw_0\left(\frac{D}{D_0}\right)^5\left(\frac{N}{N_0}\right)^3 \tag{4.23}$$

IV. 7 Courbes caractéristiques du ventilateur

Les courbes caractéristiques du ventilateur sont la représentation graphique de la relation entre un certain nombre de paramètres, à savoir le débit d'air, la pression statique ou totale, la vitesse du ventilateur, l'efficacité et les puissances d'un ventilateur. Parmi elles, les courbes qui représentent le débit d'air fourni par le ventilateur à une pression totale ou statique donnée sont les plus élémentaires. Afin d'obtenir ces courbes, les débits et pressions d'air sont analysés pour un ventilateur dans un banc d'essai, dont l'orifice de sortie est progressivement bloqué (Fig. 4.15). En d'autres termes, la pression différentielle à vaincre par le ventilateur est augmentée et le débit qu'il fournit est mesuré. Ainsi, la courbe du ventilateur représente le débit d'air fourni par le ventilateur à différentes résistances du système. [4]

A noter que lorsque le système est en livraison libre, le ventilateur fournit son débit d'air maximum. A ce stade, la pression statique est nulle et, par conséquent, les pressions totale et dynamique coïncident. A l'inverse, lorsque la sortie du ventilateur est complètement étanche, il ne fournit aucun débit, donc la pression dynamique est nulle. A ce stade, la pression totale et la pression statique coïncident.

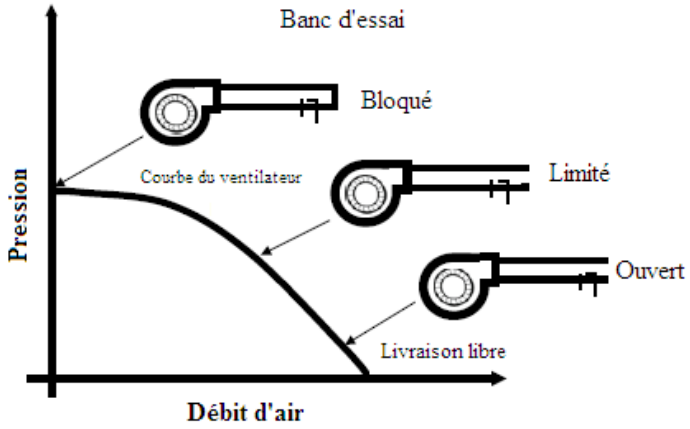


Fig. 4.15 Procédure expérimentale pour obtenir la courbe caractéristique du ventilateur à vitesse de rotation constante dans un banc d'essai. Modifié de [4,57]

D'après la figure 4.16 Pour fournir un débit de 8 000 m³/h, le ventilateur délivre une pression dynamique de 45 Pa. Pour un réseau ayant, avec ce débit une perte de charge de 955 Pa, la □P du ventilateur est de 1 000 Pa.

Pour obtenir ce point de fonctionnement le ventilateur doit tourner à 1 950 tr/min. Pour ce point de fonctionnement, son rendement sera de 81 % et la puissance à l'arbre sera proche de 2,8 kW.

Constatations : Par lecture sur cette courbe, on observe :

- Plus le débit augmente, pour une même vitesse de rotation, le rendement diminue. Ce qui implique une consommation énergétique plus importante.

- Les points de rendement fourni sur la courbe ci-dessus, présente un maxima à 81%. De part et d'autre de cette valeur le rendement diminue !

Il serait judicieux, avec des élèves, de tracer la courbe d'évolution - $\eta = f(Q)$ - du rendement en fonction du débit d'air !

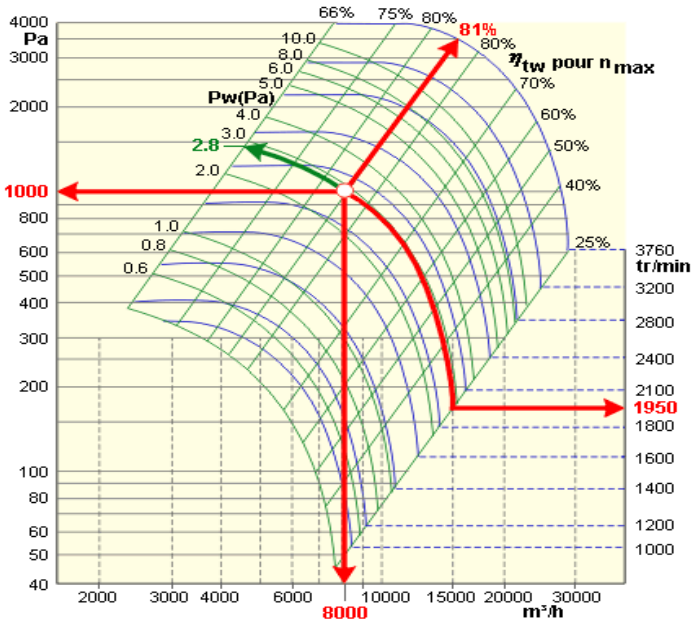


Fig. 4.16 Obtention du point de fonctionnement à partir de la courbe caractéristique de l'installation et de la pression totale fournie par le ventilateur [53]

IV.8 Associations de ventilateurs : montage série ou parallèle

a) Montage en série:

En théorie, les pressions statiques s'ajoutent à débit volumique constant. Dans la réalité, il existe un décalage résultant principalement du fait que l'écoulement de l'air n'est pas optimal à l'entrée du second ventilateur [53]. Un exemple est donné sur figure 4.17.

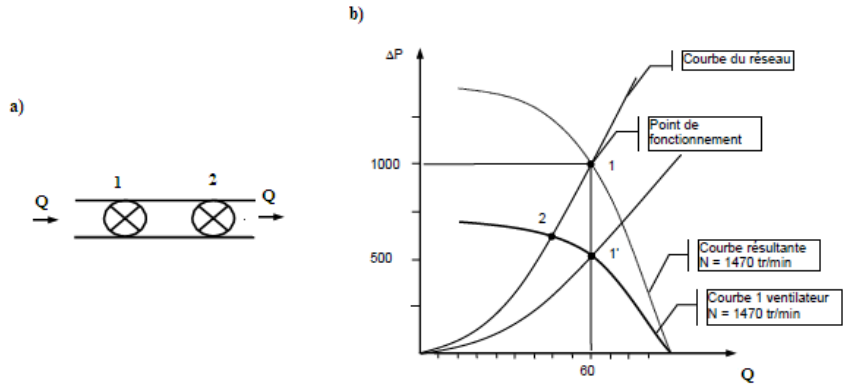


Fig. 4.17 a) Schéma de connexion des ventilateurs en série ; b) courbes caractéristiques du montage en série de deux ventilateurs identiques. Modifier de [4,53]

b) Montage en parallèle:

Si la courbe résultante est obtenue en additionnant les débits pour une pression donnée (figure 4.18)

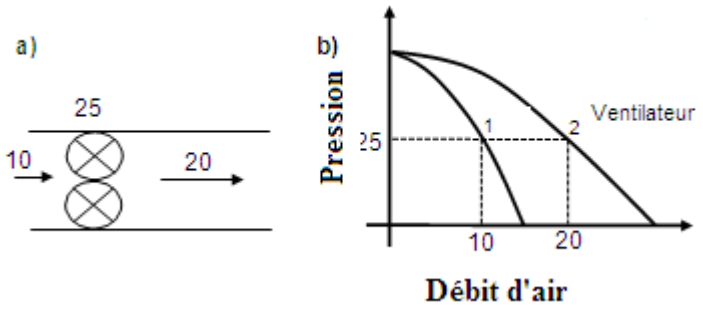


Fig. 4.18 a) Schéma de connexion du ventilateur en parallèle ;

b) courbes caractéristiques de connexion parallèle de deux ventilateurs égaux [4]

IV.9 Fonctionnement des ventilateurs

Lorsqu'un moteur triphasé est démarré avec un départ-moteur direct, un pic de consommation de courant se produit. Ce pic peut atteindre 4 à 10 fois plus que le courant de fonctionnement du moteur et peut provoquer une chute de tension dans le réseau. Pour cette raison, les systèmes de démarrage suivants sont généralement adoptés, à savoir :

- Démarreur étoile-triangle.
- Démarreur auto-transformateur.
- Démarreur progressif.

Le fabricant détermine le type qui convient le mieux au moteur pour chaque modèle de démarreur. En ce qui concerne la maintenance, les ventilateurs modernes disposent de dispositifs électroniques pour protéger le moteur. Cela comprend des thermistances pour contrôler les températures, des accéléromètres pour contrôler les vibrations et des sondes Petermann pour détecter l'effet de décrochage.

De plus, les recommandations suivantes sont établies :

- Afin d'éviter une défaillance des roulements, l'alignement entre les arbres du moteur et du ventilateur doit être vérifié au moins une fois tous les six mois.
- Les réservoirs d'huile doivent être vérifiés à la fréquence indiquée par le fabricant. Il en va de même pour le graissage des pièces du ventilateur.
- Les lames doivent être contrôlées annuellement pour éviter les dépôts de matière et l'usure. Une révision complète des roulements est recommandée chaque année.
- De manière générale, il convient d'intervenir sur le ventilateur s'il présente : des vibrations anormales, un bruit excessif, une forte consommation d'énergie ou de faibles performances.

IV.10 Dispositifs de contrôle du débit d'air

Une structure de contrôle de la ventilation est définie comme tout dispositif utilisé pour diriger le flux d'air là où il peut être utilement utilisé dans la mine. Un système de ventilation de mine est composé d'une grande variété de structures en fonction de l'objectif particulier. Par conséquent, avec le temps, un système de ventilation de mine peut devenir quelque peu complexe. La carte de la mine (un exemple en annexe) illustre les emplacements des structures les plus couramment utilisées dans les mines de charbon, notamment les barrages, les barrages avec portes, les régulateurs, les portes de sas, les passages à ciel ouvert, les joints et les rideaux [58]. Quelques descriptions de ces structures communes sont données dans la présente section.

IV.10.1 Arrêt (cloison)

Un arrêt (Stopping) est un mur ou une barrière érigée pour diriger le flux d'air vers les endroits de travail. Une seule mine nécessitera généralement des milliers d'arrêts tout au long de la durée de vie de la mine. Selon son rôle, un arrêt peut être temporaire ou définitif. Habituellement constitués d'une certaine forme de plastique résistant au feu ou de séparation en tissu, les arrêts temporaires sont utilisés dans les lieux de travail où des arrêts fréquents de la direction de l'air sont nécessaires.

Les arrêts temporaires sont tels qu'ils peuvent être installés et retirés relativement rapidement.

Des arrêts permanents sont placés là où un contrôle de la ventilation à long terme est nécessaire, par exemple entre les entrées d'admission et de retour dans un panneau à paroi longue, des sous-réseaux et des réseaux.

Les arrêts permanents peuvent être construits en utilisant une variété de matériaux: le béton, les parpaings, les panneaux d'acier et les blocs de ciment légers. Un arrêt en blocs de ciment léger courant est illustré à la figure 4.19

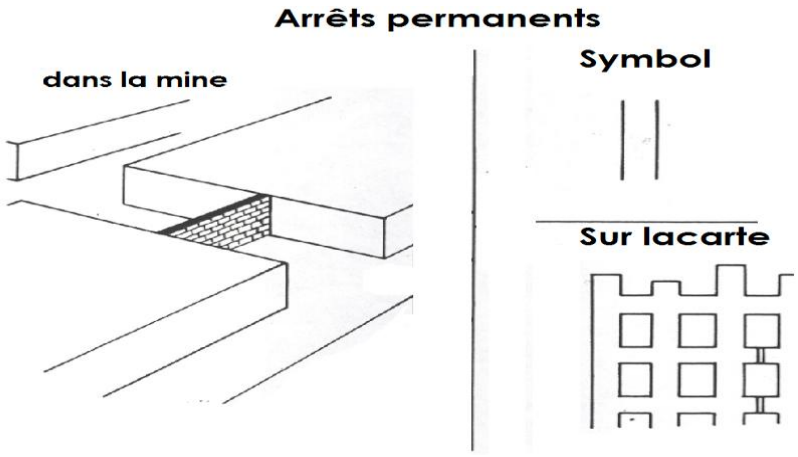


Figure 4.19 Arrêts permanents

IV.10.2 Arrêt avec porte « Air-lock Doors »

Les arrêts permanents peuvent être construits avec une cloison mobile pour permettre le passage du personnel ou du matériel. Les portes du personnel sont généralement de petites ouvertures (0.3 m^2) avec une porte à ressort et un loquet. Un joint en caoutchouc est situé sur le périmètre de la porte pour éviter les fuites d'air, tandis que la porte elle-même est généralement en acier. Des exemples de portes sont illustrés aux figures 4.20. Les portes d'équipement sont beaucoup plus robustes et doivent être accrochées au toit, aux nervures et au sol. Ce sont généralement des portes à double charnière et elles peuvent être ouvertes et fermées automatiquement ou manuellement. Une porte d'équipement automatique est illustrée à la figure 4.21.

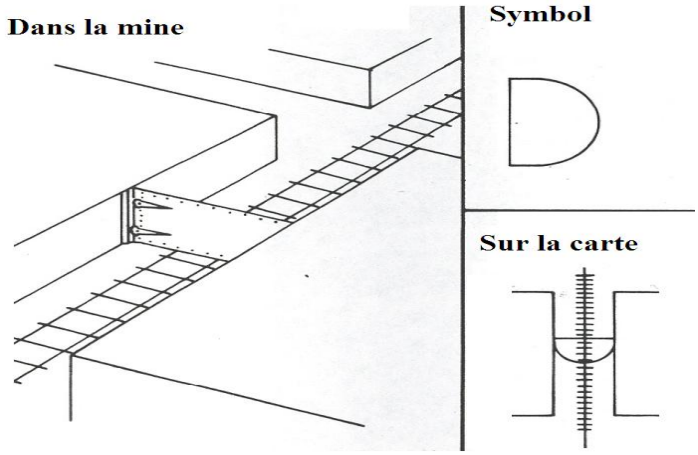


Figure 4.20 Portes



Figure 4.21 Arrêt avec portes automatiques pour équipements

IV.10.3 Régulateur

Un régulateur est un dispositif utilisé pour créer intentionnellement une perte de choc afin de restreindre le passage de l'air dans les voies d'aérage. Ils sont utilisés pour réguler la quantité d'air autorisée à circuler dans une section ou une division spécifique. Ils sont généralement installés dans des barrages permanents sous forme de cloisons coulissantes réglables et variables selon l'ouverture souhaitée. L'arrêt illustré sur la figure 4.33 possède un petit régulateur (réglable). Les régulateurs sont généralement situés du côté retour d'une division d'air pour minimiser les interférences avec la **c**irculation**.**

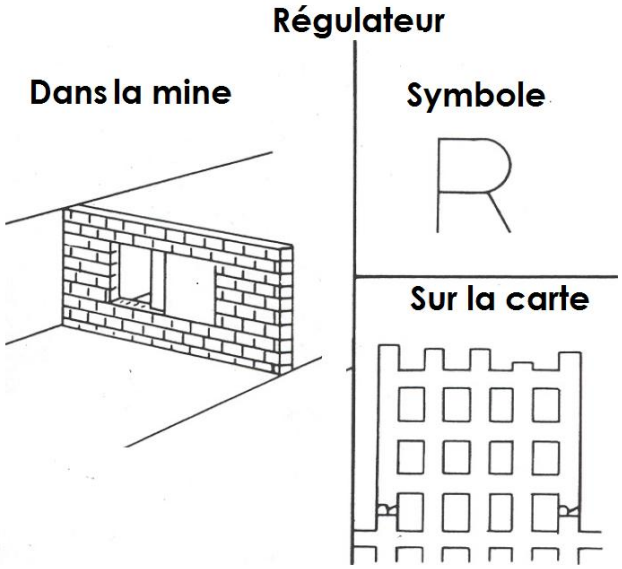


Figure 4.22 Régulateur

IV.10.4 Couvert (Overcast)

Les couverts sont des ponts pour l'air où les voies d'admission et de retour d'air doivent se croiser. (fig.4.23)

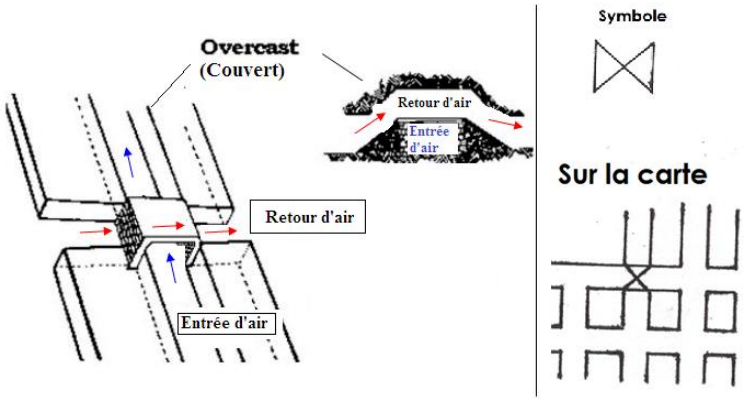


Figure 4.23 Couvert (Overcast) modifié de la référence [59]

IV.10.5 Joint (Seal)

Un joint est un type particulier d'arrêt utilisé pour isoler les chantiers abandonnés. Comme son nom l'indique, un scellé est destiné à isoler complètement une zone des chantiers miniers actifs. Un exemple de joint est illustré à la Figure 4.24.

Les joints de mine, d'autre part, sont généralement composés de deux joints de paraison en blocs de béton ou de maçonnerie construits à une certaine distance l'un de l'autre, avec un matériau de remplissage placé entre eux. [58]



Figure 4.24 Exemple du joint (seal) [58]

IV.10.6 Rideau en tissu (ou en plastique)

Un rideau facial est un rideau en plastique ou en tissu résistant au feu qui est suspendu longitudinalement dans une tête sans issue. Il divise l'entrée en deux de sorte que l'air soit dirigé vers le visage le long d'un côté du rideau et renvoyé le long de l'autre côté. Les rideaux en treillis sont également utilisés comme barrages temporaires, comme illustré à la figure 4.36, jusqu'à ce qu'un rideau permanent puisse être installé.



Figure 4.25. Un rideau en plastique installé (arrêt temporaire)

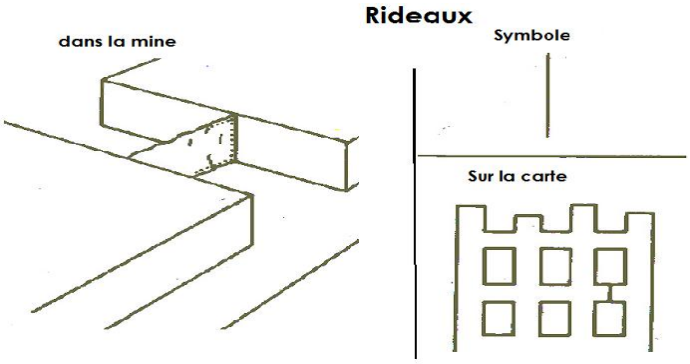


Figure 4.26. Rideaux

IV.11 Calcul par l'expression simplifiée de l'aire du régulateur

Afin de résoudre les problèmes de sélection de l'aire du régulateur, on utilise souvent l'expression suivante pour l'orifice équivalent (Murgue 1873) [60]:

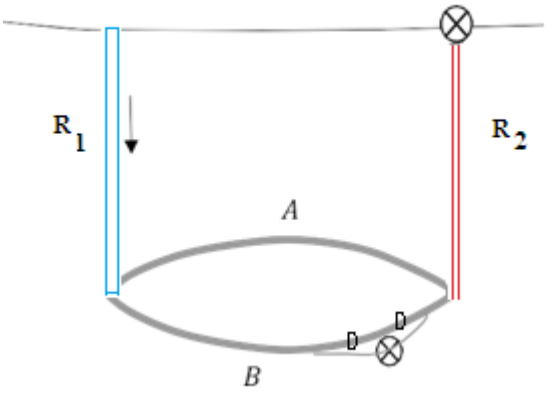
$$A = \frac{1.2}{\sqrt{\Delta P}} Q \tag{4.25}$$

Différents coefficients sont applicables en fonction de la géométrie concernée. L'expression ci-dessus avec le coefficient 1.2 est la plus connue, bien qu'elle soit plus précisément adaptée aux régulateurs de type boîte.[11] [4]

[11] Porte de ventilation à panneau coulissant.

IV.12 Exercices avec solutions

Exercice 4.1 Le ventilateur principal de la mine illustré sur la figure fonctionne à une pression de 1600 Pa. De toute cette pression, 600 Pa est utilisé pour vaincre la résistance combinée des deux galeries parallèles (A et B). La quantité d'air circulant dans la galerie A est de 22 m^3 s^{-1} et dans la galerie B de 17 m^3 s^{-1}. Il vous est demandé de déterminer la pression maximale à laquelle le ventilateur peut fonctionner avant que le débit d'air à l'intérieur de la galerie A ne devienne nul (pression critique). Supposons qu'après l'installation du ventilateur d'appoint, le ventilateur principal continue de fonctionner à la même pression.



Solution

Tout d'abord, la résistance des deux puits (R_{1-2}) peut être calculée :

$$R_{1-2} = \frac{P_{1-2}}{Q_T^2} = \frac{(1600 - 600)}{((22+17))^2} = 0.657 \frac{Ns^2}{m^8}$$

Ensuite, la résistance de la galerie B peut être obtenue de la même manière :

$$R_B = \frac{P_B}{Q_B^2} = \frac{600}{(17)^2} = 2.07 \frac{Ns^2}{m^8}$$

Lorsque la quantité d'air traversant la galerie A est nulle, la différence de pression entre ses deux extrémités est également nulle. Ce fait implique que toute la pression fournie par le ventilateur principal est utilisée pour surmonter les résistances des puits, donc:

$$P_T = R_{1-2} Q'^2_T ;$$

$$Q'_T = \sqrt{\frac{P_T}{R_{s1-s2}}} = \sqrt{\frac{1600}{0.657}} = 49.34 \frac{m^3}{s}$$

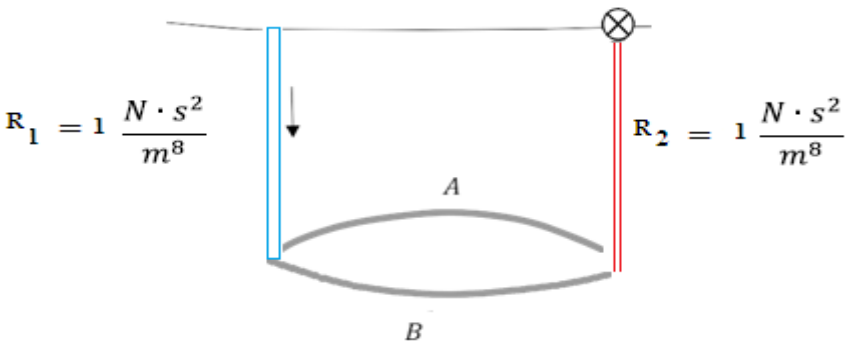
La quantité d'air qui circule dans la galerie B après l'installation du ventilateur soufflante (Q'_B) est égale à la quantité totale circulant dans les puits (Q'_T). Il en est ainsi car la

quantité passant par la galerie A est nulle. Ainsi, la résistance de la galerie B étant également connue, on a :

$$P_B^{'} = R_B Q'^2_T = 2.07(49.34)^2 = 5039{,}28\ Pa$$

Exercice 4.2 Le ventilateur principal de la mine représenté sur la figure communique un débit d'air de 50 $m^3\ s^{-1}$ fonctionnant à une pression de 6000Pa. Le débit d'air qui circule dans la galerie A est de 35 $\frac{m^3}{s}$, et dans la galerie B est de 15

$\frac{m^3}{s}$. Déterminer la pression à laquelle doit fonctionner un ventilateur situé dans la galerie B pour porter son débit d'air à 25 $m^3\ s^{-1}$. Supposons que la pression fournie par le ventilateur principal ne change pas après l'installation du ventilateur d'appoint.



Solution

Avant l'installation du ventilateur, nous avons pour la branche A :

$$6000\ Pa = (R_1 + R_2)Q_T^2 + R_A Q_A^2 = (1+1)(50)^2 + R_A(35)^2$$

Nous avons finalement : $R_A = 0.816\frac{Ns^2}{m^8}$

Similarly, for branch B, we have:

$$6000\ Pa = (R_1 + R_2)Q_T^2 + R_B Q_B^2 = (1+1)(50)^2 + R_B(15)^2$$

Nous avons finalement :

$$R_B = 4.44\frac{Ns^2}{m^8}$$

Après l'installation du ventilateur dans la branche B, le débit d'air total et les débits d'air dans les branches A et B varient. Ces nouvelles valeurs sont notées $Q_T^{'}$, $Q_A^{'}$ et $Q_B^{'}$,

respectivement. Dans ce cas, si la condition imposée dans l'énoncé d'absence de variation de pression dans le ventilateur principal est appliquée, on a :

$$6000\ Pa = (R_{s1} + R_{s2})Q'^2_T + R_A Q^2_A$$

Nous avons:

$Q'^2_A = (Q'_T - Q'_B)^2$, Alors:

$$6000 Pa = (1+1)\frac{Ns^2}{m^8} Q'^2_T + 0.816 \frac{Ns^2}{m^8}\left(Q'_T - 25\frac{m^3}{s}\right)^2$$

Alors: $Q'_T = 51.99\frac{m^3}{s}$

Et:

$$6000\ Pa + P_B = (R_1 + R_2)Q'^2_T + R_B Q'^2_B$$

$$6000 Pa + P_B = (1+1)\frac{Ns^2}{m^8}\left(51.99\frac{m^3}{s}\right)^2 + 4.44\frac{Ns^2}{m^8}\left(25\frac{m^3}{s}\right)^2$$

Finalement : $P_B = 2180.92$ Pa.

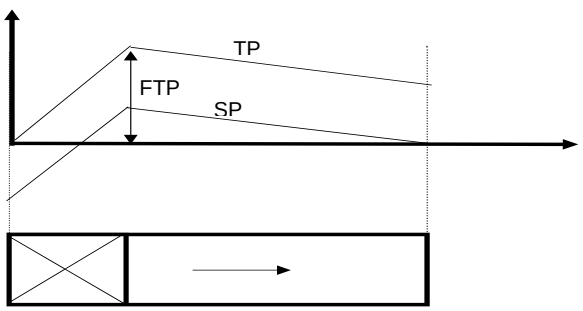
Exercice 4.3 Déterminer la puissance utile d'un système de forçage si :

a) Il est capable de générer un débit d'air de 20 m3 s−1 dans une section de gaine de 2,3 m^2.

b) Les pertes statiques entre la sortie du ventilateur et l'extrémité du conduit sont de 1000 Pa.

Solution

Un système de soufflage suit la disposition de la figure suivante.



La vitesse moyenne à l'intérieur du conduit peut être calculée à partir de :

$$V = \frac{Q}{S} = \frac{20\frac{m^3}{s}}{2.3m^2} = 8.69\frac{m}{s}$$

La pression dynamique vaut donc : $PV = \frac{1}{2}\rho_a V^2 = \frac{1}{2}1.2(8.69)^2 = 45.31Pa$

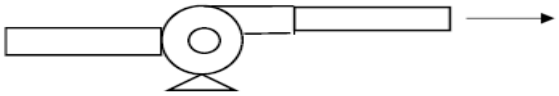
La pression totale du ventilateur :

$$PTV = PSV + PV = 1000 + 45.31 = 1045.31\ Pa$$

Alors, la puissance totale nécessaire pour déplacer cette quantité d'air (puissance utile fournie au fluide) est : $P_{wu} = PTV\ Q = 1045.31Pa.20\frac{m^3}{s} = 20906.2\ W = 20.9\ kW$

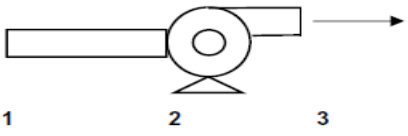
Exercice 4.4 Les pressions statique (PS) et dynamique (PV) ont été mesurées pour les ventilateurs des figures, leurs valeurs étant celles données dans les tableaux.

Cas 1: Système d'appoint



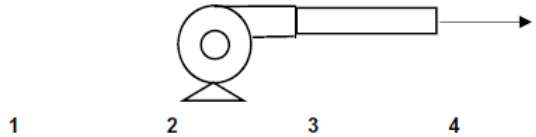
		Pressure	
		PS	PV
Point	1	0	0
	2	−400	80
	3	400	80
	4	0	80
	5	0	0

Cas 2: Système d'aspiration



		Pressure	
		SP	VP
Point	1	0	0
	2	−400	80
	3	0	80
	4	0	0

Cas 3: Système de soufflage



		Pressure	
		SP	VP
Point	1	0	0
	2ª	−80	80
	3	400	80
	4	0	120
	5	0	0

Les pressions statique et dynamique ont la même valeur absolue mais avec des signes contraires. La pression totale est donc nulle

Il vous est demandé de calculer le PTV et le PSV pour chaque cas.

Solution

Cas 1:

		Pressure		
		PS	PV	PT
Point	1	0	0	0
	2	−400	80	−320
	3	400	80	480
	4	0	80	80
	5	0	0	0

$$PTV = PT_3 - PT_2 = 480 - (-320) = 800 \quad PSV = PTV - PV_3 = 800 - 80 = 720$$

Notez les valeurs de pression totale négative dans le conduit d'aspiration.

Cas 2:

		Pressure		
		SP	VP	TP
Point	1	0	0	0
	2	−400	80	−320
	3	0	80	80
	4	0	0	0

$$PTV = PT_3 - PT_2 = 80 - (-320) = 400 \quad PSV = PTV - PV_3$$

$$= 400 - 80 = 320$$

Cas 3:

		Pressure		
		SP	VP	TP
Point	1	0	0	0
	2	−80	80	0
	3	400	80	480
	4	0	120	120
	5	0	0	0

$$PTV = PT_3 - PT_2 = 480 - 0 = 480 \quad PSV = PTV - PV_3 = 480 - 80 = 400$$

Exercice 4.5 Le moteur asynchrone d'un ventilateur de mine a la plaque signalétique suivante :

• Puissance = 3,2 kW

• Tension = 6 kV

• Fréquence = 50 Hz

• Efficacité = 86 %.

• Cosϕ = 0,85.

Déterminer:

(a) Puissance développée par le moteur sur son arbre.

(b) Puissance absorbée.

(c) Intensité absorbée.

(d) Pertes de puissance dans le moteur.

Solution

a) La puissance développée dans le puits peut être approchée au moyen de la puissance nominale, dont la valeur est de 3,2 kW.

b) La puissance réelle ou absorbée (Pw) est calculée à partir du rendement : $Pw = \frac{Pw_{arbre}}{\eta} = \frac{3200\,W}{0.86} = 3720.93W$

c) The absorbed intensity can be obtained from:
$I = \frac{Pw}{\sqrt{3}U\cos\Phi} = \frac{3720.93}{\sqrt{3}\times 6000\times 0.85} = 0.447\,A$

d) La puissance perdue (Pw_p) est donc :

$Pw_p = Pw - Pw_{arbre} = 3720.93 - 3200 = 520.93W$

Exercice 4.6 Un ventilateur, tournant à 500 tr/min, fournit 70 $m^3\ s^{-1}$ à une pression de 600 Pa. Déterminer :

(a) La courbe d'impédance du système.

(b) La pression qu'il serait capable de fournir à ces révolutions, s'il fournissait un débit d'air de 140 $m^3\ s^{-1}$.

Solution

(a) A partir de la courbe caractéristique du circuit **:** $P = RQ^2$

Donc R : $R = \frac{P}{Q^2} = \frac{600}{(70)^2} = 0.122\frac{Ns^2}{m^8}$

Par conséquent, la courbe d'impédance du système est la parabole : $P = 0.122.Q^2$

(b) Comme la résistance (R) est une caractéristique du circuit et reste invariable tant qu'elle n'est pas modifiée, on a :

$$R = \frac{P_1}{Q_1^2}$$

$$R = \frac{P_2}{Q_2^2}$$

Alors

$$\frac{P_1}{Q_1^2} = \frac{P_2}{Q_2^2}$$

Donc:

$$P_2 = P_1 \frac{Q_2^2}{Q_1^2} = 600 \frac{(140)^2}{(70)^2} = 2400 Pa$$

Exercice 4.7 Un ventilateur fournit 100 m^3 s^{-1} à une pression de 1000 Pa. Dans ces conditions, sa vitesse de rotation est de 500 tr/min et reçoit 200 kW de puissance dans l'arbre. Déterminer:

(a) La vitesse à laquelle il doit tourner pour que le débit augmente de 25 %.
(b) La pression capable de fournir à cette vitesse de rotation.
(c) L'efficacité totale du ventilateur.

Solution

Les conditions indiquées dans la déclaration sont : $Q_1 = 100 \frac{m^3}{s}$

a) Le nouveau débit après augmentation de 25%

$$Q_2 = 1.25 \times 100 \frac{m^3}{s} = 125 \frac{m^3}{s}$$

$$N_2 = N_1 \left(\frac{Q_2}{Q_1} \right) = 500 \left(\frac{125}{100} \right)$$

$$N_2 = 625 tr.\min^{-1}$$

b) De même, en utilisant la loi d'affinité correspondante :

$$P_2 = P_1\left(\frac{N_2}{N_1}\right)^2 = 1000\left(\frac{625}{500}\right)^2 = 1562.5\text{Pa}$$

L'énergie utile fournie au fluide Pw_f est:

$$Pw_f = P_T.Q = 1000.(100) = 100\,kW$$

c) La puissance reçue dans l'arbre du ventilateur (P_{arbre}) est 200 kW. Par conséquent, le rendement total du ventilateur est :

$$\eta_t = \frac{Pw_v}{Pw_{arbre}} = \frac{100}{200} = 0.5$$

Exercice 4.8 Pour mener à bien la ventilation secondaire d'un cap d'aménagement, il faut 45,8 m3 s−1 d'air au front. Les calculs de fuite effectués indiquent que cela peut être réalisé au moyen d'un système de forçage dans lequel le ventilateur souffle 46,21 m3 s-1 (Qfan) à une pression de 4861,7 Pa (Pfan). Les données suivantes sont également disponibles :
Courbe d'impédance du système :

Q_v	P
0	0
10	228
20	911
30	2049
40	3643
50	5693
55	6888

- 130 kW- courbe caractéristique du ventilateur:

$$P_{\text{fan}} = -1.0745Q^2 + 60.885Q + 1613.2$$

- 150 kW- courbe caractéristique du ventilateur:

$$P_{\text{fan}} = -1.1906Q^2 + 54.583Q + 2424.9$$

Déterminer la configuration en série optimale de deux ventilateurs égaux qui répond le mieux aux besoins du système.

Solution

La courbe d'impédance du système, obtenue à partir du tableau, est :

$$P_{Syst} = 2.277Q^2$$

Les options de deux unités de 130 kW et de deux unités de 150 kW, en série, sont analysées.

(a) Couplage en série 2 unités de 130 kW :

La courbe caractéristique des ventilateurs et du système est :

$$P_{fan} = -2.149Q^2 + 121.77Q + 3226.3$$

$$P_{Syst} = 2.277Q^2$$

Le point commun est obtenu en résolvant le système par égalisation :

$$2.277\,Q^2 = -2.149\,Q^2 + 121.77\,Q + 3226.3$$

Donc :

$$Q = 44.06\,\frac{m^3}{s} \quad et \quad P = 4419.8 \text{ Pa}$$

(b) Couplage en série 2 unités de 150 kW :

La courbe caractéristique des ventilateurs et du système est :

$$P_{fan} = -2..381Q^2 + 109.166Q + 4849.8$$

$$P_{Syst} = 2.277Q^2$$

L'égalisation des deux expressions donne :

$$2.277\,Q^2 = -2..381\,Q^2 + 109.166\,Q + 4849.8$$

Finalement :

$$Q = 44.05\,\frac{m^3}{s} \quad et \quad P = 4827.56 \text{ Pa}$$

La solution la mieux adaptée aux besoins est celle de deux ventilateurs de 150 kW disposés en série.

Exercice 4.9 Déterminer la surface approximative d'un régulateur à panneau coulissant qui est capable de laisser passer un débit de 12 $m^3\ s^{-1}$ lorsque les pressions statiques au vent et sous le vent de celui-ci sont respectivement de 550 Pa et 350 Pa.

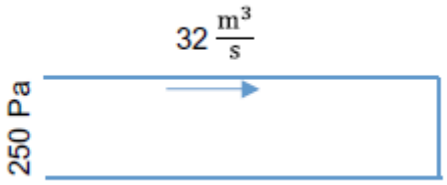
Solution

Nous avons:

$$A = \frac{1.2}{\sqrt{\Delta P}}Q = \frac{1.2}{\sqrt{(540-330)}}.12 = 1.04m^2$$

Exercice 4.10 Le district minier de la figure est traversé par un débit d'air de 32 lorsque la différence de pression entre les voies d'aspiration et de reprise est de 250 Pa. Ce débit

d'air est à réduire à 27 m3 s−1 au moyen d'un régulateur installé dans les voies d'aérage de retour. Déterminer la zone du régulateur.



Solution



Dans un premier temps, on calcule la résistance totale du quartier sans régulateur (Rdist) : $R_{dist} = \frac{\Delta P}{Q_{dist}^2} = \frac{250}{(32)} = 0.244 \frac{Ns^2}{m^8}$

Pour un débit d'air de 27 m^3 s^{-1}, la résistance totale dans le circuit avec régulateur est:

$$R_{eq} = \frac{\Delta P}{Q_{reg}^2} = \frac{250}{(27)} = 0.343 \frac{Ns^2}{m^8}$$

Le régulateur doit fournir la différence de résistance, donc :

$$R_{eq} = R_{eq} - R_{dist} = 0.099 \frac{Ns^2}{m^8}$$

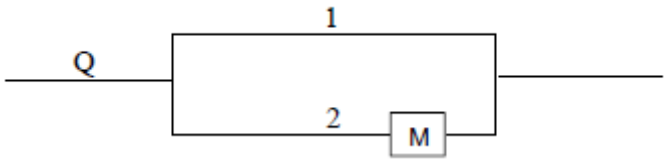
L'aire du régulateur peut être obtenue comme suit : $A = \frac{1.2}{\sqrt{\Delta P}} Q = \frac{1.2}{\sqrt{R_{reg} Q^2}} Q = \frac{1.2}{\sqrt{R_{reg}}}$

Et donc: $A = \frac{1.2}{\sqrt{R_{reg}}} = \frac{1.2}{\sqrt{0.099}} = 3.81 m^2$

Exercice 4.11 Il est nécessaire d'établir une machinerie permanente dans la galerie 2 de la figure. Cette machine augmente sa résistance jusqu'à $4 \frac{Ns^2}{m^8}$ en réduisant la quantité d'air jusqu'à $30\, m^3 s^{-1}$. Lorsque ces conditions sont remplies, la quantité totale dans le système est de $100\, m^3 s^{-1}$. Il vous est demandé de :

(a) Proposez trois solutions pour que les quantités d'air qui circulent dans les deux galeries soient les mêmes (sont compensées).

(b) Estimez la surface du régulateur qui permet de compenser les débits d'air des deux branches à $45\,m^3s^{-1}$.



Solution

(a) C'est un problème de ventilation décompensée ; pour le résoudre, il y a trois options :

(1) Réduire la résistance R_2 d'une manière ou d'une autre, par ex. en augmentant la section de la galerie, ce qui est une option extrêmement coûteuse, ou en réduisant son facteur de frottement en uniformisant les murs.

(2) L'installation d'un ventilateur dans la galerie 2, qui est également coûteuse car l'équipement doit être acheté et consomme également de l'énergie.

(3) Placer un régulateur dans la galerie 1.

(b) Dans ce cas, pour des conditions de résistance élevées par la machinerie, on a, pour un système parallèle : $\Delta P_1 = \Delta P_2 \Rightarrow R_1 Q_1^2 = R_2 Q_2^2$

Puis, opérant et substituant : $\frac{70}{30} = \sqrt{\frac{4}{R_1}}$

Alors $R_1 = 0.735\,Ns^2m^{-8}$

Après l'installation du régulateur, le débit total est réduit, comme vu dans l'exercice précédent. Dans ce cas, il faut qu'il soit égal dans les deux branches, donc : $\frac{45}{45} = 1 = \sqrt{\frac{4}{R_1^{'}}}$

Alors $R_1^{'} = 4Ns^2m^{-8}$

De plus, la résistance du régulateur vaut : $R_{reg} = R_1^{'} - R_1 = 3.265Ns^2m^{-8}$

Et nous avons

$\Delta P = R_{reg}Q^2 = 3.265Ns^2m^{-8}\left(45m^3s^{-1}\right) = 6611.63$Pa

Enfin, la surface du régulateur peut être estimée par: $A = \frac{1.2}{\sqrt{\Delta P}}Q = \frac{1.2}{\sqrt{6611.63}}45 = 0.66m^2$

Références bibliographiques

[1] McPherson, M. J., 1993, Subsurface Ventilation and Environmental Engineering, Chapman & Hall, London.

[2] https://media.xpair.com/auxidev/nF01a_PropAir.pdf (02/2022)

[3] Sylvain Beaupré, La perception du risque sous terre : l'exemple des mineurs de fond de l'Abitibi-Témiscamingue, Thèse de PHD, Université de Montréal, 2011

[4] Carlos Sierra, « Mine Ventilation, A Concise Guide for Students, Springer Nature, Switzerland, 2020 https://doi.org/10.1007/978-3-030-49803-0

[5] Novitzky, A. (1962). *Ventilación de minas* [in Spanish]. Buenos Aires: Yunque.

[6]Fritzsche, C. H. (1965). Ventilación de las minas. In *Tratado de laboreo de minas.*

[7] Dicks, F., & Clausen, E. (2017). Ventilation on demand. *Mining Report*, *153*(4), 334–341.

[8] Tran-Valade, T.,&Allen, C. (2013).Ventilation-on-demand key consideration for the business case. In *Convention: Proceedings of the Toronto CIM Conference*, Canada.

[9] Jahir, T., Zhao, J., Mohammed, M. H., & McCullough, J. D. D. (n.d.). Using gas monitoring and personnel & vehicle tracking to maximize the benefits of ventilation-on-demand in underground mining operations. CONSPEC.

[10] Wallace, K., Prosser, B., & Stinnette, J. D. (2015). The practice of mine ventilation engineering. International Journal of Mining Science and Technology, *25*(2), 165–169.

[11] BIT (Bureau international du travail), Guide pour la prévention Et la suppression des poussières Dans les mines, les galeries Et les carrières, GENÈVE 1965

[12] R. LEFEVRE, Note sur les différences de pression entre puits dans les mines aérées par ventilateurs souterrains, Bruxelles, Belgique, 1941.

[13] Calizaya, F., & Mutama, K. R. (2004, May). Comparative evaluation of block cave ventilation systems. In *Proceedings of the 10th US/North American Mine Ventilation Symposium*, Anchorage, Alaska, USA (pp. 16–19).

[14] Gillies, S., & Wu, H. W. (2013). Australian longwall panel ventilation practices. In *13th Coal Operators' Conference*, University of Wollongong, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy & Mine Managers Association of Australia (pp. 176–183).

[15] Hartman H. L., Mutmansky J. M., Ramani R. V., Wang Y. J. Mine Ventilation And Air Conditioning, WILEY-INTERSCIENCE PUBLICATION, USA; 1997

[16] Cross H (1936) Analysis of flow in networks of conduits or conductors. Bull. Illinois University Eng. Exp. Station. No. 286

[17] Hartman HL, Wang YJ (1967) Computer solution of three dimensional mine ventilation networks with multiple fans and natural ventilation. Int J Rock Mech Sc 4(2):129–154

[18] Maas W (1950) An electrical analogue for mine ventilation and its application to ventilation planning Geologie en Mijnbouw, 12, April

[19] McElroy GW (1954) A network analyzer for solving mine ventilation distribution problems. U.S. Bureau of Mines Inf. Circ. 7704. 13 pp

[20] Atkinson JJ (1854) On the theory of the ventilation of mines. North of England Institute of Mining Engineers. No. 3, p. 118

[21] Ajay Kumar Jha, Selection of Main Mechanical Ventilators for Underground Coal Mines, A Case Study, Springer Briefs in Environmental Science, ISBN 978-3-319-56859-1 (eBook), DOI 10.1007/978-3-319-56859-1,2017

[22] McPherson MJ (1964) Mine ventilation network problems (solution by digital computer). Colliery Guardian Aug. 21. pp 253–254

[23]McPherson MJ (1966) Ventilation network analysis by digital computer. Mining Eng. 126(73):12–28

[24] McPherson MJ (1984) Mine ventilation planning in the 1980's. Int J Min Eng 2:185–227

[25] SME Mining Engineering Handbook, Michael A. Tuck, Associate Professor of Mining Engineering, University of Ballarat, Victoria, Australia.

[26] Mine Ventilation Systems Practical Mine Ventilation Engineering, Chapter 9.

[27] Kayode M. Ajayi, Khosro Shahbazi, Purushotham Tukkaraja, Kurt Katzenstein, Prediction of airway resistance in panel cave mines using a discrete and continuum model, International Journal of Mining Science and Technology, Volume 29, Issue 5, 2019, Pages 781-784, ISSN 2095-2686, https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.02.004.

[28] Munson, B. R., Young, D. E., and Okiishi, T. H., 1994, *Fundamentals of Fluid Mechanics*, 2nd ed., Wiley, New York.

[29] Wang, Y. J., and Hartman, H. L., 1967, "Computer Solution of Three-Dimensional Mine Ventilation Networks with Multiple Fans and Natural Ventilation," Intl. J.Rock Mechanics Mng. Sei. (Oxford), Vol. 4, No. 2, Apr., pp. 129-154.

[30] Wang, Y. J., and Saperstein, L. W., 1970, "Computer-Aided Solution of Complex Ventilation Networks," Trans. SME-AIME, Vol. 247, pp. 238-250.

[31] Didyk, M., Ramani, R. V., Stefanko, R., and Luxbacher, G. W., 1977, "Advancement of Mine Ventilation Network Analysis from Art to Science," Vol. 3, PB 290 193, National Technical Information Service, Springfield, VA, 196 pp.

[32] Scott, D. R., and Hinsley, F. B., 1951, "Ventilation Network Theory," *Colliery Eng.* (London), Vol. 28, Nos. 324, 326,328, 334, pp. 67-71, 159-166,229-235,497-500, respectively.

[33] Yevdokimov, A. G., 1969, "A Theory of the Solution of Steady State Network Problems with Special Reference to Mine Ventilation Networks," *Intl. J. Num. Meth. Eng.*, Vol. 1, No. 3, pp. 279-299.

[34] Jacques, E. J. P. M., 1976, "Generalization of Cross' Iterative Method for Computing Ventilation Networks," Proc. Intl. Mine Vent. Cong., R. Hemp and F. H. Lancaster, eds., Mine Ventilation Society of South Africa, Johannesburg, pp. 1-3.

[35] Wang, Y. J., 1989, "A Procedure for Solving a More Generalized System of Mine Ventilation Network

[36] Owili-Eger, A. S. C , 1973, "Simulation of Quantity and Quality Control in Mine Ventilation," M. S. thesis, Penn. State Univ., University Park, PA, 259 pp.

[37] Wang, Y. J., 1982a, "Critical Path Approach to Mine Ventilation Networks with Controlled Flow," Trans. SME-AIME, Vol. 272, pp. 1862-1872.

[38] Wang, Y. J., and Mutmansky, J. M., 1982, "Application of CPM in Mine Ventilation," Proc. 1st Mine Vent. Symp., H. L. Hartman, ed., SME-AIME, New York, pp. 159-168.

[39] Kostas Fytas, développement d'un modèle intégré informatique pour la planification de la ventilation dans les mines souterraines, Rapport Université de Laval, Département de génie des mines, de la métallurgie et des matériaux, Montréal (Québec), Canada, février 2002.

[40] Bruzewski, R. G., and Aughenbaugh, N. E., 1977, "Effects of Weather on Mine Air," Mng. Cong. J., Vol. 63, No. 9, Sept., pp. 23-25.

[41] Biswas, N., 1966, "The Effect of Periodic Variations in Temperature and Humidity of Air Due to Seasonal and Diurnal Changes on Climate in Underground Roadways," Mng. Mini. Eng. (London), Vol. 2, No. 6, June, pp. 219-225.

[42] Weeks, W. S., 1926, Ventilation of Mines, McGraw-Hill, New York

[43] Rees, J. P., 1950, Ventilation Calculations, Transvaal Chamber of Mines, Johannesburg.

[44] McElroy, G. E., 1935, "Engineering Factors in the Ventilation of Metal Mines," USBM Bull., No. 385, 196 pp.

[45] Bruce, W. E., 1986, "Natural Draft: Its Measurement and Modeling in Underground Mine Ventilation Systems," MSHA I.R., No. 1183.

[46] Hinsley, F. B., 1965, "New Method of Calculating the Natural Ventilating Pressure in Mines," Colliery Guard. (London), Vol. 211, No. 5454, Oct. 29, pp. 653-656.

[47] Hess, S. L., 1959, Introduction to Theoretical Meteorology, Holt, Rinehart & Winston, New York.

[48] Voropaev, A. F. (1950). Thermal depression in pit ventilation [in Russian]. Moscow: Izd-vo Akad. Nauk UkrSSR.

[49]Novitzky, A. (1962). Ventilación de minas [in Spanish]. Buenos Aires: Yunque.

[50] Lepikhov, A. G. (1975). A method of calculating the natural ventilating pressure created by a main fan. Soviet Mining, 11(6), 691–695.

[51] ean-Marie MÉRIGOUX ,Ventilateurs- Compresseurs - Aspects technologiques , technique de l'ingénieur , 1999 , Réf : BM4501

[52] Jean-Marie MÉRIGOUX ,Ventilateurs- Compresseurs - Notions fondamentales, Dimensionnement , technique de l'ingénieur , 1999 , Réf : BM4500

[53] http://jltimin.free.fr/STI2D/doc/EE31/EE32TechnologieRegulationVentilateurs.pdf (02/2022)

[54] Ramani, R. V. (1992).Mine ventilation. In H. L. Hartman (Ed.), SME mining engineering handbook (Vol. 2). Denver.

[55] Cermak, J., & Murphy, J. (2011). Select fans using fan total pressure to save energy. ASHRAE Journal, 53(7), 44.

[56] ATECYR (2012). Selección de equipos de transporte de fluidos. Instituto para la Diversificación y Ahorro de la Energía. España, Madrid: Ministerio de Industria Energía y Turismo.

[57] ANSI/ASHRAE Standard 111. (2008). Measurement, testing, adjusting, and balancing of building HVAC systems.

[58] Miles Stephens, laboratory and numerical modeling used to characterize leakage in underground coal mines, thesis, page 14-21, University of Utah,USA 2011.

[59] Amir Nematollahi Sarvestani, mine ventilation circuits in an underground mine of northern italy, Engineer Sandro Gennaro, Turin, Italy, 2021

[60] Murgue, D. (1873). Theories and practices of centrifugal ventilating machines. London.