

TABLE DES MATIÈRES

DÉDICACE	III
REMERCIEMENTS	IV
RÉSUMÉ	V
ABSTRACT	VII
LISTE DES TABLEAUX	XIII
LISTE DES FIGURES	XIV
LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS	XVIII
LISTE DES ANNEXES	XXII
CHAPITRE 1 INTRODUCTION	1
1.1. Contexte de l'étude	1
1.2. Problématique de l'étude	5
1.3. Objectifs de l'étude	7
1.4. Hypothèses et cadre scientifique de l'étude	9
1.5. Structure du mémoire	9
CHAPITRE 2 REVUE DE LITTÉRATURE	11
2.1. Généralités sur les remblais miniers	11
2.2. Remblai hydraulique	12
2.3. Remblai en pâte cimenté (RPC)	13
2.3.1. Principaux ingrédients dans les RPC	15
2.3.2. Principaux facteurs d'influence de la résistance des RPC	24
2.4. Remblai rocheux	38
2.5. Remblais mixtes ou hybrides	39
2.5.1. Remblai rocheux avec ajout de sable ou de résidus miniers	40

2.5.2. Remblais hydraulique ou en pâte contenant du sable.....	42
2.5.3. Remblai hydraulique ou en pâte avec granulats.....	44
2.6 Besoins en recherche.....	48
CHAPITRE 3 MATÉRIAUX UTILISÉS, MÉTHODES ET RÉSULTATS DE CARACTÉRISATION	49
3.1. Matériaux utilisés.....	49
3.1.1 Résidus miniers	49
3.1.2 Stériles miniers.....	50
3.1.3 Liants hydrauliques	52
3.1.4 Eau de mélange	52
3.2. Méthodes de caractérisation des échantillons.....	52
3.2.1. Caractérisation physique.....	52
3.2.2. Analyses chimiques	55
3.2.3. Caractérisation minéralogique	57
3.3. Résultats de la caractérisation des matériaux	58
3.3.1. Caractéristiques physiques des rejets	58
3.3.2. Résultats des analyses chimiques	61
3.3.3. Comportement environnemental des rejets.....	63
3.3.4. Résultats du DRX.....	63
3.4. Programme expérimental	64
3.4.1. Mesure de l'affaissement au cône	64
3.4.2. Formulation des recettes.....	65
3.4.3. Préparation des mélanges	68
3.4.4. Étude de la ségrégation des particules.....	72
3.4.5. Essais de compression uniaxiale	73

CHAPITRE 4 ARTICLE 1: PHYSICAL AND MECHANICAL CHARACTERISTICS OF CEMENTED TAILINGS PASTE/CRUSHED AGGREGATE FOR UNDERGROUND VOID FILLING.....	75
4.1 Introduction	75
4.2 Materials and methods	78
4.2.1 Tested materials	78
4.2.2 Materials characterization.....	80
4.2.3 Experimental program.....	85
4.2.4 Methods	89
4.3 Results and discussion.....	90
4.3.1 Water drainage from the paste aggregate fill specimens.....	90
4.3.2 Compressive strength of cemented paste aggregate fill	91
4.3.3 Paste aggregate fill particle segregation	92
4.3.4 Discussion.....	95
4.4 Concluding remarks	98
4.5 Appendices	100
CHAPITRE 5 DISCUSSION GÉNÉRALE	107
5.1 Effet du pourcentage et du diamètre des granulats sur les propriétés mécanique et physique des remblais	107
5.2 Effet de la minéralogie des granulats sur la résistance mécanique du remblai mixte..	113
5.3 Effet du Slump sur la ségrégation des particules	117
CHAPITRE 6 CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS	120
6.1 Conclusion	120
6.2 Recommandations	122
BIBLIOGRAPHIE	124

ANNEXES	139
---------------	-----

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2.1 : Comparaison entre les trois types de remblai	12
Tableau 2.2 : Classification des remblais hydrauliques en fonction du pourcentage de fines	13
Tableau 2.3 : Classification des remblais en pâte en fonction de la proportion en ultrafines des résidus	17
Tableau 2.4 : Les principaux constituants du ciment Portland	19
Tableau 2.5 : Caractéristiques des mortiers/bétons et RPC	23
Tableau 3.1 : Caractéristiques physiques des résidus et des stériles A et B.....	59
Tableau 3.2 : Résultats des analyses chimiques des solides	61
Tableau 3.3 : Résultats des analyses chimiques des eaux interstitielle des résidus et de robinet ...	62
Tableau 3.4 : Comportement environnemental des résidus et des stériles A et B	63
Tableau 3.5 : Résultats de l'analyse minéralogique	63
Tableau 3.6 : Recettes de remblais préparées avec les stériles A (résistance mécanique)	67
Tableau 3.7 : Recettes de remblais préparées avec les stériles B.....	67
Tableau 3.8 : Recettes de remblais préparées pour l'étude de la ségrégation des grosses particules (30% de stériles B)	68
Table 4.1 : Physical properties of the tailings and aggregates	81
Table 4.2 : Chemical composition of tailings and aggregates	82
Table 4.3 : Chemical composition (XRF) of the binding agents	82
Table 4.4 : Geochemical and chemical analyses of the mixing water.....	84
Table 4.5 : Mineralogical composition of tailings and aggregates	85
Table 4.6 : Different mixtures prepared in this study.....	88

LISTE DES FIGURES

Figure 1.1 : Vue d'ensemble d'un chantier en cours de remblayage	3
Figure 1.2 : Les différentes composantes du remblai en pâte cimentés	4
Figure 1.3 : Autres rôles du remblai en pâte	5
Figure 1.4 : Distribution des coûts de remblayage en pâte	6
Figure 1.5 : Influence de la granumétrie sur la résistance mécanique	7
Figure 1.6 : Organigramme de la démarche suivie	8
Figure 2.1 : Plages des courbes granulométriques utilisées dans les RPC	17
Figure 2.2 : Diagramme ternaire $\text{CaO}\text{-}\text{Al}_2\text{O}_3\text{-}\text{SiO}_2$ montrant la composition chimique de quelques liants hydrauliques et pouzzolaniques	20
Figure 2.3 : Mécanisme d'hydratation des liants dans le remblai	24
Figure 2.4 : Rôles assignés au remblai et les résistances requises	25
Figure 2.5 : Principaux facteurs influençant la résistance mécanique du RPC	26
Figure 2.6 : Influence du pourcentage d'ultrfines sur la résistance mécanique du remblai	27
Figure 2.7 : Influence du pourcentage de soufre des résidus sur la résistance mécanique des remblais préparés avec deux types de liants CL et SL	29
Figure 2.8 : Influence du type de liant sur la résistance mécanique du remblai	31
Figure 2.9 : Effet du pourcentage de différents types de liants sur la résistance mécanique à différents temps de cure	32
Figure 2.10 : Évolution de la résistance mécanique (UCS) en fonction du temps de cure avec différents types d'eau de mélange et différents types de liant	33
Figure 2.11 : Effet de la teneur en sulfates de l'eau de mélange sur la résistance en compression uniaxiale	34
Figure 2.12 : Influence du type de liant sur la résistance mécanique de remblais préparés avec des résidus très sulfureux	35
Figure 2.13 : Visualisation de l'attaque sulfatique interne sur des échantillons de RPC	36

Figure 2.14 : Évolution de l'UCS en fonction du temps de cure pour des mélanges avec différents w/c.....	37
Figure 2.15 : Évolution de la résistance en fonction de la température de cure	38
Figure 2.16 : Variation de la résistance mécanique en compression triaxiale du remblai rocheux en fonction du pourcentage de résidus ajoutés	42
Figure 2.17 : Évolution de l'UCS du remblai hydraulique en fonction du pourcentage de sable ajouté.....	43
Figure 2.18 : Effet de la résistance des granulats sur la résistance du béton	47
Figure 3.1 : Échantillonage et préparation des granulats.....	51
Figure 3.2 : Méthode graphique pour représenter le potentiel de génération d'acide.....	56
Figure 3.3 : Exemple de diffractogramme	58
Figure 3.4 : Distributions granulométriques des résidus et des granulats des stériles A et B : a) courbes cumulés, b) courbes incrémentales (histogrammes)	60
Figure 3.5 : Principe de la mesure du slump.....	65
Figure 3.6 : Différentes recettes préparées dans le cadre de cette étude	66
Figure 3.7: Bétonnière utilisée lors de la préparation des mélanges	69
Figure 3.8 : Exemple de mesure de slump avec le grand cône (standard).....	70
Figure 3.9 : Suivi du drainage des moules perforés	71
Figure 3.10 : Schéma de l'étude de la ségrégation des particules	73
Figure 3.11 : Essai de compression uniaxiale	73
Figure 3.12 : Éssai de compression uniaxiale sur un échantillon de remblai mixte (a) et vue intérieure du remblai après cassage (b).....	74
Figure 4.1 : Different components of PAF and the main factors that can affect their performance	78
Figure 4.2 : Grain size distribution of tailings and crushed rock aggregates: (a) Cumulative curves, (b) histograms	83

Figure 4.3 : Variation in PAF solid mass content as a function of aggregate volume content and for the three classes of aggregate gradation (0-10, 0-15 and 0-20 mm).....	88
Figure 4.4 : Evolution of the percentage of drained water for PAF specimens prepared with the aggregate size of 0-15 mm	91
Figure 4.5 : Variation of UCS with curing time for the three classes of aggregate size PAF mixtures containing: a) 10% v/v of aggregate, b) 20% v/v of aggregate, c) 30% v/v of aggregate, d) 40% v/v of aggregate and e) 50% v/v of aggregate.....	93
Figure 4.6 : Variation in UCS as a function of aggregates volume contents: a) at 28 days of curing, b) at 90 days of curing for drained specimens	94
Figure 4.7 : Grain size distribution of cemented paste aggregate fill having 7 inches slump: a), b) and c), having 8 inches, d), e) and f)	95
Figure 4.8 : Variation in the strength gain with aggregate volume content and for the three classes of aggregate size: a) at 28 days of curing time, b) at 90 days of curing	96
Figure 4.9 : Effect of drainage on the UCS of paste aggregate fill specimens containing 30% v/v of aggregates: a) after 28 days of curing, b) after 90 days of curing	98
Figure 5.1 : Résistances mécaniques des remblais mixtes en fonction du pourcentage et du diamètre des stériles B.....	108
Figure 5.2 : Granulométrie des mélanges résidus-granulats B (0-20 mm).....	109
Figure 5.3 : Évolution du rapport eau sur ciment e/c (w/c) en fonction du pourcentage et du diamètre des granulats B	110
Figure 5.4 : Évolution du pourcentage solide en fonction du pourcentage et du diamètre des granulats B	110
Figure 5.5 : Évolution de la porosité (n) et de l'indice des vides (e) en fonction du pourcentage et du diamètre des granulats B	112
Figure 5.6 : Variation du module de Young en fonction du pourcentage et de la granulométrie des granulats B	113

Figure 5.7 : Évolution de la résistance mécanique en fonction de la granulométrie et du type de granulats : A (générateurs d'acide), B (non générateurs d'acide)	114
Figure 5.8 : Évolution des UCS en fonction du pourcentage et de la granulométrie des granulats A	116
Figure 5.9 : Évolution de la résistance mécanique en fonction de la granulométrie et du type de granulats (remblai mixte à 50/50 de résidus/granulats)	117
Figure 5.10 : Granulométries des tranches de remblai mixte dans les moules selon le slump (30% de granulats 0-15 mm B).....	119

LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS

A	Aire totale [L^2]
A_m	Mass fraction of the aggregate with regard to the dry tailings and aggregate [-]
a_m	Mass ratio of dry aggregate to dry tailings [-]
ASTM	American Society for Testing Materials
BET	Brunauer, Emmett et Teller adsorption isotherm method
B_w	Binder content (mass fraction) by dry mass of tailings and aggregate [-]
C ₂ S	Silicate bicalcique
C ₃ A	Aluminate tricalcique
C ₃ S	Silicate tricalcique
C ₄ F	Aluminoferrite tétracalcique
C_c	Coefficient de courbure [-]
CE	Commission européenne
CEBC	Couverture avec effets de barrière capillaire
CRF	Cemented Rock Fill
CSA	Canadian Standard Association
C-S-H	Calcium-Silicate-Hydrate
CSH ₂	Gypse
CSRF	Consolidated Sand Rockfill
CSWF	Consolidated Sand Wast Fill
C_u	Coefficient d'uniformité [-]
C_w	Solid mass content [-]
C_{w-PAF}	PAF solid mass content [-]
d	Diamètre [L]
D	Drainé
D ₁₀	Diamètre des particules correspondant à 10% passant [L]
D ₃₀	Diamètre des particules correspondant à 30% passant [L]
D ₆₀	Diamètre des particules correspondant à 60% passant [L]
DMA	Drainage minier acide
D _R	Densité relative correspondant au Specific gravity G _s [-]
DRX	Diffraction des rayons X

e	Indice des vides
e/c	Rapport eau sur ciment
GA	Générateur d'acide
G _s	Specific gravity [-]
GU	General Use
HML	Mine Hemlo
ICP-AES	Inductively Coupled Plasma-Atomic Emission Spectroscopy
IRME	Institut de Recherche en Mines et en Environnement
ISO	Organisation Internationale de Normalisation
kg	Kilogramme
kN	Kilonewton
kPa	KiloPascal
L	Litre
LRD	Mine LaRonde
LVT	Mine Luvicourt
M	Masse
M _a	Mass of dry aggregate in the PAF [M]
M _{a-adj}	The adjusted mass of aggregate [M]
M _b	Mass of binder in the PAF [M]
MEND	Ministère de l'environnement et du développement durable
mg	Milligramme
mm	Millimètre
n	Porosité
MPa	MégaPascal
M _t	Dry mass of tailings in the PAF [M]
M _T	Total mass of PAF [M]
M _{t-adj}	The adjusted mass of tailings [M]
M _{t-wet}	Wet mass of tailings for the PAF [M]
M _w	Total amount of water in the PAF [M]
M _{w-add}	Mass of water to be added in the PAF [M]
M _{w-adj}	The adjusted mass of water [M]

$M_{w\text{-tailings}}$	Mass of water in the wet tailings [M]
ND	Non drainé
NGA	Non générateur d'acide
$P_{20\mu\text{m}}$	Particules de diamètres inférieurs à $20\ \mu\text{m}$
PA	Potentiel d'acidité
PAF	Paste aggregates fill
PGA	Potentiel de génération d'acide
PN	Potentiel de neutralisation
PNN	Potentiel net de neutralisation
ppm	Particle par million
psi	Pound-force per square inch
RMPC	Remblai minier en pâte cimenté
RPC	Remblai en pâte cimenté
RPG	Remblai en pâte aux granulats
S_s	Surface spécifique [L^2M^{-1}]
T	Tonne
UCS	Uniaxial Compressive Strength
UQAT	Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue
URSTM	Unité de Recherche et de Service en Technologie Minérale
% v/v	Pourcentage volumique [-]
w	water content
w/c	water to cement ratio [-]
γ_s	Poids volumique des solides [$\text{ML}^{-2}\text{T}^{-2}$]
γ_w	Poids volumique de l'eau [$\text{ML}^{-2}\text{T}^{-2}$]
ρ_s	masse volumique des solides [ML^{-3}]
ρ_w	masse volumique de l'eau [ML^{-3}]
$\rho_{\text{bulk-PAF}}$	Bulk, total or wet density of PAF [ML^{-3}]
$\rho_{s\text{-a}}$	Aggregate grains density [ML^{-3}]
$\rho_{s\text{-b}}$	Binder grains density [ML^{-3}]
$\rho_{s\text{-PAF}}$	PAF solid grains density [ML^{-3}]
$\rho_{s\text{-t}}$	Tailing grains density [ML^{-3}]

ρ_w	Density of the mixing water [ML^{-3}]
μm	Micromètre
$\mu\text{S/cm}$	MicroSiemens par centimètre

LISTE DES ANNEXES

ANNEXE A - Granulométries des mélanges résidus-stériles B	139
ANNEXE B – Certificats analyses chimiques	140
ANNEXE C - Certificats analyses minéralogiques	143
ANNEXE D - Valeurs des slumps mesurés	146
ANNEXE E – Courbes granulométriques (cumulées et histogrammes) de l'étude de la ségrégation des particules dans les PAF contenant les stériles B	148
ANNEXE F - Évolutions des UCS en fonction du temps de cure, du pourcentage et du diamètre des granulats A	151
ANNEXE G - Résultats modules de young	152
ANNEXE H - Teneur en eau des PAF avec stériles B	154
ANNEXE I - Résultats globaux des UCS des remblais en pâte aux granulats	155

CHAPITRE 1 INTRODUCTION

1.1. Contexte de l'étude

Le but de toute exploitation minière est de répondre à la demande en métaux et minéraux de la société. Elle permet de développer les infrastructures et d'améliorer la qualité de vie des populations environnantes. Au Canada, l'industrie minière emploie directement environ 300 000 personnes et contribue près de 4% au produit intérieur brut, PIB (CMEM, 2013). Malgré les aspects positifs, l'exploitation des mines et le traitement des minéraux génèrent une grande quantité de rejets dont les plus importants sont les stériles et les rejets de concentrateurs (Amaratunga, 1991; Aubertin et al., 1996; 2012a; b; Aubertin & Bussière, 2002).

Les roches stériles sont souvent entreposées en surface sous forme d'empilements appelés haldes à stériles, qui peuvent s'étendre sur des dizaines de mètres au-dessus du sol. Ce sont des matériaux rocheux constitués principalement de granulométrie grossière (Aubertin et al., 2002a). Les rejets de concentrateurs sont issus du traitement du minéral, c'est un mélange d'eau de procédé et de matière solide fine. Ils sont habituellement produits sous forme de pulpe et déposés dans des bassins ceinturés par des digues, les parcs à résidus.

Au Canada, près de 500 millions de tonnes de stériles et de résidus sont stockés en surface chaque année (Amaratunga & Yaschyn, 1997) et il y aurait environ 7 milliards de tonnes de résidus miniers (rejets de concentrateur) et 6 milliards de tonnes de roches stériles entreposés en surface (Aubertin & Bussière, 2002). Le stockage de ces rejets en surface est source de problèmes environnementaux suite à des instabilités physiques (ruptures de digues et déversement de pulpes de résidus) et chimiques (drainage minier ou rocheux acide, drainage neutre contaminé, etc.).

L'instabilité physique des ouvrages de retenue des rejets peut entraîner la rupture des digues, qui peut être causée par une crue des eaux excessives dans le bassin (Aubertin et al., 2002b) ou bien par la liquéfaction des résidus suite à un événement sismique. Ce qui entraîne des problèmes environnementaux graves comme l'inondation, l'intoxication, la contamination des sols, l'accumulation de métaux par les plantes et les animaux (Commission Européenne, 2009) et parfois des pertes d'habitats, de matériels et de vies animales et/ou humaines. Toutefois, c'est l'interaction entre les minéraux sulfureux, l'eau et l'oxygène atmosphérique qui pose les problèmes environnementaux les plus sévères de l'industrie minière (instabilité chimique). En effet, les rejets

sulfureux, une fois exposés à l'air et/ou aux bactéries et en présence d'eau produisent du drainage minier acide (DMA), en absence de minéraux neutralisants. Le DMA résulte de l'oxydation naturelle (chimique, électrochimique ou biologique) de minéraux sulfureux présents dans les rejets exposés à l'air et à l'eau (Aubertin et al., 2002b). La pyrite (FeS_2) qui est le sulfure le plus présent dans les rejets miniers et son oxydation est à l'origine des principaux phénomènes de DMA observés aux abords des mines. La réaction d'oxydation directe (par l'oxygène) est donnée comme suit (Evangelou, 1995; Kleinman et al., 1981; Jambor, 2003):



Les eaux de DMA sont caractérisées par un faible pH et des concentrations en sulfates, métaux lourds et métalloïdes élevées. Quand les rejets contiennent des minéraux ayant la capacité de neutraliser l'acide produit, que le pH de la solution est proche de la neutralité et que l'eau de drainage contient des métaux en concentrations élevées, on parle alors de drainage neutre contaminé, DNC (Pante, 2010).

De nos jours, les lois environnementales sont de plus en plus sévères et les coûts de traitements des effluents et de remise en état des sites sont de plus en plus importants. Il est alors impératif pour les entreprises minières, aidées des chercheurs, de développer des techniques de gestion des rejets, pendant et après l'exploitation (Aubertin et al., 2002a). Plusieurs techniques sont proposées pour éviter ou limiter l'oxydation des sulfures. Elles permettent en général d'isoler l'une des composantes de la réaction [1-1]. Parmi ces méthodes, il y a l'exclusion de l'oxygène en se servant de la technique d'ennoiement des rejets, (e.g., Yanful, 1993), l'utilisation d'une couverture à effet de barrière capillaire ou CEBC (e.g., Aubertin et al., 1995 ; 2002a). Pour empêcher l'eau d'atteindre les rejets sulfureux; des recouvrements tels que l'argile compactée et les géomembranes sont utilisés (Aubertin et al., 1995; 2002b). La désulfuration des résidus produit un concentré de sulfure, qui peut être retourné sous terre et des résidus non sulfureux qui peuvent être stockés en surface (Humber, 1995).

Un des moyens de gestion des rejets miniers consiste à les utiliser dans la fabrication des remblais souterrains (Figure 1-1). Le remblayage consiste à retourner les rejets miniers (parfois du sable ou du gravier d'emprunt est ajouté aux rejets) avec ou sans agent liant dans les vides souterrains (après extraction du mineraï).

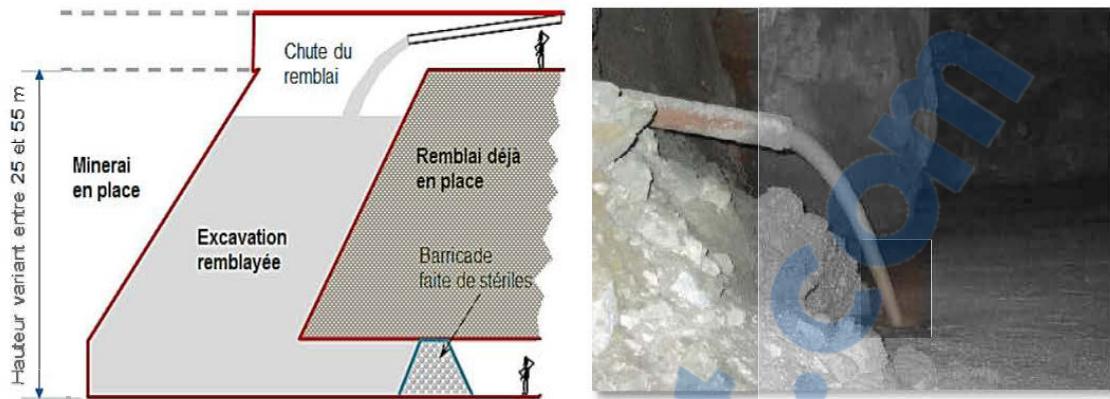


Figure 1.1 : Vue d'ensemble d'un chantier en cours de remblayage (Belem, 2013)

Les remblais visent à constituer un élément structural favorisant le support secondaire et la stabilité des ouvertures souterraines tout en permettant d'enfouir des tonnages considérables de résidus (près de 50%) à fort potentiel de pollution (Benzaazoua et Belem, 2001). Le remblai minier est un mélange de résidus et/ou de stériles, d'eau et/ou d'agent liant. Il contribue au support secondaire des terrains et à la stabilité des excavations, ce qui permet d'augmenter le taux de récupération du mineraï (Mitchell et al., 1982; Lun, 1986; Benzaazoua et al., 1999; Bernier et al., 1999; Belem et al., 2002b; Dorricott & Grice, 2002; Kesimal et al., 2003; De Souza et al., 2003; Belem & Benzaazoua, 2008; Belem, 2009; Fall & Samb, 2009; Yilmaz et al., 2014). L'utilisation du remblai minier souterrain présente aussi l'avantage de réduire les impacts environnementaux de l'exploitation minière par la réduction des quantités de résidus et de stériles à stocker en surface. Le liant permet d'augmenter la cohésion des résidus, de neutraliser l'acidité produite par l'oxydation des rejets sulfureux et d'immobiliser certains métaux lourds (MEND, 2006; Benzaazoua et al., 2004, 2005; Coussy, 2011; Godbout, 2012). Les remblais miniers les plus utilisés sont le remblai hydraulique (cimenté ou non), le remblai rocheux (cimenté ou non) et le remblai en pâte (toujours cimenté). Le remblai en pâte cimenté (RPC) est de plus en plus utilisé à travers le monde. C'est un mélange de résidus fins de concentrateur, d'un agent liant (ciment Portland ou ciment composé d'un ou de plusieurs ajouts minéraux) dans une proportion variant entre 3 et 7% en masse des résidus secs, et enfin, d'eau de gâchage (Amaratunga & Yaschyshyn, 1997; Grice & Street, 1998; Benzaazoua et al., 1999, 2002; 2004; Archibald et al., 2000; Belem et al., 2002a; Kesimal et al., 2002; 2005; Fall et al., 2005; Potvin et al., 2005; Ouellet, 2006; Yilmaz et al., 2009). Cette eau permet d'ajuster le pourcentage solide du mélange entre 70 et 85 % selon l'affaissement (ou *slump*) désiré qui facilitera le transport du remblai par gravité ou par pompage

à travers un réseau de pipelines. La Figure 1-2 présente les différentes composantes du remblai en pâte.

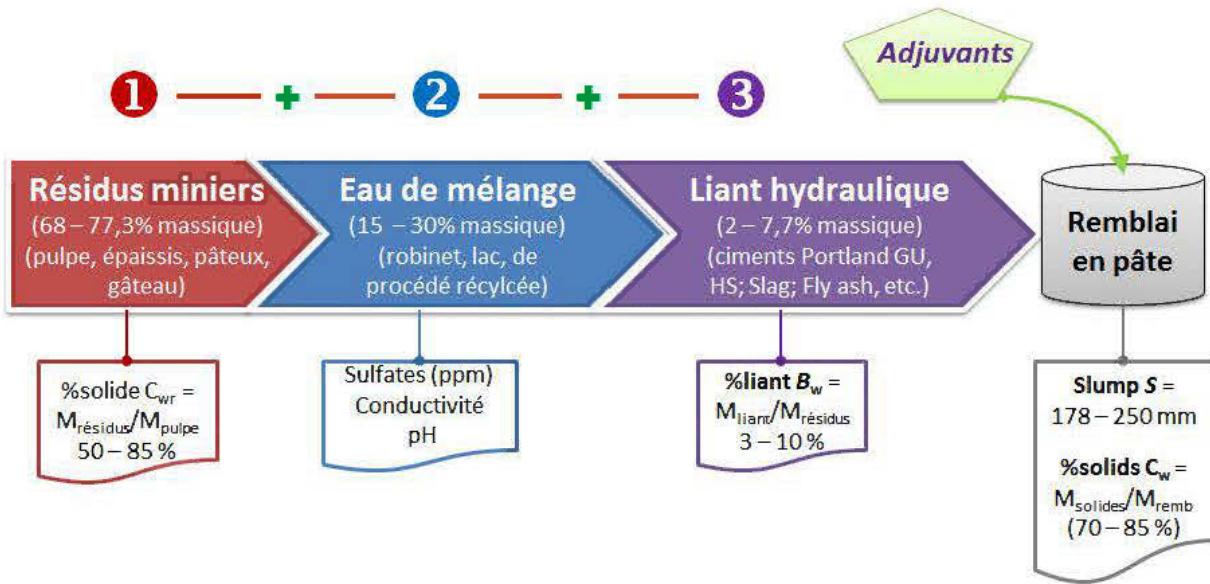


Figure 1.2 : Les différentes composantes du remblai en pâte cimentés (Belem, 2013)

Le remblai minier en pâte peut être utilisé comme support vertical (rarement), pilier confiné avec au moins une face exposée (cas de la méthode de mimage par chantiers primaires et secondaires), pilier autoportant (plusieurs faces exposées; plus rarement), plancher de travail et/ou de roulage d'engins lourds (assez souvent dans le cas de la méthode ascendante), moyen de stockage des rejets (cas des chantiers isolés), etc. (Hassani & Archibald, 1998; De Souza et al., 2003; Belem, 2009). Les autres rôles assignés au remblai sont donnés dans la Figure 1-3.

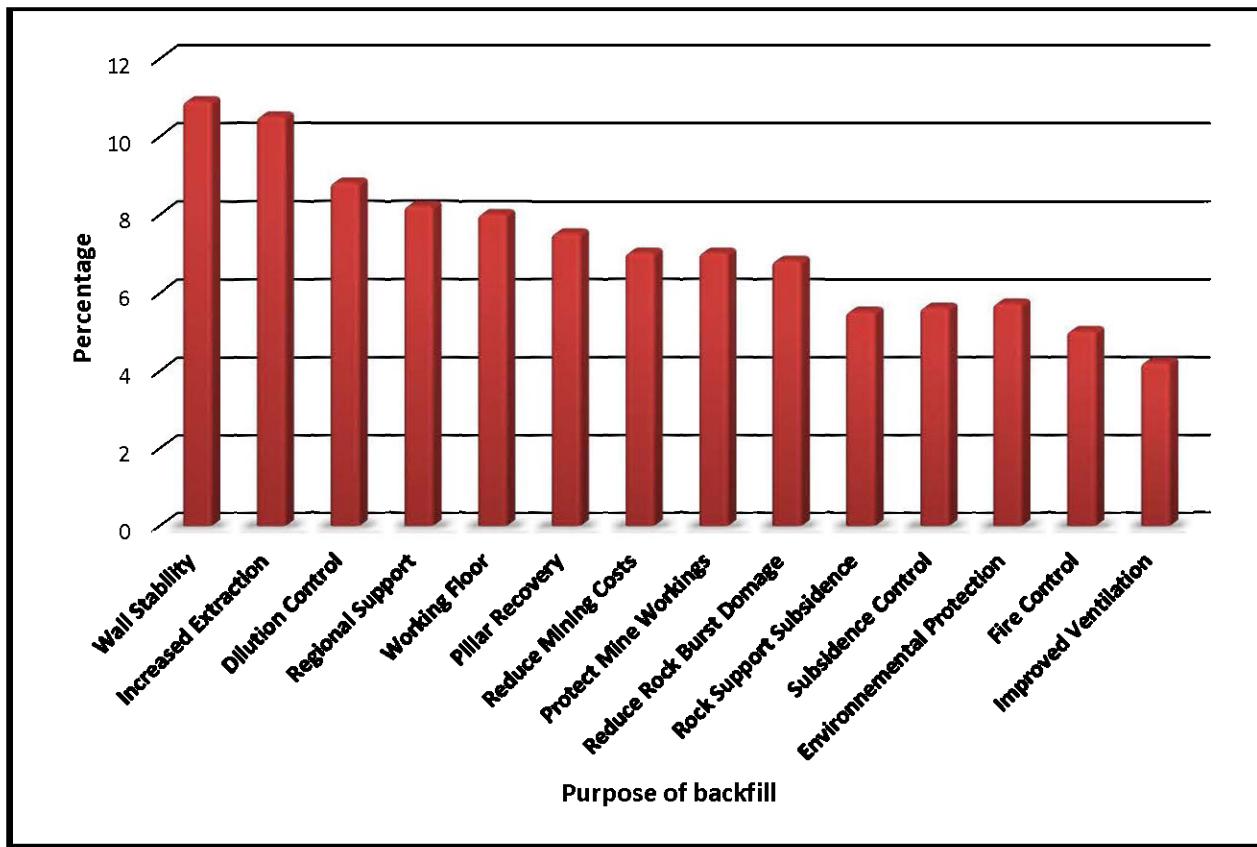


Figure 1.3 : Autres rôles du remblai en pâte (De Souza et al., 2003)

1.2. Problématique de l'étude

La plupart des mines souterraines utilise le remblai en pâte cimenté pour assurer une meilleure stabilité des vides souterrains. Il permet ainsi d'assurer une bonne sécurité des travailleurs et des équipements. Les caractéristiques du remblai en pâte qui est constitué principalement des rejets de concentrateur (entre 68 et 77%, cf. Figure 1-2) telles que la granulométrie, la chimie, la densité, etc., influencent beaucoup sa résistance mécanique. Parmi ses caractéristiques, la granulométrie reste le paramètre le plus déterminant. Les travaux de Landriault et al., (1997) recommandent la présence de près de 15% de particules ultrafines ($d < 20 \mu\text{m}$) dans le remblai pour faciliter son transport et diminuer la pression dans la conduite. Un remblai contenant beaucoup d'ultrafines développe une résistance moins importante que celui qui en a moins (Ercikdi et al., 2003; Benzaazoua et al., 2004, Fall et al., 2005). Cependant, avec le développement de la technologie, les mines sont de plus en plus profondes et les techniques de broyage plus poussées, le pourcentage d'ultrafine des résidus peut être très élevé et cela peut réduire la performance du remblai.

Dans ce cas et pour atteindre une bonne résistance, il est nécessaire d'allonger le temps de cure ou d'augmenter la quantité de liant. L'augmentation de la quantité de liant engendrera des coûts supplémentaires pour la mine. En effet, le liant représente près de 80% du coût de remblayage comme le montre la Figure 1-4.

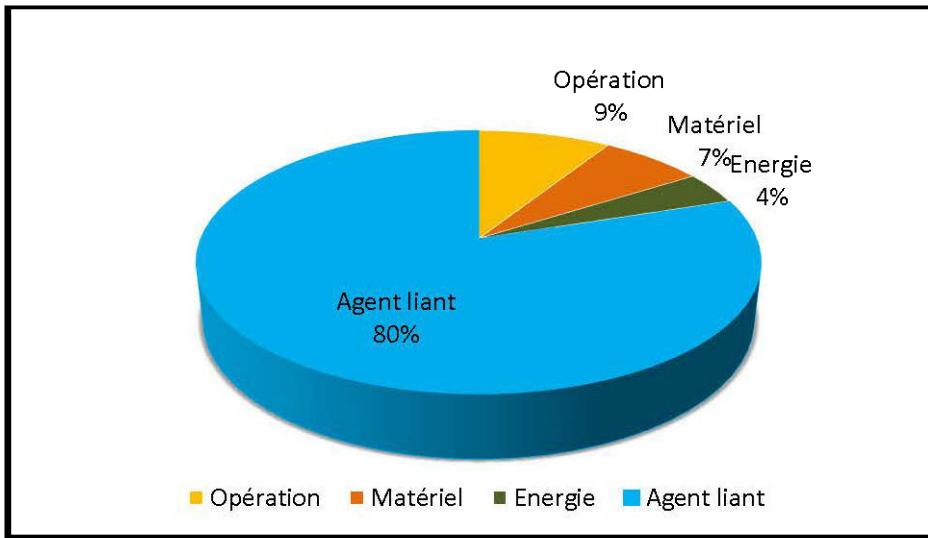


Figure 1.4 : Distribution des coûts de remblayage en pâte (Belem, 2013)

Depuis les débuts de l'utilisation du remblayage minier cimenté, les prix du ciment et des ajouts minéraux ont considérablement augmenté (Gauthier, 2004). Ceci a poussé les chercheurs et les industriels à essayer de substituer le ciment par des ajouts minéraux (généralement des sous-produits industriels) moins coûteux et disponibles. Ces ajouts minéraux, considérés comme des déchets industriels sont devenus des produits économiques, du fait des performances mécaniques qu'ils procurent et leurs prix peuvent même parfois dépasser le prix du ciment Portland (exemple du laitier de haut fourneau).

Un autre moyen d'atteindre une meilleure résistance mécanique est de réduire les ultrafines des résidus ou "deshlamage" (Annor, 1999; Benzaazoua et al., 2004; Fall et al., 2005).

La Figure 1-5 présente l'évolution de la résistance en compression uniaxiale (UCS) de remblais en pâte cimentés (RPC) préparés avec les mêmes résidus, pour trois différentes teneurs en particules ultrafines (25, 55 et 75%). Les remblais sont préparés en utilisant le liant composé de 20% de GU et 80% de Slag, représentant 4,5% de la masse des résidus secs. Ils sont drainés et curés pendant 28 jours.

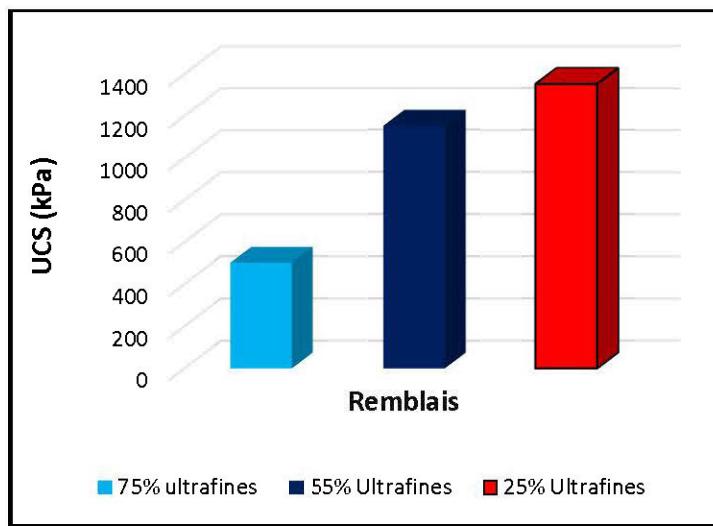


Figure 1.5 : Influence de la granumétrie sur la résistance mécanique (d'après Benzaazoua et al, 2004)

Cette figure montre que la résistance à la compression augmente avec la diminution des ultrafines des résidus. En effet, l'UCS a augmenté de 200% lorsqu'on passe d'un remblai contenant 75% d'ultrafines à un remblai contenant seulement 25% d'ultrafines. Cette étude a montré qu'en réduisant les ultrafines dans le RPC, on peut améliorer considérablement leur résistance mécanique. Cependant, dans la pratique, cette technique est très difficile à réaliser. Une autre technique consiste à augmenter les particules relativement grossières. Ces particules grossières pourraient cependant être du sable ou des granulats (stériles miniers concassés).

1.3. Objectifs de l'étude

L'objectif principal de cette étude est de concevoir un remblai plus résistant que les remblais en pâte conventionnels en y ajoutant des particules grossières (stériles concassés) et de faire une caractérisation de ce nouveau type de remblai. Plus spécifiquement, il s'agira :

- d'élaborer une méthodologie de préparation de ce nouveau type de remblai en déterminant la quantité optimale de stériles concassés qui devra être ajoutée pour atteindre la meilleure résistance,
- d'étudier le développement de la résistance mécanique du remblai à différents temps de cure,
- d'évaluer l'effet du drainage sur la résistance mécanique,
- d'étudier la possible ségrégation des grosses particules,

- de valoriser les stériles miniers (surtout générateurs d'acide) et de réduire leur empreinte écologique.

Pour atteindre ces objectifs, des résidus et des stériles, provenant de la mine LaRonde sont utilisés pour préparer des mélanges de remblais composites au laboratoire. Dans cette étude, deux types de stériles sont utilisés : les stériles A, échantillonnés dans une halde à stériles considérée comme génératrice d'acide et les stériles B, échantillonnés dans une halde à stériles non génératrice d'acide. Le mélange témoin correspond à du remblai en pâte sans stériles concassés, tandis que les autres mélanges contiennent une proportion variant de 10 à 50% du volume (8 à 47% massique) des résidus secs. Des caractérisations physique et mécanique sont faites sur les différents remblais préparés au laboratoire.

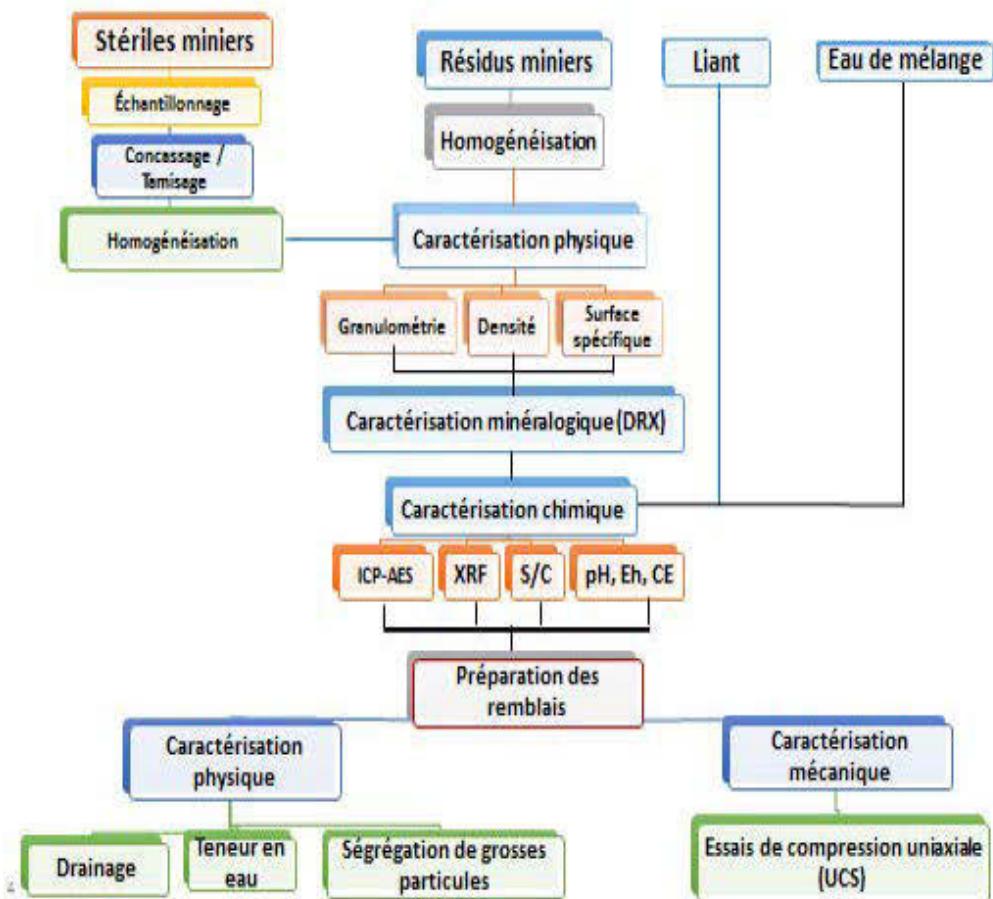


Figure 1.6 : Organigramme de la démarche suivie

1.4. Hypothèses et cadre scientifique de l'étude

L'industrie minière cherche constamment de nouvelles méthodes afin d'améliorer l'efficacité de ses opérations. C'est ainsi que l'introduction du remblayage souterrain dans les opérations minières a permis d'augmenter le rendement de la production minière (Annor, 1999). Plus particulièrement, l'introduction du remblai en pâte cimenté vers les années 1990, a considérablement amélioré les méthodes d'exploitation en souterrain. Aussi, avec le développement de la technologie, les minéraux sont broyés plus finement pour extraire le maximum de minéraux possible. Ce qui a pour conséquence d'augmenter le pourcentage des ultrafines dans les résidus. La présence des ultrafines dans les résidus affecte grandement la résistance mécanique des remblais en pâte cimentés. Les hypothèses suivantes peuvent être formulées :

- du fait que les mines sont de plus en plus profondes, il y aurait un besoin d'un remblai plus résistant que le remblai en pâte;
- ce type de remblai plus résistant pourrait être obtenu par ajouts de granulats concassés;
- ce type de remblai avec des granulats concassés peut être facilement transporté sous terre dans les vides à remblayer;
- ce type de remblai pourrait se ségréger lors de sa mise en place dans les chantiers souterrains ouverts;
- l'ajout de stériles concassés dans le remblai en pâte favoriserait un meilleur drainage du remblai.

Beaucoup de travaux ont été réalisés par des chercheurs pour optimiser les propriétés mécaniques des remblais miniers. Ceux-ci se sont surtout orientés vers l'optimisation de l'utilisation du liant et de l'eau de mélange. Les travaux réalisés dans le cadre de cette maîtrise, participent dans l'effort mené par la communauté scientifique pour minimiser les coûts de remblaye tout en améliorant ses performances mécaniques. Le cadre scientifique de cette étude sera essentiellement expérimental.

1.5. Structure du mémoire

Ce mémoire de maîtrise comporte six chapitres. Après l'introduction (chapitre 1), le chapitre 2 passe en revue la littérature sur les remblais miniers, les différents types de remblai utilisés dans l'industrie minière, les caractéristiques, les avantages et inconvénients de chacun d'eux. L'emphase sera mise sur le remblai en pâte cimenté, le plus utilisé de ceux-ci. Les différents constituants, les

résidus, le liant et l'eau de mélange seront décrits. L'objectif premier du RPC étant d'assurer la stabilité des chantiers remblayés, il est important de comprendre les facteurs qui affectent sa résistance. Les remblais mixtes, constitués de plusieurs matériaux solides (ex. stériles, résidus, sable) seront aussi décrits dans ce chapitre 2. L'accent sera mis sur les remblais mixtes stériles-résidus, objet de notre étude.

Le chapitre 3 est consacré aux matériaux utilisés, aux méthodes employées pour la caractérisation physique (granulométrie, surface spécifique, densité), chimique (ICP-AES, XRF et Soufre/Carbone), minéralogique (diffraction des Rayons X, DRX) et mécanique (compression uniaxiale, UCS). Les résultats des caractérisations y seront également présentés. Les méthodes employées pour la préparation des mélanges, la mesure de la consistance du remblai, la détermination de la résistance à la compression uniaxiale seront présentées dans ce chapitre.

Le chapitre 4 qui présente les résultats de cette étude sera sous forme d'un article scientifique qui a été soumis à la revue « *Cement and Concrete Composite* ». Dans cet article, nous présentons les matériaux utilisés pour la préparation des remblais en pâte avec ajout de stériles non génératrices d'acide (stériles B). Il sera aussi question de la formulation des recettes de mélange, de leur préparation, des conditions de cure, du drainage et de son effet sur la résistance mécanique des remblais. La ségrégation des grosses particules ($> 850 \mu\text{m}$) sera étudiée dans ce chapitre. Les résultats des résistances mécaniques des remblais et de la ségrégation des particules seront aussi présentés et discutés.

Dans le chapitre 5, une discussion générale de l'ensemble des résultats obtenus sera faite. Dans ce chapitre, l'effet de la granulométrie, de la proportion et de la minéralogie des granulats sur la résistance mécanique des remblais sera discuté. De même que l'effet du slump sur la ségrégation des granulats.

Le chapitre 6 présente les différentes conclusions de cette étude et quelques recommandations.

CHAPITRE 2 REVUE DE LITTÉRATURE

2.1. Généralités sur les remblais miniers

Le remblayage minier souterrain est une pratique utilisée depuis quelques décennies. Il a été utilisé pour la première fois en 1864 en Pennsylvanie avec du remblai pulpeux cimenté (Belem, 2013). Le remblayage minier a pris son envol vers les années 1950 et est actuellement pratiqué dans presque toutes les mines souterraines du monde. Au Canada, le remblayage souterrain a commencé depuis plusieurs années et selon la chronologie suivante (Belem, 2013):

- 1950 : début du remblai hydraulique non cimenté
- 1960 : remblai hydraulique cimenté
- 1980 : remblai rocheux cimenté et naissance du remblai mixte hydraulique-rocheux
- 1990 : remblai haute densité cimenté et remblai en pâte cimenté

Le remblai minier est devenu aujourd’hui indispensable pour les exploitations souterraines du fait de ses avantages économique, sécuritaire et environnemental. Il est utilisé pour l’optimisation des exploitations minières comme support des excavations souterraines, assurant ainsi la stabilité physique des chantiers. Economiquement rentable, il vient soutenir les besoins de la production en assurant la stabilité des terrains et permet aussi l’ouverture sécuritaire de nouvelles galeries. Il permet également d’enterrer une quantité importante des rejets miniers potentiellement néfastes pour l’environnement et réduit l’empreinte écologique des mines. Il existe plusieurs types de remblai dans l’industrie minière, leurs caractéristiques dépendent de la nature des matériaux utilisés. Les plus connus sont :

- Le remblai hydraulique
- Le remblai rocheux
- Le remblai cimenté en pâte

Le choix du type de remblai dépend de la méthode de minage utilisée, des matériaux de remblayage disponibles sur place mais aussi de la résistance mécanique souhaitée. D’un point de vue environnemental, les remblais rocheux et les remblais en pâte présentent plus d’intérêt (Aubertin

et al., 2002a). Une comparaison entre les propriétés de ces trois types de remblai est donnée dans le Tableau 2.1.

Tableau 2.1 : Comparaison entre les trois types de remblai (Hassani & Archibald, 1998)

Propriétés	Remblai hydraulique	Remblai en pâte	Remblai rocheux
État des matériaux	60 à 75% solide (massique)	75 à 85% solide (massique)	Sec
Système de transport	Par trou foré ou pipeline, par gravité	Par trou foré ou pipeline, par gravité ; peut-être pompé	Par monterie ou par équipement mobile; ciment à part.
Liaison des matériaux	Cimenté ou non	Cimenté seulement	Cimenté ou non
Ratio eau/ciment	Ratio élevé, liant faible	Ratio moyen, liant moyen	Ratio faible, liant élevé
Mise en place	100 à 200 tonnes/h	50 à 200 tonnes/h	100 à 400 tonnes/h
Ségrégation	Décantation et ségrégation, peu résistant	Pas de ségrégation	Empilement et ségrégation, résistance et rigidité réduites
Rigidité	Faible	Faible à élevée	Élevée si mise en place correcte
Densité du remplissage	Impossible à maximiser	Facile à maximiser	Difficile à maximiser
Quantité de liant	Grande quantité	Moins grande quantité	Quantité moyenne
Barricades	Onéreuses	Peu dispendieuses	Non nécessaires
Écoulement des eaux	Abondant	Négligeable	Aucun
Coûts relatifs en capital	Bas	Plus élevés	Modérés
Coûts d'opération	Coûts de distribution faibles ; moindres si non cimenté	Coûts les plus bas pour un remblai cimenté	Coûts élevés

Dans ce qui suit, nous présentons une revue détaillée de chacun de ces remblais (hydraulique, en pâte et rocheux).

2.2. Remblai hydraulique

Il est constitué de rejets de concentrateur classifiés par hydrocyclonage (aussi appelé deshlagage), d'eau et parfois d'un agent liant, pour un pourcentage solide massique compris entre 60 et 70% de la masse de résidus secs (Grice, 1998; Hassani & Archibald, 1998; Dorricott & Grice, 2002; Benzaazoua et al., 2005a; Potvin et al., 2005; Ouellet, 2006; Rankine et al., 2006; Sivakugan et al., 2006; Belem, 2013). Pour favoriser le drainage du remblai, la proportion de superfines ($d < 10 \mu\text{m}$) doit être la plus faible possible dans les résidus. Thomas & Holtam (1989) ont classifié les remblais hydrauliques en fonction du pourcentage de particules superfines présents dans les rejets de concentrateur (Tableau 2.2).

Tableau 2.2 : Classification des remblais hydrauliques en fonction du pourcentage de fines

% superfines ($d < 10 \mu\text{m}$)	Classification
0-10	Très grossier
10-20	Grossier
20-30	Moyen
30-40	Fin
40-50	Très fin
> 50	Extrêmement fin

Le remblai hydraulique est transporté par gravité à travers les trous de forage et les pipelines vers les chantiers ouverts à remblayer. Le surplus d'eau dans les chantiers doit être évacué par pompage vers la surface ou recyclée ailleurs dans la mine. C'est un remblai qui est facile à préparer, à transporter et son coût de production est faible. Il y a cependant deux inconvénients majeurs dans son utilisation (Grice, 1998; Belem, 2013). Le premier est lié aux barricades qui doivent être construites pour retenir le remblai et faciliter le drainage de l'eau en excès. Le second est relatif à la gestion de l'eau dans le chantier remblayé. Si l'eau en excès n'est pas drainée adéquatement et pompée, cela pourrait entraîner des défaillances au niveau des barricades entraînant ainsi le déversement du remblai dans les galeries de soutirage. Ce qui pourrait mettre en cause la sécurité des travailleurs et des équipements. La rupture des barricades est un problème de sécurité grave qui nécessite une bonne maîtrise pour assurer la santé et la sécurité des travailleurs et la protection des équipements.

Ainsi, pour réduire les risques liés à la gestion des barricades et obtenir de meilleures résistances mécaniques, les industriels et les chercheurs ont conçu le remblai en pâte cimenté.

2.3. Remblai en pâte cimenté (RPC)

L'introduction des méthodes de minage à grand volume et la profondeur des nouvelles mines ont poussé l'industrie minière à développer un nouveau type de remblai plus résistant que le remblai hydraulique: le remblai en pâte cimenté. Le remblai en pâte a été développé à l'origine par Preussag en Allemagne et utilisé à la mine Bad Grund à la fin des années 1970 (Grice, 1998; Belem, 2013). Son utilisation au Canada a commencé vers les années 1980 dans les mines INCO à Sudbury. Au Québec, c'est à la mine Louvicourt près de Val d'Or où le remblai en pâte fut utilisé pour la première fois en 1994 (Belem, 2013). Le rôle premier du remblai en pâte cimenté est de jouer au

support de terrain afin de maintenir la stabilité structurale des ouvertures pendant l'exploitation minière (Belem & Benzaazoua, 2008a; Belem, 2009; Hassani & Archibald, 1998; Landrault, 1997). Aussi, du fait de ses avantages environnementaux, le RPC est essentiel dans la pratique de la gestion intégrée des résidus miniers. Parmi ces avantages environnementaux on peut noter que:

- du fait de son degré de saturation élevé, l'oxydation des sulfures (faible diffusion de l'oxygène) est réduite de manière significative dans le RPC, ce qui permet d'éviter le phénomène d'auto-ignition, souvent rencontré dans les remblais hydrauliques sulfureux et quelques fois dans le RPC (Benzaazoua & Belem, 2001; Godbout, 2012; Belem, 2013);
- des études ont montré que l'ajout de liant dans le remblai en pâte permet de réduire la mobilité de certains métaux lourds, grâce à une stabilisation/solidification des hydrates du liant (Benzaazoua et al., 2004; Coussy, 2011); la présence de liant dans le remblai en pâte entraîne également une diminution de sa conductivité hydraulique saturée (Belem et al., 2001; Godbout, 2005) ;
- le retour sous terre de près de 50% des rejets potentiellement polluants permet de réduire ainsi les coûts de gestion des rejets en surface et les coûts de restauration (Belem, 2013).

Du fait des nombreux avantages (stabilité des chantiers souterrains, sécurité des travailleurs, moyen de stockage des rejets) qu'il procure, le RPC a été rapidement adopté par les entreprises minières et est devenu par la suite le remblai le plus utilisé (Benzaazoua et al., 2005a). Malgré ces avantages, le principal problème reste le coût de sa préparation qui est lié au prix élevé des liants. Le liant hydraulique est utilisé dans les remblais en pâte généralement avec un pourcentage de 3 à 7% de la masse de résidus secs (Belem et al., 2000; Benzaazoua et al., 2000, 2002, 2004; Nasir & Fall, 2010). Il représente le principal coût du remblayage, soit entre 75 et 80% (Grice, 1998; Belem et al., 2000; Belem & Benzaazoua, 2008b).

Ainsi, pour l'optimisation du coût de remblayage, les chercheurs et industriels étudient comment réduire le pourcentage de liant utilisé. De telles études se font généralement au laboratoire, en cherchant la recette optimale, qui permet d'avoir la résistance requise avec moins de liant possible.

2.3.1. Principaux ingrédients dans les RPC

2.3.1.1. Les résidus miniers

Le traitement du minerai transforme le minéral brut extrait de la mine en un produit de valeur, appelé concentré et le reste est dénommé résidus miniers (CE, 2009). Les résidus qui sortent de l'usine de traitement sont à l'état pulpeux avec un pourcentage solide compris entre 25 et 50% (Bussière, 2007; Ouattara, 2009). Ils sont ensuite passés dans des épaisseurs pour atteindre un pourcentage solide entre 50 et 70%. Des filtres sous vides ou à presse sont alors utilisés pour ramener le pourcentage solide entre 70 et 85% massique, les résidus sont alors dans un état presque sec et qu'on appelle «gâteau» de résidus filtrés. C'est à partir de cet état des résidus que RPC est fabriqué (en laboratoire et à l'usine de remblai).

Le remblai en pâte utilise les résidus tout-venant dans sa préparation plutôt que la partie grossière comme dans le cas du remblai hydraulique (MEND, 2006). Des études ont montré que les propriétés des remblais varient en fonction des caractéristiques physiques, chimiques et minéralogiques des résidus utilisés (Boldt et al., 1989; Amaratunga & Yaschyshyn, 1997; Hassani & Archibald, 1998; Annor, 1999; Belem et al., 2000; Benzaazoua et al., 2001; 2002; 2004; Fall et al., 2005; Kesimal et al., 2005; Belem, 2013). Les paramètres physiques les plus importants des résidus miniers sont la densité relative et la granulométrie.

La densité relative D_R (ou specific gravity G_s) est le rapport de la masse volumique des particules de résidus ρ_s (ou du poids volumique γ_s) à la masse volumique de l'eau ρ_w (ou poids volumique de l'eau γ_w).

$$D_R = G_s = \frac{\rho_s}{\rho_w} = \frac{\gamma_s}{\gamma_w} \quad [2-1]$$

La densité relative des résidus affecte la résistance mécanique du remblai (Benzaazoua et al., 2004b; Fall et al., 2005), mais cela est simplement dû au fait qu'une densité relative élevée entraînera une augmentation de la consommation volumique en liant, donc du coût de remblayage (Belem & Benzaazoua, 2008). C'est aussi ce paramètre qui permet de calculer la quantité de résidus pouvant être retournée sous terre.

L'analyse granulométrique permet de connaître la répartition des différentes tailles de grains des résidus et cette granulométrie dépend de la minéralogie des résidus. Pour déterminer la granulométrie d'un matériau, il faut le fractionner en plusieurs classes granulométriques de

grandeur identique. Les résultats de l'analyse granulométrique sont présentés sur un graphique semi-logarithmique à partir duquel la courbe granulométrique du matériau est tracée. La Figure 2-1 présente une plage granulométrique de douze (12) résidus miniers provenant de différentes mines Canadiens utilisés dans la préparation de remblais en pâte. Différents paramètres caractéristiques tels que le coefficient d'uniformité (C_U), le coefficient de courbure (C_C), le pourcentage d'ultrafines $P_{20\mu\text{m}}$ (des résidus) peuvent être calculés à partir de ces courbes granulométriques.

Le coefficient d'uniformité

Le coefficient d'uniformité C_U permet de caractériser l'étalement d'une courbe granulométrique d'un matériau dit grossier (taille des grains $> 75 \mu\text{m}$). Il est donné par la relation suivante :

$$C_U = \frac{D_{60}}{D_{10}} \quad [2-2]$$

Où D_{60} et D_{10} sont les diamètres à 60% et 10% passant.

Selon la valeur du coefficient d'uniformité, on peut classer la granulométrie des matériaux grossiers en cinq catégories (Aitcin et al., 2012) :

$C_U \leq 2$: granulométrie très serrée

$2 < C_U \leq 5$: granulométrie serrée

$5 < C_U \leq 20$: granulométrie semi-étalée

$20 < C_U \leq 200$: granulométrie étalée

$200 < C_U$: granulométrie très étalée

Le coefficient de courbure

Le coefficient de courbure C_C permet de quantifier la distribution des particules sur une courbe granulométrique. Il est donné par la relation suivante :

$$C_C = (D_{30})^2 / (D_{10} \times D_{60}) \quad [2-3]$$

$1 < C_C < 3$: matériau bien gradué (la continuité est bien répartie)

$C_C < 1$ ou $C_C > 3$: matériau mal gradué (la continuité est mal répartie)

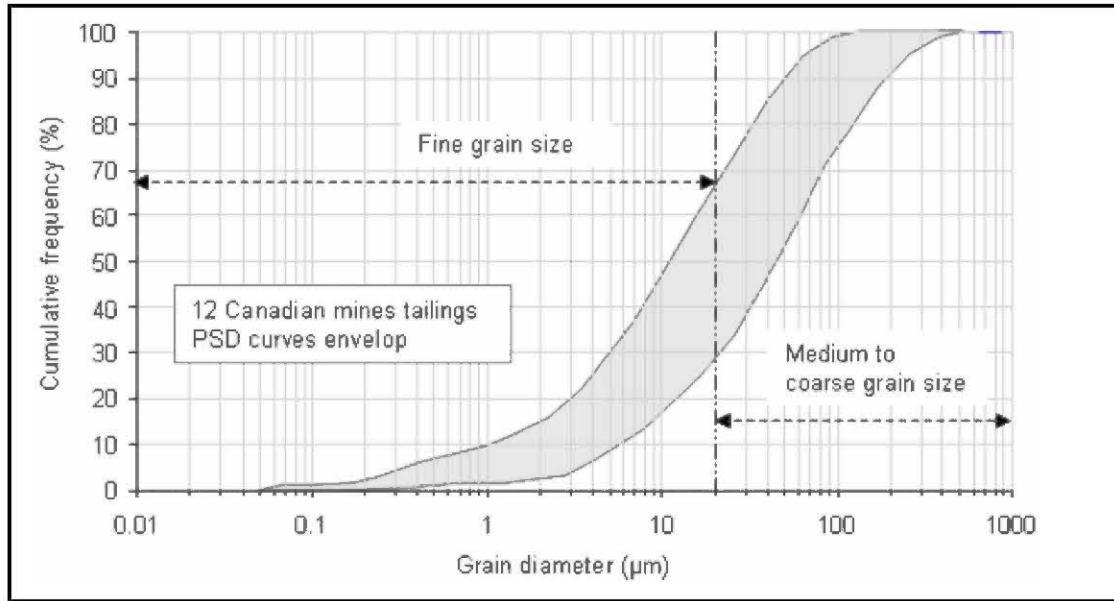


Figure 2.1 : Plages des courbes granulométriques utilisées dans les RPC (Belem & Benzaazoua, 2008b)

Il est connu qu'une distribution granulométrique étalée (contenant toutes les classes de taille des grains) favorisera de meilleures résistances mécaniques du matériau. Toutefois, ces deux coefficients ne sont pas totalement applicables aux résidus miniers dont les plus grosses particules sont de l'ordre du millimètre seulement.

Golder Paste Technology (1997) a proposé la classification des remblais en pâte ayant le même affaissement de 7 pouces (ou 178 mm), en fonction de la teneur en ultrafines des résidus miniers (Tableau 2.3).

Tableau 2.3 : Classification des remblais en pâte en fonction de la proportion en ultrafines des résidus (Golder Paste Technology, 1997)

Classification	% solide	$d < 20 \mu\text{m}$ (%)
Grossier	78-85	15-35
Moyen	70-78	35-60
Fin	55-70	60-90

La distribution granulométrique des grains solides a une influence directe sur la porosité, la conductivité hydraulique, la perméabilité, la résistance mécanique et le transport du remblai (Belem

et al., 2000; Benzaazoua et al., 2000). L'angularité des particules peut avoir une influence sur l'angle de frottement interne et sur les caractéristiques géotechniques des RPC (El Aatar, 2011).

Le liant hydraulique

Le liant hydraulique est un composé anhydre qui réagit sous l'eau pour former des hydrates, responsables du durcissement du matériau dans le temps (Benzaazoua et al., 2005a). Plusieurs types de liant sont utilisés dans la fabrication des remblais miniers : les ciments fabriqués par les cimenteries et des liants issus du recyclage des déchets de certaines industries (Peyronnard & Benzaazoua, 2011). Le liant est utilisé principalement pour que le remblai en pâte développe une résistance mécanique suffisante qui réponde à certaines exigences de charges dynamiques et statiques (appelée résistance requise). Le ciment Portland, type GU du CSA (Association Canadienne de Normalisation ou Canadian Standard Association) et type I de l'ASTM (American Society of Testing and Materials) est le liant le plus utilisé en raison de sa disponibilité sur le marché (Tariq & Yanful, 2013).

Composition chimique du ciment Portland

Le ciment Portland est obtenu après avoir soigneusement dosé et pré-mélangé des matières premières qui vont fournir le matériau final en chaux (CaO), en silice (SiO_2), en alumine Al_2O_3 et en ferrite Fe_2O_3 , le tout cuit dans des fours rotatifs jusqu'à une température de 1450°C . Cette cuisson permet d'obtenir un produit intermédiaire appelé clinker, qui est par la suite refroidi et broyé finement. Une faible proportion de gypse y est ajoutée à l'étape du broyage du clinker afin de réguler le temps de prise. On peut ajouter éventuellement des ajouts minéraux tels que les fillers, les cendres volantes, les laitiers ou la fumée de silice pour en améliorer ses propriétés.

La chaux nécessaire est fournie par des roches calcaires, l'alumine, la silice et l'oxyde de fer par des argiles. Ces matériaux se trouvent dans la nature sous forme de calcaire, d'argile ou de marne et contiennent, en plus des oxydes déjà mentionnés, d'autres oxydes (considérés comme des impuretés). Le Tableau 2.4 donne les principaux constituants du ciment Portland GU.

Tableau 2.4 : Les principaux constituants du ciment Portland (adapté de Hyvert, 2009)

Nom du composant	Formule chimique	Notion cimentaire	% massique des différentes phases
Silicate tricalcique (Alite)	$3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	C_3S	50 à 70 %
Silicate bicalcique (Bélite)	$2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	C_2S	15 à 30 %
Aluminate tricalcique (Célite I)	$3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	C_3A	5 à 10 %
Aluminoferrite tétracalcique (Célite ou Ferrite)	$4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	C_4AF	5 à 15 %
Gypse	CaSO_4	CSH_2	2 à 6 %

Plusieurs études ont été menées pour substituer le ciment Portland avec d'autres additifs et réduire les coûts de remblaye (Gauthier, 2004; Peyronnard & Benzaazoua, 2011, 2012) et rendre la production du ciment «verte» (e.g. Dunstan, 2011). Le ciment Portland est souvent additionné à d'autres liants qui sont des minéraux naturels ou artificiels. Les plus utilisés de ceux-ci sont les cendres volantes (Fly Ash) et les laitiers de hauts fourneaux (Blast furnace slag) ou Slag.

Les cendres volantes (fly ashes)

Pendant la combustion du charbon dans les centrales thermiques, les cendres, riches en minéraux silicatés sont transformées par les gaz de combustion en minuscules petites billes. Ces dernières sont refroidies dans des échangeurs de chaleur et séparées du gaz par des électrofiltres. Les fractions les plus fines ayant des propriétés pouzzolaniques sont appelées cendres volantes (ou fly ashes). L'Association Canadienne de Normalisation ou Canadian Standard Association (CSA A3001, 2003) classe les cendres volantes en trois catégories selon leur teneur en chaux : type F ($\text{CaO} < 8\%$), type CI ($8\% < \text{CaO} < 20\%$) et type CH ($\text{CaO} > 20\%$). Deux grands types de cendres volantes sont spécifiés dans la norme ASTM C618-03 (2003) sur la base de leur composition chimique, qui dépend fortement du type de charbon brûlé : classe C et classe F. La somme des trois principaux oxydes, SiO_2 , Al_2O_3 et Fe_2O_3 doit être de 50% minimum pour les cendres volantes de classe C et de 70% pour la classe F (Tariq & Yanful, 2013). La classe F est souvent utilisée avec les résidus sulfureux en raison de sa capacité à neutraliser l'acide produit.

Laitier de hauts fourneaux (blast furnace slag)

L'American Society of Testing and Materials (ASTM) donne la définition du laitier de haut fourneau comme suivant : « *produit non métallique, constitué essentiellement de silicates et*

d'aluminosilicates de calcium et d'autres éléments développés dans des conditions de fusion de l'acier dans un haut fourneau» (LAFARGE, 2013). Il correspond à la gangue stérile du minerai de fer, des fondants et des cendres du combustible. Le laitier de haut fourneau a besoin d'un activateur ou catalyseur pour développer ses propriétés cimentaires et c'est généralement la chaux et les sulfates libérés par l'hydratation du ciment Portland qui jouent le rôle d'activateur (Younsi, 2011).

Les liants hydrauliques et pouzzolaniques peuvent être représentés, en fonction de leur composition, dans un diagramme ternaire $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ (Figure 2-2).

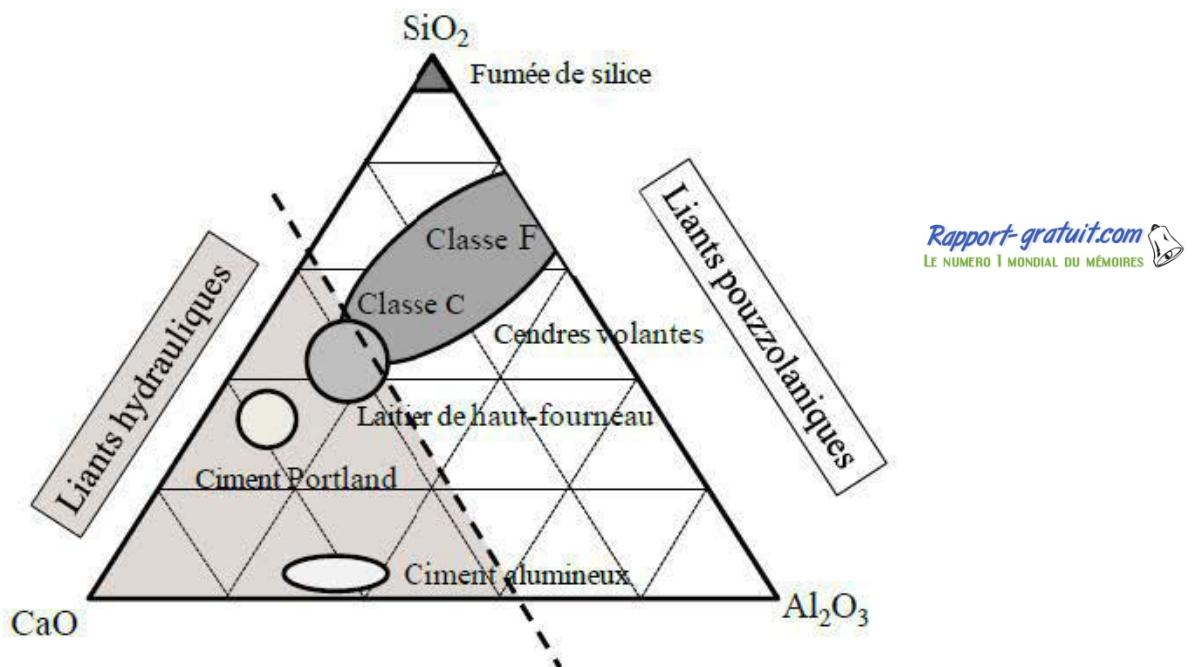


Figure 2.2 : Diagramme ternaire $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ montrant la composition chimique de quelques liants hydrauliques et pouzzolaniques (Coussy, 2011)

Hydratation du ciment Portland

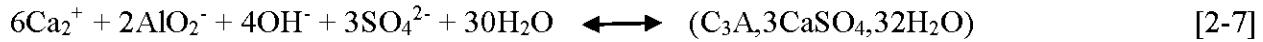
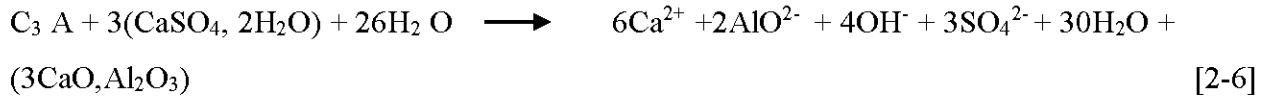
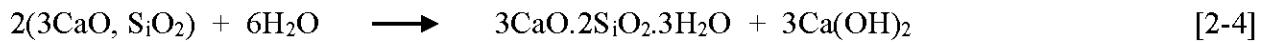
L'hydratation du ciment Portland est la réaction entre les phases cimentaires du liant et l'eau. C'est un processus qui commence dès que le ciment anhydre est mis en contact avec l'eau (gâchage). Le principe général de l'hydratation du ciment est énoncé par Le Chatelier. Le principe est le suivant (Pisch & Albert, 2009):

- *Dissolution des phases anhydres du clinker* : les phases anhydres du clinker (C_3S , C_2S , C_3A , C_4AF) étant sous-saturé dans l'eau de gâchage, elles se dissolvent ;
- *Obtention d'une solution sursaturée vis-à-vis des phases hydratées* : la concentration de la solution est très importante ;
- *Précipitation de phases hydratées*.

L'hydratation du ciment Portland se déroule en quatre phases qui sont présentées comme suit :

- *Phase 1 : Réactions initiales*

Au début du gâchage, les phases anhydres du ciment se dissolvent en libérant des ions Ca^{2+} , OH^- , SO_4^{2-} , ... Cette dissolution initiale est très rapide et exothermique. Il se forme alors le silicate de calcium hydraté (C-S-H) et l'ettringite. La durée de cette phase environ 15 minutes et les réactions sont les suivantes (Chabil, 2009) :



- *Phase 2 : période dormante*

Après la phase 1 survient la phase dormante caractérisée par une solution saturée en ions OH^- entraînant ainsi un pH élevé. Le pH de la solution augmente, ce qui ralentit la formation de C-S-H et de l'ettringite. Quand l'eau de gâchage est saturée en ions, le début de la prise se produit. Cette période dure environ 2 heures

- *Phase 3 : période d'accélération*

Cette phase commence quand les concentrations en ions Ca^{2+} et OH^- dans la solution deviennent critiques. Cette sursaturation entraîne la précipitation de la Portlandite.



La consommation des ions Ca^{2+} et OH^- par la formation de la Portlandite, $\text{Ca}(\text{OH}_2)$, accélère les mécanismes de dissolution, de nucléation et de précipitation des différentes phases, permettant la formation des hydrates. Ces derniers formés commencent à s'enchevêtrer et créent un solide. Cette phase dégage beaucoup de chaleur et dure environ 12 heures.

- *Phase 4 : période de ralentissement*

Les grains anhydres se recouvrent d'une couche d'hydrate de plus en plus importante, ce qui inhibe les réactions. Ainsi, une partie du ciment restera anhydre même si l'hydratation continuera lentement pendant une longue période.

Le C_3S majoritaire dans le ciment impose sa cinétique. Il est responsable de la prise initiale et de la résistance à court terme. L'hydratation du C_2S est lente, elle est responsable de la résistance à long terme. Le C_3A libère une grande quantité de chaleur. Il participe faiblement à l'obtention de la résistance à court terme.

- *Réactions pouzzolaniques*

Les laitiers de hauts fourneaux et les cendres volantes sont des pouzzolanes. La norme ASTM C125-07 donne la définition suivante : «*Les pouzzolanes sont des matériaux siliceux ou silico-alumineux, qui ne possèdent pas eux-mêmes de propriétés liantes mais qui, sous forme finement divisée et en présence d'humidité, réagissent chimiquement avec l'hydroxyde de calcium à température ordinaire pour former des composés possédants des propriétés liantes.*»

Ainsi, la principale réaction pouzzolane est la consommation de la Portlandite produite par le ciment Portland. Les réactions peuvent être résumées comme suit :



Hydratation des liants dans les RPC

Le mécanisme d'hydratation dans une matrice cimentaire dépend de plusieurs paramètres. Parmi ceux-ci on peut citer la nature du liant, le rapport eau/ciment (E/C), le pourcentage de liant utilisé. Du fait de ces différences, l'hydratation des liants dans le remblai en pâte est sensiblement différente de celle dans les mortiers et bétons (Benzaazoua et al., 2004a). Les caractéristiques de chacun sont résumées dans le Tableau 2.5.

Tableau 2.5 : Caractéristiques des mortiers/bétons et RPC (adapté de Benzaazoua et al., 2004a)

Paramètre	Mortier/béton	Remblai en pâte cimenté
% Liant	> 12%	$\leq 7\%$
Rapport eau/ciment (E/C)	> 0,5	≥ 3
Taille des agrégats	mm-cm	$\mu\text{m-mm}$
État de saturation	Non saturé	Saturé ($> 95\%$)
Hydratation du solide	Majoritaire	Importante
Précipitation pendant la prise	Négligeable	Importante
Résistance mécanique	> 5 MPa	≤ 5 MPa
Sulfures	Présents accidentellement	Présents fréquemment
Attaque sulfatique interne	Rare	Fréquente

L'hydratation des liants dans les RPC peut se diviser en deux étapes (Figure 2-3) :

Étape 1 : dissolution rapide de la phase anhydre du liant et début de l'hydratation des phases cimentaires.

Étape 2: la solution devient saturée en ions Ca^{2+} , OH^- , $\text{H}_2\text{SiO}_4^{2-}$ et les réactions de précipitations commencent. Les phases cimentaires précipitent et remplissent progressivement les pores du matériau. Ce processus se poursuit pendant la période de cure.

L'hydratation directe conduit à la formation de C-S-H, qui participe à la cohésion, l'acquisition de la résistance mécanique du remblai. Lorsque l'eau de mélange est chargée en sulfates, la saturation est plus rapide du fait de la présence des ions SO_4^{2-} . La présence de ces ions peut avoir des effets néfastes (parfois bénéfiques) sur la résistance du remblai.

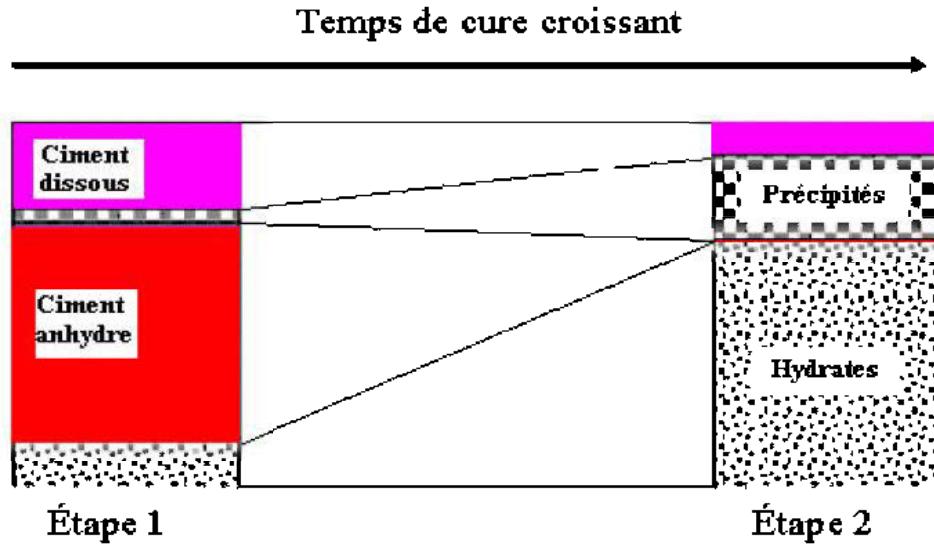


Figure 2.3 : Mécanisme d'hydratation des liants dans le remblai (Benzaazoua et al., 2004a)

2.3.1.2. L'eau de mélange

L'eau est ajoutée au mélange pour faciliter le malaxage et le transport du remblai sous terre. Cette eau peut être de l'eau de la mine recyclée, de l'eau de lac ou de robinet, entre autres.

2.3.2. Principaux facteurs d'influence de la résistance des RPC

Le rôle premier du remblai en pâte est de répondre aux besoins opérationnels de l'exploitation minière, assurant la stabilité sous terre et la sécurité des travailleurs. Selon le rôle qui lui est assigné, le remblai doit avoir une résistance minimale requise pour jouer pleinement son rôle. Dans ce contexte, il est important de connaître les éléments qui peuvent affecter sa performance afin d'anticiper sur les solutions à adopter.

Le design d'un système de remblayage repose principalement sur la résistance mécanique du remblai (Mitchell et al., 1982; Hassani & Archibald, 1998; Belem et al., 2000; Benzaazoua et al., 2000; Fourie & Centre, 2005; Belem & Benzaazoua, 2008a). Cette dernière est fonction des propriétés chimique, physique et minéralogique du remblai. L'essai de compression uniaxiale (valeur d'UCS) est le paramètre le plus utilisé pour le design des remblais miniers (Mitchell et al., 1982; Arioglu 1984; Belem et al., 2000; Belem & Benzaazoua, 2008a; Belem, 2009, 2013; Nasir & Fall, 2010). Ainsi, plusieurs auteurs ont tenté de proposer des modèles de prédiction, souvent basés sur des approches statistiques, de la résistance à la compression uniaxiale en connaissant les paramètres physiques du remblai (Annor 1999; Benzaazoua et al. 2000; Belem & Benzaazoua

2008a,b; Belem, 2009;). La résistance requise du remblai est fonction de l'utilisation qui en est prévue (Figure 2-4).

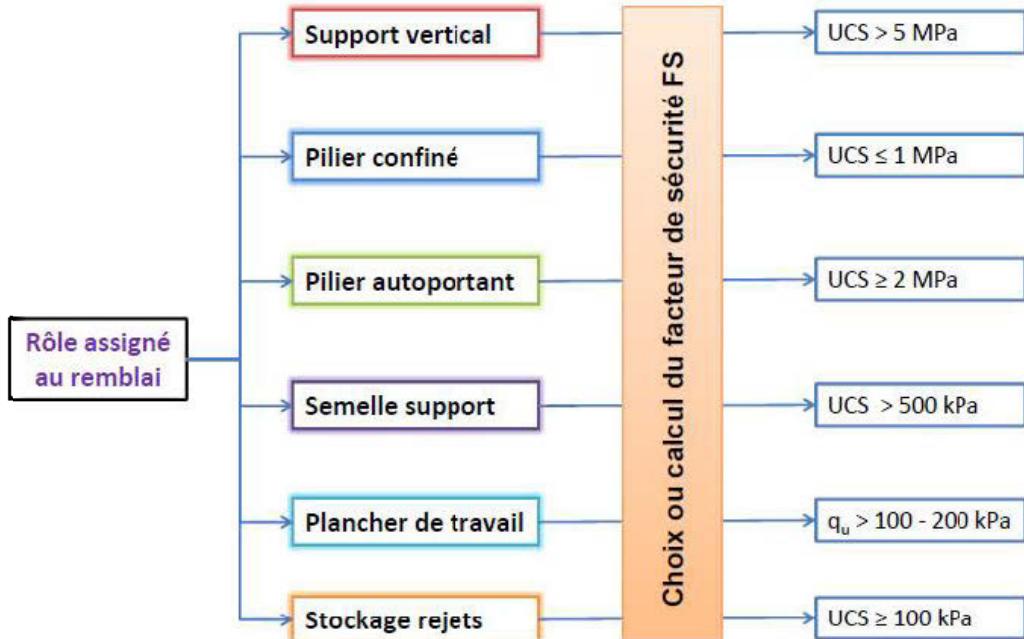


Figure 2.4 : Rôles assignés au remblai et les résistances requises (Belem, 2009)

Ainsi, pour connaître les facteurs qui influencent cette résistance mécanique, plusieurs études ont été réalisées au cours de ces dernières années (Amaratunga & Yaschyn, 1997; Donald, 1997; Landrault et al., 1997; Hassani & Archibald, 1998; Annor, 1999; Klein & Simon, 2001; Wang et al., 2002; Benzaazoua & Belem, 2001, 2002a, b, 2008b; Benzaazoua et al., 2002a; b; 2004; Fall et al., 2005; 2009; 2010; Kesimal et al., 2004; 2006; Potvin et al., 2005; Belem, 2009; Yilmaz et al., 2009; 2014). Ces études montrent que l'UCS et son évolution sont influencés par plusieurs facteurs (Figure 2-5) qui peuvent être classés en deux catégories :

- les facteurs intrinsèques liés aux ingrédients du remblai (résidus, eau, liant)
- les facteurs extrinsèques liés aux conditions du chantier.

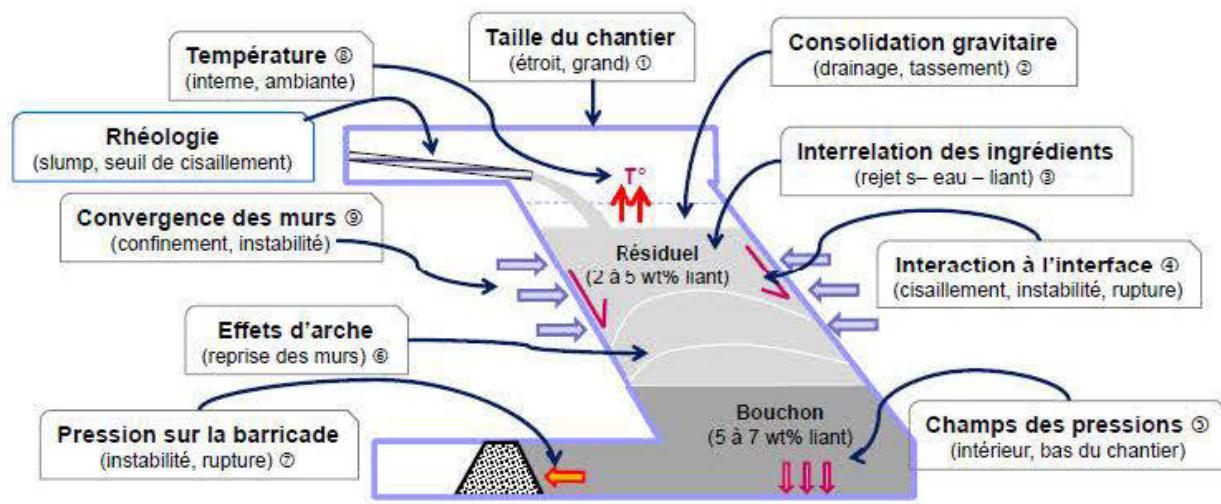


Figure 2.5 : Principaux facteurs influençant la résistance mécanique du RPC (Belem, 2009)

Les résidus miniers (granulométrie, chimie), le liant (type et pourcentage) et l'eau de mélange (quantité et chimie) peuvent affecter la résistance mécanique du remblai.

2.3.2.1. Influence des résidus miniers (granulométrie et minéralogie)

Granulométrie des résidus

La granulométrie des résidus dépend de la technique de broyage pour atteindre la maille de libération. Elle peut varier d'une mine à l'autre, au sein d'une même mine, selon la zone minéralisée. Des études (Benzaazoua et al., 2003; 2004; Cayouette, 2003; Kesimal et al., 2003; 2005; Fall et al., 2005) ont montré l'influence de la granulométrie des résidus sur la résistance mécanique du remblai.

Pour étudier l'effet de la granulométrie sur la résistance mécanique du remblai, Fall et al. (2005) sont partis d'un échantillon de résidus miniers à partir duquel trois classes granulométriques ont été créées par tamisage et par hydrocyclonage permettant d'éliminer les grosses ou les superfines particules et par désulfuration pour réduire les ultrafines (particules de diamètre $d < 20 \mu\text{m}$ ou $P_{20\mu\text{m}}$). Ainsi, des résidus grossiers ($15\% < P_{20\mu\text{m}} < 35\%$), moyens ($35\% < P_{20\mu\text{m}} < 65\%$) et fins ($P_{20\mu\text{m}} > 65\%$) ont été créés pour réaliser cette étude. La Figure 2-6 met en évidence l'effet de la granulométrie des résidus de départ sur la résistance mécanique du remblai. Les remblais préparés avec des résidus grossiers et moyens offrent de meilleures résistances. L'influence de cette granulométrie dépend du type de liant utilisé et le temps de cure. Cette augmentation significative

de la résistance est liée à la diminution de la teneur en eau lorsque les ultrafines sont retirées des résidus. Les remblais ayant un coefficient d'uniformité C_U élevé donnaient de meilleures résistances que celles ayant un C_U proche de l'unité (Benzaazoua et al., 2005b).

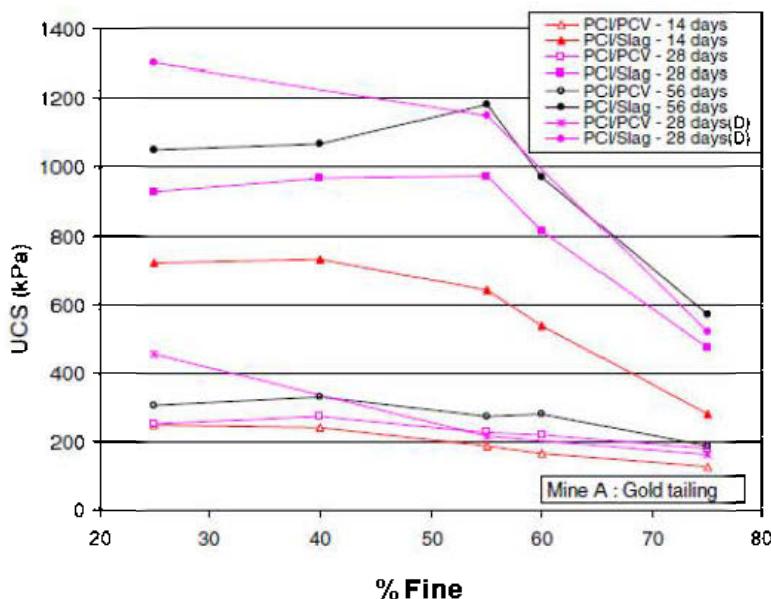


Figure 2.6 : Influence du pourcentage d'ultrafines sur la résistance mécanique du remblai (Fall et al., 2005)

Toutefois, il est suggéré que les résidus miniers contiennent au moins 15% d'ultrafines ($d < 20 \mu\text{m}$; $P_{20\mu\text{m}}$) afin de faciliter le transport du remblai dans les pipelines tout en évitant le ressauage ou la ségrégation (Brackebusch, 1992; Lidekeea et Landrianlt, 1993 ; Clark et al., 1995). À noter qu'aucune limite supérieur de $P_{20\mu\text{m}}$ n'a été suggérée, même si selon Verkerk et Marcus (1988) une proportion élevée en ultrafines pourrait entraîner une plus grande résistance à l'écoulement (perte de charge élevée). À noter que les ultrafines ont pour effet de préserver un degré de saturation élevé du remblai (Brackebusch, 1994; Landrianlt, 1995) et cela permet de limiter le potentiel d'oxydation des sulfures présents dans le remblai (Benzaazoua et al., 2000 ; Ouellet, 2006).

Minéralogie des résidus

La minéralogie des résidus est influencée par la chimie des solides. Cette minéralogie peut avoir une influence sur la résistance mécanique des remblais lorsqu'ils contiennent des sulfures (Ouellet et al., 1998; Benzaazoua et al., 2000, 2002; 2004; Benzaazoua & Belem, 2001; Fall et al., 2005; Potvin et al., 2005; Ouellet, 2006). La présence des sulfures dans les rejets a des impacts physiques

et chimique sur la résistance mécanique du remblai (Benzaazoua et al., 2004b). Sur le plan physique, l'augmentation de la teneur en soufre augmente la densité du résidu, donc une consommation volumique en liant plus élevée.

Benzaazoua & Belem (2001) ont étudié l'impact de la présence de sulfures sur la résistance mécanique du remblai. Pour cela, trois résidus ayant différentes proportions en soufre (LRD = 32%; LVT = 16% et HML= 5%) ont été utilisés pour la préparation de remblais en pâte. Deux types de liants CL (20:50 GU:Slag) et SL (100% Slag) ont été utilisés (Figure 2-7). Cette figure montre l'évolution de la résistance mécanique en fonction du temps de cure pour les trois types de résidus et pour les deux types de liants utilisés. On notera que les résidus ayant une forte teneur en soufre (32%) ont conféré une très faible résistance, même après 90 jours de cure avec les deux types de liant.

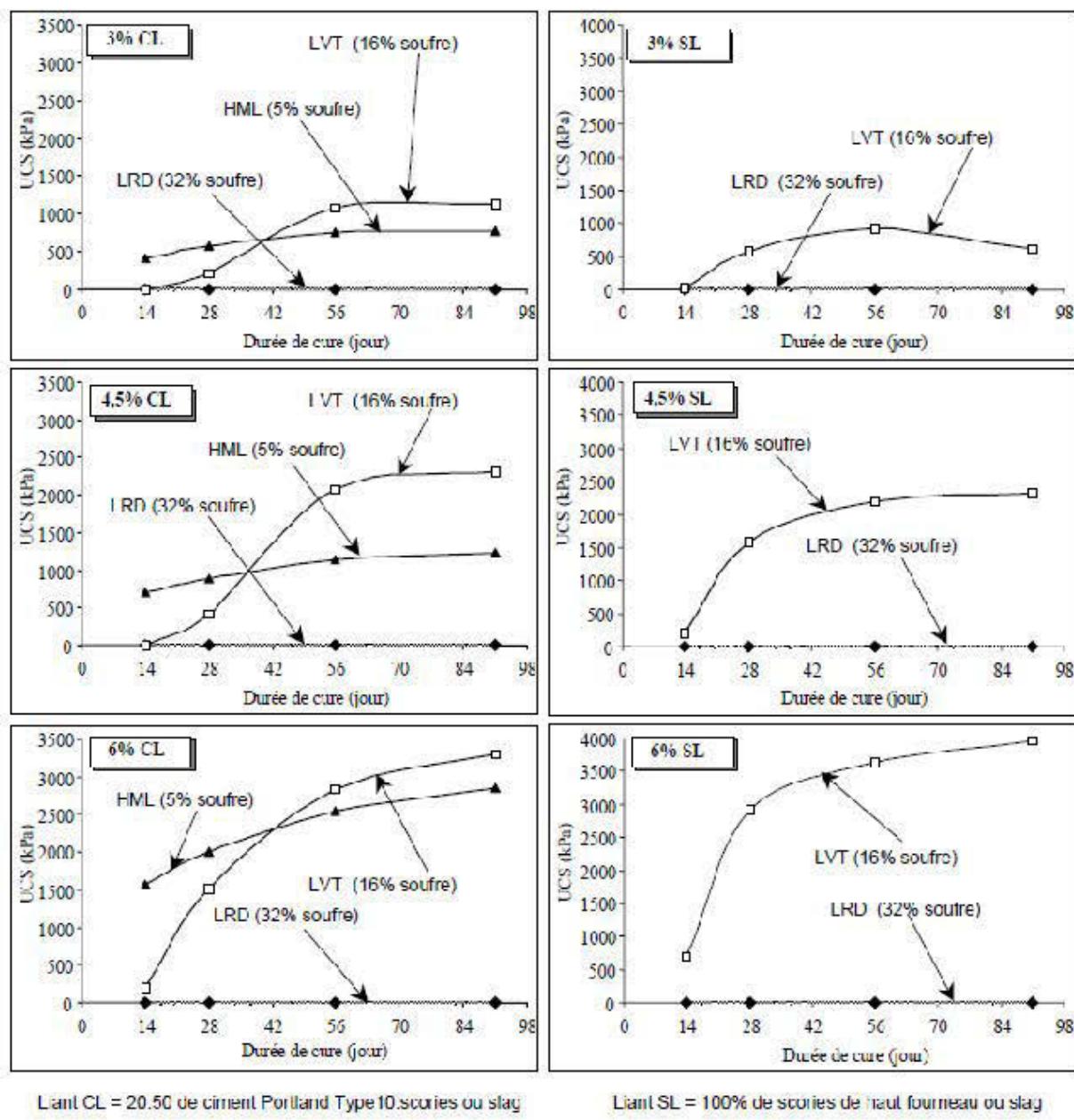


Figure 2.7 : Influence du pourcentage de soufre des résidus sur la résistance mécanique des remblais préparés avec deux types de liants CL et SL (Benzaazoua & Belem, 2001)

2.3.2.2. Influence du liant

Effet du type de liant

Le type de liant utilisé dans le remblai en pâte est choisi en fonction de la résistance qu'il procure mais aussi de son coût. Idéalement, plusieurs types de liant sont testés au laboratoire avant le choix final. Les liants les plus utilisés sont le ciment Portland type GU, les laitiers de hauts fourneaux (Slag) et la Fly Ash. Des études ont montré que le type de liant peut jouer sur la résistance mécanique du remblai à court, moyen et long terme (Belem et al., 2000; Cayouette, 2003; Benzaazoua et al., 2003; 2004a; Kesimal et al., 2004; Godbout, 2005; Belem et Benzaazoua 2008b; Peyronnard & Benzaazoua, 2012).

Pour étudier l'effet du type de liant sur la résistance du remblai, Benzaazoua et al. (2002) ont préparé des remblais en utilisant des résidus ayant les mêmes caractéristiques physiques et chimiques et différents types de liants. Les résultats de cette étude (Figure 2-8) montrent que le liant GU-Slag (20-80) donne de meilleures résistances. Cela est dû au fait que ce type de liant est plus approprié pour ce type de résidus. En effet, l'effet pouzzolanique de la Slag augmente la formation de C-S-H plus stable que la portlandite en milieu agressif. La Slag consomme la portlandite libérée par le ciment pour former des hydrates silico-calciques (C-S-H) responsables du durcissement du remblai. Ce type de liant donne aux résidus moyennement sulfureux de meilleures résistances mécaniques (Belem et al., 2000; Benzaazoua et al., 2004).

Le liant composé de Portland type 10 ou GU et le FA (Fly Ash) donnent les résistances les plus faibles. Cela s'explique par le fait que l'hydratation du FA commence à des pH supérieurs à 13.2 (Neville, 1981)

D'autres études ont aussi montré qu'un liant ne s'hydrate pas de la même façon lorsqu'il est mélangé avec des résidus plus ou moins sulfureux (Benzaazoua et al., 2000; 2002a; Ouellet, 2006).

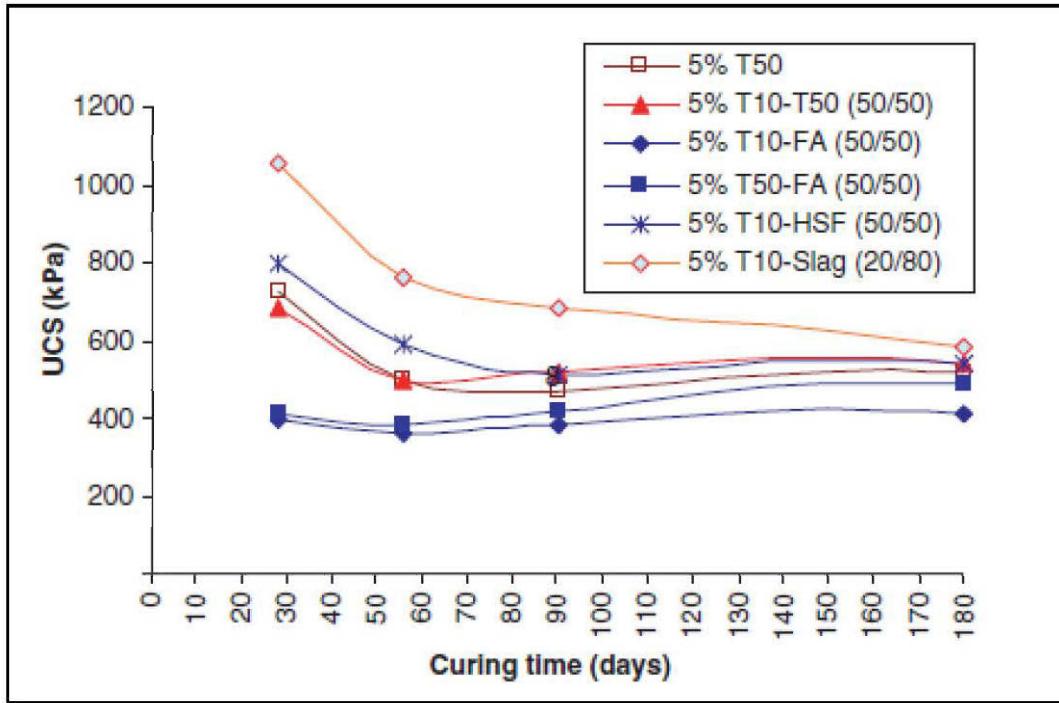


Figure 2.8 :Influence du type de liant sur la résistance mécanique du remblai (Benzaazoua et al., 2004a)

Effet du pourcentage de liant

Plusieurs auteurs ont montré que l'augmentation de la résistance mécanique est proportionnelle à la quantité de liant utilisée (Mitchell & Wong, 1982; Belem et al., 2000; Benzaazoua et al., 2000; 2002a,b; 2004; Landriault, 2001; Kesimal et al., 2005; Ouellet., 2006; Fall et al., 2008; Peyronnard & Benzaazoua, 2011).

Dans leur étude, Benzaazoua et al. (2004a) ont investigué l'effet du pourcentage de liant sur la résistance mécanique du remblai. Pour cela, un liant composé de ciment Portland type 10 (ou type GU) et la Fly-ash (FA) à 50:50 (CP10-FA), un liant composé de 50% de ciment Portland type 10 et 50% du type 50 et un liant composé de 20% du ciment Portland CP10 et 80% de Slag ont été utilisés. Les proportions des liants étaient de 3, 4,5 et 6% de la masse des résidus secs. Les résultats sont présentés dans la Figure 2-9 et montrent l'accroissement de la résistance mécanique du remblai avec l'augmentation du pourcentage de liant, pour les trois types de liants.

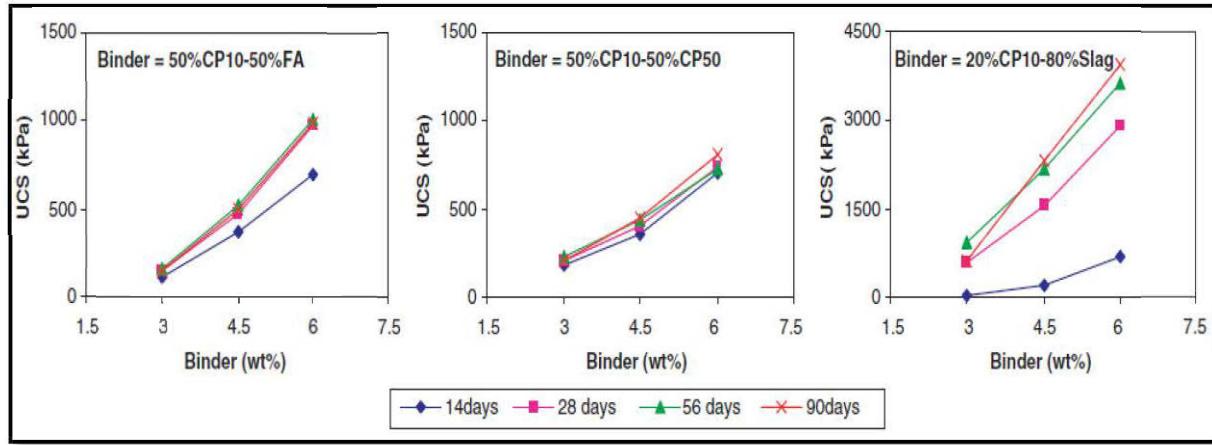


Figure 2.9 : Effet du pourcentage de différents types de liants sur la résistance mécanique à différents temps de cure (Benzaazoua et al., 2004 a)

2.3.2.3. Influence de l'eau de mélange

L'eau est utilisée dans les remblais miniers pour bien homogénéisé le mélange et assurer son transport sous terre. Elle est composée de l'eau interstitielle des résidus et l'eau de mélange (eau d'appoint). Celle-ci peut être de l'eau de mine recyclée, l'eau de lac, l'eau de mer ou l'eau de robinet. Cette eau, de par sa composition chimique, peut avoir des interactions avec les constituants de la matrice de remblai.

Pour étudier l'effet de l'eau mélange sur la résistance du remblai, Benzaazoua et al. (2002) ont utilisé une eau de robinet, une eau de lac et une eau de mine recyclée et quatre (4) types de liants pour préparer des remblais en pâte cimentés. La Figure 2-10 présente l'évolution de l'UCS en fonction du temps de cure pour les différents mélanges. Les remblais préparés avec l'eau de robinet donnent de meilleures résistances que ceux fabriqués avec l'eau de lac ou l'eau recyclée pour différents liant utilisés.

Dans le cas où la mine est proche de la mer, l'eau de mer peut être utilisée pour la fabrication des remblais. Cependant, celle-ci peut affecter la résistance du remblai (Wang & Villaescusa, 2000; Potvin et al., 2005, URSTM, 2014). Pour étudier l'effet de la salinité de l'eau de mélange sur la résistance mécanique, Wang & Villaescusa (2000) ont préparé des remblais avec des eaux à différentes de teneur en sel (5, 10 et 20.8%). Les résultats montrent une chute de résistance de 10% par rapport au témoin, préparé avec une eau fraîche (sans sel). Cependant, dans certains cas, l'eau saline peut donner une meilleure résistance que l'eau de robinet (Potvin et al., 2005).

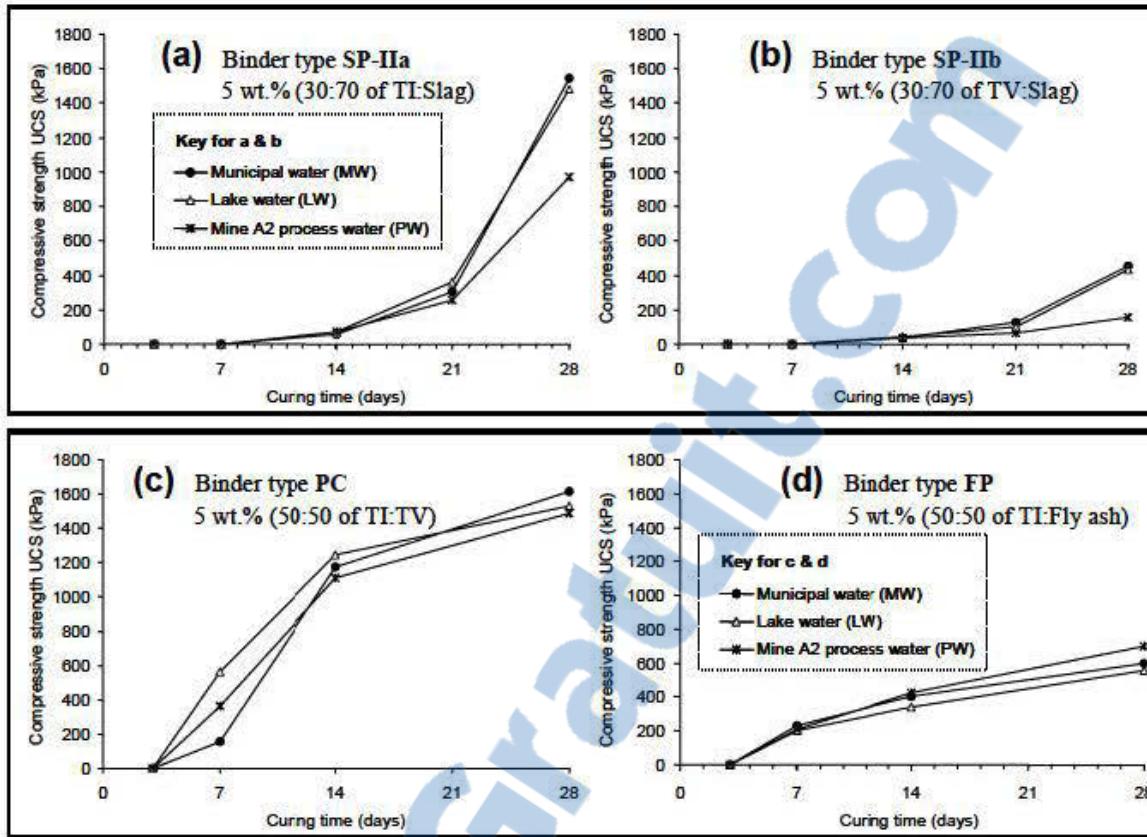


Figure 2.10 : Évolution de la résistance mécanique (UCS) en fonction du temps de cure avec différents types d'eau de mélange et différents types de liant (Benzaazoua et al., 2002)

Le traitement du minerai génère des eaux de procédé chargées en sulfates. Ces eaux sont souvent recyclées et utilisées pour la fabrication des remblais. La présence de sulfates dans le remblai peut avoir un effet néfaste sur sa résistance mécanique (Benzaazoua et al., 1999; 2000, 2002; 2003; Belem et al., 2000; Benzaazoua & Belem, 2001; Godbout et al., 2004; Kesimal et al., 2005; Ouellet, 2006; Ercikdi et al., 2010)

La présence de sulfates dans les remblais a un double effet : inhibition de l'hydratation du liant et participation à la cimentation de la matrice. La Figure 2-11 montre l'évolution des UCS en fonction de la concentration en sulfates de l'eau de mélange. Cette figure montre une chute de résistance avec l'augmentation de la concentration en sulfate jusqu'à 8000 ppm puis une amélioration de celle-ci au-delà. La diminution de la compression uniaxiale est due à l'inhibition de l'hydratation du liant par les sulfates (Benzaazoua et al., 2004a).

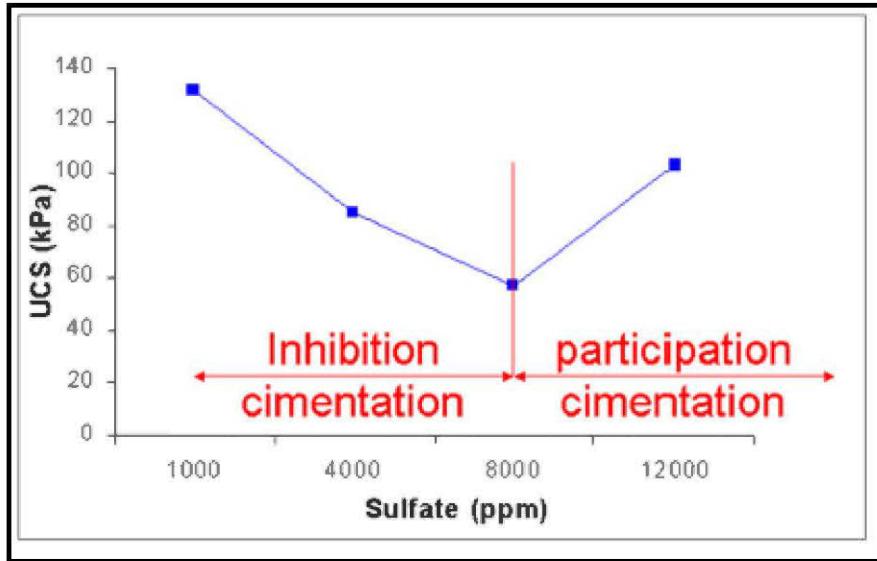
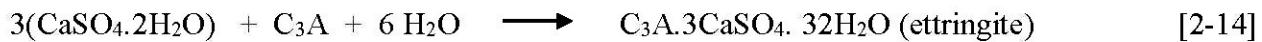
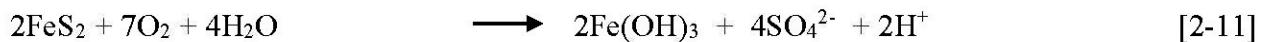


Figure 2.11 : Effet de la teneur en sulfates de l'eau de mélange sur la résistance en compression uniaxiale (Benzaazoua et al., 2004a)

Pour cette étude spécifique, la présence de sulfates devient bénéfique pour des concentrations supérieures à 8000 ppm (Benzaazoua et al., 2004a). Les sulfates réagissent avec les phases solides de la matrice cimentaire telle que la Portlandite pour former du gypse et de l'ettringite expansive qui sont des minéraux secondaires sulfatés (Bernier et al., 1999) selon les réactions chimiques suivantes :



Les sulfates précipitées remplissent les espaces intra-granulaires, entraînant ainsi une augmentation de la cohésion du remblai et une augmentation de sa résistance (Benzaazoua, et al., 2004; Ercikdi et al., 2009). Cette précipitation de minéraux sulfatés devient néfaste lorsque tous les pores sont remplis. Ainsi, les pressions inter-granulaires créent des fissures, ce qui réduit la résistance du remblai. Ce phénomène est appelé attaque sulfatique interne.

Pour étudier ce phénomène, Benzaazoua et al. (2004a) ont préparé des mélanges avec des résidus sulfureux, une eau chargée en sulfates avec différents liants hydrauliques. Pour le liant contenant

la Slag, des pics de résistance ont été observés à 28 jours de cure, correspondants à des résistances maximales. Après cela, des importantes baisses de l'UCS ont été notées. La présence de sulfates contribue au début à la cohésion par leur précipitation dans la matrice. Après 28 jours de cure, tous les pores sont remplis et la précipitation continue; ce qui entraîne une fissuration du remblai et une perte de résistance (Figure 2-12). On peut noter aussi que tous les liants n'ont pas le même comportement en présence des sulfates.

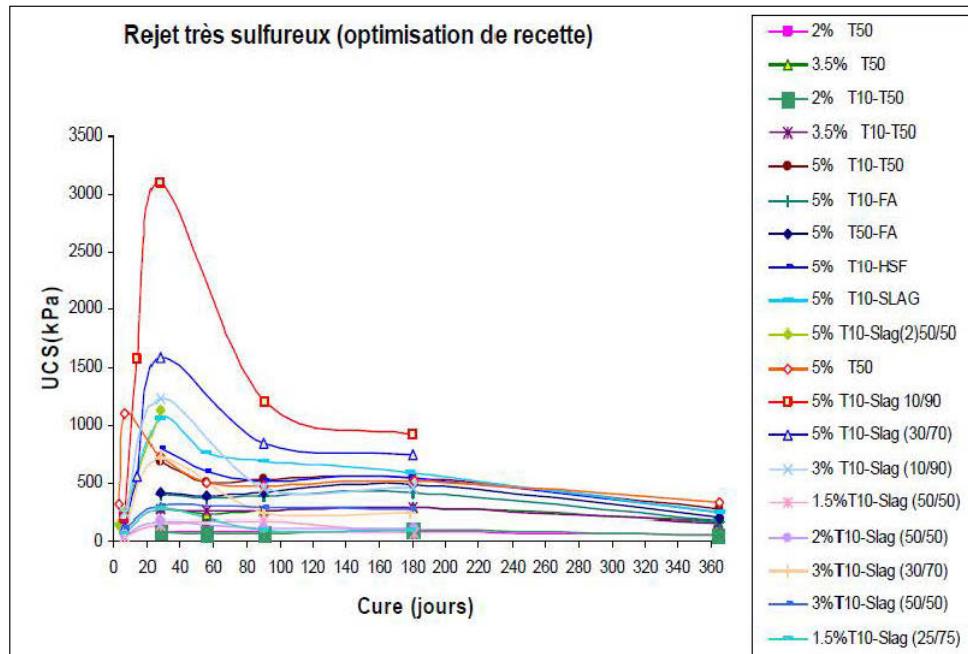


Figure 2.12 : Influence du type de liant sur la résistance mécanique de remblais préparés avec des résidus très sulfureux (Benzaazoua et al., 2003)

La Figure 2-13 présente un remblai à deux temps de cure différents : 28 jours (a) et 360 jours (b). Le remblai a été préparé avec des résidus à forte teneur en soufre (26%) une eau chargée en sulfate (1283 mg/L). Après 360 jours de cure le remblai s'altère et des micro-fissures sont visibles à sa surface.



Figure 2.13 : Visualisation de l'attaque sulfatique interne sur des échantillons de RPC (Ercikdi et al., 2009)

La chimie de l'eau de mélange a donc un grand impact sur la résistance mécanique du remblai. Aussi, la quantité d'eau de mélange utilisée peut affecter la résistance du remblai.

L'eau de malaxage joue un rôle important car elle permet de faciliter l'homogénéité du mélange et son transport. Cependant, la quantité d'eau doit être contrôlée pour atteindre un slump compris entre 6 et 10 pouces correspondant à une gamme de pourcentages solides compris entre 70 et 85%. La quantité d'eau dans le mélange influence directement le rapport eau sur ciment ou water to cement ratio (w/c), le slump, le pourcentage solide et la teneur en eau. Benzaazoua et al. (2003) ont montré que la résistance mécanique (UCS) diminuait lorsque la teneur en eau du mélange était élevée. Pour étudier l'effet du rapport E/C sur la résistance mécanique, Kesimal et al. (2005) ont utilisé deux types de résidus et deux types de liant pour préparer différents mélanges avec des rapports E/C différents. La Figure 2-14 présente l'évolution de l'UCS en fonction des temps de cure pour les différents remblais préparés. On note que le remblai ayant un rapport E/C plus faible, donc moins d'eau, donnait de meilleures résistances et ce, pour les deux types de liant utilisés.

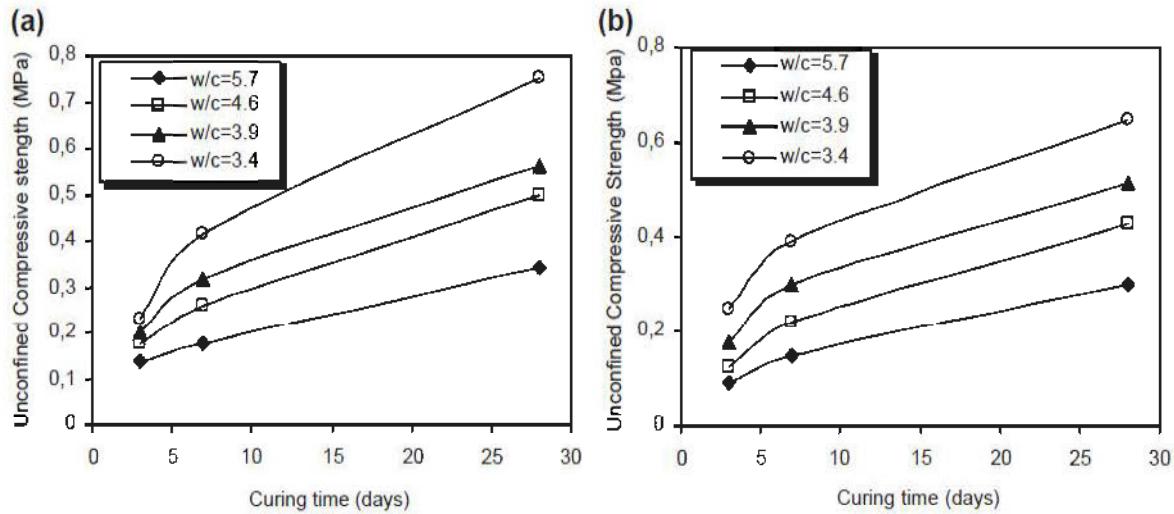


Figure 2.14 : Évolution de l'UCS en fonction du temps de cure pour des mélanges avec différents w/c (Kesimal et al., 2005)

D'autres facteurs peuvent aussi impacter sur la résistance mécanique du remblai, et sont principalement liés aux conditions du terrain.

2.3.2.4. Les conditions du chantier

Les paramètres liés aux condition du chantier sont appelés facteurs extrinsèques et touchent les interactions entre le remblai et le massif rocheux (Belem, 2013), le drainage (Belem et al., 2006; 2007; 2013; Benzaazoua et al., 2004a), la consolidation (Belem et al., 2006; El Aatar, 2011; Belem et al., 2013; Yilmaz et al., 2009; 2015). Ces phénomènes observés dans les chantiers remblayés font varier la résistance du remblai du sommet au bas du chantier. Cayouette (2003) a montré que cette variation peut aller de 1,6 MPa à 2,85 MPa, du sommet au bas d'un chantier de 30 m de haut.

Pour étudier l'effet du drainage sur la résistance mécanique du remblai, Belem et al. (2006) ont rempli trois colonnes de RPC dont l'une est totalement drainée (TD), une semi-drainée (SD) et une non drainée (ND). Les résultats de cette étude montrent que le remblai TD donne la meilleure résistance (UCS > 2,9 MPa), suivi du remblai SD (UCS > 2,7 MPa).

La température de cure a aussi un impact sur la résistance mécanique à court, moyen et long terme du remblai (Fall & Samb, 2009; Fall et al., 2010; Nasir & Fall, 2010). Pour étudier l'effet de la température de cure sur la résistance du remblai, Fall et al. (2010) ont préparé des mélanges de remblai avec un liant composé de GU-Slag (20-80) et les ont maintenu à des températures de 2, 20,

35 et 50°C. Les résultats de cette étude (Figure 2-15) montrent que les échantillons curés à 35° et 50°C développent des résistances mécaniques (UCS) à 28 jours trois fois plus élevées que les remblais exposés à des températures de 2° et 20°C. Cela s'explique par le fait que l'hydratation du liant est accélérée par l'augmentation de la température. À 2°C l'UCS est presque constante entre 7 et 28 jours, une température trop faible ralenti les réactions d'hydratation du liant.

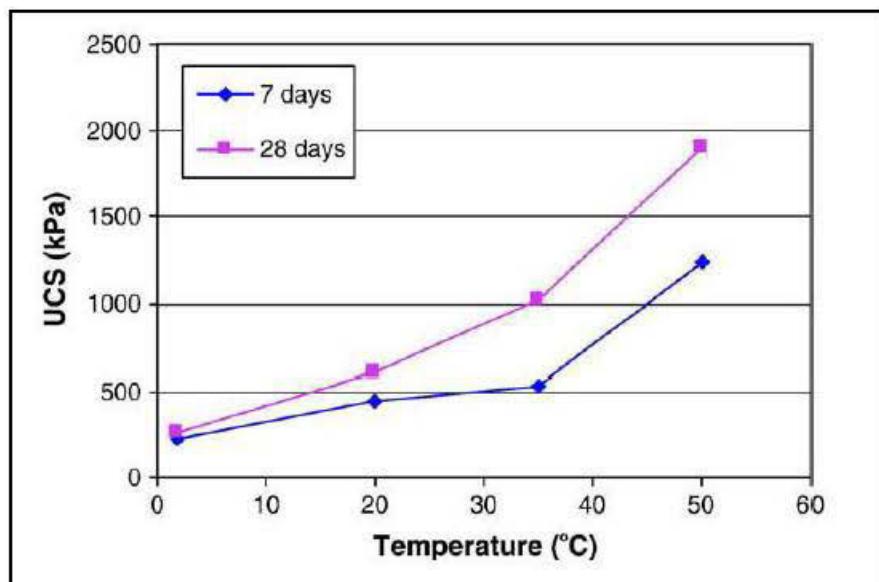


Figure 2.15 : Évolution de la résistance en fonction de la température de cure (Fall et al., 2010)

2.4. Remblai rocheux

Le remblai rocheux se réfère à des agrégats grossiers de roche utilisés par l'industrie minière à des fins de remblayage des excavations souterraines (Yu & Counter, 1983; 1988; Farsangi et al., 1996; Grice, 1998; Hassani & Archibald, 1998; Dorricott & Grice, 2002; Potvin et al., 2005; Benzaazoua et al., 2005; Chou, 2012; Belem, 2013; Emad, 2013). Les stériles sont constitués de roches excavées lors du développement des chantiers miniers souterrains pour atteindre le minerai. Ils sont constitués généralement de matériaux grossiers hétérogènes. Le remblai rocheux est utilisé lorsqu'on veut réduire la quantité des stériles en surface ou quand on souhaite obtenir des résistances élevées. L'ajout de liant est optionnel et peut se faire avant, pendant ou après le dépôt des roches stériles dans le chantier. Le liant utilisé dans ce type de remblai représente 5 à 6% de la masse de stériles secs et est utilisé sous forme de coulis ayant un pourcentage solide variant entre 50 et 60% (rapport E/C variant entre 0,5 et 0,6). C'est un remblai facile à préparer, ne nécessite

pas de barricades et ne génère aucune eau de drainage. Cependant, sa préparation en surface, son concassage et son transport sous terre nécessitent des coûts importants (Benzaazoua et al., 2005; Belem, 2013).

Le remblai rocheux est plus résistant que les remblais hydraulique et en pâte pour les mêmes proportions de liant (Chou, 2012; Grice, 1998), cependant la mise en œuvre demande plus de moyens. L'un des problèmes avec le remblai rocheux est la ségrégation des particules; ce qui réduit la résistance dans certains endroits du chantier (Belem, 2013). Lors de sa mise en place, le contact entre la roche et les parois de la cheminée peut changer la granulométrie des particules par fragmentation.

Potvin et al. (2005) ont rapporté qu'à la mine George Fisher, un remblai rocheux constitué de stériles concassés de diamètres 0-16 mm a été utilisé pour remblayer un chantier primaire. Les stériles sont concassés en surface puis convoyés à 740 m sous terre. Un coulis de liant dans un rapport E/C = 0,7 est également préparé en surface et sous terre. Les granulats et le coulis de liant sont mélangés par un mixeur, placé sous terre, puis transporté par des chargeuses-navettes jusqu'au chantier à remblayer. Ce type de remblai a donné une bonne résistance mécanique de l'ordre de 1,5 MPa.

Pour éviter tous les effets négatifs liés aux remblais rocheux, il est préférable de le mélanger avec du remblai hydraulique, ou d'y ajouter des résidus ou du sable afin de réduire sa porosité, la ségrégation des particules et augmenter sa résistance mécanique.

2.5. Remblais mixtes ou hybrides

De nouvelles techniques de remblayage ont permis ces dernières années d'améliorer la production des entreprises minières (Annor, 1999). L'introduction des remblais miniers en pâte cimentés a considérablement modifié les techniques d'exploitation. Actuellement, beaucoup d'entreprises (mines et consultants) et des chercheurs travaillent sur comment trouver un remblai plus résistant que les remblais en pâte. Ces études s'orientent vers la fabrication de remblais mixtes, un mélange d'au moins deux types de granulats. Les remblais mixtes (hybrides ou composites) peuvent être définis comme étant tout mélange de résidus et/ou de stériles et d'autres fillers comme le sable, les déchets métallurgiques, les fibres lignocellulosiques (fibres de bois, écores, boue papetière), de liant et d'eau.

En ajoutant des stériles concassés dans le remblai hydraulique ou le remblai en pâte cimenté, ou en mettant des résidus (ou du sable) dans des remblais rocheux, plusieurs types de remblais mixtes peuvent être produits (Dorricott & Grice, 2002). L'utilisation des remblais composites est bénéfique pour l'industrie minière car ils permettent d'éviter la ségrégation dans les remblais rocheux et d'augmenter les particules grossières dans les remblais en pâte ou hydraulique. Ils sont souvent utilisés pour augmenter la résistance du matériau cimentaires. Les remblais composites les plus connus sont :

- Remblai rocheux avec ajout de sable ou de résidus miniers ;
- Remblai hydraulique avec ajout de granulats (*Cemented Aggregate Fill* ou CAF)
- Remblai hydraulique ou en pâte contenant du sable ;
- Remblai en pâte contenant des stériles concassés (*Rocky Paste Fill* ou RPF, *Paste Aggregate Fill* ou PAF)

Des études sont menées à l'Institut de Recherche en Mines et en Environnement (UQAT) pour préparer un remblai en pâte avec des fibres lignocellulosiques ou des nano silicates (Kohestani, 2016).

2.5.1. Remblai rocheux avec ajout de sable ou de résidus miniers

Le remblai rocheux est fait de roches stériles provenant de la mine, concassés et envoyés sous terre. C'est un remblai plus résistant que le remblai en pâte. Cependant, avec les vides dans le matériau et des problèmes de ségrégation, il est moins utilisé que le RPC. Pour réduire la porosité de ce type de remblai, du sable ou des résidus miniers peuvent être utilisés. Ces remblais sont connus sous les noms de:

- *Consolidated Sand Rockfill* (CSR): est une combinaison de remblai rocheux, *Cemented Rock Fill* (CRF) avec des quantités variables de sable, généralement de 5 à 10% massique (Yu, 1989). Pour des teneurs en ciment similaires à celle des remblais rocheux, la pulpe de ciment/sable peut être introduit en même temps que le placement des stériles.
- *Consolidated Sand Waste Fill* (CSWF) : avec cette forme de remblai, les stériles sont laissés en place dans les chantiers où le minerai est extrait et consolidé en versant un mélange de ciment et de sable sur le dessus pour percoler à travers le tas de roche. Le rôle de la pulpe de ciment/sable est de consolider les stériles et d'améliorer le support de terrain

tout en réduisant la dilution du mineraï. La teneur globale en ciment est approximativement de 5%.

L'effet d'ajouter du sable dans le remblai rocheux a été étudié à la mine Kidd Creek par Yu et Counter (1983). Ils démontrent qu'en ajoutant 5% de sable dans le remblai rocheux, on réduisait significativement la ségrégation des agrégats et la résistance à la compression augmentait de 40%. Ce remblai mixte est un Consolidated Sand Rockfill (CSRf).

Kintzel (2005) a étudié un mélange de stériles concassés et de sable, utilisé dans un chantier primaire à la mine Callie. Le sable représente 50% massique des stériles et le liant était de 3,5%. Ce remblai mixte a permis d'avoir une résistance à la compression de 2,5 MPa à 56 jours.

L'ajout de résidus dans le remblai rocheux est bénéfique, cependant une quantité trop élevée peut affecter sa résistance. Wang & Villaescusa (2000) ont étudié l'évolution de la résistance en compression triaxiale du remblai rocheux ($d_{max} = 20$ mm) en fonction du pourcentage de résidus ajoutés. Pour le même pourcentage de liant utilisé (4%), l'optimum était de 10% de résidus (Figure 2-16). Lorsque le remblai rocheux ne contient pas de résidus ou un pourcentage supérieur à 10%, sa résistance en compression triaxiale était faible. En effet, quand il y'a beaucoup de fines, la surface spécifique du matériau augmente, donc sa demande en ciment pour une bonne cohésion est plus élevée.

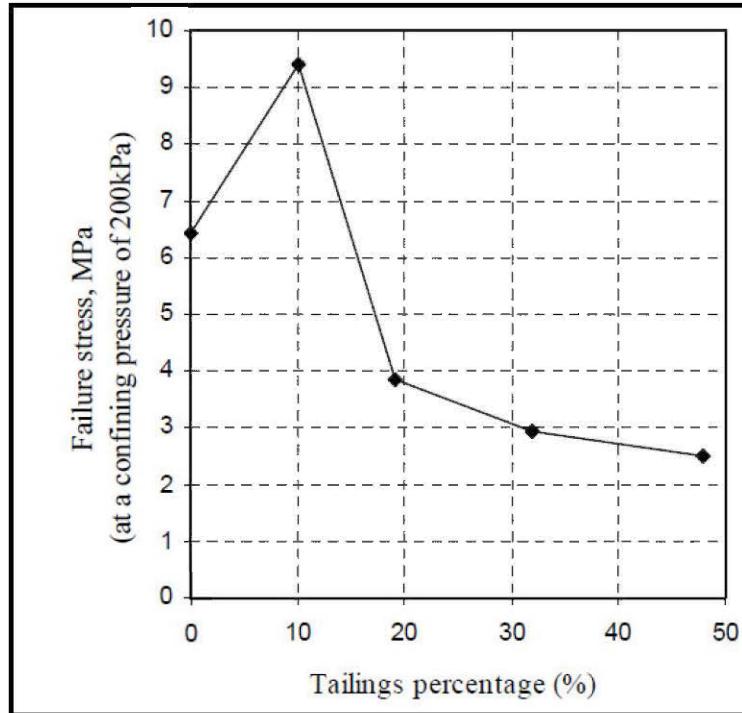


Figure 2.16 : Variation de la résistance mécanique en compression triaxiale du remblai rocheux en fonction du pourcentage de résidus ajoutés (Wang & Villaescusa, 2000)

2.5.2. Remblais hydraulique ou en pâte contenant du sable

Lorsqu'on a des résidus de granulométrie fine, une quantité de sable peut être ajoutée pour augmenter les particules plus grossières. Cette pratique permet d'accroître la résistance mécanique du remblai (Landriault, 1995; Amaratunga & Yaschyshyn, 1997; Annor, 1999; Helms, 1988)

Ross-Watt (1989) a rapporté qu'à *Black Mountain Mine* (Afrique du Sud) du sable et des résidus ont été utilisés pour préparer un remblai hydraulique dans les proportions 50%-50% pour un pourcentage solide final entre 70 et 74%. Le liant représentait environ 7,5% massique des résidus et du sable secs. Ce remblai mixte a permis d'avoir une résistance mécanique de 700 kPa à 14 jours de cure.

Dans une autre mine, à *O'okiep Copper Company* (Afrique du Sud), un mélange de résidus-sable dans un rapport 3,5 :1 avec un pourcentage liant de 6,5 à 7% a été utilisé pour remblayer un chantier secondaire (Ross-Watt, 1989). Ce remblai ayant un pourcentage solide de 75% a donné une résistance de 850 kPa à 90 jours.

Pour étudier l'effet de l'ajout du sable dans du remblai hydraulique, Annor (1999) a fabriqué différents mélanges contenant du sable et de résidus miniers dans des proportions 10, 25, 40 et 55%. Les résidus présentaient les caractéristiques granulométriques suivantes : $C_U = 7.5$; $C_C = 0.63$ et pourcentage d'ultrafines (particule de diamètre $d < 20 \mu\text{m}$ ou $P_{20\mu\text{m}}$) = 40.5%. Pour le sable, $C_U = 6.5$; $C_C = 1.45$; $P_{20\mu\text{m}} = 13.8\%$. Le remblai composite ainsi préparé (5% GU) avait un pourcentage solide variant entre 71 et 78%. Les résultats de cette étude (Figure 2-17) ont montré que la résistance mécanique augmentait avec l'accroissement de la quantité de sable ajouté.

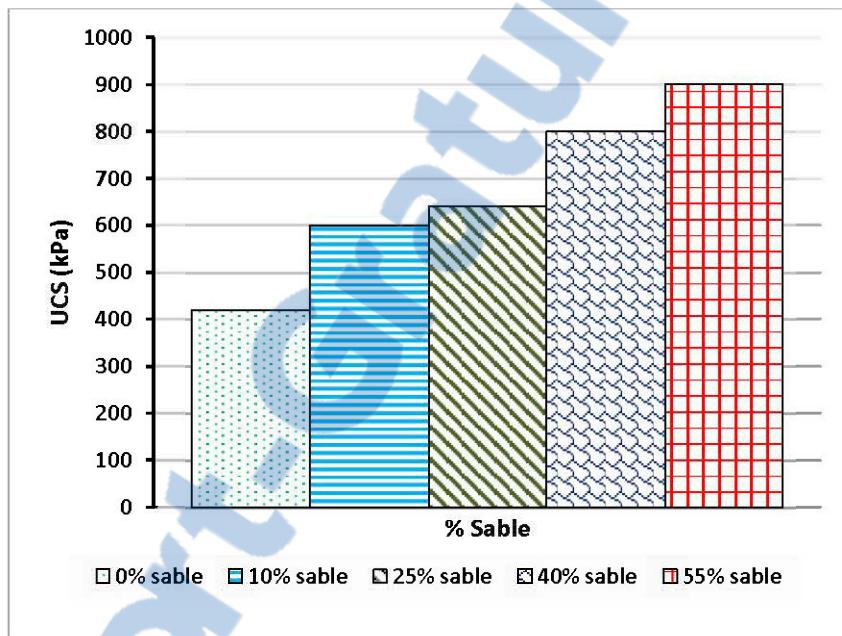


Figure 2.17 : Évolution de l'UCS du remblai hydraulique en fonction du pourcentage de sable ajouté (Annor, 1999)

Après 28 jours de cure, la résistance mécanique obtenue avec le mélange contenant 55% de sable est de 114% plus élevée que celle produite par le remblai sans sable. Il a été constaté que l'ajout de sable augmentait les particules grossières dans le résidu, réduisait la porosité et l'indice de vide du remblai.

Un autre type de remblai mixte a été préparé par le même auteur en utilisant un autre résidu ($C_U = 3.8$; $C_C = 0.92$; $P_{20\mu\text{m}} = 74.8\%$) et le même sable que précédemment avec un pourcentage de liant de 6% (Annor, 1999). Les proportions de sable dans le mélange sont de 50 et 75% de la masse de résidus secs. L'évolution de l'UCS en fonction des temps de cure montre que l'ajout de sable n'est

pas bénéfique à court terme et il faut un pourcentage de sable très élevé (75%) à moyen ou à long terme pour obtenir de meilleures résistances.

La résistance mécanique des remblais hybrides résidus-sable dépend des matériaux, du type et de la quantité de liant utilisés. Ces éléments influent aussi sur la porosité, l'indice des vides et la déformation du remblai.

2.5.3. Remblai hydraulique ou en pâte avec granulats

Les remblais mixtes hydraulique-granulats ou RPC-granulats sont en plein essor depuis quelques années (Swan, 1985; Senyur & Erer, 1989; Stone, 1993; Annor, 1999; Wang & Villaescusa, 2000; Dorricott & Grice, 2002; O'Toole, 2004; Potvin et al., 2005). Le premier véritable remblai hybride de ce type a été testé à la mine Mont Isa (Leahy & Cowling, 1978) et il s'agissait de l'ajout de roches concassées de moins de 25 mm de taille au remblai hydraulique (résidus classifiés) à des proportions pouvant aller jusqu'à 40% massique et appelé *Cemented Aggregate Fill* (CAF). Le CAF est défini comme étant un mélange de stériles concassés transportés sous terre et mélangé avec du remblai hydraulique (Potvin et al., 2005). Du fait de ses avantages, il a été régulièrement employé dans les mines en roche dure, surtout en Australie (Swan, 1985; Senyur & Erer, 1989; Annor, 1999; Reschke, 2000; Wang & Villaescusa, 2000; O'Toole, 2004; Kintzel, 2005).

Grice (1998) a rapporté qu'à la mine Mount Isa des stériles concassés à un diamètre inférieur à 75 mm ont été ajoutés dans du remblai hydraulique. Le remblai final était composé de 3% de liant, 30% de remblai hydraulique et 66% de remblai rocheux. Ce remblai composite a permis d'avoir une résistance à 28 jours de 1,5 MPa et d'économiser près de 2% de liant en masse.

Dans son étude, Arioglu (1983) a utilisé un mélange composé de 60% de marbre concassé ($d_{\max} = 45$ mm) et 40% de résidus. Il démontre que l'ajout de stériles concassés (ratios stériles:ciment de 5:1, 10:1 et 20:1) dans du remblai hydraulique pouvait augmenter sa résistance en compression entre 200 et >600% (ratio stériles:ciment de 5:10).

Badwin et Grice (2000) ont rapporté qu'à la mine d'Olympic Dam, situé au Nord de l'Australie, un remblai mixte, composé de roches stériles, de résidus miniers et/ou du sable, du ciment, de la fly ash et d'eau a été utilisé. Les proportions étaient les suivantes : 60-65% de granulats, 20-22% de résidus (ou sable), 2,5% de ciment et 5% de fly ash. Le mélange final avait un slump compris entre 150 et 180 mm. Ce type de remblai, nommé *Rocky paste fill* (RPF) avait été préparé en surface

avant son convoyage sous terre. La résistance mécanique obtenue du RPF était comprise entre 0,5 et 5 MPa.

Le *Rocky paste fill* a été aussi utilisé à la mine Mont Isa en 1996 (Kuganathan & Sheppard, 2001; Potvin & Fourie, 2005). Ce RPF est fait de stériles concassés classifiés (60-75%) et du remblai hydraulique de pourcentage solide de 72% (25-40%). Pour ce remblai mixte, 1,5% de ciment Portland (GU) et 3% de Slag ont été utilisés comme liant. Le mélange permet d'obtenir une pâte homogène et aucune ségrégation n'était notée dans le chantier remblayé. Les granulats et les résidus fins favorisent une meilleure fluidité du remblai. Pour un RPF composé de 75% de stériles concassés et 25% de remblai hydraulique, une résistance mécanique de 1,77 MPa a été obtenue à 28 jours.

Des travaux réalisés à l'URSTM ont montré un effet bénéfique de l'ajout des stériles dans le remblai en pâte. Des stériles miniers concassés à 12,7 mm, représentant 45% de la masse totale des stériles et résidus ont été utilisés pour fabriquer du remblai mixte résidus/stériles concassés. Les résultats montrent le développement de fortes résistances malgré de très faibles pourcentages de liant. En effet, la résistance à la compression était supérieure à 1200 kPa après 28 jours de cure avec 2,5% de liant (GU-Slag). L'ajout de stériles a augmenté l'UCS de près 300% par rapport au mélange témoin (résidus seulement) à 180 jours de cure.

Dans une autre étude, des stériles concassés à un diamètre maximal de 10 mm, représentant 17,5% de la masse des résidus et stériles secs ont été utilisés. Le liant est composé de 90% de slag et 10% de GU, correspondant à 4,5% de la masse combinée de résidus et stériles secs. Ce remblai mixte avec un pourcentage solide de 77% a permis d'atteindre des résistances mécaniques de 1,95 MPa à 28 jours et 2,45 MPa à 56 jours de cure.

Plusieurs études ont montré que la résistance des mélanges contenant des granulats (CAF, RPF, béton) est influencée par plusieurs facteurs (Wu et al., 2001; Donza et al., 2002; Quiroga & Fowler, 2003; Kılıç et al., 2008; Ke et al., 2009; Meddah et al., 2010). Parmi ceux-ci on peut citer : la granulométrie des rejets utilisés, la forme et la taille des granulats, la ségrégation des grosses particules et la résistance des granulats. Il est important de connaître les paramètres qui affectent la résistance mécanique des PAF, pour un bon design, une meilleure évaluation économique et un bon contrôle de qualité. Cela permettra aussi d'optimiser sa fabrication.

2.5.3.1. Effet de la granulométrie sur la résistance du PAF

Le remblai mixte granulaire (pâte + granulats = *paste aggregate fill* ou PAF) est un mélange de stériles concassés, de résidus, de liant et d'eau. Ses propriétés sont une combinaison de celles des remblais en pâte cimenté et rocheux (Dorricott & Grice, 2002). Il peut être comparé au béton du génie civil où les granulats seraient les stériles et le sable, les résidus (Swan, 1985, Donald, 1996; O'Toole, 2004). Cependant, le pourcentage de liant est plus important dans les bétons (cf. Tableau 2-5). Ainsi, la distribution granulométrique est un paramètre clé pour obtenir la résistance maximale. Dans les remblais granulaires, l'indice des vides est élevé et des problèmes de ségrégation des grosses particules sont fréquents; ce qui réduit ses performances mécaniques (O'Toole, 2004). Les travaux de Talbot et Richart (1923) ont montré que pour réduire les vides dans les bétons et augmenter leur résistance mécanique, il est important d'avoir la courbe de distribution constante suivante :

$$P(u) = 100(u/u_{\max})^{0.5} \quad [2-15]$$

Où $P(u)$: % passant massique de particules plus fines que u ; u_{\max} : plus grosse particule.

2.5.3.2. La ségrégation

La ségrégation des particules est l'ensemble des actions qui séparent les constituants d'un mélange en regroupant les grosses particules d'une part, et les plus fines d'autre part, et en rendant hétérogène une granularité qui était initialement homogène (Arqué, 1971). Les phénomènes de ségrégation sont souvent visibles dans un mélange lors des différences de propriétés (densité, taille, forme) entre les particules (Demeyre, 2004). C'est un phénomène qui peut se produire lors de son transport, sa mise en place ou après sa consolidation. On parle de ségrégation dynamique, lorsque celle-ci a lieu pendant le transport du matériau et de ségrégation statique, une fois que le remblai est mis en place jusqu'à sa prise.

La ségrégation statique est due principalement à la granulométrie et à la densité des granulats utilisés mais aussi à la consistance du remblai. Lors de la préparation du remblai, il est important d'avoir un *slump* mitoyen (6 ou 7 pouces) pour éviter ce phénomène. Lors de l'acheminement de ce remblai hybride sous terre, beaucoup de frottements se produisent et occasionnent le cisaillement du matériau. La consistance du remblai varie alors et le *slump* peut augmenter ou diminuer d'un

pouce ou plus entre la surface et la mise sous terre (Landriault, 1995; Belem , 2013; Cayouette, 2003). Cette variation de slump peut entraîner l'hétérogénéité du remblai lors de sa mise en place.

2.5.3.3. Influence de la résistance des granulats sur la résistance du remblai

Des études ont montré que la résistance du béton dépendait de la résistance des granulats utilisés (Kılıç et al., 2008; Wu et al., 2001). Pour étudier l'effet de la résistance des granulats sur la résistance du béton, Wu et al., (2001) ont utilisé quatre types de granulat de différentes résistances (95, 98, 150 et 210 MPa) pour préparer des bétons ayant des rapports E/C différents (0,26; 0,44 et 0,55). Les résultats de cette étude (Figure 2-18) montrent que la résistance du béton augmente avec l'augmentation de la résistance des granulats utilisés pour différents rapports E/C.

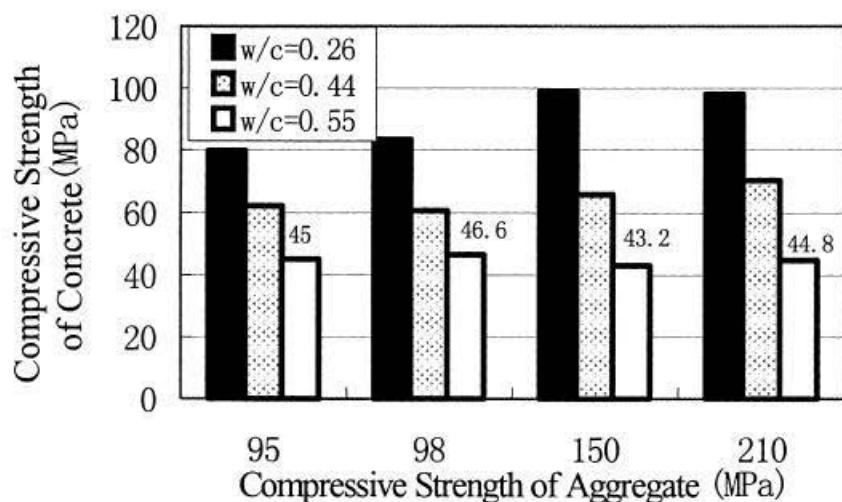


Figure 2.18 : Effet de la résistance des granulats sur la résistance du béton (Wu et al., 2001)

Pour comprendre l'effet du type de granulats sur la résistance mécanique du remblai granulaire, Wang & Villaescusa (2000) ont utilisé des granulats de marbre et de dolérite ayant la même granulométrie et le même pourcentage en liant, dans la préparation des remblais. Les résultats de cette étude montrent que les remblais contenant des agrégats de dolérite donnent des meilleures résistances que ceux préparés avec le marbre. Le remblai préparé avec la dolomite contenant 4% de liant était de 26% plus résistant que celui fabriqué avec le marbre pour la même teneur en liant. Cette étude confirme que de meilleures performances mécaniques sont obtenues avec des granulats de grandes résistances. Cependant, en comparant les résistances mécaniques obtenues avec un

mélange marbre-dolérite 50-50 et les mélanges 100% dolérite et 100% marbre, on constate que la résistance est de 30-55% et 60% plus élevé que celle obtenue avec le marbre et la dolomite, respectivement. Cela s'explique par le fait que lors de la préparation du mélange marbre-dolérite 50-50, la génération de fines a été plus importante qu'avec le mélange à 100% de dolérite. L'augmentation de la teneur en fines augmente la densité du remblai et réduit son indice de vide.

Le remblai composite, de par ses nombreux avantages peut être utilisé comme un moyen de gestion des rejets en surface. Les résidus et les stériles peuvent alors être entreposés dans une même zone.

2.5.3.4. Le PAF : une option pour la co-déposition

La déposition des résidus en surface sous forme de pâte est une technique récente utilisée pour une meilleure gestion des résidus en surface (e.g., Deschamps, 2009). Cette technique permet d'avoir une meilleure stabilité physique et chimique des rejets. Lorsque les résidus et les stériles sont déposés au même endroit on parle de co-déposition (Wilson et al., 2000; Bussière, 2007; Godbout, 2007). Le remblai en pâte avec ajout de stériles concassés est, de par ses propriétés hydrogéotechniques, un matériau qui pourrait assurer une stabilité physique des résidus et chimiques des roches. Il permet de réduire la production de DMA dans les haldes à stériles tout en augmentant la résistance mécanique des résidus (Bussière, 2007). Ce matériau peut offrir des avantages environnementaux considérables et pourrait permettre de réduire les aires d'entreposage de ces rejets. Afin que ce nouveau type de remblai puisse être utilisé comme une méthode de co-déposition, plusieurs aspects doivent être évalués tels que le dosage résidus-stériles qui permettrait d'avoir une meilleure stabilité. Lorsque ce remblai est utilisé pour la co-déposition, il ne nécessitera qu'un pourcentage marginal de liant.

2.6 Besoins en recherche

Actuellement les mines sont de plus en plus profondes et les méthodes de minage apportent beaucoup de défis au niveau du remblayage. Ainsi, les mines s'orientent vers des remblais plus résistants que le remblai en pâte classique : les remblais mixtes. Beaucoup de travaux ont été réalisés sur les remblais mixtes et le CAF est le plus utilisé et le plus étudié. Cependant peu d'études ont été faites pour comprendre le Paste Aggregate Fill (PAF), il serait ainsi intéressant de faire une caractérisation en laboratoire de ce remblai mixte.

CHAPITRE 3 MATÉRIAUX UTILISÉS, MÉTHODES ET RÉSULTATS DE CARACTÉRISATION

Dans ce chapitre, nous aborderons les différents matériaux utilisés pour la préparation des mélanges de remblais, les méthodes de caractérisation et les résultats de ces caractérisations.

3.1. Matériaux utilisés

3.1.1 Résidus miniers

Les résidus utilisés proviennent de la mine LaRonde située dans la région d’Abitibi. Les résidus une fois décyanurés sont envoyés à l’épaississeur. Ils en sortent avec un pourcentage solide proche de 60%. Les résidus épaissis sont ensuite envoyés dans des réservoirs de stockage pour ensuite passer dans les filtres à disques pour être filtrés afin d’atteindre un pourcentage solide proche de 85%. Les échantillons de résidus sont mis dans des barils de 45 gallons et transportés au laboratoire de l’URSTM pour être utilisés dans la fabrication des recettes de remblais. L’eau surnageant est vidée et le reste constitués de résidus humides est versé sur le plancher déjà nettoyé. Ils sont d’abord homogénéisés manuellement avec une pelle et des portions de 15 kg de résidus sont ensuite placées dans des chaudières pour la préparation des éprouvettes de remblai en pâte cimenté contenant des granulats (stériles concassés).

Dans un premier temps c'est la teneur en eau gravimétrique des résidus qui a été déterminée en prélevant une petite quantité destinée à l'étuvage. Cet échantillon est pesé avec son contenant et laissé à l'étuve pendant 48 heures à 60°C. Il est ensuite retiré et pesé à nouveau avec toujours son contenant. La teneur en eau massique $w(\%)$ est calculée par la relation suivante :

$$w(\%) = \frac{M_{r\acute{e}s\acute{u}dus_humides} - M_{r\acute{e}s\acute{u}dus_secs}}{M_{r\acute{e}s\acute{u}dus_secs}} \times 100 \quad [3-1]$$

Connaissant cette teneur en eau initiale $w(\%)$ des résidus, les calculs des ingrédients des différentes recettes de mélanges de remblai sont effectués.

Une fraction séchée des résidus est soumise à d'autres caractérisations physique (granulométrie, surface spécifique, densité relative), chimique (ICP-AES, XRF, S/C) et minéralogique (DRX).

3.1.2 Stériles miniers

Dans cette étude, deux types de stériles (notés A et B) provenant de la mine LaRonde ont été utilisés. Les stériles A proviennent de la halde à stériles considérés comme générateurs d'acide. En effet, ces stériles ont commencé à s'oxyder dans la halde avant l'échantillonnage. Ils sont mis dans des barils de 45 gallons à l'aide d'une pelle mécanique (Figure 3-1a), donc avec différentes tailles granulométriques. Puis les stériles sont transportés au laboratoire pour la préparation des granulats. Ils sont d'abord tamisés à l'aide d'un tamis de diamètre 15 mm (Figure 3-1b). Les particules grossières sont ensuite concassées en utilisant un concasseur à mâchoires (Figure 3-1c) pour avoir des particules de diamètres $d \leq 15$ mm. Les stériles concassés sont ensuite passés au tamis de 15 mm (Figure 3-1d). Le reste est re-concassé, et à la fin du concassage/tamisage, toutes les particules ont un diamètre $0 < d \leq 15$ mm. Par la suite, une partie de ces stériles est tamisée pour en récupérer les autres classes granulométriques (0-10 et 0-5 mm).

Les stériles B qui étaient déjà disponibles au laboratoire, ont été échantillonnés à la halde à stériles Bousquet, considérés comme non-générateurs d'acide. La granulométrie 0-20 mm a été utilisée pour confectionner les autres classes granulométriques, 0-15 mm et 0-10 mm. La classe granulométrique 0-5 mm n'a pas été considérée pour ces stériles.

Tamisage

Trois tamis carrés de 80 cm de côté ayant des ouvertures circulaires de 15 mm, 10 mm et 5 mm ont été confectionnés afin de réaliser le tamisage des stériles au laboratoire.

Concassage

Les stériles grossiers sont réduits aux diamètres inférieurs en utilisant un concasseur à mâchoires. Ce dernier est une machine qui permet de réduire un gros bloc en fragments de granulats. Le diamètre final voulu est obtenu en réglant l'ouverture des mâchoires. Cette machine retient les fragments de roche entre deux plaques (mâchoires) tangentes et applique une force suffisante pour rapprocher les deux surfaces planes générant ainsi une énergie dans le matériau capable de séparer les molécules (cassage).

Homogénéisation

L'homogénéisation des agrégats est faite de façon manuelle en utilisant une pelle. Les tamisâts obtenus avant et après concassage sont placés dans un même tas sur une bâche. Ce tas est

homogénéisé est divisé en quatre petits tas. Par la suite, un seul tas est reconstitué en prenant une pelle de granulats dans chacun des petits tas, de façon alternative. Cette opération est répétée quatre fois afin d'obtenir un tas de granulats considéré homogène.



Figure 3.1 : Échantillonage et préparation des granulats

Échantillonnage

L'échantillonnage du tas final est fait en suivant la norme LC 21-010 (2012) du Ministère des transports du Québec (MTQ). Ce qui permet d'avoir une masse d'environ 10 kg pour chaque classe granulométrique. Cette masse est séchée à l'étuve, puis passée dans un diviseur mécanique pour la réduire. Le diviseur possédant 12 bacs identiques, permet de diviser l'échantillon de départ en 12 parties de masses sensiblement égales. Les agrégats contenus dans un bac, sont ensuite repassés au diviseur pour être réduits. Une masse inférieure à 500 g est constituée (en regroupant si nécessaire le contenu de deux bacs) pour faire l'analyse granulométrique des agrégats.

Le contenu d'un bac est broyé finement et a servi d'échantillon pour la densité relative, les analyses chimique (ICP-AES, XRF et soufre / carbone) et minéralogique (DRX).

3.1.3 Liants hydrauliques

Le liant est choisi en se basant sur des travaux de Belem et al. (2000) et Benzaazoua et al. (2000; 2001; 2002a; 2004). C'est un mélange de 20% du ciment Portland à usage courant ou *general use* (type GU, CSA et type I, ASTM) et 80% de laitier de haut fourneaux ou Slag. La proportion qui est utilisée dans les mélanges représente 5% des masses cumulées des résidus et des stériles secs.

3.1.4 Eau de mélange

L'eau de mélange est composée de l'eau interstitielle des résidus et de l'eau de robinet. Les résidus étant humides, ils contiennent une eau chimiquement chargée. L'eau de robinet est ajoutée pour favoriser le malaxage et ajuster l'affaissement (le slump) final à 7 pouces (~178 mm).

3.2. Méthodes de caractérisation des échantillons

Le remblai a pour rôle entre autre d'assurer la stabilité des chantiers et d'augmente la rentabilité de la production. Afin de permettre au remblai de jouer pleinement son rôle et de mieux comprendre son comportement à long terme, il est important de connaître les propriétés physiques, chimiques et minéralogiques de ses composantes. Les méthodes utilisées pour caractériser ses composantes peuvent être classées en trois catégories : physique, chimique et minéralogique.

3.2.1. Caractérisation physique

Les caractéristiques physiques recherchées dans les résidus et les stériles sont la granulométrie et la densité relative. La surface spécifique des résidus a aussi été déterminée.

Analyse granulométrique

L'analyse granulométrique permet de connaître la répartition des différentes tailles des grains du matériau en fonction de leurs caractéristiques (volume, masse, etc.). Il existe plusieurs méthodes d'analyse granulométrique selon la nature et la classe granulométrique qu'on souhaite avoir. Elle est faite par tamisage pour les particules grossières et par sédimentométrie ou granulométrie laser pour les particules fines ou ultrafines.

L'analyse granulométrique par tamisage permet d'avoir les tailles des particules d'un granulat en utilisant une série de tamis dont les ouvertures sont normalisées. Elle est faite avec les tamis de la série ISO R-20 (Aitcin et al., 2012) suivant les normes CSA-A23.2-09 et ASTM C-136 dont les ouvertures normalisées sont les suivantes :

- 80; 160; 315 et 630 μm .
- 1.25; 2.5; 5; 10; 14; 20; 28; 40; 56; 80 et plus mm.

Les résultats de l'analyse granulométrique sont présentés sur un graphique semi-logarithmique à partir duquel la courbe granulométrique du matériau est tracée.

- *Granulométrie des stériles*

La granulométrie des stériles grossiers ($> 80 \mu\text{m}$) est faite par tamisage en suivant les normes CSA-A23.2-09 et ASTM C-136. Pour les particules de taille inférieure à 80 μm , la granulométrie est faite en utilisant un granulomètre laser. La distribution granulométrique des stériles est obtenue en combinant les granulométries grossière (tamis) et fine (laser).

- *Granulométrie des résidus miniers*

La distribution granulométrique des résidus a été obtenue en utilisant un granulomètre laser de marque Mastersizer de Malvern. Ce dernier utilise la diffraction laser pour mesurer la distribution granulométrique des particules de 0,06 à 879 μm .

Cette technique mesure la variation angulaire de l'intensité de la lumière diffusée lorsque le faisceau laser traverse la suspension aqueuse contenant les résidus. Les particules présentes diffusent la lumière dont l'intensité est caractéristique de leurs tailles. Les grosses particules diffusent la lumière à de petits angles, alors que les petites à des angles plus grands. L'intensité diffusée par chaque particule est analysée pour calculer sa taille en utilisant la théorie de Mie. La distribution granulométrique des résidus est obtenue en considérant que la particule a un diamètre d'une sphère ayant son volume.

Une petite quantité de l'échantillon, correspondant à une obscuration d'environ 15% est introduite dans le bac contenant de l'eau. Les particules sont entraînées par l'eau vers le faisceau laser. Les résultats de l'analyse sont obtenus rapidement (1 à 2 min). La mesure est répétée trois fois et la courbe obtenue représente la moyenne des deux analyses les plus proches.

Surface spécifique

La surface spécifique (S_s) ou aire massique est définie comme étant la surface totale (A) par unité de masse (M).

$$S_s = \frac{A}{M} \quad [3-2]$$

Elle nous renseigne sur la finesse de division du matériau. C'est une mesure importante car la plupart des phénomènes physique et chimique se déroulent à la surface du solide. La surface spécifique peut être déterminée par des mesures d'adsorption de gaz inertes (azote) en utilisant la théorie de BET (Brunauer, Emmett et Teller). Cette technique repose sur l'adsorption des molécules de gaz. La surface spécifique est estimée à partir de la quantité d'azote adsorbée à la surface du solide.

La surface spécifique des résidus est déterminée au laboratoire en utilisant un analyseur de surface GEMINI de Micromeritics. C'est un appareil automatique à volumétrie d'adsorption d'azote qui permet d'obtenir l'isotherme complète. L'échantillon est d'abord séché et placé dans un tube (pas adapté pour les granulats). Le tout est placé avec un autre tube considéré comme témoin dans la chambre d'analyse. L'échantillon est soumis sous vide pour éliminer les contaminants adsorbés à la surface au contact de l'air atmosphérique. De l'azote gazeux est introduit dans les tubes, après l'équilibre de la pression, le volume de gaz nécessaire pour former une monocouche autour de la surface externe et des pores est déterminé. La surface spécifique de l'échantillon est déterminée à partir de la quantité de gaz adsorbée.

La densité relative

La densité relative des résidus et des stériles est déterminée au laboratoire en utilisant le pycnomètre à hélium AccuPyc 1330 de Micromeritics. Les stériles sont broyés finement avant leur analyse. Une masse connue de l'échantillon est introduite dans le cylindre de mesure. De l'hélium à une pression d'environ 21 psi est injecté dans la cuve contenant le matériau, remplissant ainsi la partie vide de la cuve. Le volume et la masse de la cuve étant connus, l'appareil détermine la masse et le volume de l'échantillon et calcule la masse volumique des grains solides (que l'on désigne abusivement densité relative des grains).

3.2.2. Analyses chimiques

Les analyses chimiques effectuées dans cette étude sont la détermination de la teneur en soufre/carbone, l'analyse chimique élémentaire (ICP-AES) et la teneur en oxydes (XRF).

Analyse du soufre et du carbone total

Elle permet de connaître (de manière approximative) si les résidus et les stériles sont générateurs de drainage minier acide. Les espèces soufrées acidifiantes et les espèces carbonatées neutralisantes sont analysées. L'appareil utilisé pour faire cette analyse est le four à combustion ELTRA CS-2000 *Carbon/Sulfur determination*. Il permet de quantifier le dioxyde de soufre dégagé et de connaître la quantité de soufre contenu dans l'échantillon à analyser. La concentration en soufre doit se situer entre 24 mg/kg et 8000 mg/kg en poids de soufre et les échantillons doivent devenir liquides à 1400°C pour être analysés. L'échantillon est broyé finement avant son analyse. Il est placé dans un bateau qui est inséré dans une fournaise à haute température en présence d'oxygène pour transformer la matière en dioxyde de soufre et en dioxyde de carbone. Le CO₂ et le SO₂ produits sont acheminés vers un détecteur infrarouge connecté à un système informatisé qui calcule et donne les teneurs en carbone total et en soufre total présents dans l'échantillon.

L'échantillon est considéré comme générateur d'acide lorsque la concentration en soufre totale est plus importante que de celle du carbone. La Figure 3-2 montre une représentation graphique du potentiel de génération d'acide. Si :

RPN < 1 : échantillon générateur d'acide

RPN > 3 : Non générateur d'acide

1 < RPN < 3 : zone incertaine

PA : potentiel de génération d'acide (kg CaCO₃/t) = 31,25 x %S_{total}.

PN : potentiel de neutralisation (kg CaCO₃/t) = 83,3 x %C.

RPN = PN/PA

PNN : potentiel net de neutralisation (kg CaCO₃/t) = PN - PA

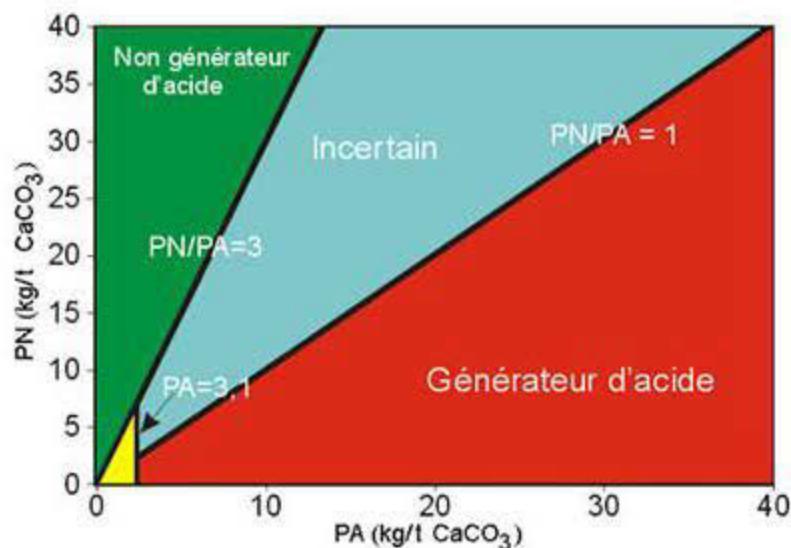


Figure 3.2 : Méthode graphique pour représenter le potentiel de génération d'acide (Benzaazoua, 2013)

Le remblai minier permet surtout d'enfouir les rejets potentiellement générateurs d'acide. Dans ce cas, il est important de connaître le potentiel de génération d'acide du matériau avant son utilisation dans le remblayage. Mais le remblai minier peut tout aussi bien être fabriqué avec des résidus non générateurs d'acide. Lorsqu'une mine dispose de rejets générateurs et non générateurs d'acide, le choix du matériau de remblayage devra se porter essentiellement vers les rejets problématiques.

Spectroscopie d'émission atomique (ICP-AES)

L'analyse par spectrométrie d'émission atomique au plasma à couplage inductif (*inductively coupled plasma-atomic emission spectroscopy*, ICP-AES) permet connaître la composition élémentaire des ingrédients du remblai (eau, liant, résidus et stériles). Le principe de l'ICP-AES consiste à atomiser et exciter des éléments contenus dans une solution à l'aide d'un plasma d'argon. Lorsqu'un élément excité retrouve son état fondamental, il y a libération d'énergie sous forme de radiations électromagnétiques à des longueurs d'ondes qui sont caractéristiques de l'élément. L'intensité de ces radiations est directement proportionnelle à la concentration de l'élément dans la solution à analyser. L'appareil interprète ces informations pour donner des concentrations élémentaires. Les analyses ICP-AES sont faites avec une spectroscopie Optima 3000 DV de *PERKIN ELMTER*. Pour ces analyses, une digestion des échantillons est d'abord effectuée avec de l'acide nitrique concentré (HNO_3), du brome liquide (Br_2), de l'acide fluorhydrique concentré (HF) et de l'acide chlorhydrique (HCl). Le mélange est chauffé sur une plaque et la solution finale est

analysée par spectrométrie d'émission atomique au plasma pour déterminer la concentration des éléments. L'ICP-AES analyse vingt-six (26) éléments chimiques: l'aluminium (Al), l'argent (Ag), l'arsenic (As), le bismuth (Bi), le calcium (Ca), le cadmium (Cd), le cobalt (Co), le chrome (Cr), le cuivre (Cu), le fer (Fe), le potassium (K), le lithium (Li), le magnésium (Mg), le manganèse (Mn), le molybdène (Mo), le sodium (Na), le nickel (Ni), le phosphore (P), le plomb (Pb), l'antimoine (Sb), l'étain (Sn), le tantale (Ta), le titane (Ti), le vanadium (V), le zinc (Zn) et le zirconium (Zr). Pour avoir des éléments comme la silice (Si), on utilise d'autres techniques comme la spectrométrie par fluorescence X ou X-Ray Fluorescence (XRF).

La fluorescence des rayons X (XRF)

Les analyses XRF sont réalisées à l'aide de l'appareil Niton XL3t 900SHE. Il utilise la technique de fluorescence des rayons X pour déterminer la composition élémentaire de l'échantillon. L'appareil est d'abord calibré avant la mesure. Après cela, l'échantillon est introduit dans l'appareil. Il est bombardé de rayonnements très énergétiques (rayons X incidents) entraînant une excitation de l'atome. Le retour des atomes à un état stable provoque une émission de rayons X (fluorescences) du matériel. L'énergie émise par cette fluorescence est caractéristique de la nature de l'élément chimique et son intensité est proportionnelle à sa concentration. Cet appareil peut mesurer des concentrations allant de ppm jusqu'à de hautes teneurs (80-100%) mais moins précis que la spectroscopie ICP-AES. Il permet d'avoir la teneur des éléments comme la silice (Si) qui n'est pas donnée par ICP-AES.

3.2.3. Caractérisation minéralogique

La caractérisation minéralogique est faite uniquement en utilisant la diffraction des rayons X (DRX, ou XRD pour *X-ray diffraction* en anglais). C'est une technique d'analyse basée sur la diffraction des rayons X sur la matière. L'analyse consiste à bombarder l'échantillon avec des rayons X et à enregistrer les rayons X diffractés en fonction d'un angle de déviation 2θ du faisceau. Chaque minéral contenu dans l'échantillon diffracte ce faisceau pour des angles incidents précis (loi de Bragg) qui dépendent de ses propriétés cristallographiques. L'intensité du rayonnement diffracté, pour chaque angle d'incidence, est enregistrée dans un diffractogramme (Figure 3-3). C'est une méthode d'analyse qui permet de connaître l'organisation de la matière et de quantifier les phases minérales identifiées. L'échantillon doit être séché puis finement broyé avec un microniseur et homogénéisé avant de l'analyser avec un diffractomètre.

La minéralogie des rejets a été déterminée au laboratoire DRX de l'UQAT en utilisant un diffractomètre Bruker AXS Advance D8, en mode $\theta/2\theta$ pour les angles de diffraction de 5° à 7° . Les logiciels Eva et TOPAS sont utilisés pour l'identification et la quantification des phases minérales.

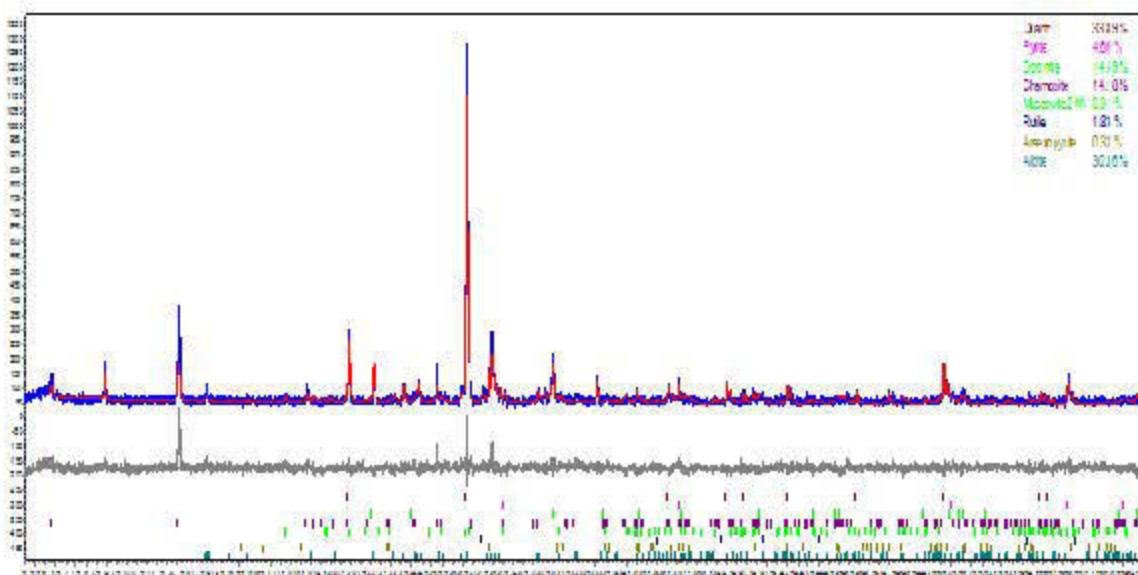


Figure 3.3 : Exemple de diffractogramme (Benzaazoua, 2013)

3.3. Résultats de la caractérisation des matériaux

3.3.1. Caractéristiques physiques des rejets

La Figure 3-3 et le Tableau 3.1 présentent les résultats de la caractérisation physique des échantillons de résidus et des agrégats de stériles concassés étudiés dans ce projet.

La distribution granulométrique des résidus sont celle typique des résidus que l'on retrouve dans beaucoup de mines. Le pourcentage d'ultrafines ($d < 20 \mu\text{m}$) est de 46% ($P_{20\mu\text{m}}$) permet de les classer comme des résidus à granulométrie moyenne (Landrault et al., 1997).

La comparaison des résultats montre que les classes granulométriques 0-10 mm, des agrégats des stériles A et B ont une granulométrie semblable à partir de 3 mm, de même que les granulats 0-15 mm. Les agrégats des stériles A contiennent plus de fines que les agrégats des stériles B. Les résultats montrent aussi que les différents agrégats utilisés ont des granulométries étaillées ($20 < \text{Cu} < 200$).

La densité relative des résidus LaRonde est de 3,42, tandis qu'elle est de 2,89 et 2,80, respectivement pour les stériles A et B.

Tableau 3.1 : Caractéristiques physiques des résidus et des stériles A et B

Paramètre	Unité	Résidus	Stériles A			Stériles B		
			0-15 mm	0-10 mm	0-05 mm	0-20 mm	0-15 mm	0-10 mm
Gs	(-)	3,42	2,89	2,89	2,89	2,80	2,80	2,80
S _s	(m ² /g)	2,898						
C _U = D ₆₀ /D ₁₀	(-)	7,44	52,63	66,00	40,00	25,74	27,03	33,50
C _C = D ₃₀ ² /(D ₆₀ *D ₁₀)	(-)	0,99	3,56	2,97	1,11	2,86	4,11	6,72
D ₁₀	(μm)	4,2	95	50	30	350	185	100
D ₂₀	(μm)	7,4	400	200	95	1500	900	610
D ₃₀	(μm)	11,3	1300	700	200	3000	1950	1500
D ₄₀	(μm)	16,2	2500	1500	400	4500	2900	2200
D ₅₀	(μm)	22,5	3800	2500	690	6500	3990	2900
D ₆₀	(μm)	31,0	5000	3300	1200	9000	5000	3350
D ₇₀	(μm)	43,0	6800	4300	1700	1200	6000	4000
D ₈₀	(μm)	61,3	8000	5900	2100	14000	6800	5000
D ₉₀	(μm)	96,8	10000	7700	3000	17000	8200	6600

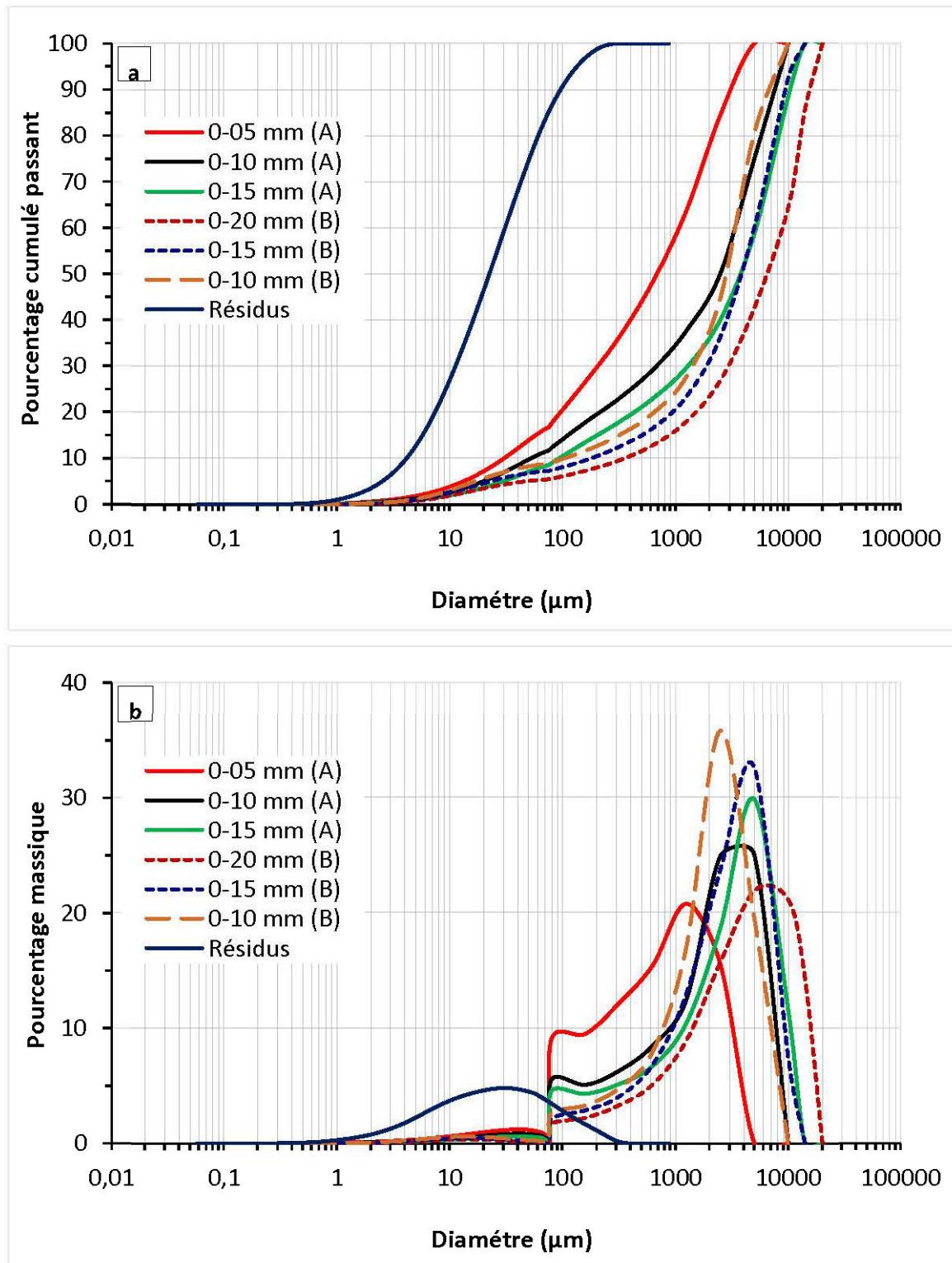


Figure 3.4 : Distributions granulométriques des résidus et des granulats des stériles A et B : a) courbes cumulés, b) courbes incrémentales (histogrammes)

3.3.2. Résultats des analyses chimiques

Les résultats des analyses chimiques (ICP-AES, XRF et S/C) sont présentés dans les Tableaux 3.2 & 3.3. Le Tableau 3.2 montre que les résidus ont des teneurs élevées en soufre (20%) et en fer (21%). L'eau interstitielle des résidus est aussi très riche en sulfates (5243 mg/L). Cela s'explique peut-être par la présence de sulfure de fer (Pyrite) dans l'échantillon, mais surtout par la formation de sulfates lors de la décyanuration. La présence de sulfates dans le remblai peut affecter sa résistance, soit en inhibant les réactions d'hydratation du liant, soit en créant une fissuration de la matrice (Benzaazoua et al., 1999; 2000, 2002; Kesimal et al., 2004; Ouellet, 2006).

Tableau 3.2 : Résultats des analyses chimiques des solides

Éléments	Unité	Résidus	Stériles A	Stériles B	Ciment GU	Slag
Al	(%)	1,51	7,04	6,18	2,72	5,22
As*	mg/kg	155	23	<5	<5	<5
Ba	mg/kg	166	516	293	132	546
Be*	mg/kg	<5	<5	<5	<5	6
Bi	mg/kg	195	14	73	<5	<5
Ca	(%)	0,13	4,78	2,82	48,46	28,99
Cd	mg/kg	20	<5	<5	<5	<5
Co	mg/kg	58	47	26	24	16
Cr	mg/kg	190	1566	280	80	50
Cu	mg/kg	482	459	29	37	<10
Fe	%	21,22	7,85	3,78	2,38	0,03
K	%	0,55	0,96	2,46	0,88	0,43
Mg	%	0,13	0,86	0,82	1,32	5,98
Mn	mg/kg	126	1048	1265	330	3664
Mo	mg/kg	23	51	26	30	32
Na	%	0,36	1,53	0,32	0,62	0,6
Ni	mg/kg	70	481	123	18	<5
Pb	mg/kg	941	91	119	22	8
S	%	20,16	2,57	0,77	2,5	1,9
Sb	mg/kg	—	<5	—	<5	11
Se*	mg/kg	—	<5	—	99	73
Sn	mg/kg	—	<5	—	<5	<5
Ti	mg/kg	6334	10440	9265	7767	9963
Zn	mg/kg	1600	480	<55	522	<55
Si (XRF)	%	15,08	21,82	25,78	7,76	13,99

Tableau 3.3 : Résultats des analyses chimiques des eaux interstitielle des résidus et de robinet

Paramètres	Valeur	
	Eau interstitielle des résidus	Eau de robinet
pH	7,97	7.9
Eh (mV)	nd	674
Conductivité ($\mu\text{S} / \text{cm}$)	9175	212
Éléments	Concentration mg/L	
Al	0.026	0.046
Ba	0.041	0.009
Ca	527	25.7
Co	0.041	***
Cu	0.072	0.099
Fe	0.043	0.027
K	***	0.707
Li	***	0.001
Mg	3.76	3.27
Mn	0.032	0.005
Mo	0.099	***
Na	***	5.69
Ni	0.005	0.005
S _{tot}	1750	22.1
SO ₄ ^{2-(a)}	5243,45	66,21
Se	0.213	***
Si	1.70	1.68
Sr	***	0.039
Te	***	0.004
Zn	0.016	0.183

nd : non déterminé

*** : limite de détection de l'appareil

(a) : calculée en supposant que tout le soufre se transforme en sulfate, selon la stœchiométrie de la réaction ($[\text{SO}_4^{2-}] = [\text{S}]^* 96,06/32,06$)

Selon la norme DIN 4030, cette eau est fortement agressive (Belem & Benzaazoua 2008).

Les résultats détaillés (certificats d'analyses) sont donnés dans l'annexe B.

3.3.3. Comportement environnemental des rejets

Pour évaluer le comportement environnemental des rejets, des analyses soufre/carbone sont effectuées sur les résidus et les stériles A et B (voir Tableau 3.4). Les résultats de ces analyses montrent que les résidus et les stériles A ont un potentiel de générer de l'acidité, tandis que les stériles B ne sont pas génératrices d'acide.

Tableau 3.4 : Comportement environnemental des résidus et des stériles A et B

Échantillon	% carbone	% Soufre	PN (kg CaCO ₃ /t)	PA (kg CaCO ₃ /t)	PNN (kg CaCO ₃ /t)	PN/PA	PGA
Stériles A	0,23	2,23	19,41	69,67	-50,26	0,28	GA
Stériles B	1,59	0,81	132,18	25,27	106,92	5,23	NGA
Résidus miniers	0,01	22,79	0,96	712,21	-711,25	0,00	GA

3.3.4. Résultats du DRX

Les résultats du DRX (voir Tableau 3.5) confirment la présence de sulfure (pyrite) dans les résidus, avec une forte teneur (32,9%). Les stériles A contiennent une forte teneur en Albite (24.02%) et en quartz (31.72%). Pour les stériles B, le quartz (50.81%) et la muscovite (28.77%) sont majoritaires. Les résidus ont une forte teneur en soufre et pas assez de minéraux neutralisant. Les stériles B ont des minéraux neutralisants comme la calcite et la dolomite, contrairement aux stériles A. Les certificats d'analyses minéralogiques sont joints en annexe C.

Tableau 3.5 : Résultats de l'analyse minéralogique

Minéral	Formule chimique	Teneur (%)		
		Résidus	Stériles A	Stériles B
Quartz	SiO ₂	42,97	31,72	50,81
Pyrite	FeS ₂	32,90	1,70	0,78
Albite	NaAlSi ₃ O ₈	9,60	24,02	3,40
Muscovite 1M	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,F) ₂	3,94	8,07	28,77
Gypse	CaSO ₄ ·2H ₂ O	2,35	6,02	-
Chlorite IIb	(FeMgAl) ₆ (SiAl) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	8,24	11,07	3,63
Actinilite	Ca ₂ (Mg, Fe) ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	-	17,39	-
Dolomite	CaMg(CO ₃) ₂	-	-	10,56
Calcite	CaCO ₃	-	-	2,05
Total		100	99,99	100

3.4. Programme expérimental

Cette étude vise à comprendre l'effet d'ajout de stériles concassés sur les propriétés physique et mécanique des remblais en pâte cimentés. Pour ce faire, des résidus miniers, des stériles concassés à différents diamètres, du liant et de l'eau ont été mélangés pour former cette pâte avec agrégats. Tous les mélanges sont préparés à slump constant de 7 pouces (178 mm), excepté ceux préparés pour l'étude de la ségrégation des particules (voir ci-dessous).

Dans cette étude, plusieurs mélanges sont préparés pour étudier le comportement mécanique, le drainage et la ségrégation des particules grossières des remblais mixtes. Le premier mélange est un mélange témoin sans stériles (remblai en pâte cimenté conventionnel). Pour les autres mélanges, une partie de résidus est substituée par des stériles concassés. Ces derniers représentent 10; 20; 30; 40 et 50% du volume cumulé des résidus et des stériles secs. Des conditions drainées (moules à fond perforé) et non-drainées (moules à fond non perforé) sont simulées.

3.4.1. Mesure de l'affaissement au cône

Le transport des remblais est très important dans l'industrie minière. Voilà pourquoi il est important de concevoir un remblai qui réponde aux exigences mécaniques souhaitées mais qui peut en même temps être transporté sous terre. Le remblai peut être acheminé sous terre par gravité, avec une pompe ou les deux à la fois.

Le paramètre qui permet de connaître si le remblai en pâte est pompable ou non est le slump ou l'affaissement au cône (Clayton et al., 2003; Potvin et al., 2005; EL Aatar 2008; Belem & Benzaazoua 2008a; Yin et al. 2012). Le slump test (ASTM C-143) est un essai simple et le plus utilisé, car il est facile à faire. Il ne nécessite pas un matériel coûteux et peut-être réalisé directement sur le site par une personne non qualifiée mais formée à la tâche. Il nous renseigne sur la consistance du remblai et est obtenu en utilisant le cône d' Abrams. Ce dernier est un moule tronconique (Figure 3-4a) qui a les dimensions suivantes (Australian Standard, 1998) :

Hauteur : 300 mm

Diamètre inférieur : 200 mm

Diamètre supérieur : 100 mm

Le principe de la mesure est le suivant :

- Le cône est placé sur une surface plane (sol) et est rempli en trois couches égales
- Chaque couche est pilonnée de 25 coups avec une tige d'acier
- Le cône est rasé une fois rempli pour aplatisir la surface
- Le cône est ensuite retiré verticalement

L'affaissement du remblai est alors mesuré avec une règle. Il représente la distance entre le sommet du cône et le haut du remblai affaissé (Figure 3-5b).

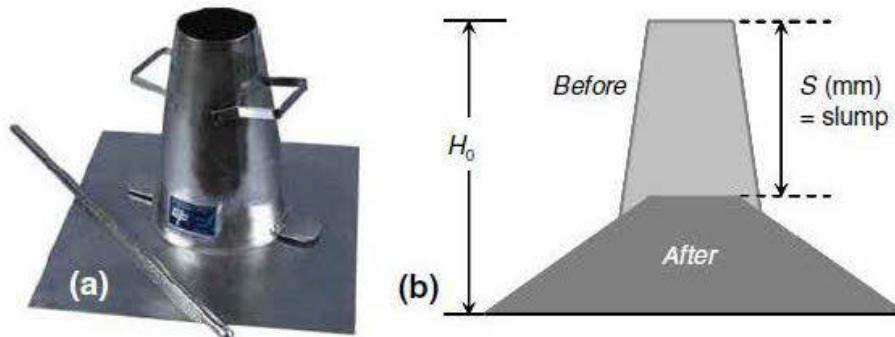


Figure 3.5 : Principe de la mesure du slump (Belem & Benzaazoua, 2008)

La consistance du remblai mixte est importante à connaître car plusieurs facteurs tels son transport, sa résistance mécanique et la ségrégation des particules en dépendent (c.f., Ferraris, 1996). La valeur du slump dépend de la densité, de la granulométrie et de la composition chimique des particules (Clayton et al., 2003; Potvin et al., 2005).

3.4.2. Formulation des recettes

En se basant sur des essais préliminaires réalisés, nous avons choisi de procéder par un dosage volumique des stériles plutôt que massique. Ce type de dosage est le mieux indiqué pour ce type de mélange mixte avec des tailles des grains contrastées. Le remblai est destiné à remplir totalement le volume d'un vide souterrain. Lorsque le dosage des granulats est massique, dépendamment des densités relatives des stériles et des résidus, la masse de remblai préparée peut avoir un volume plus grand ou plus petit que le volume du chantier à remblayer. Ainsi, si le mélange ne suffit pas,

il sera nécessaire d'en préparer un autre. Ce qui entraînera une perte de temps. Si au contraire on en fabrique trop, il y'aurait des pertes en liant, en eau, d'énergie, etc.

Avant de commencer à faire les mélanges, la teneur en eau des résidus, les densités relatives des résidus et des stériles ont été déterminées. Connaissant ces paramètres, les quantités de résidus humides, de stériles, de liant et d'eau nécessaires pour avoir un pourcentage solide final (remblai) de 85% sont calculées comme point de départ. Ce mélange devra ensuite être ajusté afin d'atteindre un slump visé de 7 pouces (178 mm).

La figure 3-6 et les tableaux 3.6 ; 3.7 et 3.8 présentent les différentes recettes (étude de la résistance mécanique, suivi du drainage et étude de la ségrégation des grosses particules) préparés dans le cadre de cette étude.

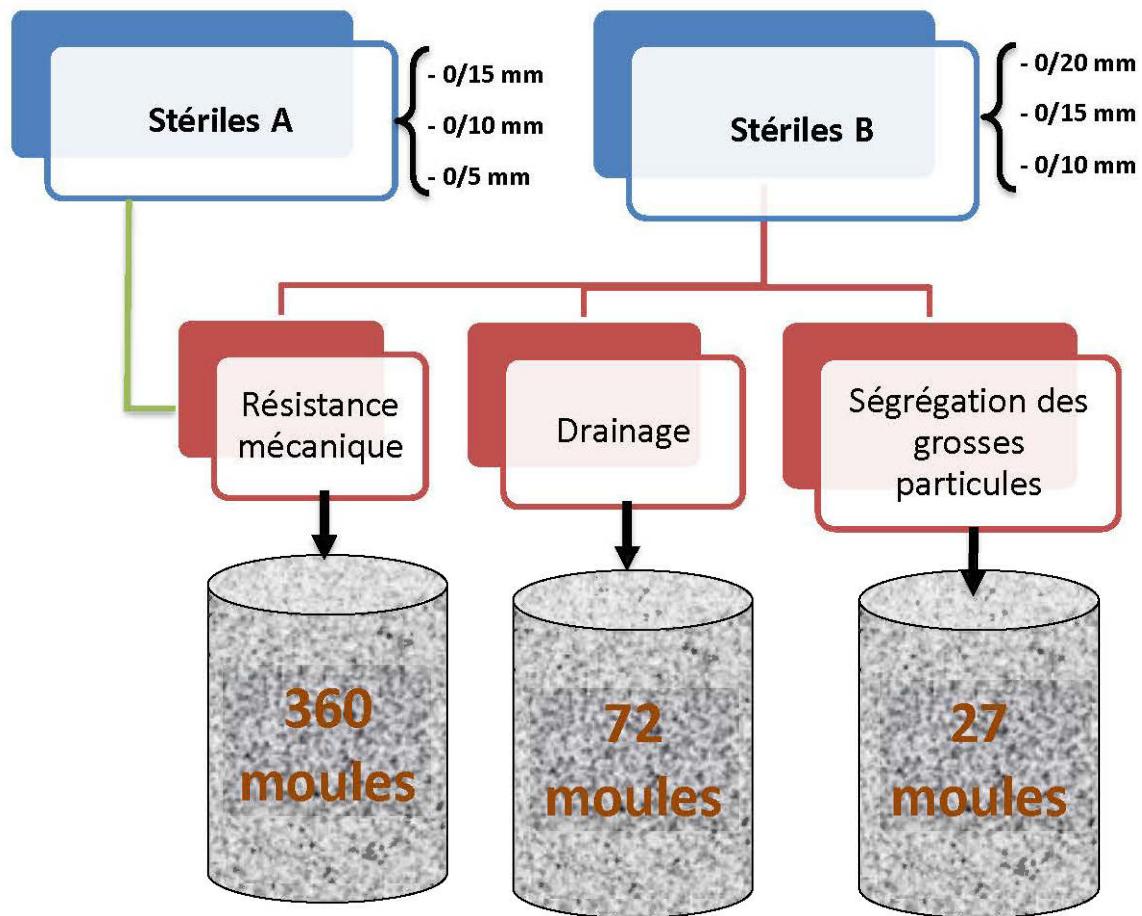


Figure 3.6 : Différentes recettes préparées dans le cadre de cette étude

Tableau 3.6 : Recettes de remblais préparées avec les stériles A (résistance mécanique)

Granulats (A)	# Mélange	% v/v granulats	% wt. granulats	Slump (mm)	% solide	Nombre moules
0-15 mm	M2	10%	9%		78%	9
	M3	20%	17%	178 ± 2.54	78%	9
	M4	30%	27%	mm	79%	9
	M5	40%	36%	(7 ± 0.1 po)	81%	9
	M6	50%	46%		82%	9
0-10 mm	M7	10%	9%		78%	9
	M8	20%	17%	178 ± 2.54	79%	9
	M9	30%	27%	mm	80%	9
	M10	40%	36%	(7 ± 0.1 po)	81%	9
	M11	50%	46%		83%	9
0-05 mm	M12	10%	9%		78%	9
	M13	20%	17%	178 ± 2.54	79%	9
	M14	30%	27%	mm	79%	9
	M15	40%	36%	(7 ± 0.1 po)	80%	9
	M16	50%	46%		81%	9

Tableau 3.7 : Recettes de remblais préparées avec les stériles B (résistance mécanique et drainage)

Granulats B	# Mélange	% v/v granulats	% wt. granulats	Slump (mm)	% solide	Nombre moules
0-20 mm	M17	10%	8%		79%	12
	M18	20%	17%	178 ± 2.54	79%	12
	M19	30%	27%	mm	81%	24 (12 D)
	M20	40%	35%	(7 ± 0.1 po)	83%	12
	M21	50%	45%		84%	12
0-15 mm	M22	10%	8%		78%	12
	M23	20%	17%	178 ± 2.54	79%	12
	M24	30%	27%	mm	81%	24 (12 D)
	M25	40%	35%	(7 ± 0.1 po)	82%	12
	M26	50%	45%		83%	12
0-10 mm	M27	10%	8%		78%	12
	M28	20%	17%	178 ± 2.54	79%	12
	M29	30%	27%	mm	80%	24 (12 D)
	M30	40%	35%	(7 ± 0.1 po)	81%	12
	M31	50%	45%		82%	12

Tableau 3.8 : Recettes de remblais préparées pour l'étude de la ségrégation des grosses particules (30% de stériles B)

Granulats	# Mélange	% v/v granulats	% wt. granulats	Slump (po)	Nombre moules
0-20 mm	M32	30	27	7	3
				8	3
				9	3
0-15 mm	M33	30	27	7	3
				8	3
				9	3
0-10 mm	M34	30	27	7	3
				8	3
				9	3

Le suivi du drainage est fait sur les mélanges de PAF contenant les granulats B de diamètre 0-15 mm. L'étude de l'effet du drainage sur la résistance mécanique est réalisée sur les mélanges contenant 30% de granulats B (0-20; 0-15 et 0-10 mm); raison pour laquelle 24 moules ont été préparés pour ces mélanges. L'effet du slump sur la ségrégation des grosses particules est fait sur ces mêmes mélanges mais à 7; 8 et 9 pouces d'affaissement.

3.4.3. Préparation des mélanges

Le remblai mixte est préparé en utilisant une bétonnière de 150 L de capacité (Figure 3-7), une machine capable de malaxer ensemble les différents constituants du mélange (résidus, stériles concassés, liant, eau de gâchage). Elle est constituée:

- d'une cuve munie de deux pâles internes et d'un volant de manœuvre. Elle est sphérique et est montée sur des roulements pour pouvoir tourner sur elle-même. Le déplacement de la cuve depuis sa position de chargement à sa position de déchargement est assuré par le volant de manœuvre. Les pâles assurent le malaxage des constituants du mélange.
- d'un moteur électrique : assure la rotation de la cuve de la bétonnière par l'intermédiaire d'une courroie qui entraîne le pignon de la bétonnière.
- d'un châssis muni de roues pour faciliter son déplacement



Figure 3.7: Bétonnière utilisée lors de la préparation des mélanges

Mode opératoire de la préparation des remblais mixtes :

- Mettre les stériles secs dans la bétonnière ;
- Verser une quantité d'eau de mélange sur les stériles pour éviter la volatilisation des fines ;
- Mettre la bétonnière en marche ;
- Introduire progressivement les résidus humides ;
- Ajouter le liant ;
- Verser, par petite quantité, l'eau de mélange jusqu'à l'obtention d'une consistance proche de 7 pouces ;
- Mesurer le slump avec le cône d' Abrams ;
- Ajouter de l'eau si nécessaire (slump trop faible) ou des stériles, résidus et liant (slump trop élevé) ;
- Répéter l'étape précédente jusqu'à obtenir la consistance désirée.



Figure 3.8 : Exemple de mesure de slump avec le grand cône (standard)

Lorsque le slump (consistance) visé est atteint :

- Remettre le remblai (utilisé pour mesurer le slump) dans la cuve et homogénéiser avec le reste ;
- Remplir les moules, homogénéiser ponctuellement le mélange afin d'éviter la ségrégation de certaines particules ;
- Prélever un échantillon du mélange pour mesurer sa teneur en eau.

Dans le cas de cette étude, le grand cône, le petit cône et le fifty cent (50c) Rheometer (ou cylindre de Pashias) ont été utilisés pour les mesures d'affaissement. Les résultats complets des mesures de slumps (grand cône, petit cône et cylindre de Pashias) sont donnés en Annexe D.

Remplissage des moules

Lors de ces essais, des moules de 4 po x 8 po ont été utilisés. Le remplissage se fait en trois (3) couches. Chaque couche est pilonnée 25 fois avec la tige métallique. Lorsque le moule est rempli, on tape sur les bords pour chasser les bulles d'air présentes dans la pâte. Les moules sont ensuite fermés et sont identifiés par leur numéro de *batch* et la date de préparation. Ils sont par la suite placés dans la chambre humide, à une température de 25°C et une humidité relative > 90% pour simuler les conditions *in situ*.

Temps de cure

Trois temps de cure ont été choisis : 7, 28 et 91 jours pour les stériles A et quatre temps de cure de 3, 7, 28 et 91 jours pour les stériles B. À chaque temps de cure, des éprouvettes sont soumises aux essais de compression uniaxiale (voir ci-dessous). Les teneurs en eau des échantillons sont aussi déterminées.

Suivi du drainage

Les moules sont percés de trous à leur base pour favoriser le drainage du remblai. Du géotextile est placé au fond du moule pour éviter que les fines soient entraînées par l'eau drainée. Une fois remplis, ils sont placés sur une grille (posée dans la chambre humide), en dessous de laquelle sont placés des bols (Figure 3-9). L'eau drainée est recueillie dans le bol et est pesée et le temps de drainage correspondant est noté.

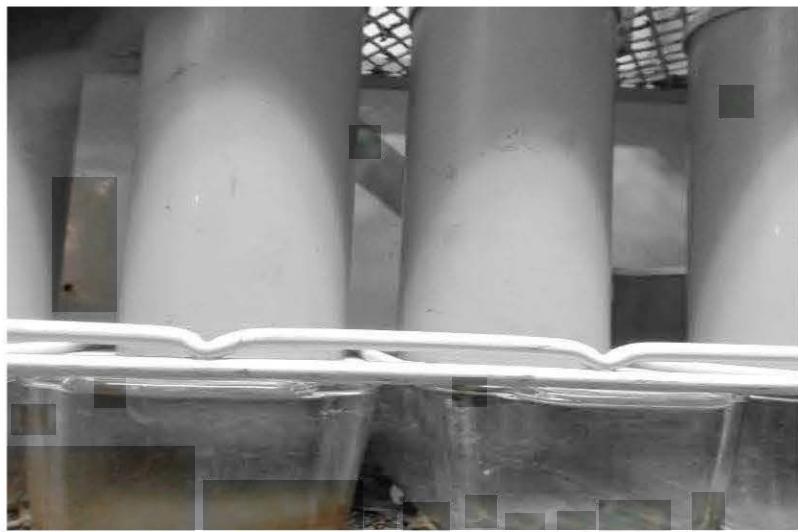


Figure 3.9 : Suivi du drainage des moules perforés

La préparation des mélanges étant basée sur un slump constant de 7 pouces, la quantité d'eau contenue dans un mélange est différente d'un mélange à l'autre. Ainsi, pour comparer la vitesse de drainage des échantillons, nous nous sommes basés sur le pourcentage d'eau drainée. Ce dernier étant le volume d'eau drainée sur le volume totale d'eau contenu dans le moule. Pour étudier l'effet du drainage sur la résistance mécanique du remblai, des moules non drainés ont été confectionnés lors de la préparation des mélanges résidus-stériles à 70-30 (70% de résidus et 30% d'agrégats).

3.4.4. Étude de la ségrégation des particules

Pour étudier la ségrégation des grosses particules ($> 850 \mu\text{m}$), des mélanges avec des affaissements de 7, 8 et 9 pouces avec les classes granulométriques 0-20 mm, 0-15 mm et 0-10 mm (stériles B) ont été préparés au laboratoire. Le pourcentage de stériles dans les remblais est de 30% du volume des résidus et stériles. Le remblai est préparé à un slump de 7 pouces et trois moules sont remplis, puis de l'eau est ajoutée jusqu'à l'obtention d'un affaissement de 8 pouces, puis trois autres moules sont remplis, et de l'eau est encore ajoutée dans la bétonnière pour arriver à un slump de 9 pouces. Les moules sont drainés et placés dans la chambre humide pendant trois jours.

L'étude de la ségrégation des particules est faite en se basant sur la granulométrie. Pour une représentativité de l'échantillon, trois moules sont utilisés. Les échantillons sont démoulés (après trois jours de cure) puis la hauteur mesurée avec une règle est divisée en trois. Ils sont coupés avec une scie circulaire en trois parties : haut, milieu et bas. Les tranches correspondantes des moules (ex. les 3 hauts) sont regroupées entre elles, représentant ainsi un échantillon (Figure 3-10). Ce dernier est désaggloméré puis lavé à la main avec de l'eau, puis tamisé au tamis $850 \mu\text{m}$. Les particules de taille inférieure à $850 \mu\text{m}$ sont éliminées et le reste est placé dans une étuve à 60°C pour être séché. La distribution granulométrique a été déterminée sur les échantillons secs. Les trois courbes granulométriques (haut, milieu et bas) de chaque classe granulométrique et de chaque slump sont comparées entre elles pour voir s'il existerait une différence. Une ségrégation est notée lorsque les courbes granulométriques (haut, milieu et bas) sont différentes. Lorsque :

$D_{60-\text{Bas}} - D_{60-\text{Haut}} < 400 \mu\text{m}$: on dira qu'il n'y a **pas de ségrégation** des particules ;

$D_{60-\text{Bas}} - D_{60-\text{Haut}} > 400 \mu\text{m}$: on dira qu'il y a **ségrégation** des particules

Tous les résultats de l'étude de la ségrégation (courbes granulométriques cumulées et incrémentales) des particules sont donnés dans l'Annexe E.

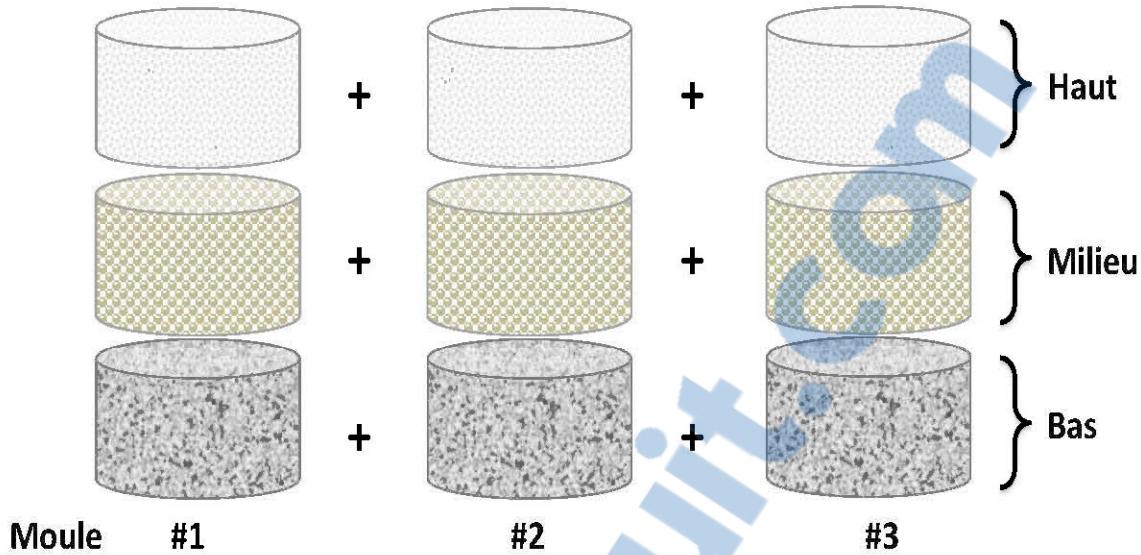


Figure 3.10 : Schéma de l'étude de la ségrégation des particules

3.4.5. Essais de compression uniaxiale

L'essai de compression uniaxiale permet de déterminer la contrainte axiale maximale que peut supporter le remblai (ou *uniaxial/unconfined compressive Strength*, UCS). L'éprouvette de remblai est placée entre deux plateaux de la presse mécanique et on applique une charge axiale jusqu'à sa rupture. La contrainte correspondant à la charge maximale à la rupture représente la résistance à la compression ou UCS (Figure 3-11).

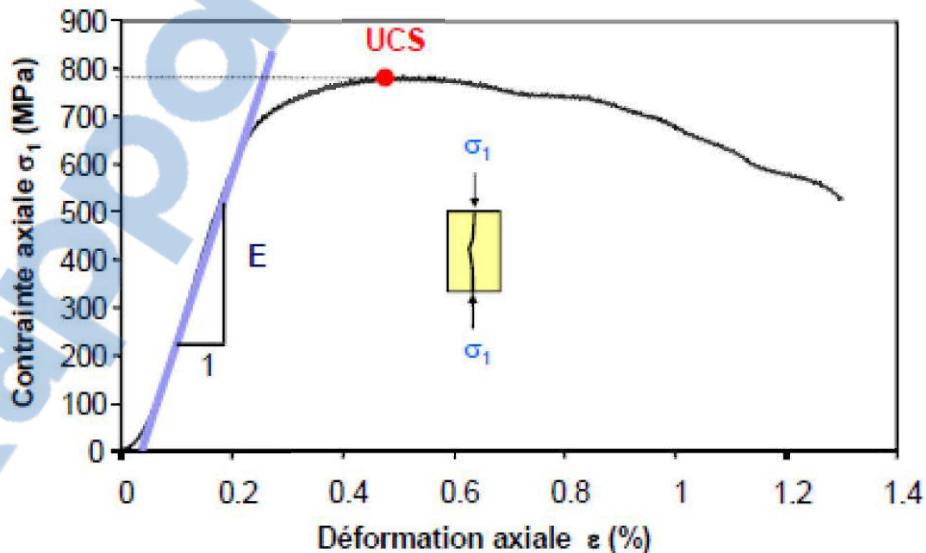


Figure 3.11 : Essai de compression uniaxiale (Belem, 2013)

Les essais de compression uniaxiale ont été réalisés au laboratoire en utilisant une presse électromécanique rigide asservie MTS 10/GL (Figure 3-12) de capacité maximale 50 kN et un taux de chargement de 1 mm/mn. La charge appliquée est mesurée par une cellule de pression, le déplacement par un capteur de déplacement à induction. Pour assurer une bonne application du chargement, les cylindres ont d'abord été rectifiés après leur démoulage en utilisant une lame.

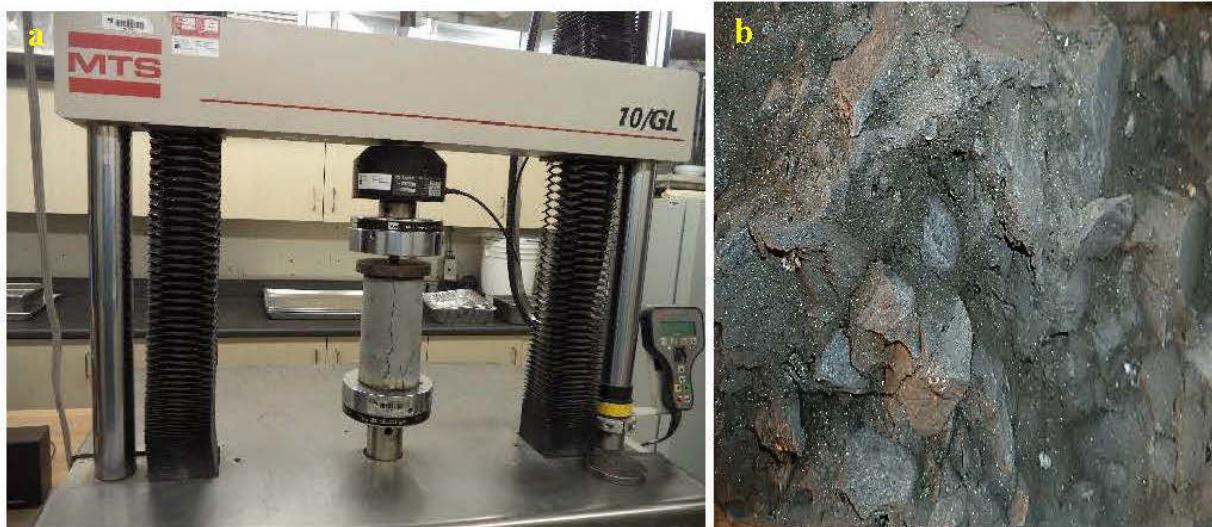


Figure 3.12 : Éssai de compression uniaxiale sur un échantillon de remblai mixte (a) et vue intérieure du remblai après cassage (b)

Dans cette étude, la caractérisation mécanique des remblais est faite uniquement par les essais de compression uniaxiale sur les moules des différents mélanges et à différents temps de cure. Chaque valeur d'un UCS représente la moyenne de trois essais. Les résultats détaillés de tous les essais UCS obtenus dans le cadre de cette étude sont consignés dans l'annexe I.

Les résultats obtenus avec les granulats B (résistance mécanique, suivi du drainage et étude de la ségrégation des grosses particules) sont présentés au chapitre 4 sous forme d'un article soumis à «*Cement and Concrete Composites*».

CHAPITRE 4 ARTICLE 1: PHYSICAL AND MECHANICAL CHARACTERISTICS OF CEMENTED TAILINGS PASTE/CRUSHED AGGREGATE FOR UNDERGROUND VOID FILLING

Ce chapitre présente un article présenté par Hane, I., Belem, T., Benzaazoua, M., et Maqsoud. A soumis pour publication au journal «*Cement and Concrete Composites*» le 12 octobre 2015. Il met l'accent sur les résultats des caractérisations physique et mécanique des remblais en pâte cimentés aux granulats (RPG), préparés avec les stériles B, non génératrices d'acide.

Abstract

This paper aims at investigating the physical and mechanical properties of cemented tailings paste/crushed aggregate materials (hereinafter called paste aggregate fill, PAF) for underground void filling. Different mixtures were prepared with three classes of crushed aggregate grain size, namely 0–20 mm, 0–15 mm and 0–10 mm. The amount of crushed aggregate in the PAF mixtures ranges from 10 to 50% by volume of dry (mill tailings + crushed aggregate). The results show that the addition of crushed aggregate in PAF mixtures allows a significant compressive strength gain after 28 and 90 days of curing. The highest compressive strength was obtained from the mixture containing 50% of crushed aggregates of class size 0–15 mm. The PAF mixtures with the coarser crushed aggregates (class size of 0–20 mm) exhibit some particles segregation.

Keywords: Tailings; Crushed development waste rock; Aggregate; Cemented tailings paste aggregate fill (PAF); Water drainage; Compressive strength, Segregation.

4.1 Introduction

The mining industry generates a significant amount of solid wastes; the most important of them are development waste rocks and concentrator tailings [1,2]. Storage of these wastes on mine site surface is often source of environmental impacts. These wastes often contain sulphides and more or less toxic metals such as copper (Cu) and zinc (Zn) or metalloids such as arsenic (As). When

sulphide minerals are exposed to air and moisture they can oxidize and produce, if there is no neutralizing potential, acid mine drainage (AMD) which favor the leaching of heavy metals, metalloids and all other contaminants present [2].

One way of preventing and reducing AMD is the use of a portion of sulfurous tailings and waste rocks for producing mine backfill for underground open stopes filling. Mine backfill is a mixture of tailings and/or waste rocks, mixing water and most of time binding agent. Each component may play an important role during the backfill transport through pipeline, its underground pouring and long-term mechanical behavior [3–5]. Underground mine backfilling contributes to ground control and stability of excavations [6–13]. Mine backfill is also beneficial for reducing the environmental impacts of mining because of the reduction of big amount of tailings and/or waste rocks to be stored on the surface [2,4,14]. The well-known mine backfill types are hydraulic/slurry fill (cemented or not), cemented sand fill (CSF), rock fill (cemented or not), and cemented paste fill/backfill (CPB). Amongst these, the rock fill and cemented paste backfill are the most popular in modern mine operations. CPB consists of total mill tailings mixed with a binding agent (such as Portland cement, or a blend of Portland cement and either fly Ash or ground blast furnace slag) and water. The binder-to-dry tailings ratio (or binder content) could vary between 2 and 10% [3,14–21]. Moreover, the rock fill (RF) consists of waste rocks transported to underground stopes and cement slurry (or usually a blend of cement and fly ash). Rock fill is recommended when a high compressive strength is required and the need of reducing the amount of waste rock to be stored on the surface. For equal cement or binder ratio, rock fill develops higher strength than other types of mine backfills [7,19,22–25]. In the case of cemented rock fill (CRF) the water-to-cement ratio is usually about 0.5–0.6 and the cement slurry can be added before, during or after the deposition of the waste rocks into the stope [26,27]. The rock fills preparation is easy but do not provide homogeneous placed material and the transport of waste rocks is costly. Also, during the deposition of rock fill within the underground stopes, particle segregation occurs which causes strength reduction in some locations [22]. When the tailings and waste rocks are not available in sufficient quantity, alternative sources of material such as sand and gravel can be used for underground backfill preparation [16,28].

By adding some amount of crushed waste rocks (CWR) or aggregates (e.g. gravel) to hydraulic or paste fills, or by adding some amount of tailings or sands to rocks or aggregate fills, many types of

composites (or blended, mixed, hybrid) fills can be produced [8,29]; e.g. cemented sand rock fill (CSR), cemented crushed aggregate fill (CAF), cemented tailings paste/crushed aggregate fill (hereinafter designated PAF). These types of fill materials can have many benefits. Indeed, it has been shown at Kidd mine that the addition of 5% by dry mass of sands to waste rocks reduced significantly the segregation of the coarse particles within the CSR and increases strength by 40% [22,26,27]. This was considered the first form of blended, mixed or composite fill. However, in areas where the sand is not available, tailings can be used.

Mixed, hybrid or composite fills can be defined as any blend of tailings and/or waste rocks mixed with a binding agent and mixing water, with or without the addition of other materials such as metallurgical wastes, sands, wastes from other industries, admixtures, etc. The first real blended fill was tested at Mount Isa mine [30] and it was the addition of crushed development waste rocks of size less than 25 mm to hydraulic fill (classified tailings) by up to 40% by dry mass of tailings and was then termed cemented aggregate fill. The CAF is regularly used in many mines worldwide [7,19,26,27,30–36]. Wang and Villaescusa [34] showed that the addition of 10% by dry mass of tailings in cemented rock fill could increase the confined compressive strength by almost 30%; while Arioglu [31] demonstrated that the addition of crushed waste rocks (rock-to-cement ratios of 5:1, 10:1 and 20:1) to hydraulic fill could increase its compressive strength between 200 and up to 600% (rocks-to-cement ratio of 5:10). The introduction of cemented paste backfill to the mining industry has considerably changed the underground mining methods allowing in particular more flexibility. Nowadays, underground mines get deeper and in situ stresses are becoming very high and there is a need for improving ground control and maximizing ore recovery in a safe manner. It is therefore important to implement backfills with improved mechanical properties compared to CAF or to conventional cemented paste backfill.

The objective of this paper is to investigate the effect of crushed waste rocks addition to tailings in cemented paste backfill mixtures preparation, hereinafter called paste aggregate fill (PAF), on the evolution of their physical and mechanical properties. To the authors' knowledge, this type of fill material is very little or not at all documented in the literature, although some mines seem more and more interested about implementing this practice on site. For this purpose, different PAF mixtures prepared with different proportions and size classes of crushed waste rocks (herein called aggregate) were prepared. [Fig. 4-1](#) illustrates the different components of the paste aggregate fill where one can observe for each the parameters that can be used in their characterization. The

development waste rock was crushed and screened in order to have three classes of size: 0-20 mm, 0-15 mm and 0-10 mm. The aggregate volume contents by combined volume of tailings and aggregate were: 0% (CPB mixture as control sample), 10%, 20%, 30%, 40% and 50% (corresponding to aggregate mass contents of 0, 8%, 17%, 26%, 35% and 45% by combined dry mass of tailings and aggregate).

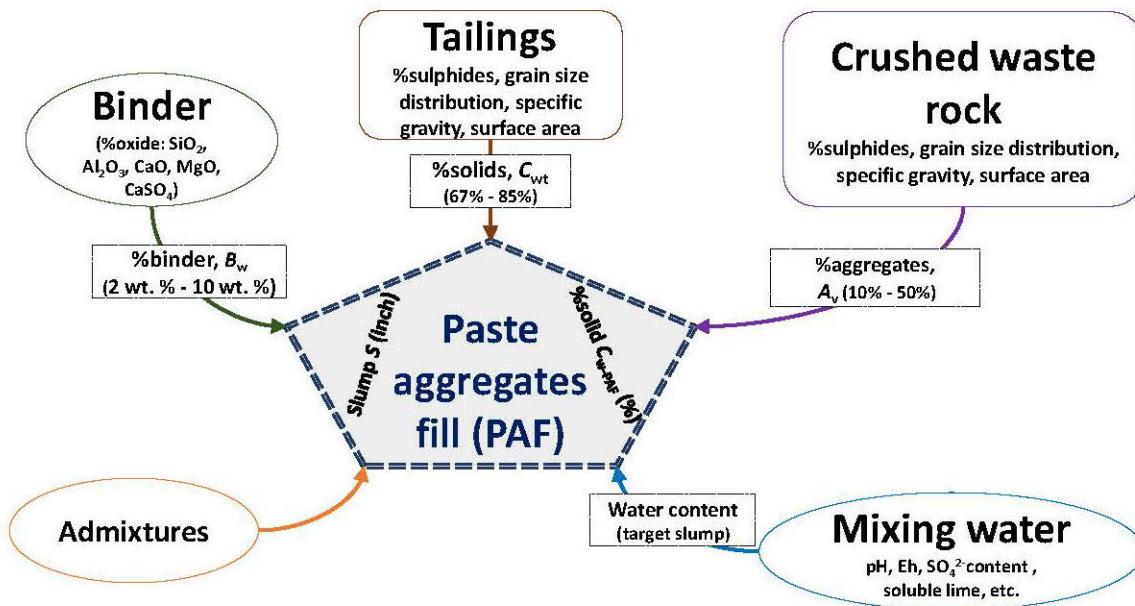


Figure 4.1 : Different components of PAF and the main factors that can affect their performance

4.2 Materials and methods

4.2.1 Tested materials

4.2.1.1 Mine tailings sample

The tailings used in this study were sampled from the LaRonde mine backfill plant. This mine is Agnico Eagle's flagship mine, and it is located 56 km West of Val-d'Or city in the Abitibi region of northwestern Quebec. LaRonde is one of the largest gold mining operations in North America. The ore after milling is submitted to flotation of copper, zinc and lead and after cyanidation for gold and silver recovery. The final tailings were first de-cyanidized (Inco processes which use SO_2 -Air) and dewatered using a thickener followed by disc filter process to get tailings cake with very low water content (18% to 25%) or high solid mass content (80% to 85%). Filtered tailings were

sampled in the LaRonde backfill plant and transported in barrels to the laboratory and then were homogenized before their use. A portion of the homogenized tailings sample was submitted to several characterization such as *i*) gravimetric water content w (%) by oven drying, and *ii*) physical, chemical and mineralogical properties. The gravimetric water content w (%) and corresponding solid mass concentration C_{wt} (%) of tailings cake is calculated as follows:

$$w(\%)_{tailings} = \left(\frac{M_{water}}{M_{dry-tailings}} \right) \times 100 \quad \text{and} \quad C_{wt}(\%) = \left(\frac{100}{100 + w(\%)_{tailings}} \right) \times 100 \quad [4-1]$$

4.2.1.2 Waste rocks sample

The waste rocks were also sampled from the LaRonde mine waste rocks dump (particle less than 20 cm) in barrels and transported to the laboratory to be crushed before use. The as received waste rocks were first sieved with a sieve size of 20 mm opening. The retained particles are crushed and sieved again. At the end of crushing and sieving all particles have a diameter $0 < d \leq 20$ mm. After homogenization, a sufficient amount of samples was oven dried and finely grinded to conduct physical, chemical and mineralogical analyses. Subsequently, part of the as received aggregate is sieved to obtain two other classes of size, namely 0-15 mm and 0-10 mm.

4.2.1.3 Mixing water

Municipal tap water was used for the PAF mixtures preparation. This tap water was chemically analyzed using ICP-AES analyzer.

4.2.1.4 Binding agent

Based on previous studies [4,5,37–39] and LaRonde mine practice, the blended binder GU-Slag (20% of Portland cement type GU and 80% of Slag) was selected. The Portland cement (CSA/ASTM type GU or ASTM type I) and ground blast furnace slag (Slag) were supplied by Lafarge Canada Inc. Because of its pozzolanic activity and latent hydraulic property, the ground blast furnace slag is widely used as Portland cement replacement in mining industry [24].

4.2.2 Materials characterization

4.2.2.1 Physical properties

The physical properties that have been characterized are the grain size distribution (GSD), the specific gravity and the BET specific surface area of tailings and aggregate.

Grain size distribution: the grain size distribution of coarse aggregates ($> 80 \mu\text{m}$) was performed by using sieving method in accordance with [CSA-A23.2-09](#) and [ASTM C-136](#) standards. The GSD of the fine fraction of the aggregate (minus $80 \mu\text{m}$) and the total tailings were determined using a Malvern® Mastersizer S 2000 laser particle size analyser. The Mastersizer uses laser diffraction to measure the particle of the size from 0.06 to $879 \mu\text{m}$. The GSD of aggregate is a combination of coarse and fine aggregates, while the GSD of tailings is similar and typical of tailings from hard-rock mine tailings [\[13,40\]](#). [Fig. 4-2](#) presents the GSD curves of LaRonde tailings and the three size classes of aggregates. From this figure, the ultrafine content ($d < 20 \mu\text{m}$) of the tailings is estimated at 46% and making these tailings a medium size class tailings [\[40,41\]](#). The most important parameters from the GSD curves are the coefficient of curvature C_C and the coefficient of uniformity C_U ([Table 4.1](#)).

For coarse-grained material the coefficient of curvature C_C lies between 1 and 3 for well-graded material. Usually, the material is considered as uniformly graded when the coefficient of uniformity C_U is less than 4 for gravels, and less than 6 for sands. The aggregates of size $0\text{-}20 \text{ mm}$ are well-graded with a C_C of 2.86 while the aggregates of sizes $0\text{-}15$ and $0\text{-}10 \text{ mm}$ are classified poorly graded materials with C_C of 4.11 and 6.72, respectively. All the aggregates exhibit a tight grain distribution with $20 < C_U < 200$ [\[42\]](#).

Specific gravity: the specific gravity G_s was determined ([Table 4.1](#)) using a helium pycnometer 1330 AccuPyc from Micromeritics® in accordance with ASTM C128 standard. The G_s was determined to be 3.416 for tailings ($\rho_{s-t} = 3.42 \text{ g/cm}^3$) and 2.801 for aggregates ($\rho_{s-a} = 2.8 \text{ g/cm}^3$).

Mass specific surface area: the mass specific surface area S_m of tailings is determined by nitrogen adsorption and the BET (Brunauer, Emmett and Teller) method using a Micromeritics® GEMINI surface analyzer. The S_m of the tailings was determined to be $2898 \text{ m}^2/\text{kg}$ (see [Table 4.1](#)).

Table 4.1 : Physical properties of the tailings and aggregates

Parameter	Unit	Tailings	Aggregates		
			0-20 mm	0-15 mm	0-10 mm
Specific gravity, G_s	(-)	3.416	2.801	2.801	2.801
BET Surface area S_m	(m^2/kg)	2898	-	-	-
Water content	(wt%)	19	0	0	0
%Solid C_w	(wt%)	83-84.6	100	100	100
$C_v = \frac{D_{60}}{D_{10}}$	(-)	7.4	25.7	27.0	33.5
$C_c = \frac{(D_{30})^2}{D_{10} \times D_{60}}$	(-)	0.99	2.86	4.11	6.72
D_{10}	(μm)	4.2	350	185	100
D_{50}	(μm)	22.5	6500	3990	2900
D_{90}	(μm)	96.8	17000	8200	6600
Ultrafine ($d < 20 \mu m$)	(wt%)	46	-	-	-

4.2.2.2 Chemical analysis

The chemical composition of tailings, aggregate and mixing water was analysed by spectroscopy using Perkin-Elmer ICP-AES (Inductively Coupled Plasma-Atomic Emission Spectroscopy) Optima 3000 DV. The grinded solids (tailings and waste rocks aggregates) were digested using $HNO_3/Br_2/HF/HCl$ before analysis. Silica content was determined using the Niton XL3t 900SHE X-ray fluorescence (XRF) apparatus. The main chemical composition of tailings and aggregates (see Table 4.2) where one can observe that tailings are rich in iron (21.22%) and sulphur (20.16%) most probably under sulphidic form, while aggregates contain silica as major element (25.78%) with low sulphur (0.77%). Table 4.3 shows that the blended binder is composed mainly of calcium oxide (46%) and silicon oxide (27%). Table 4.4 summarizes the chemical composition of the mixing water (tap water). It can be observed that the tap water contains less sulphate than tailings pore water (5243 mg/L). In addition, the tailings pore water has also a higher amount of calcium (527 mg/L) than the tap water (25.7 mg/L). The high calcium composition result from the use of lime for the water pH control.

Table 4.2 : Chemical composition of tailings and aggregates

Element	Content (%)	
	Tailings	Aggregates
Al	1,51	6,18
Ca	0,13	2,82
Cr	0,02	0,03
Fe	21,22	3,78
K	0,55	2,46
Mg	0,13	0,82
Mn	0,01	0,13
Na	0,36	0,32
S	20,16	0,77
Ti	0,63	0,93
Zn	0,16	<0,01
Si	15,08	25,78

Table 4.3 : Chemical composition (XRF) of the binding agents (wt.%)

Chemical composition	Portland cement GU	Blast furnace slag	Blended binder GU-Slag (20-80 wt.%)
Al ₂ O ₃	5.14	9.86	8.92
CaO	67.80	40.56	46.01
Fe ₂ O ₃	3.40	0.04	0.71
K ₂ O	1.06	0.52	0.63
MgO	2.19	9.92	8.37
MnO	0.04	0.48	0.39
Na ₂ O	0.84	0.81	0.82
SO ₂	6.24	4.74	5.04
SiO ₂	16.60	29.93	27.26
TiO ₂	1.30	1.68	1.60

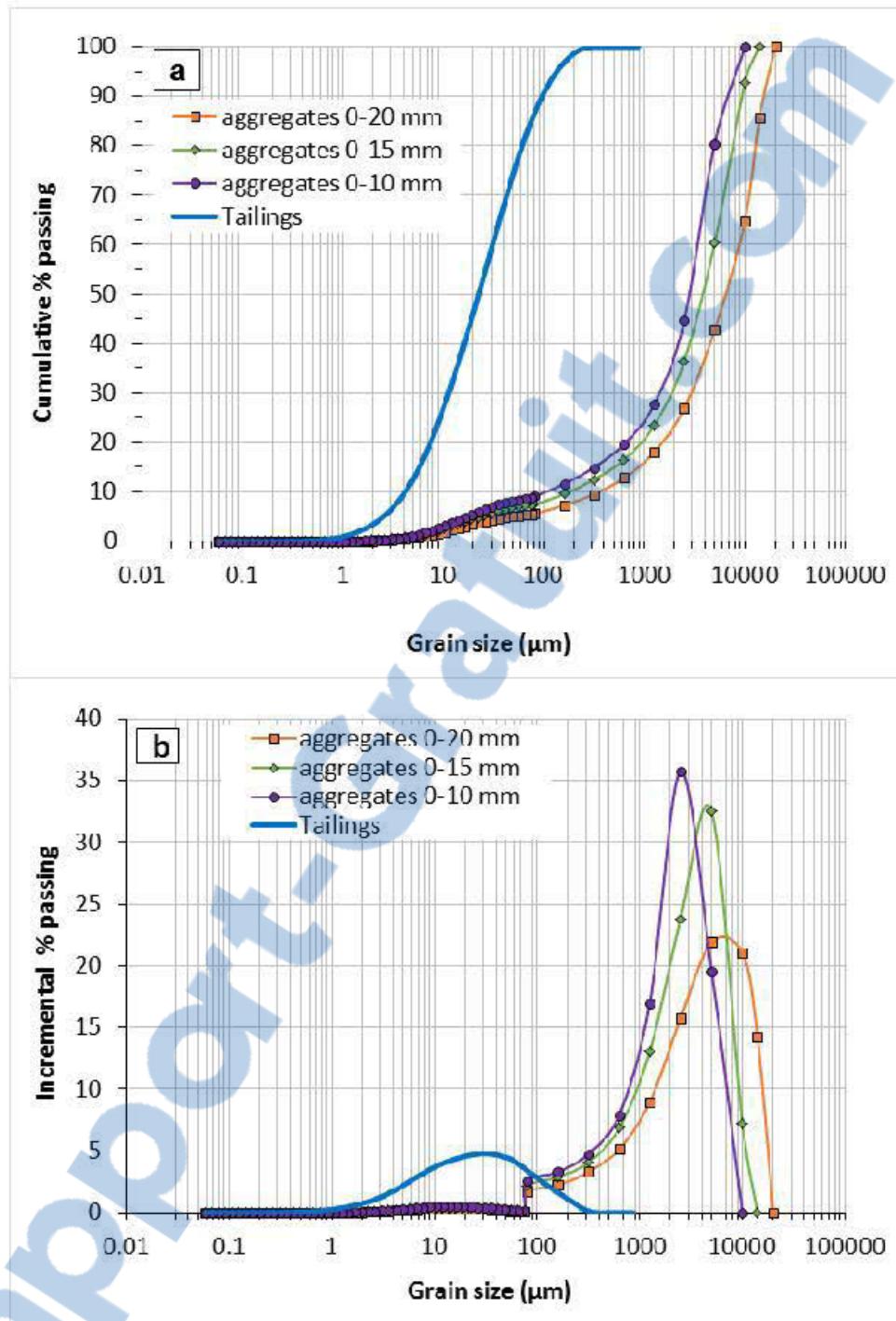


Figure 4.2 : Grain size distribution of tailings and crushed rock aggregates: (a) Cumulative curves, (b) histograms

Table 4.4 : Geochemical and chemical analyses of the mixing water

Parameter	Value	
	Tailings pore water	Tap water
pH	7,97	7.9
Eh (mV)	nd	674
Conductivity ($\mu\text{S}/\text{cm}$)	9175	212
Elements	Concentration mg/L	
Al	0.026	0.046
Ca	527	25.7
Mg	3.76	3.27
Sr	DL	0.039
Ba	0.041	0.009
Li	DL	0.001
K	DL	0.707
Na	DL	5.69
Co	0.041	DL
Cu	0.072	0.099
Fe	0.043	0.027
Mn	0.032	0.005
Mo	0.099	DL
Ni	0.005	0.005
Zn	0.016	0.183
S _{tot}	1750	22.1
SO ₄ ²⁻	5243	66,21
Se	0.213	DL
Si	1.70	1.68
Te	DL	0.004

nd: not determined; DL: the ICP-AES detection limit

4.2.2.3 Mineralogical analysis

The mineralogy was determined by X-Ray diffraction (XRD) analysis using Bruker AXS Advance D8 diffractometer equipped with a Cobalt anticathode, scanning over a diffraction angle (2θ) range from 5° to 70° . To identify the mineral species, the DiffracPlus EVA was used [43]. The Rietveld method, TOPAS software was used for quantifying the abundance of identified minerals. Table 4.5 summarizes the results of analysis.

The results of analysis shows that the mineralogical composition of tailings is dominated by quartz (42.97 wt.%) and pyrite (32.90 wt.%). Most part of aggregates is composed by quartz (50.81 wt.%) and muscovite (28.77%), with low sulphide content (0.78 wt.% of pyrite).

Table 4.5 : Mineralogical composition of tailings and aggregates

Mineral	Grade (wt.%)	
	Tailings	Aggregates
Quartz	42.97	50.81
Pyrite	32.9	0.78
Albite	9.6	3.4
Muscovite	3.94	28.77
Gypsum	2.35	-
Chlorite	8.24	3.63
Dolomite	-	10.56
Calcite	-	2.05
Total	100	100

4.2.3 Experimental program

4.2.3.1 Cemented paste aggregate fill mix proportioning

Before the calculations of PAF mixture component's amounts, let B_w be the binder content (mass fraction) by dry mass of tailings and aggregate; A_m be the mass fraction of the aggregate with regard to the dry tailings and aggregate; a_m be the mass ratio of dry aggregate to dry tailings; C_{w-PAF} be the PAF solid mass content (fraction); M_T be the total mass of PAF; M_t be the dry mass of tailings in the PAF; M_{t-wet} be the wet mass of tailings for the PAF; M_a be the mass of dry aggregate in the PAF; M_b be the mass of binder in the PAF; M_w be the total amount of water in the PAF, M_{w-add} be the mass of water to be added in the PAF; $M_{w-tailings}$ be the mass of water in the wet tailings; M_{x-adj} be the adjusted mass of ($x=t$ tailings, $x=a$ aggregate, $x=b$ binder, $x=w$ water), ρ_{st} be the tailings grains density (g/cm^3), ρ_{s-a} be the aggregate grains density (g/cm^3), ρ_{s-b} be the binder grains density (g/cm^3), ρ_{s-PAF} be the PAF solid grains density (g/cm^3), $\rho_{bulk-PAF}$ be the bulk, total or wet density of PAF (g/cm^3), and ρ_w be the density of the mixing water (g/cm^3).

The masses M_t , M_a , M_b , M_w and the mass-volume relationships of the paste aggregate fill mixtures are calculated according to the following equations (2-12) [44]:

- The dry mass of tailings M_t in the paste aggregate fill mixture is calculated as follows:

$$M_t = M_T (1 - A_m) \left(\frac{C_{w-PAF}}{1 + B_w} \right) + M_{t-adj} \quad [4-2]$$

- The wet mass of tailings M_{t-wet} for the paste aggregate fill mixture is calculated as follows:

$$M_{t-wet} = \frac{M_t}{C_{wt}} = \frac{M_T (1 - A_m) \left(\frac{C_{w-PAF}}{1 + B_w} \right) + M_{t-adj}}{C_{wt}} \quad [4-3]$$

- The dry mass of aggregate M_a in the PAF mixture is calculated as follows:

$$M_a = M_T A_m \left(\frac{C_{w-PAF}}{1 + B_w} \right) + M_{a-adj} \quad [4-4]$$

- The dry mass of binder M_b in the PAF mixture is calculated as follows:

$$M_b = M_T \left(\frac{B_w}{1 + B_w} \right) C_{w-PAF} + M_{b-adj} \quad [4-5]$$

- The total mass of required water M_w for the PAF mixture is calculated as follows:

$$M_w = M_T (1 - C_{w-PAF}) + M_{w-adj} \quad [4-6]$$

- The mass of water to be added M_{w-add} to the PAF mixture is calculated as follows:

$$M_{w-add} = M_w - M_{w-tailings} = M_w - (M_{t-wet} - M_t) \quad [4-7]$$

$$M_{w-add} = M_T (1 - C_{w-PAF}) + M_{w-adj} - \left[M_T (1 - A_m) \left(\frac{C_{w-PAF}}{1 + B_w} \right) + M_{t-adj} \right] \left(\frac{1}{C_{wt}} - 1 \right)$$

- The aggregate volume content A_v is given as follows :

$$A_v = \frac{V_{aggregates}}{V_{tailings} + V_{aggregates}} = \frac{A_m}{A_m + (1 - A_m) \frac{\rho_{s-a}}{\rho_{s-t}}} \quad [4-8]$$

- The relationship between the aggregate mass content A_m and its volume content A_v is given as follows:

$$A_m = \frac{A_v}{A_v + (1 - A_v) \frac{\rho_{s-t}}{\rho_{s-a}}} \quad [4-9]$$

- The solid mass content of the PAF, C_{w-PAF} is calculated as follows:

$$C_{w-PAF} = \frac{M_t + M_b + M_a}{M_t} = \frac{M_t}{M_t} \left(\frac{1 + B_w}{1 - A_m} \right) = \left(1 + \frac{M_w}{M_t} \left(\frac{1 - A_m}{1 + B_w} \right) \right)^{-1} \quad [4-10]$$

or

$$C_{w-PAF} = \frac{M_t}{M_t} (1 + B_w) \left[1 + \frac{\rho_{s-a}}{\rho_{s-t}} \left(\frac{A_v}{1 - A_v} \right) \right] \quad [4-11]$$

4.2.3.2 PAF mixtures preparation

To investigate the physical and mechanical proprieties of the cemented paste aggregates fill, different batch of mixtures were prepared at the laboratory using a concrete mixer. The binder proportion was fixed at 5% by dry mass of tailings and aggregate. The mass of wet tailings (M_{t-wet}), crushed waste rocks named aggregates (M_a), binder (M_b) and water to be added (M_{w-add}) are calculated in order to reach an initial solid content C_{w-PAF} of about 85% (starting point). The weighted amount of aggregates is first put in the concrete mixer followed by the addition of some initial amount of mixing water in order to avoid fine particles volatilization. The mixer is started and the wet tailings are gradually introduced into the bowl. Then the binder is added and the whole is kneaded until a homogeneous paste is obtained. The remaining mixing water is added progressively until reaching the targeted slump of 7 inches. Extra water is added (slump < 7 inches) or aggregates, tailings and binder (slump > 7 inches) if necessary. The first mixture corresponds to the control sample mixtures (tailings without addition of aggregates) and the five other mixtures are PAF mixtures containing different proportion of aggregates (Table 4.6). The final solid mass content had varied between 77 % (mix M1) and 84% (mix M21).

Fig. 4-3 allows observing the variation of the solid mass percentage for different PAF mixtures to achieve a constant slump of about 7 inches (the average value of the slump is 7.03 inches and the standard deviation is 0.07; that is to say, 7.03 ± 0.07 inches).

Table 4.6 : Different mixtures prepared in this study

Aggregates	Mixture	A_v	A_m	Slump (in)	C_{w-PAF}
Control	M1	0%	0%	7,01	77%
0-20 mm	M17	10%	8%	7,17	79%
	M18	20%	17%	7,05	79%
	M19	30%	26%	6,97	81%
	M20	40%	35%	7,01	83%
	M21	50%	45%	7,01	84%
0-15 mm	M22	10%	8%	7,01	78%
	M23	20%	17%	7,13	79%
	M924	30%	26%	7,01	81%
	M25	40%	35%	7,01	82%
	M26	50%	45%	7,01	83%
0-10 mm	M27	10%	8%	7,05	78%
	M28	20%	17%	7,01	79%
	M29	30%	26%	7,01	80%
	M30	40%	35%	6,93	81%
	M31	50%	45%	7,17	82%

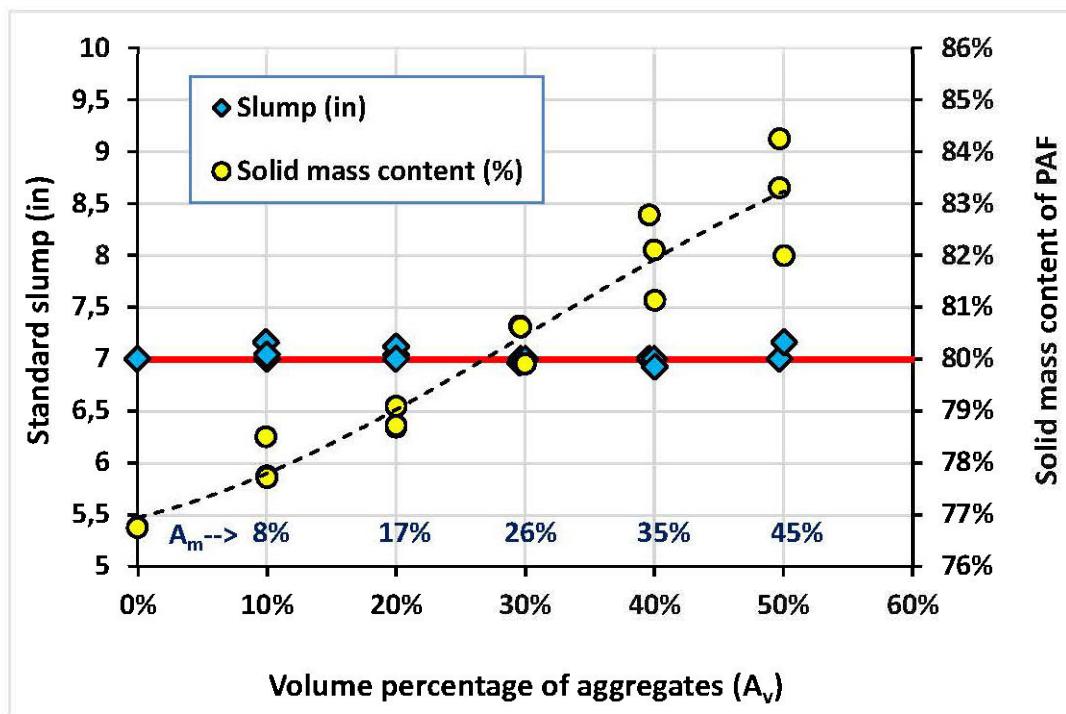


Figure 4.3 : Variation in PAF solid mass content as a function of aggregate volume content and for the three classes of aggregate gradation (0-10, 0-15 and 0-20 mm)

4.2.3.3 Specimens curing conditions

The paste aggregates fill mixtures were poured into plastic molds of 10 cm diameter and 20 cm height. In order to study the effect of water drainage, some plastic molds were perforated at their bottom which is covered with geotextile. The pouring of molds is done in three successive layers. Each layer is pounded 25 times with a metal rod. When a mold is full, its sides are slightly tapped in order to remove air bubbles. The molds are then capped with lids then placed in a humid chamber at a temperature of 25°C and under a relative humidity $\geq 90\%$ to simulate typical curing condition in underground mines. Four curing times were chosen: 3, 7, 28 and 90 days. At each curing time, PAF specimens are subjected to the uniaxial/unconfined compression tests.

4.2.4 Methods

4.2.4.1 Slump test measurements

The consistency of the PAF mixtures was evaluated through slump test measurements using a standard Abrams cone (300 mm height) for each batch of mixtures. The standard slump test ([ASTM C-143](#)) is used to determine the workability of fresh concrete [\[45\]](#). Due to its simplicity, the slump test is widely used in mining industry to measure the consistency or pumpability of paste backfill [\[46\]](#). According to [\[46\]](#), for the mine backfill transportation its slump should vary between 6 inches (very viscous backfill) and 10 inches (very liquid backfill). Also, the slump height depend on the tailings and aggregate density, particle size distribution and chemical composition, water content, binder type and content [\[20,47\]](#).

4.2.4.2 Unconfined compression tests

After the curing times of 3, 7, 28 and 90 days, the PAF specimens extracted from the plastic molds were subjected to unconfined compression tests in accordance with [ASTM C39](#) standard. These compression tests were performed using a computer-controlled mechanical press (MTS 10/GL) having an axial loading capacity of 50 kN and a minimum deformation rate of 0.001 mm/min and intended to determine the unconfined compressive strength (UCS) of the PAF specimens. The UCS corresponds to the ultimate axial stress (peak stress at failure) reached during the compression. For a given PAF mix recipe, triplicate tests were performed and each UCS is the average value.

4.2.4.3 Assessment of particle segregation

In order to investigate the segregation of coarse particles ($d > 850 \mu\text{m}$), nine mixtures of PAF mixtures containing 30% v/v (median volume percentage arbitrarily chosen) of aggregate size gradation of 0-20 mm, 0-15 mm and 0-10 mm were prepared based on slumps of 7, 8 and 9 inches (178, 203, 229 mm). All nine molds are allowed to drain prior to being placed in a humid chamber for three days of curing (25°C and relative humidity $\geq 90\%$). Segregation of coarse particles within the prepared PAF specimens was assessed using sieve analysis (indirect method). The specimens are first extracted from the plastic molds, and then cut into three slices of equal thickness using an electrical circular saw (upper, middle and lower slices). The slices of PAF are then hand and hammer de-agglomerated, washed with water, and then sieved to 850 μm sieve to remove the tailings and cement particles. The particles of size smaller than 850 μm are eliminated and the remaining is oven-dried at. The grain size distribution was performed from the oven dried samples (60°C) using a series of sieves in accordance with [CSA-A23.2-09](#) and [ASTM C-136](#).

4.3 Results and discussion

4.3.1 Water drainage from the paste aggregate fill specimens

The PAF mixtures water drainage tests were performed on the aggregate of size 0-15 mm only. Water drainage from the PAF specimens was measured by collecting the drained water and its weight immediately after pouring and at different time. To evaluate the relative degree of drainage of the specimens, the percentage of water drained is compared to the initial amount of water in each specimen. [Fig. 4-4](#) presents the evolution of the percentage of drained water versus the elapsed time for all the specimens prepared with the increasing content of aggregates for size fraction of 0-15 mm. As expected, the specimens that contain lesser aggregates (lower solid mass content) have drained the largest proportion of water. The maximum percentage of water drained is around 12% (for PAF containing 0, 10 and 20% of aggregates) and the lowest proportion is around 7% (for PAF containing 50% of aggregate). Regarding the duration of the drainage, it was 610 min (10 h) for PAF containing 50% of aggregate, 810 min (13.5 h) for PAF containing 40% of aggregate, 1040 min (17 h) for PAF containing 30% of aggregate, 1260 min (21 h) for PAF containing 0 and 20% of aggregate, and 1500 min (25 h) for PAF containing 30% of aggregate. [Fig.4-4](#) may be regarded together with [Fig.4-3](#).

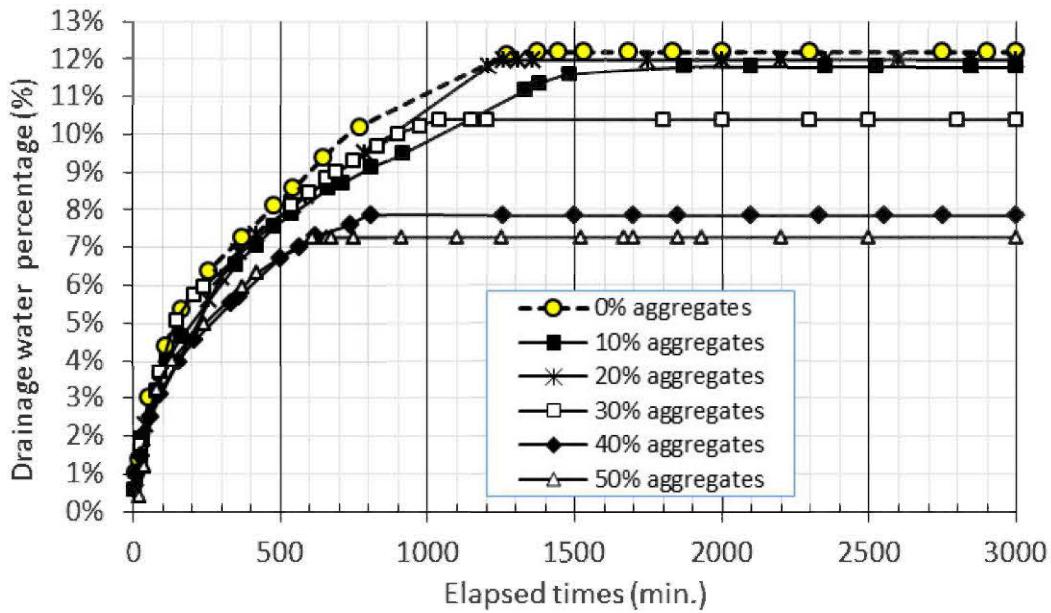


Figure 4.4 : Evolution of the percentage of drained water for PAF specimens prepared with the aggregate size of 0-15 mm

4.3.2 Compressive strength of cemented paste aggregate fill

The effect of aggregate addition on the paste fill strength is shown in Figs. 4-5 and 4-6. The variation in the PAF unconfined compressive strength (UCS) as a function of curing time for different classes of aggregate size and for different aggregate volume percentages is also shown in Fig. 4-5. Fig. 4-6 presents the variation in UCS with the aggregate volume percentage A_v (%) and for the three classes of size gradation (0-10, 0-15 and 0-20 mm). Fig. 4-5 shows that after 28 days of curing time, all mixtures containing aggregate developed higher strength than the control mixture (0% aggregate). Fig. 4-6 in turn shows that the PAF strength tends to increase with the increase in the proportion of aggregates. It can be observed that the UCS value generally increases as the aggregate size increases. For aggregate volume percentage between 10 and 30%, the UCS obtained with the aggregate size of 0-20 mm tends to be the highest than the other classes of particle size, especially at 90 days curing time. But when the aggregate volume percentage is higher than 30%, the highest UCS was obtained with the aggregate size of 0-15 mm. In all cases, the lowest UCS is obtained with the aggregate size of 0-10 mm. The results indicate that the higher strength was developed with the addition of 40% of aggregate for size gradation of 0-10 mm. The highest

UCS was reached with the addition of 50% of aggregate for size gradation of 0-15 mm while for size gradation of 0-20 mm the addition of 30% of aggregates provide the highest UCS. The highest compressive strength (3.85 MPa) was reached after 90 days of curing for 50% of aggregate size of gradation 0-15 mm (M26 was the best mix recipe).

One of the main reasons why the UCS increases with the increase in the percentage of aggregate is that the grain size distribution is modified, which promotes better drainage and particle packing (consolidation). Also, increasing the aggregate volume content in the PAF mixtures will reduce the water requirement for achieving the target slump of 7 inches, therefore reducing the water-to binder-ratio (w/b). The water-to-binder ratio is so important that it controls the hardening process of cementitious materials. The compressive strength is inversely proportional to the w/b ratio, hence the lower the w/b and the higher the compressive strength [5,48,49].

As shown in Section 4.2.3, the LaRonde mine tailings used in this study contain a high amount of sulphide minerals (32.9%) with a significant amount of sulphate in the pore tailings water. The presence of sulphate in paste backfill mixtures can inhibit the backfill hardening process [3-5,49]. Thus, it's believed that replacing significant amount of tailings by aggregates having low sulphur content will help faster hardening of PAF mixtures.

4.3.3 Paste aggregate fill particle segregation

Fig. 4-7 shows the grain size distribution of PAF mixtures containing 30% of aggregates with the three size gradation classes and having a slump of 7 and 8 inches. This figure presents the cumulative curves of the three slices (upper, middle and lower) of PAF specimens. It can be seen that the top, middle and bottom of the PAF specimens prepared with aggregate size 0-10 mm exhibit similar grain size distribution curves (Fig. 4-7a) meaning that there is probably no segregation of large particles. Moreover, it can be observed from Fig. 4-7b that the grain size distribution curves from the three slices of PAF specimens prepared with aggregate size 0-15 mm are slightly different and reflecting a slight segregation of coarse particles. Also, Fig. 4-7c shows that the grain size distribution curves from the three slices of PAF mixtures prepared with aggregate size 0-20 mm are clearly different which reflect a clear segregation of coarse particles. These results shows that for PAF mixtures at a slump of 7 inches, the segregation was not observed for aggregate size 0-10 mm, a low segregation for aggregate size 0-15 mm and a significant segregation for aggregate size 0-20 mm. For PAF mixtures having a slump of 8 inches (Figs. 4-7d, 4-7e and 4-7f)

the GSD curves for each mold are slightly different and the segregation of coarse aggregate was observed for all classes of size. The segregation seems to depend on the grain size of aggregate and the consistency of the backfill [50,51].

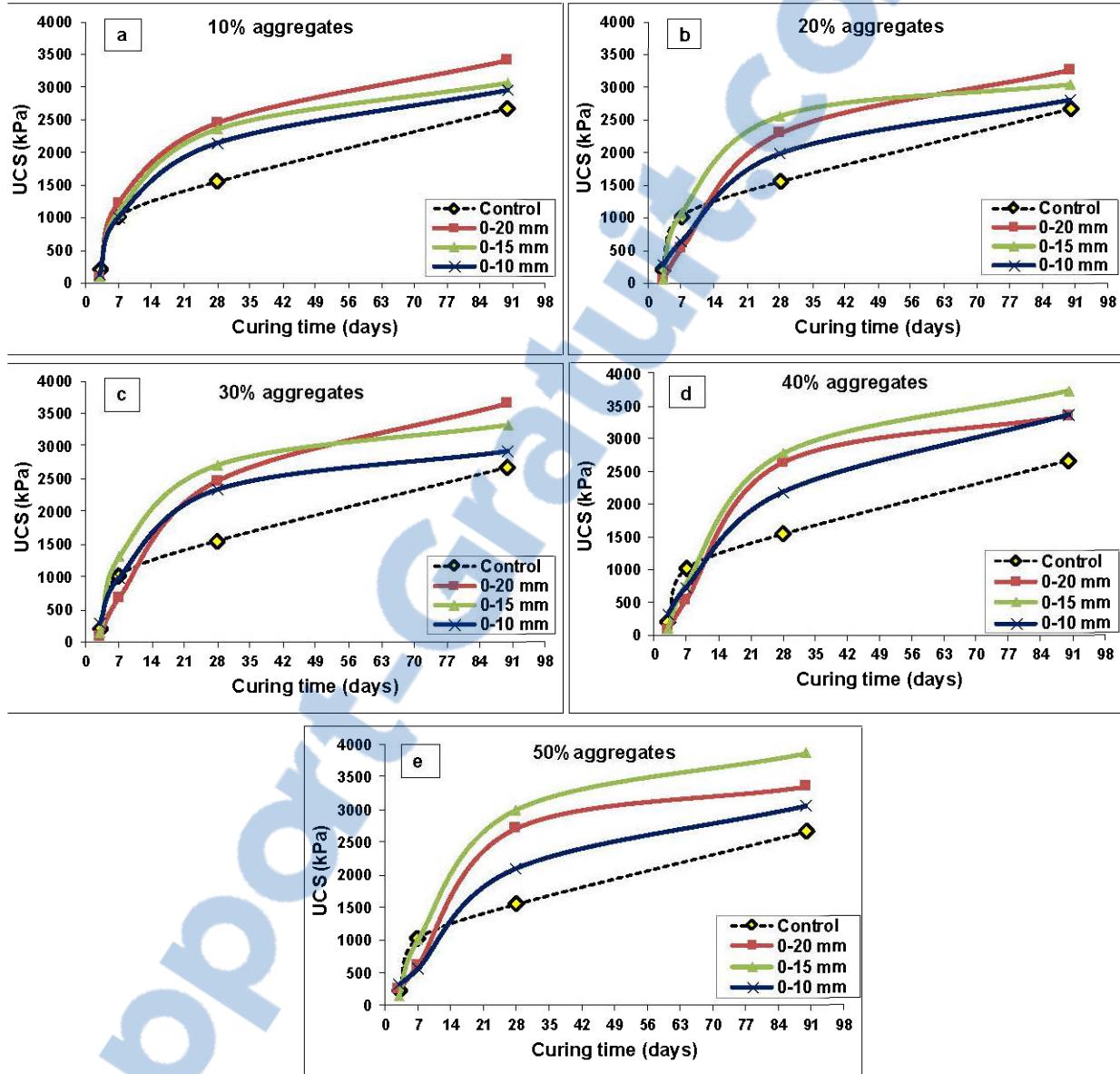


Figure 4.5 : Variation of UCS with curing time for the three classes of aggregate size PAF mixtures containing: a) 10% v/v of aggregate, b) 20% v/v of aggregate, c) 30% v/v of aggregate, d) 40% v/v of aggregate and e) 50% v/v of aggregate

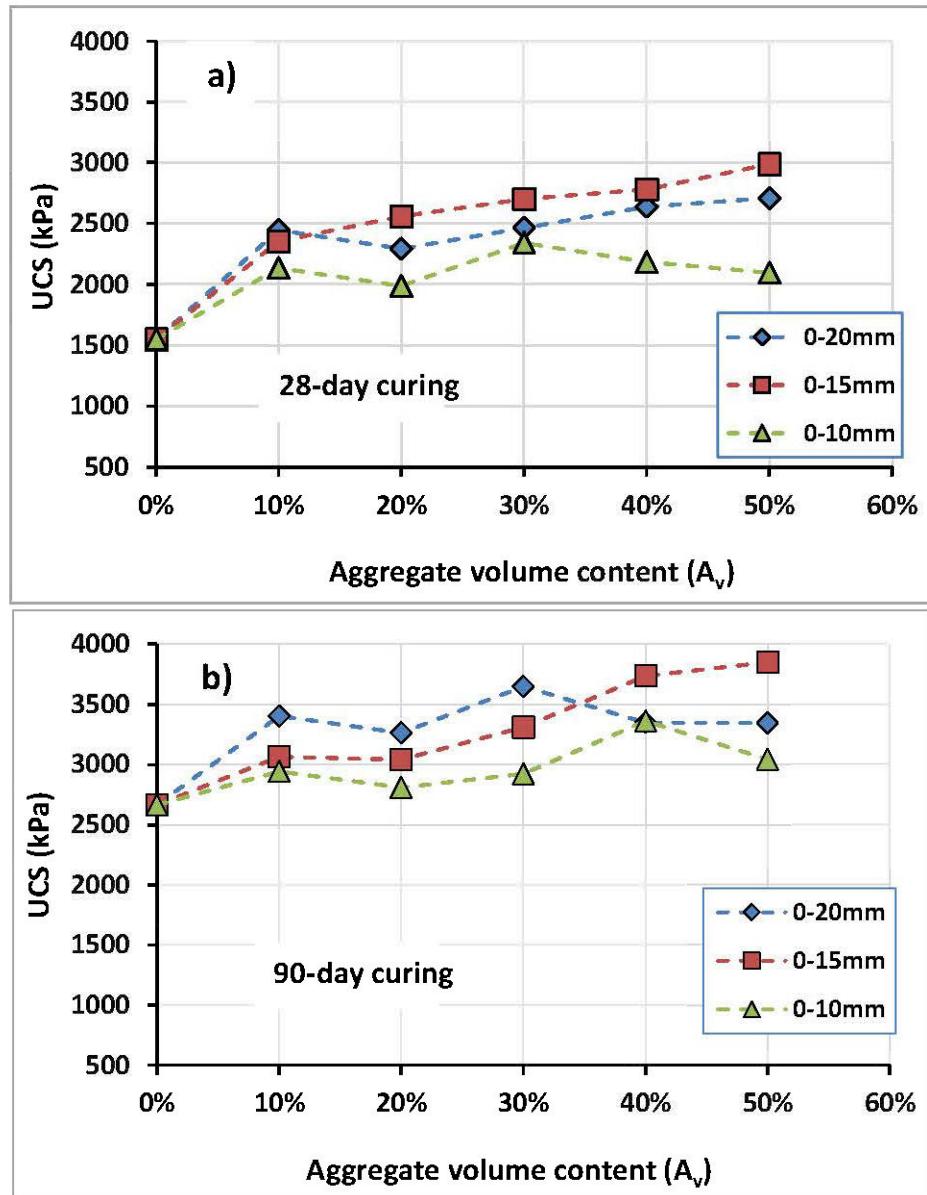


Figure 4.6 : Variation in UCS as a function of aggregates volume contents: a) at 28 days of curing, b) at 90 days of curing for drained specimens

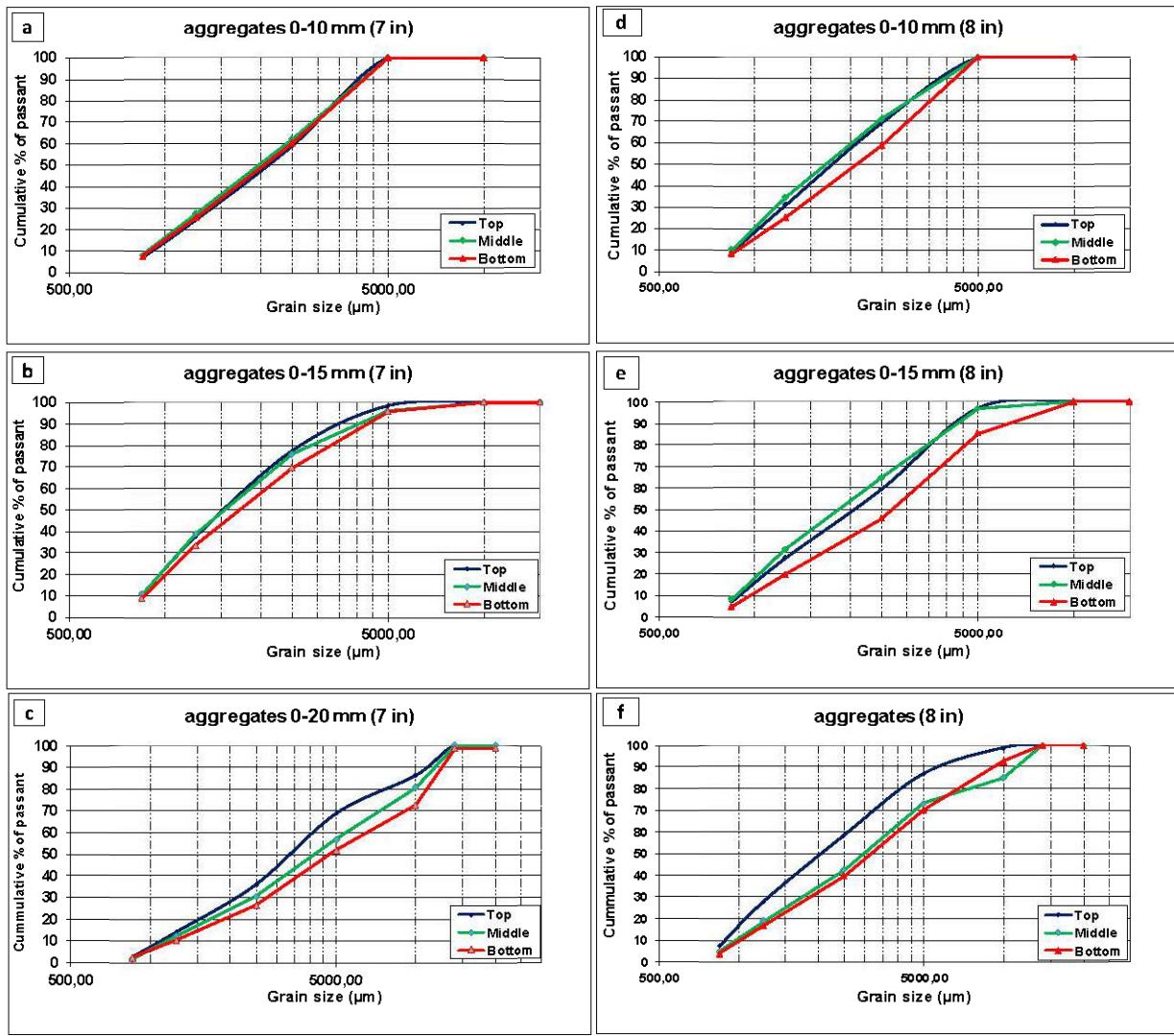


Figure 4.7 : Grain size distribution of cemented paste aggregate fill having 7 inches slump: a), b) and c), having 8 inches, d), e) and f)

4.3.4 Discussion

4.3.4.1 Effect of aggregate volume content on PAF strength gain

The PAF strength gain was calculated for all the mix recipe formulations and at 28 and 90 days of curing for drained specimens (Fig. 4-8). The strength gain percentage is calculated with respect to the compressive strength of the control specimens. The results underline that the PAF mixtures generate a strength gain percentage in the range of 28 to 93% at 28 days of curing and in the range of 5 to 44% at 90 days of curing. This suggests that much of the strength gain was achieved between

zero and 28 days of curing time. For the single formulation with 30% v/v of aggregate, the strength gain varies in the range of 81 to 147% at 28 days of curing and in the range of 35 to 65% at 90 days of curing for undrained specimens. For the drained specimens, the strength gain varies in the range of 51 to 74% at 28 days of curing and in the range of 10 to 37% at 90 days of curing. It can therefore be concluded that the strength gain is greater when the specimens are undrained, even if the strengths are higher overall with the drained specimens.

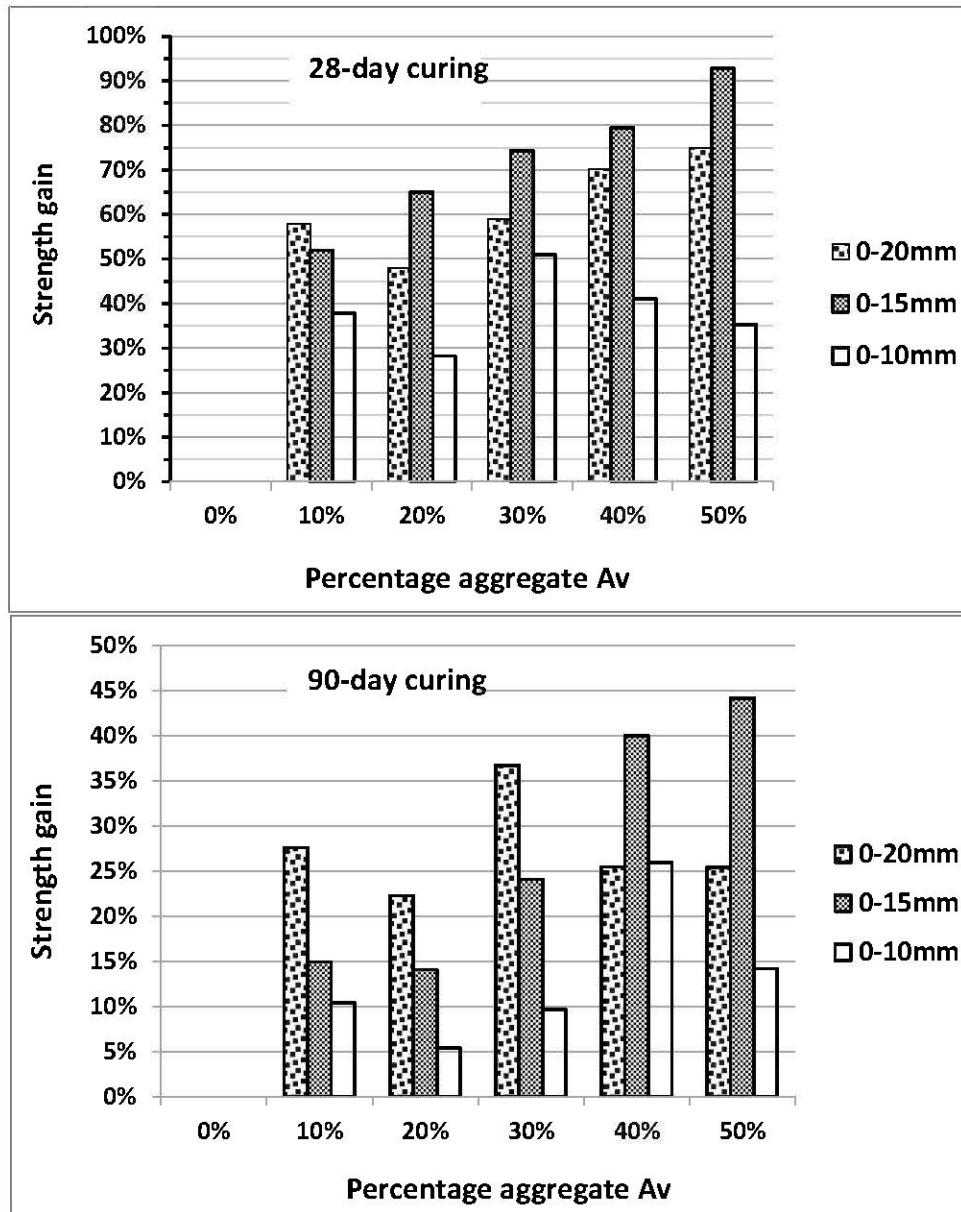


Figure 4.8 : Variation in the strength gain with aggregate volume content and for the three classes of aggregate size: a) at 28 days of curing time, b) at 90 days of curing time

4.3.4.2 Effect of water drainage on the PAF strength

The effect of water drainage on the compressive strength of PAF mixtures was investigated on the mixtures containing 30% v/v of aggregate and for the three classes of size (0-20 mm, 0-15 mm and 0-10 mm). Fig. 4-9 presents the variation in compressive strength as a function of the types of PAF mixture and at 28 and 90 days of curing times. This figure shows a systematic increase of the PAF compressive strength of drained specimens compared to undrained specimens. At 28 days of curing time this increase is 60% for control specimens (no aggregate), 34% for aggregate size of 0-10 mm specimens, 13% for aggregate size of 0-15 mm specimens and 14% for aggregate size of 0-20 mm specimens. At 90 days of curing time this increase is only 36% for control specimens, 11% for aggregate size of 0-10 mm specimens, 15% for aggregate size of 0-15 mm specimens and 13% for aggregate size of 0-20 mm specimens. This means that about 50% and more of the UCS value observed at 90 days was developed at 28 days of curing time. Indeed, the proportion of increase varies between 49 and 83% for undrained specimens and between 58 and 82% for drained specimens. In addition, the maximum proportion of increase was obtained with PAF mixtures prepared with the aggregate size of 0-15 mm (83% for the undrained specimens and 82% for the drained specimens). This may explain why it is the class of aggregate size of 0-15 mm which is the optimal size. The drainage reduces the amount of water within the specimens and hence reducing the water-to-binder ratio which in turn enhance the binder hydration and the PAF hardening processes (reduced total porosity) and developing better compressive strength [5,17,21,52,53].

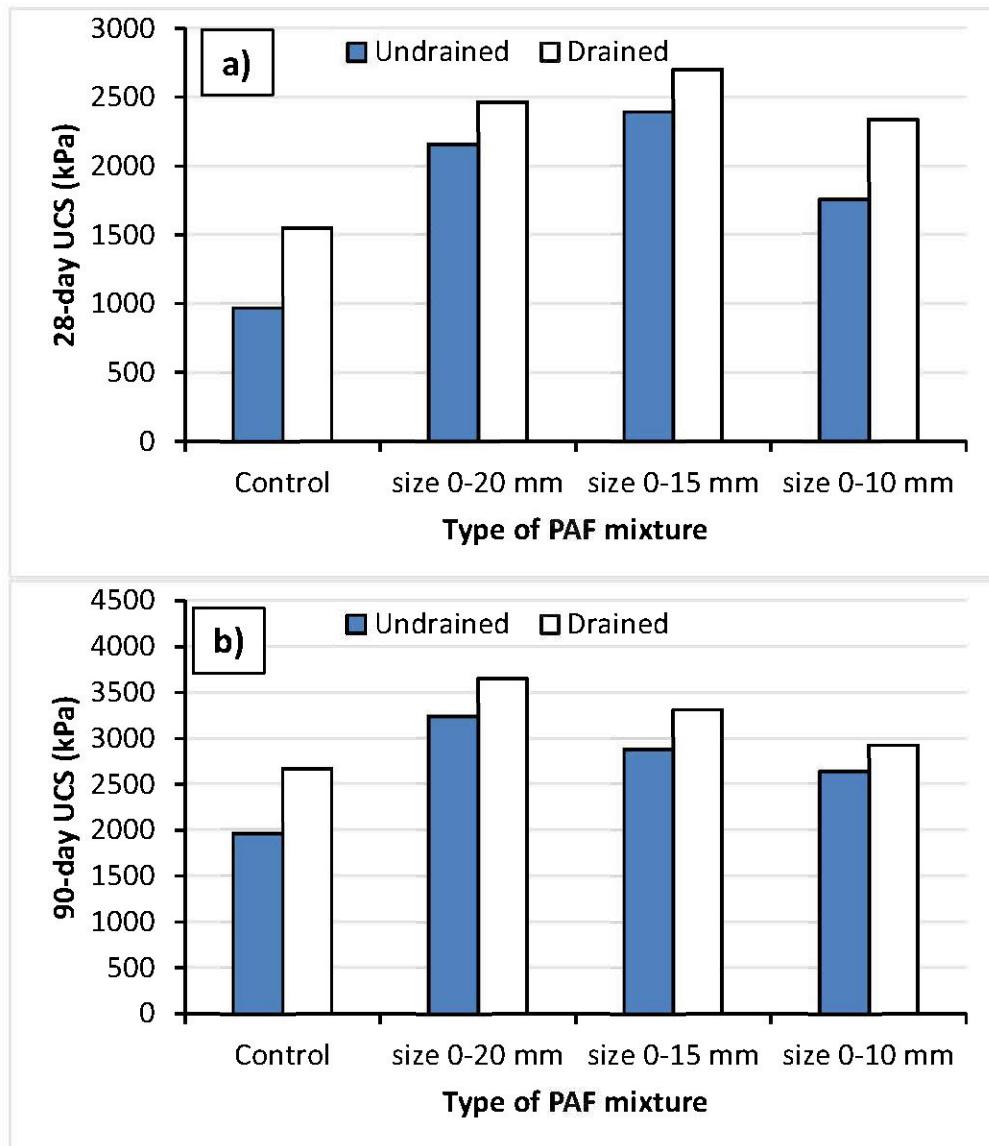


Figure 4.9 : Effect of drainage on the UCS of paste aggregate fill specimens containing 30% v/v of aggregates: a) after 28 days of curing, b) after 90 days of curing

4.4 Concluding remarks

This study investigated the physical and mechanical properties of cemented paste aggregates fill (PAF). PAF could be the future direction of backfilling technology when the required strengths are very high depending on the chosen mining method. Its successful application in backfilling systems can greatly increase the mining production. This type of backfill can ensure better ground control (stability) and better safety of mine workers and equipment. In this study, three classes of aggregate

size (crushed waste rock) were used as mine tailings replacement for paste aggregate fill mixtures (PAF) preparation. The replacement proportions of aggregate were varied from 10 to 50% v/v of the combined tailings and aggregate. The unconfined compressive strength of these PAF mixtures was investigated at 3, 7, 28 and 91 days of curing times. The physical properties such as coarse particles segregation and water drainage of the PAF mixtures were investigated. The effect of water drainage on the strength development was also analyzed. The results of this investigation show that:

- The percentage of drainage water increases with the decrease of the aggregate volume percentage. The PAF mixture containing more aggregate drain more quickly because of their lower initial amount of water (higher solid percentage). Also, the water drainage enhances the PAF compressive strength development (hardening) compared to undrained specimens.
- The unconfined compression tests results showed that the highest compressive strength of PAF was obtained from the specimens prepared with aggregate size of 0-15 mm (UCS > 3.8 MPa at 90 days of curing). Replacing some amount of tailings by coarse aggregate in the PAF mixtures increases the UCS value in the range 28 – 93% at 28 days curing and in the range 5 – 44% at 90 days of curing for drained specimens. These increases are in the range 81 – 147% at 28 days of curing and in the range 35 – 65% at 90 days of curing for undrained specimens.
- The compressive strength of some PAF mixtures obtained at 7 days of curing was higher than the compressive strength obtained at 28 days of curing time for control specimens (without aggregate). Therefore, it may be envisaged to reduce the mining cycle from 28 days to 7 days or to reduce the amount of binder used (money saving).
- Segregation of PAF mixtures with aggregate size of 0-20 mm size was found at a slump of 7 inches. For slumps of 8 and 9 inches it was observed a segregation of coarse particles for mixtures prepared with aggregate sizes of 0-10 mm and 0-15 mm. The percentage of aggregate used was 30% v/v.

This study highlights the effect of addingt of crushed waste rocks to tailings in cemented paste backfill mixtures preparation; the use of these combined materials will contribute to ground control and stability of excavations. However, other investigations should be performed on other waste rock (with different %S) to generalize the finding of this study.

4.5 Appendices

- The water-to-cement (w/c) or the water-to-binder (w/b) ratio can be calculated as follows:

$$\frac{w}{c} = \frac{w}{b} = \frac{M_{water}}{M_{binder}} = \frac{M_w}{M_b} = \left(\frac{1}{C_{w-PAF}} - 1 \right) \left(\frac{1}{B_w} + 1 \right) \quad [4-13]$$

- The total mass of PAF mixture M_T is related to the known total volume V_T of PAF as follows:

$$M_T = \rho_{bulk-PAF} V_T \quad [4-14]$$

- The PAF bulk or wet density $\rho_{bulk-PAF}$ is calculated as follows:

$$\rho_{bulk-PAF} = \left(\frac{C_{w-PAF}}{\rho_{s-PAF}} + \frac{1 - C_{w-PAF}}{\rho_w} \right)^{-1} \quad [4-15]$$

- The PAF solid grains (tailings, aggregates, binder) density is given as follows:

$$\rho_{s-PAF} = (1 + B_w) \left(\frac{A_m}{\rho_{s-a}} + \frac{1 - A_m}{\rho_{s-t}} + \frac{B_w}{\rho_{s-b}} \right)^{-1} \quad [4-16]$$

- In the Equations [2] to [13], the binder mass ratio (or content) B_w , the aggregate mass content A_m and the aggregate mass ratio a_m in the PAF are given as follows:

$$B_w = \frac{M_{binder}}{M_{tailings} + M_{aggregates}} = \frac{M_b}{M_t + M_a} \quad [4-17]$$

$$a_m = \frac{M_a}{M_t} \quad [4-18]$$

$$A_m = \frac{M_a}{M_t + M_a} = B_w \left(\frac{M_a}{M_b} \right) = 1 - B_w \left(\frac{M_t}{M_b} \right) \quad [4-19]$$

- The relationships between A_m and a_m are given as follows:

$$a_m = \frac{A_m}{1 - A_m} \quad [4-20]$$

$$A_m = \frac{a_m}{1 + a_m} \quad [4-21]$$

- the binder volume content B_V relationships are given as follows:

$$B_V = B_w \left(\frac{\rho_{s_tails+aggr.}}{\rho_{s_binder}} \right) = \frac{B_w \left(\frac{A_m}{\rho_{s-a}} + \frac{1-A_m}{\rho_{s-t}} \right)^{-1}}{\left(\frac{x_i}{\rho_{s_binder-i}} + \frac{x_j}{\rho_{s_binder-j}} \right)^{-1}} = \frac{B_w \left(\frac{x_i}{\rho_{s_binder-i}} + \frac{x_j}{\rho_{s_binder-j}} \right)}{\left(\frac{A_m}{\rho_{s-a}} + \frac{1-A_m}{\rho_{s-t}} \right)} \quad [4-22]$$

where $x_{i,j}$ = mass fraction of the binders i and j in the blend (i corresponds to Portland cement and j can be any supplementary cementitious material, such as fly ash or slag).

- The solid volume content of the PAF (C_{V-PAF}) is calculated as follows:

$$C_{V-PAF} = \frac{1}{1 + e_{PAF}} = \frac{1}{1 + \left(\frac{\rho_{s-PAF}}{\rho_{d-PAF}} - 1 \right)} = \frac{\rho_{d-PAF}}{\rho_{s-PAF}} = C_{w-PAF} \left(\frac{\rho_{bulk-PAF}}{\rho_{s-PAF}} \right) \quad [4-23]$$

- Finally, the degree of saturation of freshly mixed PAF S_{r-PAF} is calculated as follows:

$$S_{r-PAF} = \frac{1 - C_{w-PAF}}{\rho_w \left[\frac{1}{\rho_{bulk-PAF}} - \left(\frac{C_{w-PAF}}{1 + B_w} \right) \left(\frac{1 - A_m}{\rho_{s-t}} + \frac{A_m}{\rho_{s-a}} + \frac{B_w}{\rho_{s-b}} \right) \right]} \quad [4-24]$$

Acknowledgements

This research was financially supported through NSERC Discovery Grant, and the Research Institute in Mining and Environment (RIME) of the Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT). The authors would like to acknowledge their helpful support. The authors would also like to sincerely acknowledge our industrial partners Agnico Eagle Mines Ltd. (LaRonde mine) and the Partnership Agnico Eagle Mines Ltd. + Yamana Gold (Canadian Malartic Mine) for providing us with tailings and crushed waste rocks. The authors would also like to acknowledge Lafarge North America Inc. for kindly providing us with Portland cement and ground granulated blast furnace slag.

References

1. L. M. Amaratunga, Experimental evaluation of a novel concept of utilisation and disposal of fine mine tailings as aggregates by agglomeration, *Miner. Eng.* 4 (1991) 1081–1090.
2. M. Aubertin, B. Bussière, L. Bernier, R. Chapuis, M. Julien, T. Belem, R. Simon, M. Mbonimpa, M. Benzaazoua, L. Li, La gestion des rejets miniers dans un contexte de développement durable et de protection de l'environnement. *Ann. Conf. of the Can. Soc. for Civ. Eng.* 5–8 June (2002), Montreal, Québec, Canada. Article No. GE-045.
3. M. Benzaazoua, J. Ouellet, S. Servant, P. Newman, R. Verburg, Cementitious mine backfill with high sulfur content: physical, chemical and mineralogical characterization, *Cem. and Concr. Res.* 29 (1999) 719–725.
4. M. Benzaazoua, T. Belem, B. Bussière, Chemical factors that Influence the performance of mine sulphidic paste backfill, *Cem. and Concr. Res.* 32 (2002) 1133–1144.
5. M. Benzaazoua, M. Fall, T. Belem, A contribution to understanding the hardening process of cemented pastefill. *Miner. Eng.* 17 (2004) 141–152.
6. R.J. Mitchell, R.S. Olsen, J.D. Smith, Model studies on cemented tailings used in mine backfill. *Can. Geotech. J.* 19 (1982) 14–28.
7. P.T.W. Lun, Soil reinforcing technique in mine backfilling. *Int. J. of Min. and Geol. Eng.* 4 (1986) 47–66.
8. M.G. Dorricott, A.G. Grice, Backfill, the environmentally friendly tailings disposal system, *Green Proc.* (2002) 265–270 (The Australasian Institue of Mining and Metalurgy: Melbourne).
9. T. Belem, B. Bussière, M. Benzaazoua, The effect of microstructural evolution on the physical properties of paste backfill. *Proc. of Tailings and Mine waste'01*, January 16-19, Fort Collins, Colorado, Balkema: Rotterdam (2002) 365–374.
10. E. De Souza, J.F. Archibald, A. Dirige, Economics and perspectives of underground backfill practices in canadian mining. *Meeting of the Canadian Institute of Mining* (2003)
11. T. Belem, M. Benzaazoua, Design and Application of Underground Mine Paste Backfill Technology. *Geotech. and Geol. Eng.* 26 (2008) 175–175.
12. T. Belem, Développement d'une méthode intégré d'analyse de stabilité des chantiers miniers remblayés, IRSST Report No R-622 (2009) 1–97.

13. E. Yilmaz, T. Belem, M. Benzaazoua, Effects of curing and stress conditions on hydromechanical, geotechnical and geochemical properties of cemented paste backfill, *Eng. Geol.* 168 (2014) 23–37.
14. A. Kesimal, E. Yilmaz, B. Ercikdi, Environmental benefits by use of paste backfill technology for disposal of sulfide-bearing mine tailings. In 4th International Scientific Conference-SGEM (2004) 431–440. SGEM Scientific GeoConference.
15. L.M. Amaratunga, D.N. Yaschyshyn, Development of a high modulus paste fill using fine gold mill tailings. *Geotech. & Geol. Eng.* 15 (1997) 205–19.
16. J. Archibald, F. Hassani, J. Nantel, D. DeGagné, Mine backfill, an operator' guide. An interactive CD-ROM for mine operators and engineers (2000).
17. T. Belem, M. Benzaazoua, B. Bussière, A-M. Dagenais, Effects of settlement and drainage on strength development within mine paste backfill, *Proc. of Tailings and Mine Waste'02*, 27-30 January (2002), Fort Collins, Colorado, Balkema: Rotterdam 139–148.
18. M. Fall, M. Benzaazoua, S. Ouellet, Experimental characterization of the influence of tailings fineness and density on the quality of cemented paste backfill, *Miner. Eng.* 18 (2005) 41–44.
19. T. Grice, Underground mining with backfill, *Proc. of the 2nd Annual Summit-Mine Tailings* (1998).
20. Y. Potvin, E. Thomas, A. Fourie, *Handbook on Mine Fill* (2005).
21. E. Yilmaz, M. Benzaazoua, T. Belem, B. Bussière, Effect of curing under pressure on compressive strength development of cemented paste backfill. *Miner. Eng.* 22 (2009) 772–785.
22. T.R. Yu, D.B. Counter, Backfill practice and technology at Kidd Creek Mines. *CIM Bull.* 76, N° 856 (1983) 56–65.
23. T.R. Yu, D.B. Counter, Use of fly ash in backfill at Kidd Creek mines. *Can. Inst. of Min. and Metall. Bull.* 81, N° 909 (1988) 44–50.
24. F. Hassani, J. Archibald, Mine backfill, CD-ROM (1998).
25. C.L. Chou, M. Chouteau, M. Benzaazoua, Laboratory characterization of mining cemented rock fill by NDT Methods, *Nondestructive Testing of Materials and Structures*, RILEM Bookseries 6, (2013) 935–941.

26. P.N. Farsangi, A.G. Hayward, F.P. Hassani, Consolidated rockfill optimization at Kidd Creek Mines, *CIM Bull.* 89 (1996) 129–134.
27. A. Annor, A study of the characteristics and behaviour of composite backfill material. Ph.D. thesis, McGill University, Montreal (1999).
28. R.J. Mitchell, B.C. Wong, Behaviour of cemented tailings sands, *Can. Geotech. J.* 19 (1982) 289–295.
29. C.G. Verkerk, R.D. Marcus, The pumping characteristics and rheology of paste fills. Backfill in South African Mines, Johannesburg, SAIMM (1988) 221–233.
30. F.J. Leahy, R. Cowling, Stope fill developments at Mount Isa, *Proc. of the Twelfth Canadian Rock Mechanics symposium on Mining with Backfill* (1978).
31. E. Arioglu, Design aspects of cemented aggregate fill mixes for tungsten stoping operations. *Min. Sci. and Technol.* (1984) 209–214.
32. G. Swan, A new approach to cemented backfill design, *CIM Bull.*, (1985) 53–58.
33. G. Senyur, E. Dincer, Cemented stablization aggregate: Analyse of the proprieties related to curing time, *Min. Sci. and Technol.* 10 (1990) 315–321.
34. C. Wang, E. Villaescusa, Backfill research at the western Australian school of mines. *MassMin 2000 Proceedings* (2000) 1–15.
35. D. O'Toole, Feautures the basics of mine backfill: A review of some critical factors for cement aggregate fill. *Eng. and Min. J.* (2004).
36. R. Kintzel, CAF backfill of primary stopes at Callie underground mine. *The Australasian Inst. of Min. and Metal.* (2005).
37. T. Belem, M. Benzaazoua, B. Bussière, Mechanical behaviour of cemented paste backfill. *Proc. of the 53rd a Canadian Geotechnical Conference*, Montreal, vol. 1 (2000). 373–380.
38. T. Belem, A.B. Fourie, M. Fahey, Time-dependent failure criterion for cemented paste backfills. *Proc. of the 13th International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, Australian Centre for Geomechanics (2010) 147–160.
39. M. Benzaazoua, T. Belem, D. Jolette, Investigation de la stabilité chimique et son impact sur la qualité des remblais miniers cimentés, IRSST Montréal (Québec) Report R-260 (2000) 1–172.

40. T. Belem, M. Benzaazoua, Predictive models for prefeasibility cemented paste backfill mix design. Proc. of the 3rd International conference on Post-Mining (2008), February 6-8, France, 1–13.
41. D. Landriault, Backfill in underground mining: underground mining methods engineering fundamentals and international case studies (2001). In WA Hustrulid, R.L. Bullock (Eds), SME, USA. 601–14 (Chapter 69).
42. P.C. Aitcin, F. Généreux, G. Jolicoeur, Y. Maurice, Technologie des granulats, 3^{ième} édition (2012). Modulo.
43. H. Bouzahza, A. Califice, R. Mermillod-Blondin, M. Benzaazoua, E. Pirard, Modal analysis of mineralogical blends using optical image analysis versus X-Ray diffraction and ICP. Proc. of the 9th ICAM (International Congress for Applied Mineralogy). Sept. 8-10 (2008) Brisbane. Australia.
44. T. Belem, Personnal communication (2015).
45. S. Mindes, J.F. Young, D. Darwin, Concrete, 2nd ed., Prentice Hall, Pearson Education, Inc. Upper Saddle River, NJ 07458, U.S.A., (2003), 644 p.
46. D. Landriault, Paste backfill mix design for Canadian underground hard rock mining. Proc. of the 97th Annual General Meeting of the C.I.M. Rock Mechanics and Strata Control Session, Halifax, Nova Scotia, May 14-18 (1995).
47. S. Clayton, T.G. Grice, D.V. Boger, Analysis of the slump test for on-site yield stress measurement of mineral suspensions. Int. J. of Miner. Proc. 70 (2003) 3–21.
48. K.R. Wu, B. Chen, W. Yao, D. Zhang, Effect of coarse aggregate type on mechanical properties of High-Performance Concrete. Cem. and Concr. Res. 31 (2001) 1421–1425.
49. A. Kesimal, E. Yilmaz, B. Ercikdi, I. Alp, H. Deveci, Effect of properties of tailings and binder on the short-and long-term strength and stability of cemented paste backfill. Mat. Letters 59 (2005) 3703–3709.
50. S. Bethmont, Mécanisme de ségrégation dans les bétons autoplâçants (BAP): Etude expérimentale des interactions granulaires. PhD Thesis, École Nationale des Ponts et Chaussées, Paris (2005) 1–166.
51. P. N. Quiroga, D.W. Fowler, The effets of aggregates characteristics on the performance of Portland cement concrete. Research Report of ICAR -104-1F (2003), Aggregates Foundation for Technology, Research and Education.

52. T. Belem, O. El Aatar, M. Benzaazoua, B. Bussière, E. Yilmaz, Characterization of self-weight consolidated paste backfill. Proc. of the 9th International Seminar on Paste and Thickened Tailings (2006) 333–345.
53. T. Belem, O. El Aatar, M. Benzaazoua, B. Bussière, E. Yilmaz, Hydro-geotechnical and geochemical characterization of column consolidated cemented paste Backfill. Proc. of the 9th International Symposium in mining with Backfill (2007).

CHAPITRE 5 DISCUSSION GÉNÉRALE

Dans ce chapitre, nous discutons de l'effet du pourcentage des stériles concassés ajoutés sur la résistance mécanique, la granulométrie des mélanges résidus-granulats, la porosité (indice des vides), le pourcentage solide du PAF et le rapport eau-ciment. Nous parlerons aussi de l'effet de la consistance (slump) du remblai sur la ségrégation des particules.

5.1 Effet du pourcentage et du diamètre des granulats sur les propriétés mécanique et physique des remblais

La Figure 5-1 présente l'évolution de la résistance en compression uniaxiale (UCS) en fonction du pourcentage de granulats des stériles B (non générateurs d'acide) à différents temps de cure. On constate que la valeur de l'UCS augmente généralement quand la granulométrie des granulats augmente jusqu'à 30% de substitution et baisse au-delà. Les résistances obtenues avec les granulats 0-15 mm sont supérieures à celles obtenues avec les granulats 0-10 mm pour tous les pourcentages de granulats. Au-delà de 30% de substitution, les granulats 0-15 mm ont de meilleures résistances que les granulats 0-20 mm. En effet, lorsque les granulats 0-20 mm sont utilisés à un pourcentage élevé, la résistance du matériau est affectée. Une bonne résistance nécessiterait une quantité plus importante en liant.

La substitution des résidus par des stériles modifie la granulométrie du composite car elle augmente la quantité des particules grossières. La Figure 5-2 présente l'évolution de la granulométrie des résidus en fonction du pourcentage de substitution par les granulats 0-20 mm des stériles B (voir annexe A pour les courbes granulométriques résidus-granulats 0-15 mm et résidus 0-10 mm). Des études antérieures ont montré que la résistance mécanique du remblai augmentait avec l'accroissement des grosses particules (Annor 1999; Meddah et al., 2010). Plus il y a de résidus substitués, plus la granulométrie est grossière (Figure 5-2). Les stériles concassés permettent de réduire le pourcentage de particules ultrafines ($d > 20 \mu\text{m}$) du remblai de 46% (résidus 100%) à 22% (50-50 résidus-granulats). La baisse des ultrafines dans le remblai permet de réduire le besoin en eau pour atteindre le slump cible de 7 pouces.

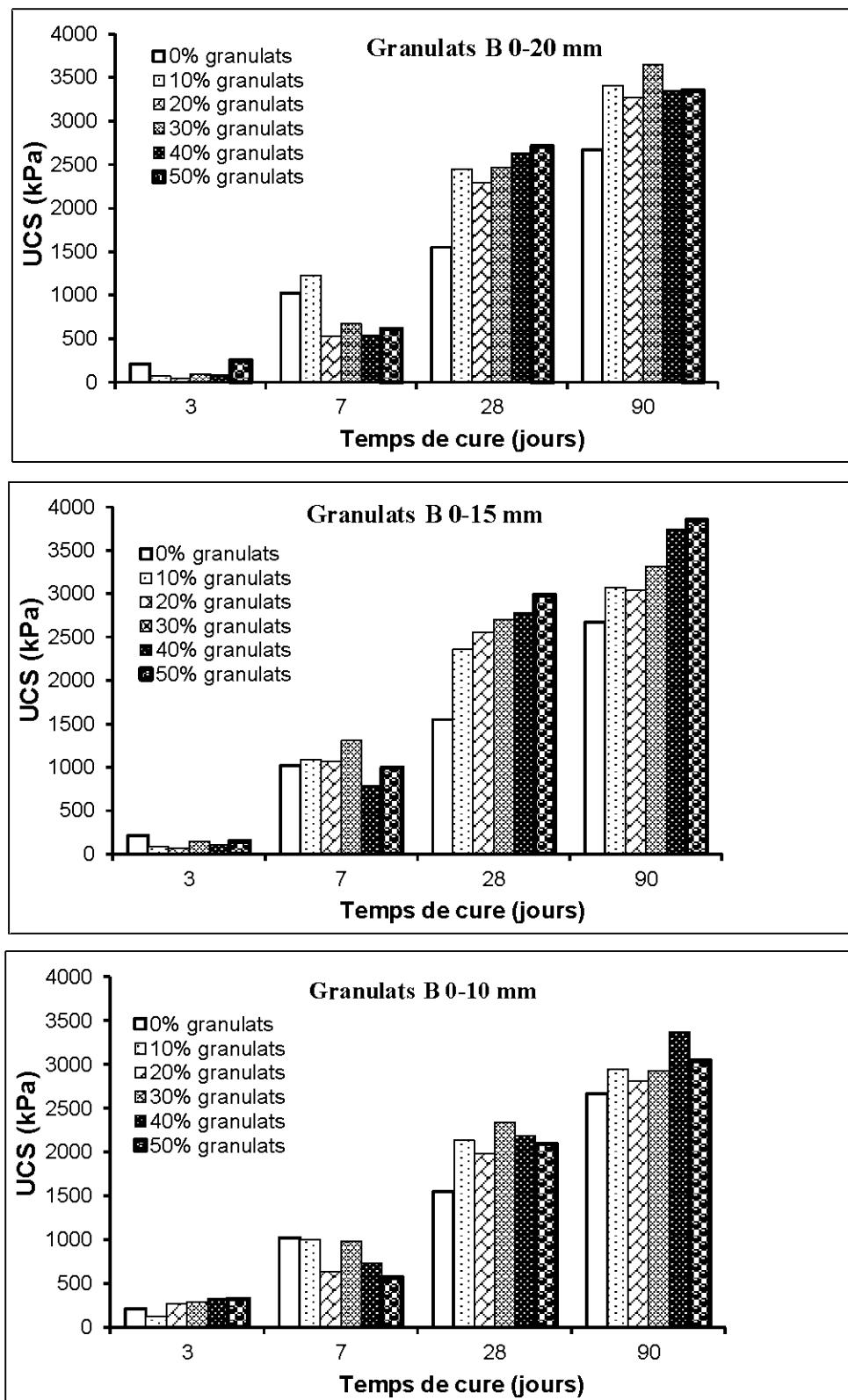


Figure 5.1 : Résistances mécaniques des remblais mixtes en fonction du pourcentage et du diamètre des stériles B

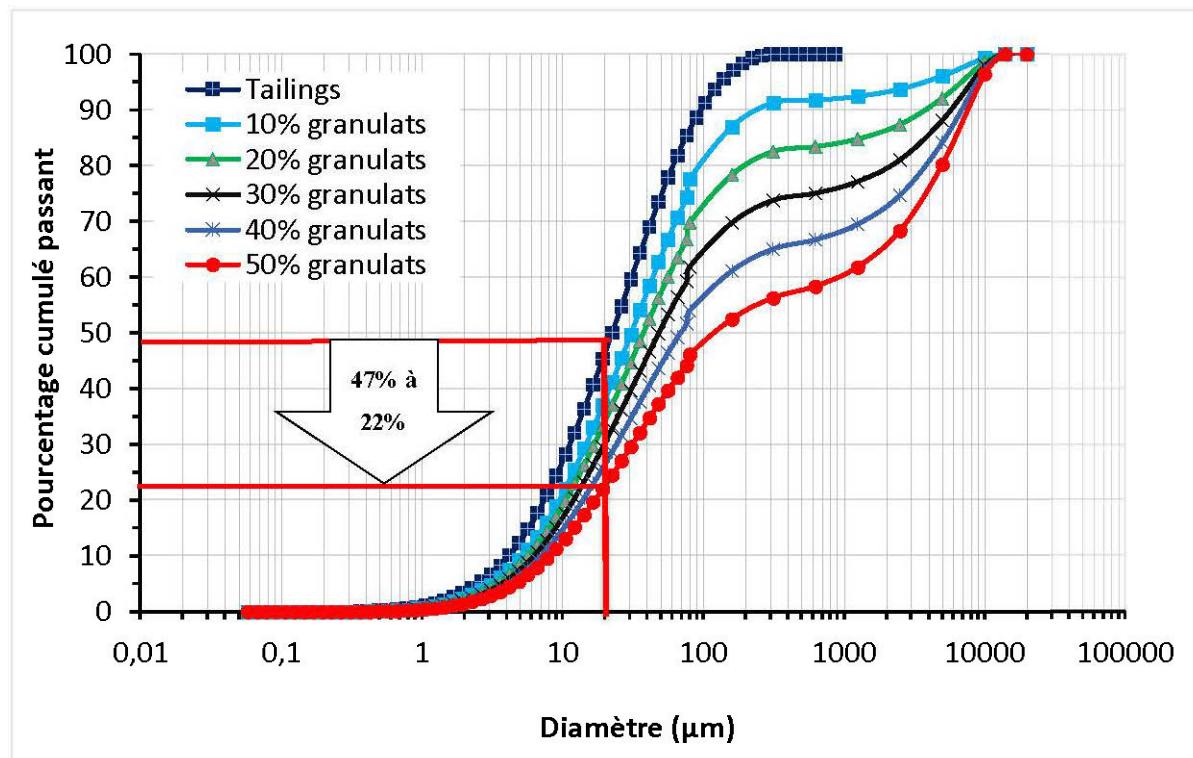


Figure 5.2 : Granulométrie des mélanges résidus-granulats B (0-20 mm)

La teneur en eau du remblai baisse (voir annexe H) en fonction du pourcentage de résidus substitués, de même que le rapport eau sur ciment (E/C). La figure 5-3 présente l'évolution du rapport eau sur ciment (E/C ou W/C) en fonction du pourcentage (massique) des granulats pour les trois classes granulométriques des stériles B. On note une baisse progressive d'E/C lorsque la quantité de granulats augmente. Cette diminution est fonction de la granulométrie des granulats utilisés. Le rapport E/C passe de 6,63 (sans granulats) à 4,64, 4,28 et 3,99 respectivement pour les granulats 0-10 mm, 0-15 mm et 0-20 mm. Des travaux (Benzaazoua et al., 2004; Kesimal et al., 2005; Wu et al., 2001) ont montré que la résistance mécanique augmente avec la diminution du rapport E/C. Aussi, le pourcentage solide du remblai augmente avec la quantité de granulats utilisée (voir figure 5-4). Il passe de 76,9% (sans granulats) à 84,9; 83,8 et 83,6 respectivement pour les granulats 0-20, 0-15 et 0-10 mm.

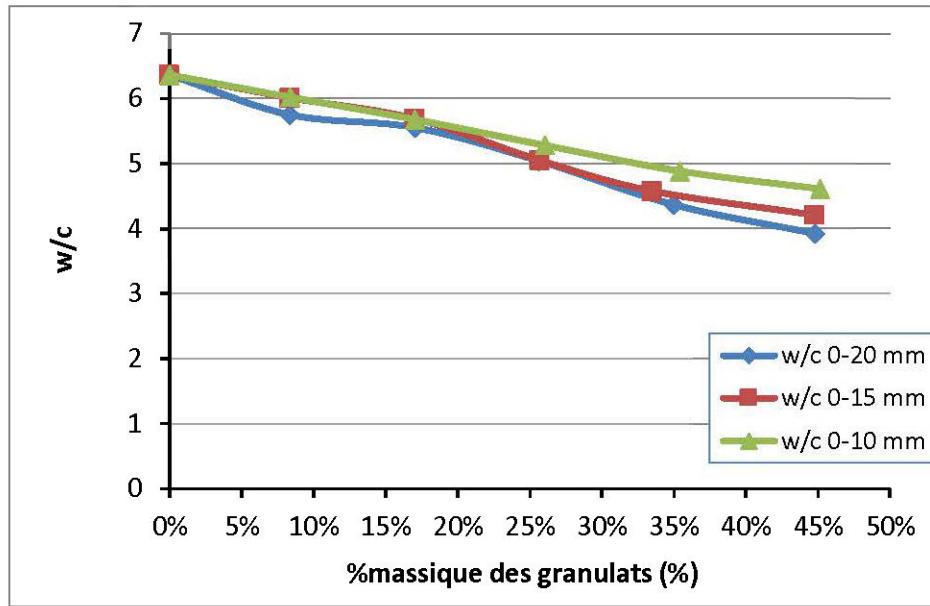


Figure 5.3 : Évolution du rapport eau sur ciment e/c (w/c) en fonction du pourcentage et du diamètre des granulats B

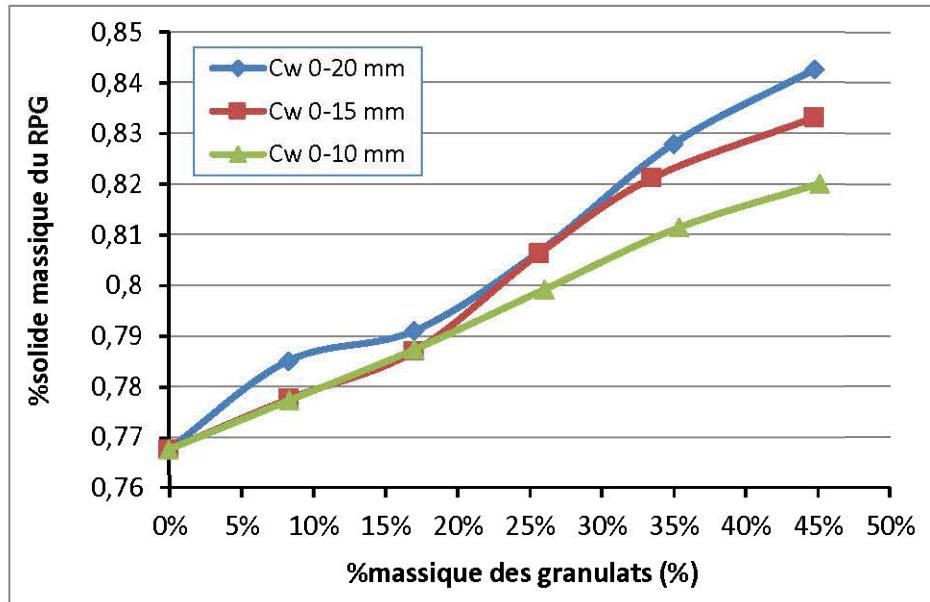


Figure 5.4 : Évolution du pourcentage solide en fonction du pourcentage et du diamètre des granulats B

Dans la plupart des travaux trouvés dans la littérature, le diamètre maximal des granulats utilisés est différent de celui utilisé dans cette étude. Il était de 152 mm (Annor, 1999), 75 mm (Grice,

1998), 45 mm (Arioglu, 1984) et 40 mm (Wang & Villaescusa, 2000). Une granulométrie proche de celle de notre étude (0-16 mm) a été utilisée à la mine George Fisher (Potvin et al., 2005) mais c'était pour du remblai rocheux sans résidus.

Dans la littérature, le dosage résidus-stériles est massique et le pourcentage de granulats dans le mélange est plus élevé : 60% (Arioglu, 1984); 66% (Grice & Street, 1998); 60-75% (Kuganathan & Sheppard, 2001; Potvin et al., 2005) et 70% (Annor, 1999). Dans le cas de cette étude les pourcentages massiques correspondants sont de 9 à 47% pour les stériles A et de 8 à 45% pour les stériles B.

Dans le cas de notre étude, l'optimum du pourcentage de granulats utilisé dépend de la granulométrie. Il est de 40% volumique pour les granulats 0-10 mm, 50% volumique pour les 0-15 mm et 30% volumique pour les 0-20 mm. Les résistances obtenues à 28 jours de cure (de 1,5 à 3 MPa) sont supérieures à celles du *Rocky paste fill* (RPF) utilisé à *Mont Isa mine* (de 1 à 1,77 MPa) (Kuganathan & Sheppard, 2001; Potvin et al., 2005).

On constate donc que la granulométrie des granulats utilisés pour substituer une portion des résidus jouera un rôle important sur la consistance, le transport du remblai, la ségrégation des grosses particules mais aussi l'acquisition de la résistance mécanique (Pashias et al., 1996; Annor, 1999; Clayton et al., 2003; Yin et al., 2012).

Le pourcentage de granulats joue aussi un rôle important sur le drainage du remblai. Les résultats ont montré que la vitesse de drainage augmente avec l'accroissement du pourcentage de granulats. Le drainage rapide permet au remblai de se densifier et d'atteindre rapidement sa résistance maximale.

La substitution de résidus par des granulats permet aussi de réduire la porosité totale (indice des vides) des remblais en pâte aux granulats (RPG). La porosité passe de 0,51 (témoin, sans granulats) à 0,37 pour le mélange contenant 50% de granulats 0-20 mm. L'indice des vides baisse de 1,03 à 0,58. La figure 5-4 montre l'évolution de la porosité n , de l'indice de vide e en fonction du pourcentage de stériles B.

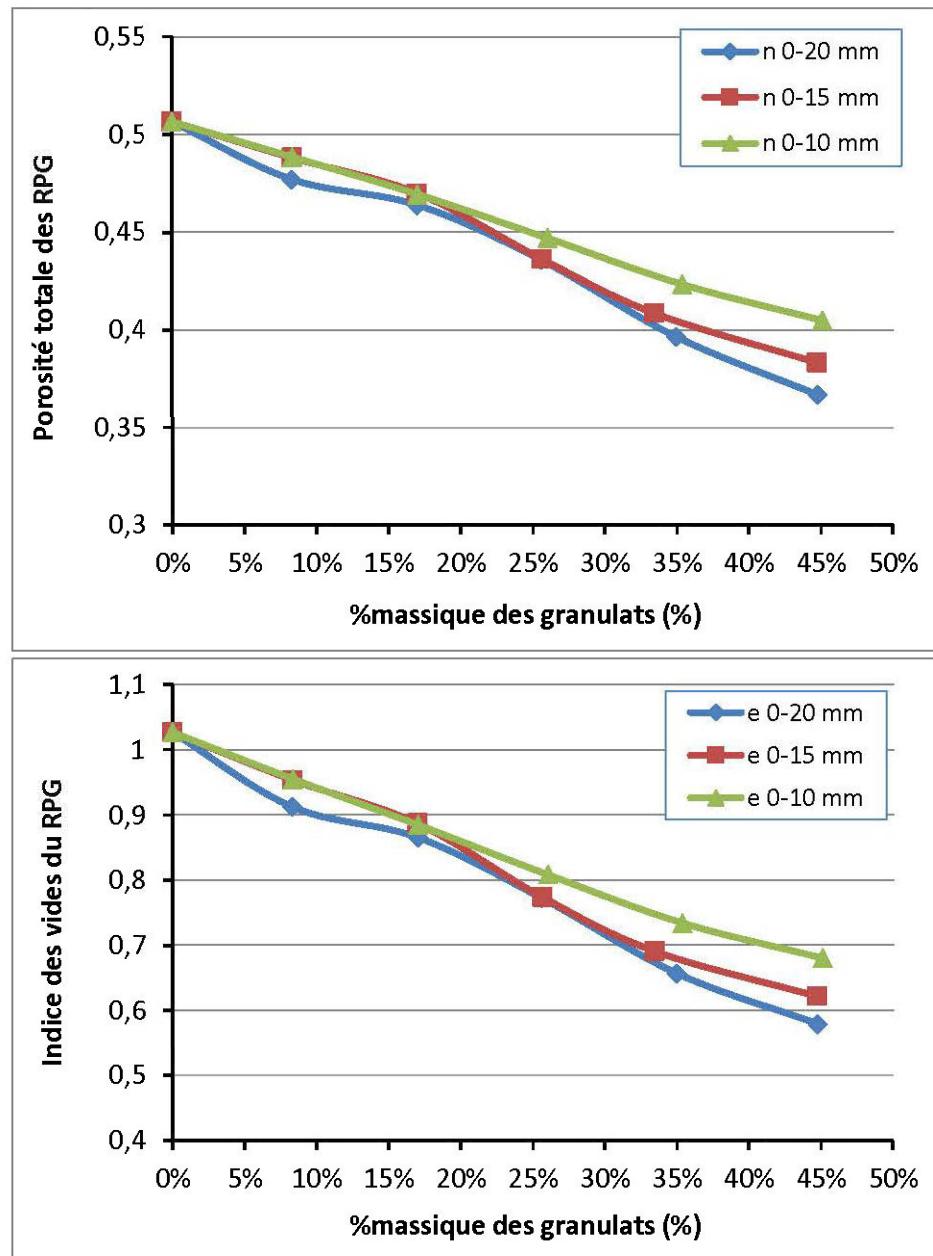


Figure 5.5 : Évolution de la porosité (n) et de l'indice des vides (e) en fonction du pourcentage et du diamètre des granulats B

La Figure 5-6 présente la variation du module d'élasticité des remblais mixtes à 28 jours de cure, en fonction du pourcentage de granulats, pour les trois classes granulométriques des stériles B. On note que la présence de granulats modifie l'élasticité du remblai. Et cette variation dépend de la

granulométrie utilisée. La substitution des résidus par des granulats augmente le module d'élasticité de plus 500%.

Les résultats détaillés des modules de Young des stériles A et B à différents temps de cure sont présenté à l'annexe G.

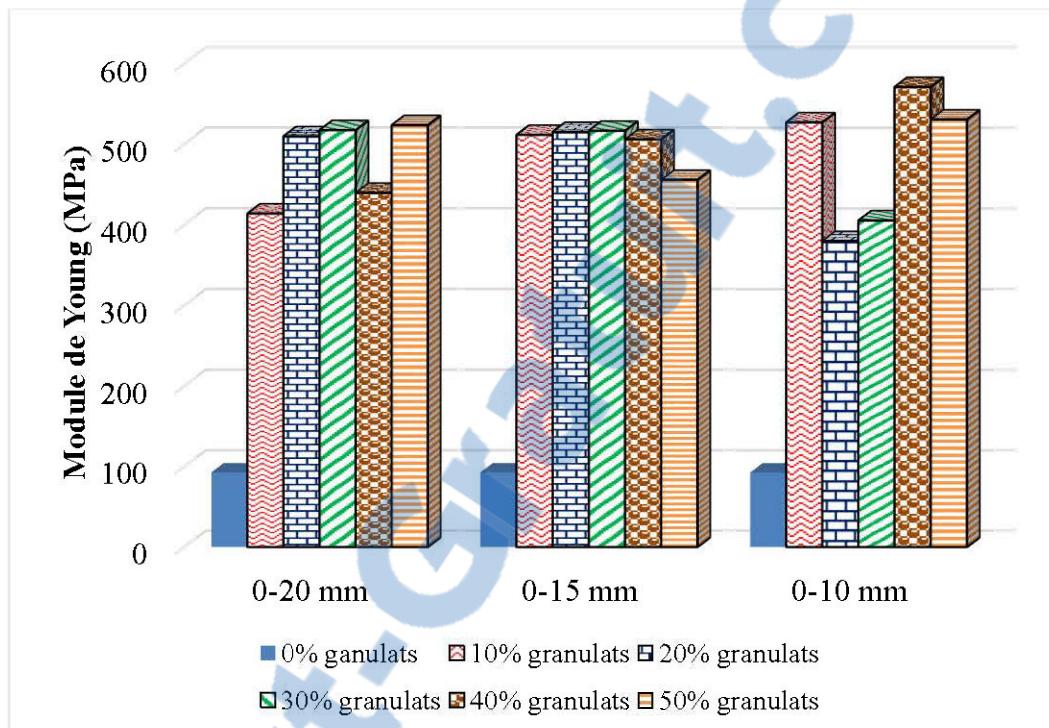


Figure 5.6 : Variation du module de Young en fonction du pourcentage et de la granulométrie des granulats B

Un autre paramètre qui peut aussi affecter la résistance mécanique du remblai mixte est la minéralogie des stériles utilisés.

5.2 Effet de la minéralogie des granulats sur la résistance mécanique du remblai mixte

Pour voir l'effet de la minéralogie des granulats sur la résistance mécanique du remblai mixte, nous avons comparé les UCS obtenus avec les mêmes classes granulométriques 0-10 mm et 0-15 mm des deux stériles A (générateurs d'acide) et B (non générateurs d'acide). La Figure 5-4 présente les résistances obtenues à différents temps de cure pour les mélanges contenant 10% volumique de granulats. Ces résultats montrent que les stériles B donnent de meilleures résistances que les

granulats des stériles A. Les analyses chimiques et minéralogiques ont montré que les stériles A sont potentiellement génératrices d'acide et que les stériles B sont non génératrices d'acide. Et lors de l'échantillonnage, ces stériles A avaient commencé à s'oxyder, donc il y a présence de sulfates. Les études (Benzaazoua et al., 1999; 2002; Kesimal et al. 2005) ont montré que les sulfates pouvaient inhiber les réactions d'hydratation du liant et affecter la résistance mécanique du remblai. En remplaçant une partie des résidus riches en sulfates par les granulats des stériles B, on réduit la concentration en sulfates dans le mélange. Et plus la substitution est importante, plus la concentration en SO_4^{2-} est faible. Les résultats montrent que la meilleure résistance est obtenue avec 50% de substitution (granulats 0-15 mm pour les stériles B).

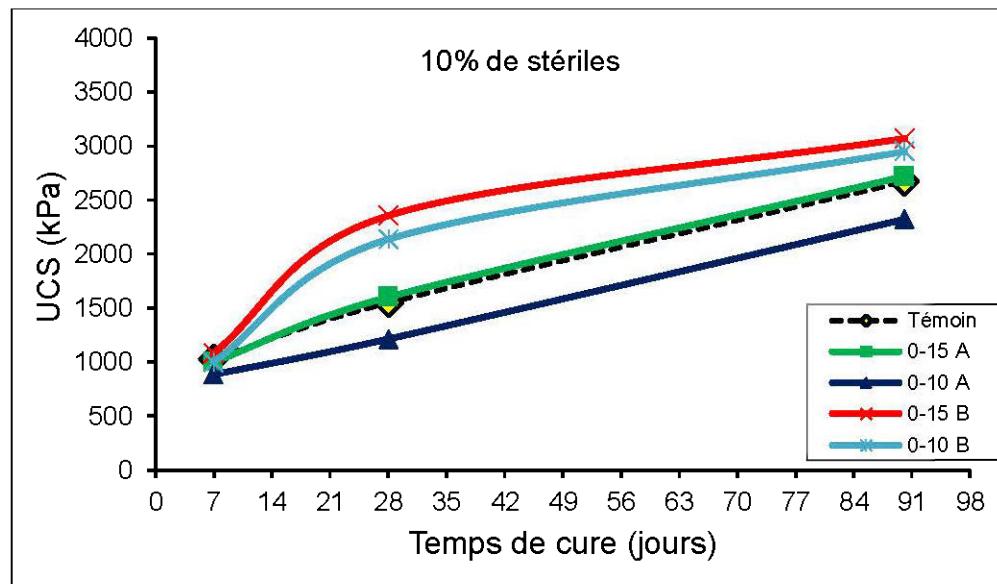


Figure 5.7 : Évolution de la résistance mécanique en fonction de la granulométrie et du type de granulats : A (générateurs d'acide), B (non génératrices d'acide)

Si les granulats utilisés ont commencé à s'oxyder, il est important d'avoir une granulométrie adéquate et un fort pourcentage de substitution pour assurer une bonne résistance du remblai. Les particules supérieures à 15 mm peuvent ségrégner et certaines classes granulométriques, du fait de la présence de sulfates, ont des résistances inférieures au pâte témoin (sans granulats).

La Figure 5-8 présente les résultats des UCS obtenus avec les granulats des stériles A (générateurs d'acide), à différents temps de cure. Ces résultats montrent que quel que soit le pourcentage utilisé, les granulats 0-05 mm ont des résistances mécaniques inférieures au témoin. Pour les granulats 0-

10 mm, il faudrait au moins 40% de substitution pour atteindre des résistances plus élevées que celles du témoin. Les granulats 0-15 mm donnent des UCS supérieurs au témoin pour les pourcentages de granulats utilisés. Les granulats 0-05 mm contiennent beaucoup plus de fines que les granulats 0-10 mm et 0-15 mm et les sulfures se trouvent généralement dans la fraction fine des granulats. Pour les remblais mixtes ayant des résistances inférieures à celles du témoin, la présence des sulfates nuit à la cimentation de la matrice (Benzaazoua et al., 1999). Pour les mélanges dont les résistances sont supérieures à celles du RPC, l'effet des sulfates est contré par l'effet des granulats. L'annexe F présente l'évolution des UCS en fonction du diamètre et du pourcentage de granulats A, à 28 et 90 jours de cure.

La Figure 5-9 met en relief l'évolution de la résistance mécanique avec le temps de cure pour les remblais préparés avec 50% de granulats 0-15 mm et 0-10 mm. Avec un pourcentage de 50% de substitution les granulats 0-15 mm des stériles A (UCS = 3,86 MPa), 0-10 mm des stériles A (UCS = 3,86 MPa) et 0-15 mm des stériles B (UCS = 3,85 MPa) ont la même résistance à 90 jours de cure. Le remblai mixte préparé avec 50% de granulats 0-10 mm des stériles A donne une meilleure résistance que celui préparé avec 50% de granulats 0-10 mm des stériles B. Cependant, il faut noter que l'hydratation du liant dans les mélanges contenant des granulats non réactifs (stériles B) est beaucoup plus rapide. À 28 jours de cure, les remblais contenant 50% de stériles B ont atteint 81, 78 et 69% de la résistance à 90 jours respectivement pour les granulats 0-20 mm, 0-15 mm et 0-10 mm. Contrairement aux granulats des stériles A dont le taux d'acquisition de résistance est de 45, 47 et 58% respectivement pour les granulats 0-15 mm, 0-10 mm et 0-05 mm.

L'effet des sulfates est parfois bénéfiques dans les remblais lorsqu'ils participent à la cimentation (Benzaazoua & Belem, 2001; Benzaazoua et al., 2004a,b). Dans le cas des mélanges résidus-granulats des stériles A à 50-50, la teneur en sulfates est beaucoup plus importante. Ainsi, ces sulfates participent à la cimentation des remblais, ce qui fait que les résistances obtenues sont similaires à celles obtenues avec le mélange à 50% de granulats 0-15 mm. La valeur de l'UCS du remblai mixte à 50% des granulats 0-10 mm des stériles A est 26% plus élevée que celle des granulats 0-10 mm des stériles B à 90 jours de cure. Même si les granulats des stériles A sont problématiques, leur utilisation à un fort pourcentage est bénéfique, parfois plus avantageux que les stériles non génératrices.

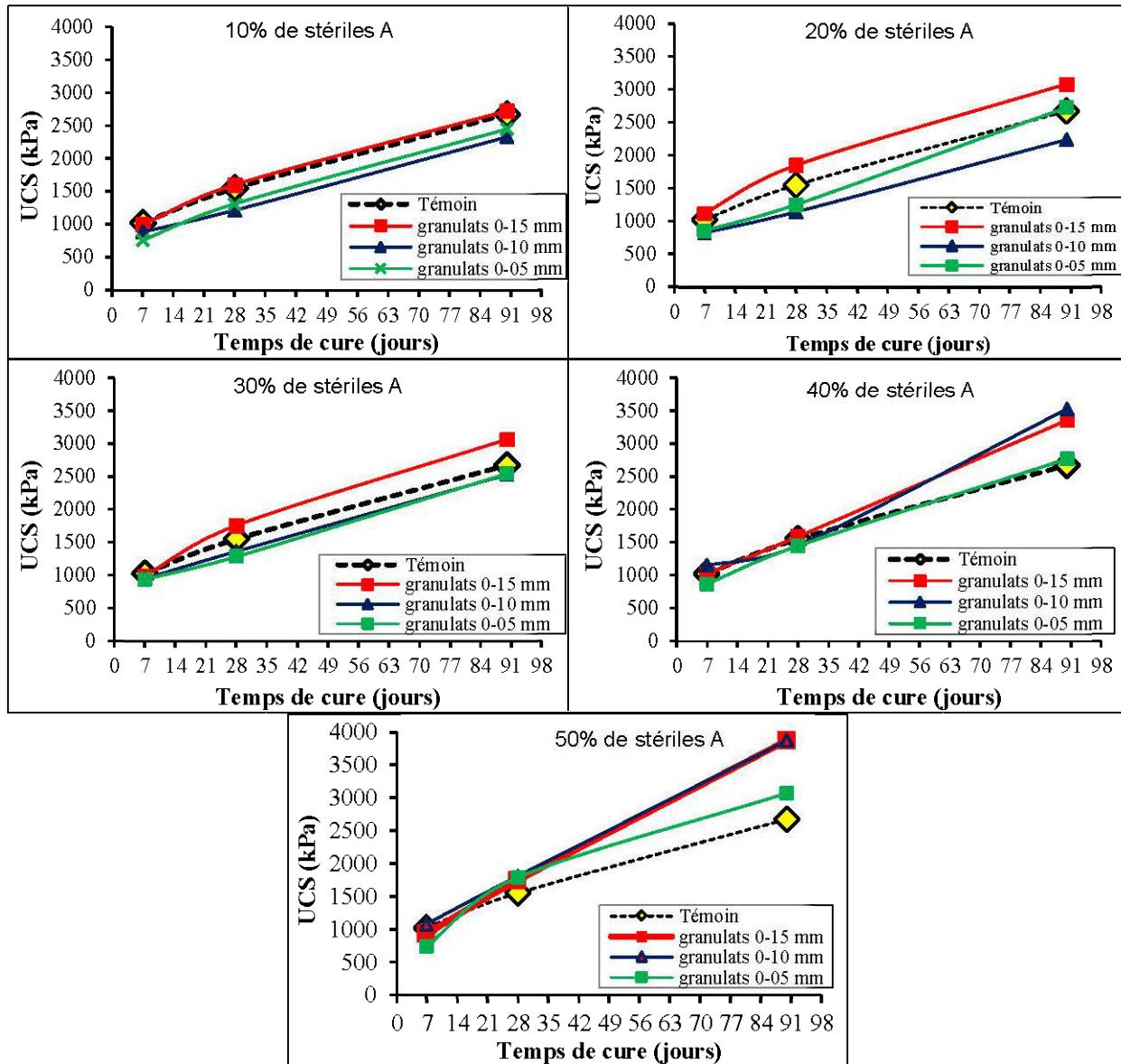


Figure 5.8 : Évolution des UCS en fonction du pourcentage et de la granulométrie des granulats
A

L'effet des sulfates est parfois bénéfiques dans les remblais lorsqu'ils participent à la cimentation (Benzaazoua & Belem, 2001; Benzaazoua et al., 2004a,b). Dans le cas des mélanges résidus-granulats des stériles A à 50-50, la teneur en sulfates est beaucoup plus importante. Ainsi, ces sulfates participent à la cimentation des remblais, ce qui fait que les résistances obtenues sont similaires à celles obtenues avec le mélange à 50% de granulats 0-15 mm. La valeur de l'UCS du remblai mixte à 50% des granulats 0-10 mm des stériles A est 26% plus élevée que celle des granulats 0-10 mm des stériles B à 90 jours de cure. Même si les granulats des stériles A sont

problématiques, leur utilisation à un fort pourcentage est bénéfique, parfois plus avantageux que les stériles non génératrices.

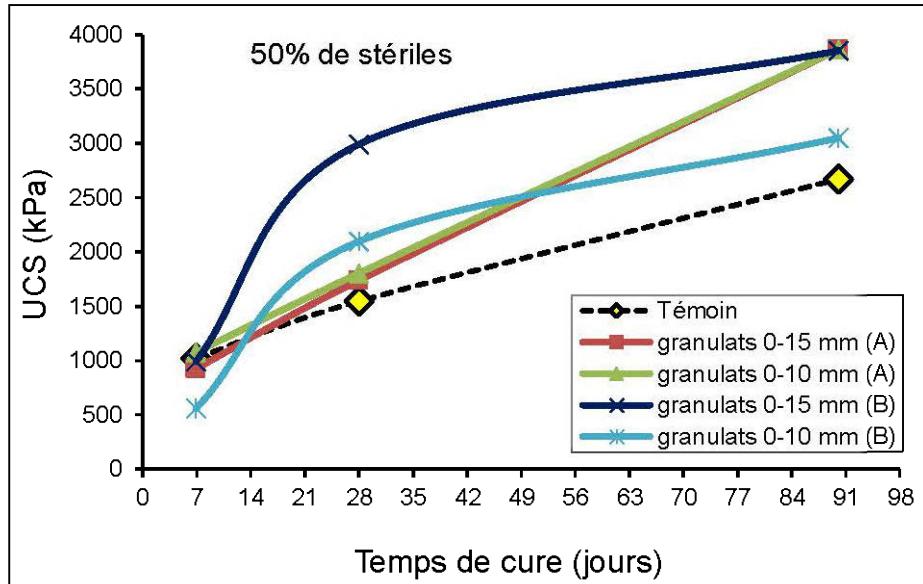


Figure 5.9 : Évolution de la résistance mécanique en fonction de la granulométrie et du type de granulats (remblai mixte à 50/50 de résidus/granulats)

5.3 Effet du Slump sur la ségrégation des particules

La ségrégation des particules est un phénomène fréquent dans les remblais contenant des grosses particules (rocheux, CAF et RPF ou PAF). Dans le cas de cette étude, la ségrégation des particules de diamètre supérieur à 850 µm a été étudiée à différentes consistances (slump de 7, 8 et 9 pouces). La Figure 5-7 présente les résultats obtenus pour l'étude de la ségrégation des granulats 0-15 mm B (30% de granulats) aux différentes consistances. À une consistante de 7 pouces, aucune ségrégation n'est observée car la granulométrie des trois tranches est presque identique. Cependant, à des consistances de 8 et 9 pouces la granulométrie des trois tranches est totalement différente. En effet, l'ajout d'eau supplémentaire pour atteindre un slump de 8 ou 9 pouces a transformé la pâte initiale (à 7 pouces) en un liquide, ce qui facilite le déplacement des granulats vers le fond du moule de remblai. La ségrégation des particules semble être plus importante dans le remblai avec un slump de 8 pouces que dans ceux avec un slump de 9 pouces. Les moules étant drainés, le remblai à un slump de 9 pouces contient plus d'eau que celui à 8 pouces, donc il draine plus vite. Et avec un

drainage rapide, l'eau contenue dans le remblai diminue et sa viscosité augmente. Le même phénomène a été observé avec les granulats 0-10 mm et 0-20 mm.

On rappelle que si:

$D_{60\text{-Bas}} - D_{60\text{-Haut}} < 400 \mu\text{m}$: on dira qu'il n'y a pas de ségrégation des particules ;

$D_{60\text{-Bas}} - D_{60\text{-Haut}} > 400 \mu\text{m}$: on dira qu'il y a ségrégation des particules.

Pour les mélanges contenant 30% de granulats B 0-15 mm (Figure 5-10) on peut noter que :

à un slump de 7 pouces

$D_{60\text{-Bas}} - D_{60\text{-Haut}} = 2100 - 1750 = 350 \mu\text{m} < 400 \mu\text{m}$: **pas de ségrégation** des particules ;

à un slump de 8 pouces

$D_{60\text{-Bas}} - D_{60\text{-Haut}} = 3250-2500 = 750 > 400 \mu\text{m}$: il y a **ségrégation** des particules

à un slump de 9 pouces

$D_{60\text{-Bas}} - D_{60\text{-Haut}} = 2750 - 2250 = 500 > 400 \mu\text{m}$: il y a **ségrégation** des particules

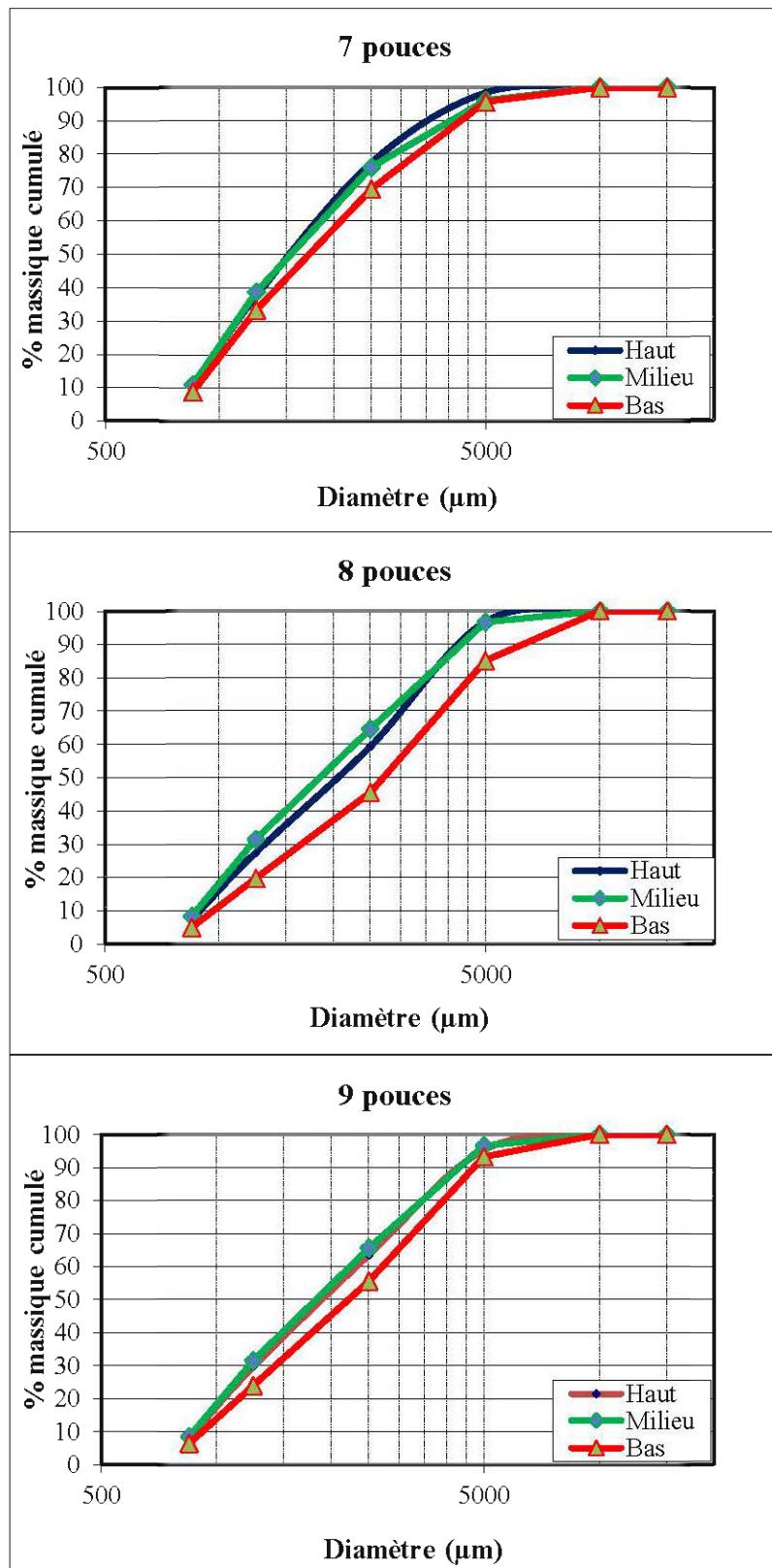


Figure 5.10 : Granulométries des tranches de remblai mixte dans les moules selon le slump (30% de granulats 0-15 mm B)

CHAPITRE 6 CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS

6.1 Conclusion

Le remblai minier, de par ses nombreux avantages qu'il procure, est devenu aujourd'hui une pratique intégrée dans opérations minières souterraines. Cette technique utilisée principalement pour la stabilité des chantiers ne cesse d'être améliorée depuis le début de son utilisation. L'arrivée du remblai en pâte cimenté vers les années 90 a considérablement amélioré les techniques de remblayage. Elle a aussi permis d'augmenter la productivité et d'assurer une meilleure sécurité des travailleurs et des équipements. De nos jours, les résidus sont de plus en plus fins et les mines sont de plus en plus profondes. Pour permettre au remblai de jouer pleinement son rôle, les recherches se tournent vers un remblai plus résistant que le remblai en pâte conventionnel.

L'objectif principal de ce projet de maîtrise était de renforcer les propriétés mécaniques du remblai en pâte en substituant une partie des résidus par des stériles miniers concassés (remblai mixte). Il était aussi question de proposer une méthode de sa fabrication, de l'étude du drainage et de la ségrégation des particules de ces remblais mixtes.

Les stériles ont été échantillonnés dans deux différentes haldes à stériles de la mine LaRonde. Ils ont été concassés et tamisés à différentes granulométries (0-15; 0-10 et 0-5 mm pour les stériles A et à 0-20; 0-15 et 0-10 mm pour les stériles B) pour être utilisés dans la préparation de remblais mixtes. Les stériles A sont générateurs d'acide tandis que les stériles B ne sont pas générateurs d'acide.

Des caractérisations physique (granulométrie, densité relative, surface spécifique), chimique (ICP-AES, XRF, Soufre/Carbone) et minéralogique (DRX) ont été effectuées sur les principaux ingrédients du remblai mixte. Les caractéristiques physiques obtenues ont montré que la densité relative était de 3,42 pour les résidus, de 2,89 pour les stériles A et de 2,80 pour les stériles B. Les granulats ont une granulométrie étalée. Les résultats des analyses chimique et minéralogique ont confirmé que les résidus et les stériles A sont générateurs d'acide contrairement aux stériles B.

Pour la fabrication des remblais mixtes (aussi appelés *Paste aggregate fill*, PAF), une méthode de préparation a été proposée. Celle-ci consiste à faire une substitution volumique des résidus par des stériles, contrairement à la plupart des travaux proposés dans la littérature. Cette méthode permet

d'éviter le bourrage du remblai lors du remplissage d'un chantier (i.e., volume de remblai mixte préparé supérieur au volume du chantier à remblayer). La mesure de la consistance du remblai (*slump* = 7 pouces) a aussi été choisie à la place du pourcentage solide. Celle-ci permet d'avoir une idée sur la transportabilité du remblai mixte et sur la possible ségrégation des granulats. Dans le cadre de cette maîtrise, des relations ont été proposées pour la formulation des mélanges de remblais mixtes. Au total, 23 équations ont été données pour calculer des masses de résidus (M_t), de granulats (M_a), d'eau (M_w), de liant (M_b) et le pourcentage volumique des agrégats (A_v) ainsi que d'autres paramètres d'intérêts.

La résistance en compression uniaxiale (UCS) est un paramètre très utilisé dans l'industrie minière comme paramètre de design de la résistance requise du remblai contre une rupture lorsque le chantier remblayé une face exposée verticalement ou horizontalement. Des essais de compression uniaxiale ont été réalisés au cours de cette étude et les résultats ont montré que l'ajout de stériles dans le remblai en pâte est bénéfique. Le granulat permet d'augmenter la résistance mécanique à 28 jours de cure de 28 à 93% en conditions drainées, et de 81 à 147% en non drainées (mélange résidus/granulats à 70/30). Les résultats de l'étude ont aussi montré que le pourcentage, la granulométrie et la minéralogie des granulats utilisés ont une influence sur la résistance mécanique du remblai mixte. Cette dernière augmente généralement avec l'accroissement du pourcentage de granulats. La granulométrie plus grossière ne donne pas forcément une plus grande résistance. Les granulats 0-15 mm ont donné de meilleures résistances que les granulats 0-20 mm lorsque le pourcentage volumique de substitution est plus grand que 30%. L'optimum du pourcentage de substitution ou d'ajout des granulats des stériles B dépend de la granulométrie utilisée. À 90 jours de cure, cet optimum est de 40% volumique pour les granulats 0-10 mm (UCS = 3,36 MPa), de 50% volumique pour les granulats 0-15 mm (UCS = 3,85 MPa) et de 30% volumique pour les granulats 0-20 mm (UCS = 3,65 MPa). Cependant, les effets bénéfiques des granulats ne sont pas observés lorsque les stériles utilisés sont oxydés. Pour voir l'effet bénéfique de ces stériles oxydés (stériles A), il faut utiliser des granulats de diamètre 0-15 mm, ou utiliser un pourcentage de substitution de 40% volumique ou plus. Pour les deux types de stériles utilisés, les granulats 0-15 mm ont donné les meilleures résistances par rapport aux autres tailles granulométriques. Ainsi, le diamètre optimal des granulats, dans cette étude, est le 0-15 mm.

Les résultats des compressions uniaxiales montrent aussi que la résistance obtenue à 7 jours (dans certains cas) est supérieure à la résistance du témoin (sans granulats) à 28 jours de cure.

Dans la plupart des travaux dans la littérature, le remblai final est caractérisé par son pourcentage solide. Ainsi, il est important de connaître ce paramètre pour calculer les différents ingrédients des remblais mixtes. Nos mélanges étant préparés sur la base d'un slump fixe de 7 pouces, cependant une la valeur du pourcentage solide est déterminée à la fin de chaque mélange.

La ségrégation des particules est un paramètre très important pour les remblais granulaires ou mixtes. Les résultats de cette étude ont montré qu'à un slump de 7 pouces, les granulats 0-10 et 0-15 mm ne ségréguent pas, contrairement aux granulats 0-20 mm. Pour un slump supérieur à 7 pouces une ségrégation de tous les granulats est notée.

Le suivi du drainage a montré que la présence de granulats facilite le drainage du remblai. Le remblai avec plus de granulats contient aussi moins d'eau et draine plus vite que le remblai mixte qui en contient moins. Le pourcentage d'eau drainée varie de 7,63% (50% de granulats) à 12,19% (témoin, sans granulat). Les essais ont aussi montré que les remblais drainés sont plus résistants, ce qui confirme l'apport du drainage sur la résistance mécanique.

Suite aux résultats obtenus, il est possible d'affirmer que les objectifs généraux de ce projet de maîtrise ont été atteints. La contribution scientifique originale issue de ces travaux de maîtrise (sa méthode de préparation, la détermination du diamètre optimal des granulats, la possible ségrégation de certaines particules) est présentée dans un article de revue.

6.2 Recommandations

Ce projet de maîtrise a permis de mieux comprendre l'effet des granulats sur les propriétés physique et mécanique des remblais mixtes (PAF). Suite aux essais et aux résultats obtenus, quelques recommandations peuvent être données. Celles-ci permettront de parfaire ce travail et d'aboutir à une meilleure compréhension des remblais granulaires. Ainsi, nous suggérons les recommandations suivantes :

- Poursuivre ces travaux sur le terrain, effectuer des essais in situ pour confirmer les travaux de laboratoire et mieux comprendre le comportement réel du PAF.
- Allonger le temps de cure des remblais et vérifier ainsi si une attaque sulfatique serait observable pour les mélanges contenant les granulats générateurs d'acide.
- Augmenter le pourcentage de stériles dans les mélanges et vérifier si les gains de résistance sont plus importants. Cette pratique est utile surtout pour les stériles générateurs d'acide,

déjà oxydés. Ce qui permettrait d'utiliser une plus grande quantité de ces stériles et de réduire leur empreinte écologique. Cependant, cela ne sera utile que si le PAF préparé pourrait être pompable.

- Utiliser des stériles générateurs d'acide avant leur oxydation. Il est possible de concasser ces stériles immédiatement à leur sortie et de les utiliser dans la préparation des remblais. Cette pratique aiderait la mine à réduire les coûts de gestion et de restauration des haldes à stériles.
- L'étude de la ségrégation des particules a été faite sur des moules de 4 pouces de diamètre et 8 pouces de hauteur. Elle a montré que les granulats 0-20 mm ont ségrégué à un slump de 7 pouces, contrairement aux granulats 0-15 et 0-10 mm. Cependant, cette ségrégation n'était pas visible sur le moule. Nous suggérons de faire une étude beaucoup plus représentative sur une colonne de 1 m ou plus. Il serait important aussi de faire cette étude avec un slump inférieur à 7 pouces (6,5" par exemple) pour voir si une ségrégation des granulats 0-20 mm serait notée. L'utilisation de l'imagerie (ex tomographie) serait aussi une bonne approche
- Les résultats des essais ont montré que la meilleure résistance était obtenue avec les agrégats 0-15 mm. Il serait bien d'utiliser différents types de liants à différentes proportions pour voir si ces résultats se confirmeraient. Ces essais pourraient aider à choisir un autre type de liant plus économique que la Slag et/ou de réduire d'avantage le coût de remblayage.
- Les avantages liés à l'utilisation du PAF sont démontrés dans le cadre de cette maîtrise. Il est important d'avoir un remblai résistant mais si son transport sous terre est impossible, cette recette ne sera jamais implantée. Un volet important qui reste à connaître est son mode de transport et sa rhéologie. Il serait bien de déterminer ses propriétés rhéologiques pour mieux comprendre le comportement du remblai mixte lors de son transport par pipelines. Il faudrait alors vérifier la possibilité de ségrégation des particules lors de son transport et de sa mise en place sous terre.
- Ce type de remblai est un mélange de résidus et de stériles, donc il peut être adopté comme un outil pour la co-déposition. Dans ce cas, la détermination de ses propriétés hydriques serait nécessaire avant son utilisation.

BIBLIOGRAPHIE

- Abdul-Hussain, N., Fall, M. (2011) Unsaturated Hydraulic Properties of Cemented Tailings Backfill That Contains Sodium Silicate. *Engineering Geology* 123(4):288–301.
- Aitcin, P.-C., Généreux, F., Jolicoeur, G., & Maurice, Y. (2012) Technologie des granulats, 3^{ième} édition. Modulo.
- Amaratunga, L. M. (1991) Experimental evaluation of a novel concept of utilisation and disposal of fine mine tailings as aggregates by agglomeration. 4:1081–90.
- Amaratunga, L. M., Yaschyshyn, D. N. (1997) Development of a High Modulus Paste Fill Using Fine Gold Mill Tailings. *Geotechnical & Geological Engineering* 15:205–19.
- Annor, A. (1999) A Study of the Characteristics and Behaviour of Composite Backfill Material. PhD thesis, McGill University, Montreal.
- ASTM. (2007). Standard Test method for particle size analysis of soils (D422). ASTM International, West Conshohocken, Pa.
- ASTM. (2012). Standart test methods for specifie gravity of soil solids by water pycnometer. In ASTM annual CDs of Standards, American Society for Testing and Materials (ASTM), West Conshohocken, Pa
- Archibald, J., Hassani, F., Nantel, J. DeGagné, D. (2000) Mine Backfill, an Operator'guide. An Interactive CD-ROM for Mine Operators and Engineers.
- Arioglu, E. (1984) Design Aspects of Cemented Aggregate Fill Mixes for Tungsten Stoping Operations. *Mining Science and Technologie* 209–14.
- Arqué, G. (1971) Ségrégation Des Granulats. *Bull Liaison Labo P et Ch.* 50 (Jan-Fév 1971) - Réf 869 50(2).

Aubertin, M., Bussière, B. (2002) La gestion des rejets miniers dans un contexte de développement durable et de protection de l'environnement. *Congrès annuel de la Société canadienne de génie civil*

Aubertin, M., Bussière, B., Bernier, L. (2002) Environnement et Gestion Des Rejets Miniers. Presses Internationales Polytechniques, CD-ROM, Montréal

Aubertin, M., Bussière, B., Chapuis, R. (1996) Hydraulic Conductivity of Homogenized Tailings from Hard Rock Mines. *Canadian Geotech. J* (33):470–82.

Aubertin, M., Bussière, B., Zagury, G. (2011) La gestion des rejets miniers au Québec, L'État du Québec 2011. Institut de Nouveau mode, Boréal, pp.225-232

Aubertin, M., Chapuis, R.P., Aachib, M., Bussière, B., Ricard, J.F., and Tremblay, L., 1995. Evaluation en laboratoire de barrières sèches construites à partir de résidus miniers. Ecole Polytechnique de Montréal, NEDEM/MEND Projet 2.22.2a.

Australian Standard AS 1012.3.1 (1998). Methods of testing concrete: Method 3.1: Determination of properties related to the consistency of concrete-Slump test

Awoh, Akué Sylvette (2012). Étude expérimentale du comportement géochimique de résidus miniers hautement sulfureux sous un recouvrement en eau. Thèse. Rouyn-Noranda, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, Sciences appliquées, 256 p.

Badwin, G., Grice, A. (2000) Engineering the new olympic dam backfill system. *MassMin 2000*.

Belem, T. (2015) Personnal communication

Belem, T., El Aatar, O., Benzaazoua, M., Bussière, B. Yilmaz, E. (2006) Characterization of Self-Weight Consolidated Paste Backfill. *The 9th International Seminar on Paste and Thickened Tailings* 333–45.

Belem, T., El Aatar, O., Benzaazoua, M., Bussière, B. Yilmaz, E. (2007) Hydro-Geotechnical and Geochemical Characterization of Column Consolidated Cemented Paste Backfill. The 9th International Symposium in mining with Backfill.

- Belem, T., Benzaazoua, M. (2008a) Predictive models for prefeasibility cemented paste backfill mix design. The 3rd International conference on Post-Mining 2008, February 6-8, France, pp 1-13
- Belem, T, Benzaazoua, M. (2008b) Design and Application of Underground Mine Paste Backfill Technology. *Geotechnical and Geological Engineering* 26(2):175–175.
- Belem, T., Benzaazoua, B., Bussière, B. Dagenais, A.-M. (2002) Effects of Settlement and Drainage on Strength Development within Mine Paste Backfill. *Tailings and Mine Waste'02*, 27-30 January 2002, Fort Collins, Colorado, Balkema: Rotterdam, pp. 139–148.
- Belem, T., Bussière, B., Benzaazoua, M. (2002) The Effect of Microstructural Evolution on the Physical Properties of Paste Backfill. *Tailings and Mine waste'01*, January 16-19, Fort Collins, Colorado, Balkema: Rotterdam, pp. 365–374.
- Belem, T. (2009) *Développement D'une Méthode Intégré D'analyse de Stabilité Des Chantiers Miniers Remblayés*. Institut de recherche en santé et en sécurité du travail du Québec (IRSST) Report No R-622, Quebec, pp. 1-97
- Belem, T. (2013) Notes de Cours GNM1002, Remblais Miniers, Hiver 2013. Institut de Recherche en Mines et en Environnement. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue
- Belem, T., Benzaazoua, M., Bussière. B. (2000) Mechanical behaviour of cemented paste backfill. 53rd annual conference of the Canadian Geotechnical Society, Montreal. vol.1. pp. 373-380
- Belem, T., Benzaazoua, M., Yilmaz, E., El Aatar, O. (2013) Effect of drainage and the pore water pressure dissipation on the backfilling sequencing. In *23rd World mining congress, August* (Vol. 11, pp. 1-10).
- Benzaazoua, M., Belem. T. (2001) Investigation de L ' Effet de La Chimie Des Liants et Des Résidus Miniers Sur Les Propriétés Des Remblais En Pâte. *Colloque Contrôle de Terrains, Association Minière Du Québec*.

Benzaazoua, M., Belem, T., Bussière. B. (2002a) Chemical Factors That Influence the Performance of Mine Sulphidic Paste Backfill. *Cement and Concrete Research*. 32 (7), 1133–1144.

Benzaazoua, M., Belem, T., Bussière. B. (2002b) Évolution des propriétés des remblais en pâte : Principaux paramètres d'influence, Colloque contrôle de terrain, Association minière de Québec, pp. 1-21

Benzaazoua, M., Belem, T., Jolette, D. (2000) *Investigation de La Stabilité Chimique et Son Impact Sur La Qualité Des Remblais Miniers Cimentés*. Institut de recherche en santé et en sécurité du travail du Québec (IRSST) R-260, Montréal (Québec), pp. 1-172

Benzaazoua, M., Belem, T., Ouelette, S., & Fall, M. (2003). Utilisation du remblai en pâte comme support de terrain. Partie II: Comportement à court, à moyen et à long terme. *Après-mine 2003*, 5-7 Février 2003, Nancy, France.

Benzaazoua, M. (2013). Notes de cours GNM1001, Minéralogie appliquée à l'étude des minérais et leur traitement. Institut de Recherche en Mines et en Environnement (IRME), Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.

Benzaazoua, M., Fall, M., Belem, T. (2004) A Contribution to Understanding the Hardening Process of Cemented Pastefill. *Minerals Engineering* 17(2):141–152.

Benzaazoua, M., Fall, M., Ouellet, S. (2004) *Étude Pluridisciplinaire Visant à Mettre Un Outil Expert Pour La Prédiction Du Comportement Des Remblais En Pâte*. Institut de recherche Robert-Sauvé en santé et en sécurité du travail (IRSST) R-390, Montréal (Québec), pp.1-28

Benzaazoua, M., Bois, D., Belem, T., Gauthier, P., Ouellet, S., Fall, M., St-Onge, J.-F. (2005) Remblais souterrains, évolution des connaissances et de la pratique, 1–23.

Benzaazoua, M., Ouellet, J., Servant, S., Newman, P., Verburg, R. (1999) Cementitious mine backfill with high sulfur content: physical, chemical and mineralogical characterization. *Cement and Concrete Research* 29(5):719–25.

Bernier, L. R., Michael, G. L., Moerman, A. (1999) Effets of tailings and binder geochemistry on the physical strength of paste backfill, in *Sudburry'99, Mining and the environment II*, pp. 1113–1122

Bethmont, S. (2005) Mécanisme de ségrégation dans les bétons autoplâçants (BAP): Etude expérimentale des interactions granulaires. Thesis, École Nationale des Ponts et Chaussées, Paris, pp.1-166.

Boldt, C. . M., McWilliams, P. C., Atkins, L. A. (1989). Backfill Properties of Total Tailings. Report of investigation RI-9243. Bureau of Mine, Department of Interior, United States

Brackebusch, F. (1994). Basics of paste backfill systems. *Mining Engineering*, 1175–1178.

Bussière, B. (2007). Colloquium 2004: Hydrogeotechnical properties of hard rock tailings from metal mines and emerging geoenvironmental disposal approaches. *Canadian Geotechnical Journal*, 44, 1019–1052.

Cayouette, J. (2003). Optimization of paste backfill plant of Livicourt mine. *CIM Bulletin*, 51–57.

Commission Européenne (2009). Gestion des résidus et stériles des activités minières.

Chabil, F.-Z. D. (2009). Carbonatation de bétons adjuvants à base de ressources locales algériennes. Thèse de doctorat, Université d'Orléans et de l'Université de Mentouri de Constantine.

Chou, L. C. (2012) Caractérisation des propriétés mécaniques du remblai rocheux cimenté par des méthodes non-destructives, Mémoire de maîtrise, École Polytechnique de Montréal, pp. 1-229.

Clayton, S., Grice, T. G., Boger, D. V. (2003) Analysis of the slump test for on-site yield stress measurement of mineral suspensions. *International Journal of Mineral Processing* 70:3–21.

Conférence des ministres de l'Énergie et des Mines (2013). Rapport sur la performance du secteur minier 1998-2012. pp 1-75 pages

- Coussy, S. (2011). Stabilisation de rejets miniers pollués à l'arsenic à l'aide de sous-produits cimentaires: Étude de l'influence de la cristallochimie sur le risque de mobilisation des polluants. Thèse de doctorat, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Canadian Standard Association (2009). CSA A23.1-09 / A23.2-09: Béton: Constituants et exécution des travaux / Méthodes d'essai et pratiques normalisées pour le béton
- Dagenais, A.-M. (2005) Techniques de contrôle du drainage minier acide basées sur les effets capillaires. Thèse de doctorat, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- De Souza, E., Archibald, J. F., Dirige, A. (2003) Economics and perspectives of underground backfill practices in canadian mining. *Meeting of the Canadian Institute of Mining*
- Demeyre, J.-F. (2004). Mécanismes et dynamique du mélange des poudres et caractérisation de l'homogénéité de mélanges de poudres. École des mines d'Albi, Centre Poudres et Procédés
- Deschamps, T. (2009). Étude du comportement physique et hydrogéochimique d'un dépôt de résidus miniers en pâte dans des conditions de surface. Thèse de doctorat, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Donald, R. (1996). Development of an equation for the uniaxial compressive strength of cemented paste mineral materials containing reactive and non-reactive fine. Master of science degree, Laurantian University, Sudbury (Ontario)
- Donza, H., Cabrera, O., Irassar, E. F. (2002). High-strength concrete with different fine aggregate. *Cement and Concrete Research*, 32(11), 1755–1761.
- Dorricott, M. G, Grice, A. G. (2002) Backfill—the environmentally friendly tailings disposal system." *Green Proceedings 2002, pp265-270 (The Australasian Institue of Mining and Metallurgy: Melbourne)*.
- Dunstan, E. R. (2011). How Does Pozzolanic Reaction Make Concrete" Green". In *World of Coal Ash (WOCA) Conference-May 9-12* (pp. 1-14).

EL Aatar, O. (2008). Effet de l'évolution de la consistance des remblais en pâte sur leur résistance mécanique et leurs propriétés index. Projet d'étude suédoise, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue

EL Aatar, O. (2011). Étude de la consolidation gravitaire en colonnes des remblais miniers cimentés en pâte. Mémoire de maîtrise, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.

Emad, M. Z. (2013) Dynamic Performance of Cemented Rockfill under Blast-Induced Vibrations. PhD thesis, McGill University, Montreal, Quebec.

Ercikdi, B., Cihangir, F., Kesimal, A., Deveci, H., Alp, I. (2009) Utilization of industrial waste products as pozzolanic material in cemented paste backfill of high sulphide mill Tailings. *Journal of hazardous materials* 168(2-3):848–56.

Ercikdi, B., Kesimal, A., Cihangir, F., Deveci, H., Alp, I. (2009) Cemented paste backfill of sulphide-rich tailings: importance of binder type and dosage.” *Cement and Concrete Composites* 31(4):268–274.

Ercikdi, B., Kesimal, A., Yilmaz, E., & Deveci, H. (2003). Effect of desliming on the strength of paste backfill. In Proceedings of the X Balkan Mineral Processing Congress, Mineral Processing in the 21st Century (pp. 15-20).

Evangelou, V. (1995). Pyrite Oxydation and its Control. CRC Press.

Fall, M., Benzaazoua, M., Ouellet, S. (2005) Experimental characterization of the influence of tailings fineness and density on the quality of cemented paste backfill. *Minerals Engineering* 18(1):41–44.

Fall, M., Benzaazoua, M., Saa, E. G. (2008). Mix proportioning of underground cemented tailings backfill. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 23(1), 80–90.

Fall, M., Célestin, J. C., Pokharel, M., Touré, M. (2010) A contribution to understanding the effects of curing temperature on the mechanical properties of mine cemented tailings backfill. *Engineering Geology* 114(3-4):397–413.

- Fall, M., Samb, S. S. (2009) Effect of high temperature on strength and microstructural properties of cemented paste backfill. *Fire Safety Journal* 44(4):642–51.
- Farsangi, P. N., Hayward, A. G., Hassani, F. P. (1996) Consolidated rockfill optimization at Kidd Creek Mines.” *CIM bulletin* 89(1001):129–34.
- Ferraris, C. F. (1996). Measurement of rheological properties of high performance concrete: State of the art report. *Journal of research-national institute of standard and technologiy*, 104 (5), 461-478
- Fourie, A. B., Helinski, M., & Fahey, M. (2007, April). Using effective stress theory to characterize the behaviour of backfill. In *Proceedings of the Minefill Conference* (Vol. 29).
- Gauthier, P. (2004). *Valorisation des liants et des rejets industrielles dans les remblais miniers*. Mémoire de DESS, Université du Québec en Abitibi Témiscamingue.
- Godbout, J. (2005) Évolution des propriétés hydriques des remblais miniers cimentés en pâte durant le curage. Mémoire de maîtrise, Université du Quebec en abitibi-Témiscamingue. 213p.
- Godbout, J. (2007). Optimisation des mélanges de rejets de concentrateur et de roches stériles minères. Synthèse environnementale Doctorat Science de l'environnement, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Godbout, J. (2012). Réactivité des remblais miniers cimentés contenant de la pyrrhotite et étude de paramètres d'influence d'importance telles la passivation des surfaces et les propriétés hydrogéologiques. Thèse, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT).
- Godbout, J., Bussière, B., Aubertin, M., Belem, T., & Benzaazoua, M. (2004, October). Évolution des propriétés de rétention d'eau des remblais miniers cimentés en pâte durant le curage. In *Proceedings of the 57th Canadian Geotechnical Conference and the 5th joint CGS-IAH Conference* (pp. 24-27).

Grice, T., (1998) Underground mining with backfill." *Proceedings of the 2nd Annual Summit-Mine Tailings Disposal systems. 24-25 November 1998, Brisbane*

Hassani, F., Archibald, J. (1998) Mine backfill, CD-ROM

Helms, W. (1988). Preparation and transportation systems for cemented backfill. *Mining Science and Technology*, 7(2), 183-193.

Hyvert, N. (2009). Application de l'approche probabiliste à la durabilité des produits préfabriqués en béton (Doctoral dissertation, Université de Toulouse, Université Toulouse III-Paul Sabatier).

Jambor, J. (2003). Mine waste mineralogy and mineralogical perspectives of acidic-base accounting. In *Environmental aspects of mines wastes* (pp. 117–145).

Jung, S. J., Kousick, B. (2002) Review of current high density paste fill and its technology. *Mineral Resources Engineering* 11(2) 165–82.

Ke, Y., Beaucour, a. L., Ortola, S., Dumontet, H., & Cabrillac, R. (2009). Influence of volume fraction and characteristics of lightweight aggregates on the mechanical properties of concrete. *Construction and Building Materials*, 23(8), 2821–2828.

Kesimal, A., Yilmaz, E., & Ercikdi, B. (2004). Environmental Benefits by Use of Paste Backfill Technology for Disposal of Sulfide-Bearing Mine Tailings. In 4th International Scientific Conference-SGEM2004 (pp. 431-440). SGEM Scientific GeoConference.

Kesimal, A., Ercikdi, B., Yilmaz, E. (2003) The effect of desliming by sedimentation on paste backfill performance." *Minerals Engineering* 16(10):1009–11.

Kesimal, A., Yilmaz, E., & Ercikdi, B. (2004). Evaluation of paste backfill mixtures consisting of sulphide-rich mill tailings and varying cement contents. *Cement and Concrete Research*, 34, 1817–1822.

- Kesimal, A., Yilmaz, E., Ercikdi, B., Alp, I., Deveci, H. (2005) Effect of properties of tailings and binder on the short-and long-term strength and stability of cemented paste backfill. *Materials Letters* 59(28):3703–9.
- Kılıç, a., Atış, C. D., Teymen, a., Karahan, O., Özcan, F., Bilim, C., & Özdemir, M. (2008). The influence of aggregate type on the strength and abrasion resistance of high strength concrete. *Cement and Concrete Composites*, 30(4), 290–296.
- Kintzel, R. (2005) CAF backfill of primary stopes at Callie underground mine. *The Australasian Institute of Mining and Metallurgy*.
- Klein, K., & Simon, D. (2006). Effect of specimen composition on the strength development in cemented paste backfill. *Canadian Geotechnical Journal*, 43, 310–324.
- Kleinman, R. L. , Crerar, D. , & Pacelli, R. . (1981). Biogeochemistry of acidic mine drainage and method to control acid formation. *Mining Engineering*, 33, 300–304.
- Kuganathan, K., & Sheppard, I. (2001). A non-segregating 'Rocky Paste Fill'(RPF) produced by co-disposal of cemented de-slimed tailings slurry and graded rockfill. In Minefill 2001: 7th International Symposium on Mining with Backfill (pp. 27-41).Seattle Washington.
- LAFARGE. (2013). Le granulat de construction léger tout usage.
- Landrault, D. (1997). Paste fill technology for underground mine and surface disposal application.
- Landrault, D. (1995). Paste backfill Mix design for Canadian Underground Hard Rock Mining. In *97th Annual General Meeting of Cl M. Rock Mechanics and Strata Control Session. , May 14-18, 229-238*. Halifax, Nova Scotia.
- Landrault, D. (2001) Backfill in underground mining: Underground Mining Methods Engineering Fundamentals and International Case Studies. In WA Hustrulid, R.L. Bullock (Eds), SME, USA. 601–14 (Chapitre 69).

- Leahy, F. J., Cowling, R. (1978) Stopes Fill Developments at Mount Isa, in *The Twelfth Canadian Rock Mechanics symposium on Mining with Backfill*.
- Lun, P. T. W. (1986) Soil reinforcing technique in mine backfilling. *International Journal of Mining and Geological Engineering* 4:47–66.
- Meddah, M. S., Zitouni, S., & Belâabes, S. (2010). Effect of content and particle size distribution of coarse aggregate on the compressive strength of concrete. *Construction and Building Materials*, 24(4), 505–512.
- MEND. (2006) *Paste Backfill Geochemistry – Environmental Effects of Leaching and Weathering*. Vancouver.
- Mitchell, R. J., Wong, B. C. (1982) Behaviour of Cemented Tailings Sands.” *Canadian Geotechnical Journal* 19(1979):289–95.
- Mitchell, R. J., Olsen, R. S., Smith, J. D. (1982) Model Studies on Cemented Tailings Used in Mine Backfill. *Canadian Geotechnical Journal* 19:14–28.
- Mkadmi, N. E., Aubertin, M., Li L. (2014) Effect of drainage and sequential filling on the behavior of backfill in mine stopes. NRC Research Press.
- Nasir, O., & Fall, M. (2010). Coupling binder hydration, temperature and compressive strength development of underground cemented paste backfill at early ages. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 25(1), 9–20.
- Neville, A. . (1981). *Properties of concrete. 3rd edition*.
- O'Toole, D. (2004) Features the basics of mine backfill: A review of some critical factors for cement aggregate Fill.
- Ouattara, D. (2009). Transport par papeline des résidus, Rapport séminaire géomatériaux, Maîtrise génie minéral, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.

- Ouellet, J., Benzaazoua, M., & Servant, S. (1998). Mechanical, mineralogical and chemical characterization of a paste backfill. In *Tailings and Mine Waste* (Vol. 98, pp. 139–146).
- Ouellet, S. (2006) Caractérisation minéralogique, évolution microstructurale et comportement environnemental des remblais miniers cimentés en pâte. PhD thesis, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue
- Pashias, N., Boger, D. V., Summers, J., Glenistr, D. (1996) A fifty cent rheometer for yield stress measurement. 1179–89.
- Plante, B. (2010) Évaluation des principaux facteurs d'influence sur la prédition du drainage neutre contaminé. Thèse de doctorat, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Peyronnard, O., & Benzaazoua, M. (2011). Estimation of the cementitious properties of various industrial by-products for applications requiring low mechanical strength. *Resources, Conservation and Recycling*, 56(1), 22–33.
- Peyronnard, O., & Benzaazoua, M. (2012). Alternative by-product based binders for cemented mine backfill: Recipes optimisation using Taguchi method. *Minerals Engineering*, 29, 28–38.
- Potvin, Y., & Fourie, A. B. (2005). Paste fill in Australia. In *Proceedings of the Mines and the Environment Symposium (in preparation). CIM Symposium*.
- Potvin, Y., Thomas, E., Fourie, A., (2005) *Handbook on Mine Fill*.
- Quiroga, P. N., Fowler, D. W. (2003) The effects of aggregates characteristics on the performance of Portland cement concrete. Research report of ICAR -104-1F, Aggregates Foundation for Technology, Research and Education
- Rankine, K. J., Sivakugan, N., & Cowling, R. (2006). Emplaced Geotechnical Characteristics of Hydraulic Fills in a Number of Australian Mines. *Geotechnical and Geological Engineering*, 24(1), 1–14.

Reschke, A. E. (2000) Innovative CRF batch plant design at the Leeville Mine Nevada. MINEFILL 2007, Montreal, Quebec, April 29 – May 3, 2007

Ross-Watt, D. A. J. (1989). Backfilling I-the base metal mines of the Gold Field Group. In *In Proceedings: Fourth International Symposium, Innovations in Mining with Backfill, Montreal, Canada. (Octobre (pp. 2–5).*

Senyur, G., Dincer, E. (1989) Cemented stablization aggregate: Analyse of the proprieties related to curing time. *Mining Science and Technology*, 10 (1990) 315-321

Sivakugan, N., Rankine, K., & Rankine, R. (2006). Permeability of Hydraulic Fills and Barricade Bricks. *Geotechnical and Geological Engineering*, 24(3), 661–673.

Stone, D. M. R. (1993). The optimization of mix designs for cemented rockfill. In *Minefill* (Vol. 93, pp. 249-253).

Swan, G. (1985) A new approach to cemented backfill design. *CIM bulletin*, December 1985 pp.53–58.

Talbot, A., & Richart, F. (1923). The strength of concrete, its relation to the cement, aggregates and water. *University of Illinois, Engineering Experimental Station, Bull.No.137.*

Tariq, A., Yanful, E. K. (2013) A review of binders used in cemented paste tailings for underground and surface disposal practices. *Journal of environmental management* 131:138–49.

Thomas, E. ., & Holtam, P. (1989). The basics of preparation of deslimed mill tailing hydraulic fill. In *The 4th International symposium on Mining with Backfill, Montreal, 2-5 October* (pp. 415–434).

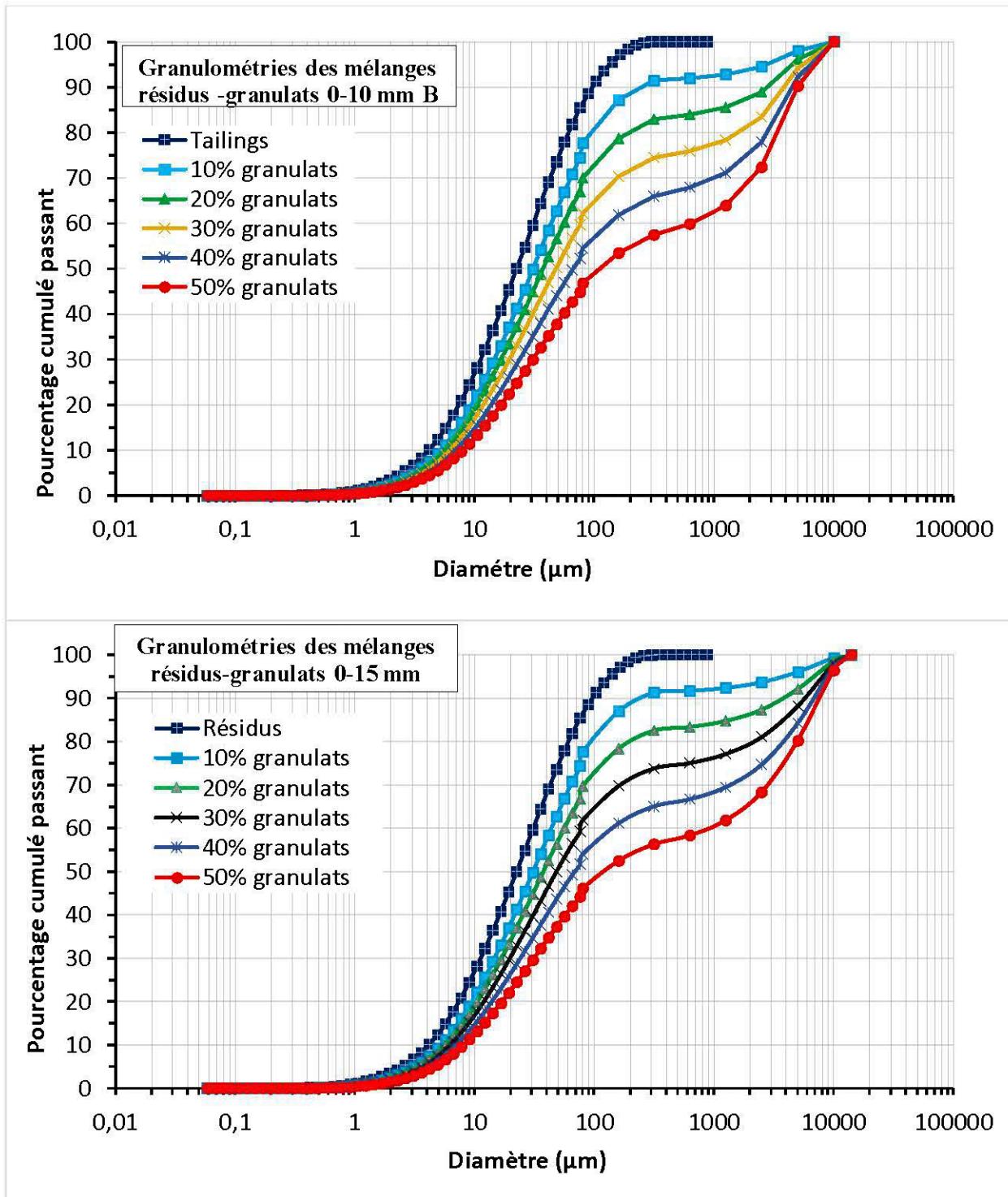
Verkerk, C. G., Marcus, R. D. (1988) The pumping characteristics and rheology of paste fills. Backfill in South African Mines. Johannesburg, SAIMM, pp. 221 - 233.

Wang, C., Tannant, D. D., Padruett, A., & Millette, D. (2002). Influence of admixtures on cemented backfill strength. *Mineral Resources Engineering*, 11(03), 261-270.

- Wang, C., Villaescusa, E. (2000a) Backfill Research at the Western Australian School of Mines. *MassMin 2000 Proceedings* 1–15.
- Wang, C., Villaescusa, E. (2000b) Influence of Aggregate Strength on CAF Strength. *MassMin2000 Conference*, Western Australian School of Mines, Australia 1–15.
- Wilson, G. W., Newman, L. L., Ferguson, K. D. (2000). The co-disposal of waste rock and tailings. In Proceedings Fifth International Conference on Acid Rock Drainage (pp. 789–796).
- Wu, K. R., Chen, B., Yao, W., Zhang, D. (2001) Effect of coarse aggregate type on mechanical properties of High-Performance Concrete. *Cement and Concrete Research* 31(10):1421–25.
- Yanful, E. K. (1993). Oxygen diffusion through soil covers on sulphidic mine tailings. *Journal of Geotechnical Engineering*, 119(8), 1207–1228.
- Yilmaz, E., Belem, T., Benzaazoua, M. (2014) Effects of Curing and Stress Conditions on Hydromechanical, Geotechnical and Geochemical Properties of Cemented Paste Backfill.” *Engineering Geology* 168:23–37.
- Yilmaz, E., Belem, T., Benzaazoua, M. (2015) Specimen Size Effect on Strength Behavior of Cemented Paste Backfills Subjected to Different Placement Conditions. *Engineering Geology* 185:52–62.
- Yilmaz, E., Benzaazoua, M., Belem, T., Bussière, B. (2009) Effect of Curing under Pressure on Compressive Strength Development of Cemented Paste Backfill. *Minerals Engineering* 22(9–10):772–85.
- Yilmaz, Erol (2010). Investigating the Hydrogeotechnical and Microstructural Properties of Cemented Paste Backfill Using the CUAPS Apparatus. Thèse. Rouyn-Noranda, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, Sciences appliquées, 432 p.
- Yin, S., Wu, A., Hu, K., Wang, Y., Zhang, Y. (2012) The Effect of Solid Components on the Rheological and Mechanical Properties of Cemented Paste Backfill. *Minerals Engineering* 35:61–66.

- Younsi, A. (2011). Carbonatation de bétons à forts taux de substitution du ciment par des additions minérales (Doctoral dissertation, Université de La Rochelle).
- Yu, T. R., Counter, D. B. (1983) Backfill Practice and Technology at Kidd Creek Mines. *CIM bulletin* 76, N° 856 :56–65.
- Yu, T. R., Counter, D. B. (1988) Use of Fly Ash in Backfill at Kidd Creek Mines. *Canadian Institute of Mining and Metallurgy Bulletin* 81, N° 909:44–50.
- Yu, T. R. (1989, October). Some factors relating to the stability of consolidated rockfill at Kidd Creek. In *Proceedings of the 4th International Symposium on Mining with Backfill, Montréal, Que* (pp. 2-5).

ANNEXE A - Granulométries des mélanges résidus-stériles B



ANNEXE B – Certificats analyses chimiques

URSTM

Unité de recherche et de service en technologie minérale
de l'Abitibi-Témiscamingue
445, boul. de l'Université
Rouyn-Noranda (Québec) J9X 6E4
Tél.: (819) 762-0971 poste 2868 • Fax: (819) 767-0672

Métaux par Fluorescence des rayons-X

Préparation: Ibrahima Hane
Analyse: Mathieu Villeneuve
Date: 25 janvier 2015
Vérification: Mathieu Villeneuve
Conditions: Grains libres - cellule en plastique, film protéine, mode comptoir, méthode Mining Cu/Zn, purge d'Hélium
Projet: PU/Ibrahima

		U38010	U38015	U38016	U38024	U38025
		Résidus de LaRonde	Stériles de LaRonde #1	Stériles de LaRonde #2	Ciment GU	Slag
Ag	mg/kg	155	< LOD	< LOD	122	56
	±2σ	23	32	28	21	18
Al	mg/kg	56179	54131	56074	22913	38085
	±2σ	1160	775	738	858	780
As	mg/kg	178	36	10	< LOD	< LOD
	±2σ	12	3	2	5	3
Au	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	42	22	20	29	24
Ba	mg/kg	298	434	240	295	608
	±2σ	51	38	32	47	41
Bi	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	18	7	6	8	6
Ca	mg/kg	6734	48115	29573	437293	277683
	±2σ	237	442	352	2022	1269
Cd	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	13	9	10	13	10
Cl	mg/kg	283	163	118	362	237
	±2σ	19	13	12	20	15
Co	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	336	191	137	151	67
Cr	mg/kg	428	1689	303	156	< LOD
	±2σ	53	50	36	46	64
Cu	mg/kg	562	387	29	< LOD	< LOD
	±2σ	29	20	10	29	21
Fe	mg/kg	199045	73818	39923	26175	5707
	±2σ	1234	463	292	317	124
K	mg/kg	8127	11186	26374	9991	4446
	±2σ	297	282	400	279	164
Mg	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	10839	37110
	±2σ	5826	2397	1987	2770	2110
Mn	mg/kg	145	1257	1666	405	4208
	±2σ	65	75	75	62	128
Mo	mg/kg	< LOD	15	4	8	< LOD
	±2σ	5	2	2	2	4
Nb	mg/kg	8	10	10	10	18
	±2σ	2	2	2	2	2
Ni	mg/kg	< LOD	362	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	68	30	45	50	47
P	mg/kg	< LOD	379	619	< LOD	< LOD
	±2σ	466	160	161	334	293
Pb	mg/kg	746	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	26	13	6	10	6

		U38010	U38015	U38016	U38024	U38025
		Résidus de LaRonde	Stériles de LaRonde #1	Stériles de LaRonde #2	Ciment GU	Slag
Pd	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	6	4	5	6	5
Rb	mg/kg	< LOD	12	37	20	5
	±2σ	2	1	1	1	1
S	mg/kg	243530	28262	4832	28637	17609
	±2σ	1140	238	105	279	190
Sb	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	26	18	18	24	21
Se	mg/kg	14	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	3	2	2	3	4
Si	mg/kg	150836	218160	257801	77642	139945
	±2σ	801	1029	1137	676	774
Sn	mg/kg	50	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	18	25	22	33	27
Sr	mg/kg	50	110	36	1620	316
	±2σ	3	3	2	17	5
Ti	mg/kg	2142	3557	3501	1041	2836
	±2σ	66	70	65	53	58
V	mg/kg	166	397	200	96	222
	±2σ	38	36	31	32	28
W	mg/kg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
	±2σ	138	72	56	95	65
Zn	mg/kg	1803	509	118	574	< LOD
	±2σ	42	18	9	22	11
Zr	mg/kg	95	98	125	59	219
	±2σ	4	3	3	6	5

Notes: $\pm 2\sigma$ Erreur sur la mesure
 $< LOD$ Inférieur à la limite de l'appareil dans les conditions de l'essai
 Les résultats sont à titre indicatif seulement appareil en cours
 développement

Approuvé par:


 Mathieu Villeneuve
 2015.01.23 15:55:25
 -05'00'



Unité de recherche et de service en technologie minérale
du Fabruct, Technocentre
440, rue Léonard de Vinci, Laval, Québec, H7V 1G6
Tél.: (819) 722-0077, poste 2328 • Fax: (819) 727-0072

Analyses chimiques ICP-AES de Digestions

Préparation: Mélanie Bélanger
 Analyse: Mélanie Bélanger
 Date d'analyse: 24 octobre 2014
 Vérification: Marc Paquin
 Projet: PI-Ibrahima

Éléments LDM	Al 60,0	As ^a 5,00	Ba 5,00	Be ^a 5,00	Bi 5,00	Ca 60,0	Cd 5,00	Co 5,00	Cr 5,00	Eu 10,00	Fe 10,00	K n/d	Mg 15,0	Mn 5,00	Mo 5,00	Na n/d	N 5,00	Pb 5,00	S 200	Sb 5,00	Se ^a 5,00	Sn 5,00	Ti 25,0	Zn 55,0
Stériles La Ronde (U85522)	70390	23	516	<5	14	47790	<5	47	1566	459	78550	9550	8590	1048	51	15300	481	91	25650	<5	<5	<5	10440	480
Ciment GU (U35523)	27160	<5	132	<5	<5	484600	<5	24	80	37	23790	8830	13200	330	30	6200	18	22	25020	<5	99	<5	7767	522
Slag (U85524)	52210	<5	546	6	<5	289900	<5	16	50	<10	264	4280	39790	3664	32	5990	<5	8	18980	11	73	<5	9963	<55

Notes:

Tous les résultats sont exprimés en mg/kg
 À moins d'avis contraire, la digestion est totale par HNO₃/Br₂/HF/HCl.

^a: La méthode de digestion utilisée peut volatiliser ces éléments (As, Be, Se)

Marc Paquin

2014.11.12

11:30:29

-05'00'

Marc Paquin, Chimiste

Approuvé par:



Unité de recherche et de services en technologie minérale
de l'Université de Montréal
420, Laval de l'Université
Montréal, Québec, H3A 2E6
Tél: (514) 343-6040 poste 2800 * fax: (514) 343-6650

Analyses chimiques ICP-AES de Digestions

Préparation: Mélanie Bélanger
Analyse: Mélanie Bélanger
Date d'analyse: 28 novembre 2014
Vérification: Marc Paquin
Projet: PI-Ibrahima

Éléments LDM	Al 60,0	As* 5,00	Ba 5,00	Be* 5,00	B 5,00	Ca 60,0	Cd 5,00	Co 5,00	Cr 5,00	Cu 10,00	Fe 10,00	K n/d	Mg 15,0	Mn 5,00	Mo 5,00	Na n/d	Ni 5,00	Pb 5,00	S 200	Sb 5,00	Se* 5,00	Sn 5,00	Ti 25,0	Zn 55,0
Résidus de LaRonde [38013]	15100	155	166	<5	195	1289	20	58	190	482	212200	5500	1342	126	23	3580	70	941	201600	—	—	—	6334	1600
Stériles de LaRonde #2 [38014]	61810	<5	293	<5	73	28210	<5	26	280	29	37840	24600	8203	1265	26	3210	123	119	7727	—	—	—	9265	<55
Résidus miniers LaRonde [38098]	29360	161	182	<5	209	2640	23	63	201	523	191700	6220	2228	150	30	3930	74	979	223400	—	—	—	6386	1701
Stériles de LaRonde #2 [38014] duplicate	56130	<5	242	<5	64	27850	<5	25	290	22	58850	24600	7375	1299	23	3190	127	104	7806	—	—	—	8949	<55

Des analyses sont en cours pour confirmer les résultats des éléments suivants: Sb, Se et Sn

Notes:

Tous les résultats sont exprimés en mg/kg

À moins d'avis contraire, la digestion est totale par $\text{HNO}_3/\text{Br}_2/\text{HF}/\text{HCl}$.

*: La méthode de digestion utilisée peut volatiliser ces éléments(As, Be, Se)

Marc Paquin

2014.12.12

11:10:20

-05'00'

Approuvé par:

Marc Paquin, Chimiste

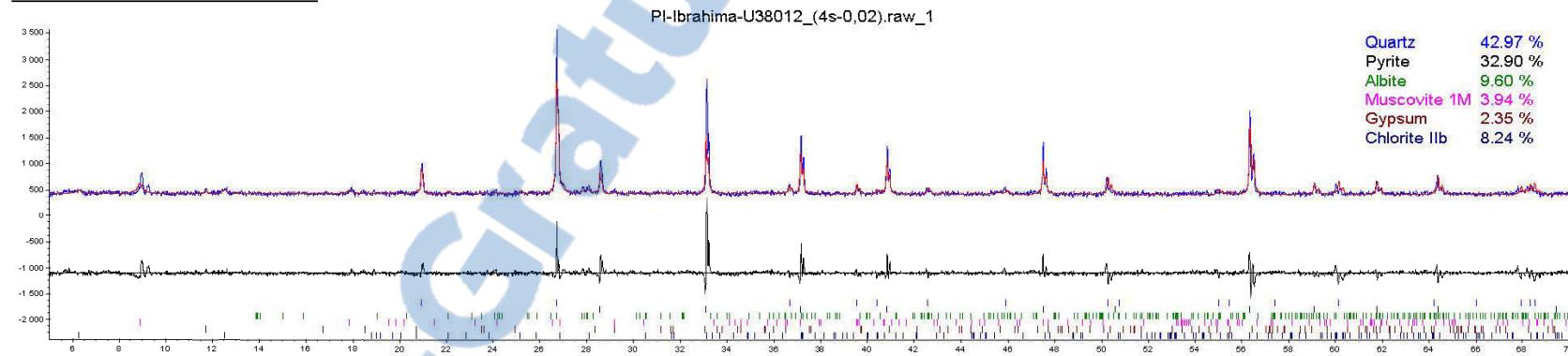
ANNEXE C - Certificats analyses minéralogiques

URSTM Unité de recherche et de service en technologie minérale
 Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT)
 445, boul. de l'Université, Rouyn-Noranda, Québec, J9X 5E4
 tél. 819.762.0971 poste 2378-2569 | fax 819.797.6672 | uqat.ca

Analyse minéralogique semi-quantitative par diffraction des rayons X

Projet : PI-Ibrahima
 Préparation : Yassine Taha
 Analyse : Hassan BOUZAHZAH
 Date : 21 Janvier 2015

Résidus LaRonde U38012



Approuvé par : Hassan BOUZAHZAH, Ph.D (Agent de recherche)

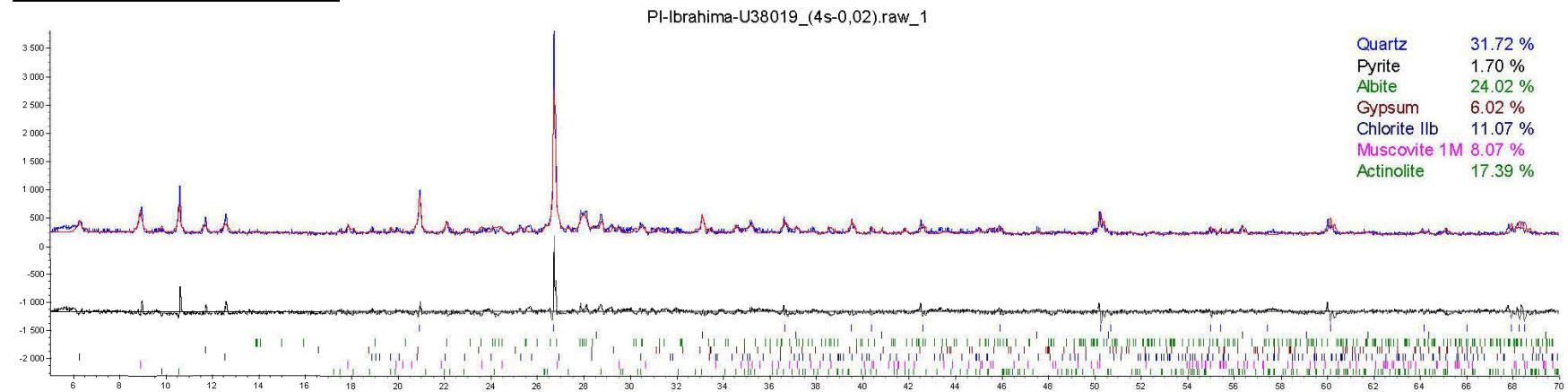


Unité de recherche et de service en technologie minérale
 Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT)
 445, boul. de l'Université, Rouyn-Noranda, Québec, J9X 5E4
 tél. 819.762.0971 poste 2378-2569 | fax 819.797.6672 | uqat.ca

Analyse minéralogique semi-quantitative par diffraction des rayons X

Projet : PI-Ibrahima
 Préparation : Yassine Taha
 Analyse : Hassan BOUZAHZAH
 Date : 21 Janvier 2015

Stériles LaRonde A U38019

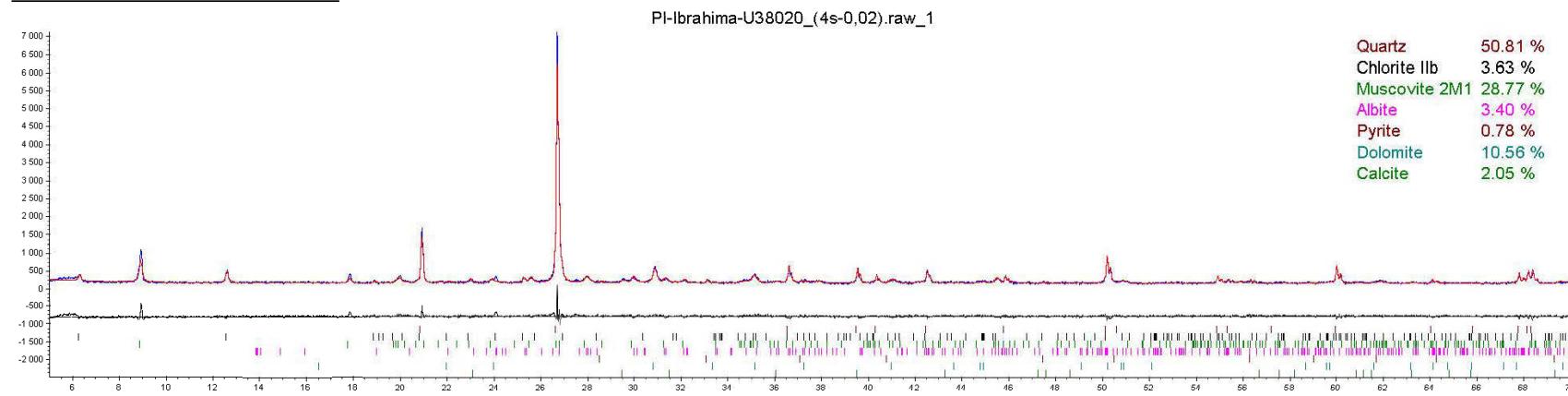


Approuvé par : Hassan BOUZAHZAH, Ph.D (Agent de recherche)

Analyse minéralogique semi-quantitative par diffraction des rayons X

Projet : PI-Ibrahima
 Préparation : Yassine Taha
 Analyse : Hassan BOUZAHZAH
 Date : 21 Janvier 2015

Stériles LaRonde B U38020



Approuvé par : Hassan BOUZAHZAH, Ph.D (Agent de recherche)

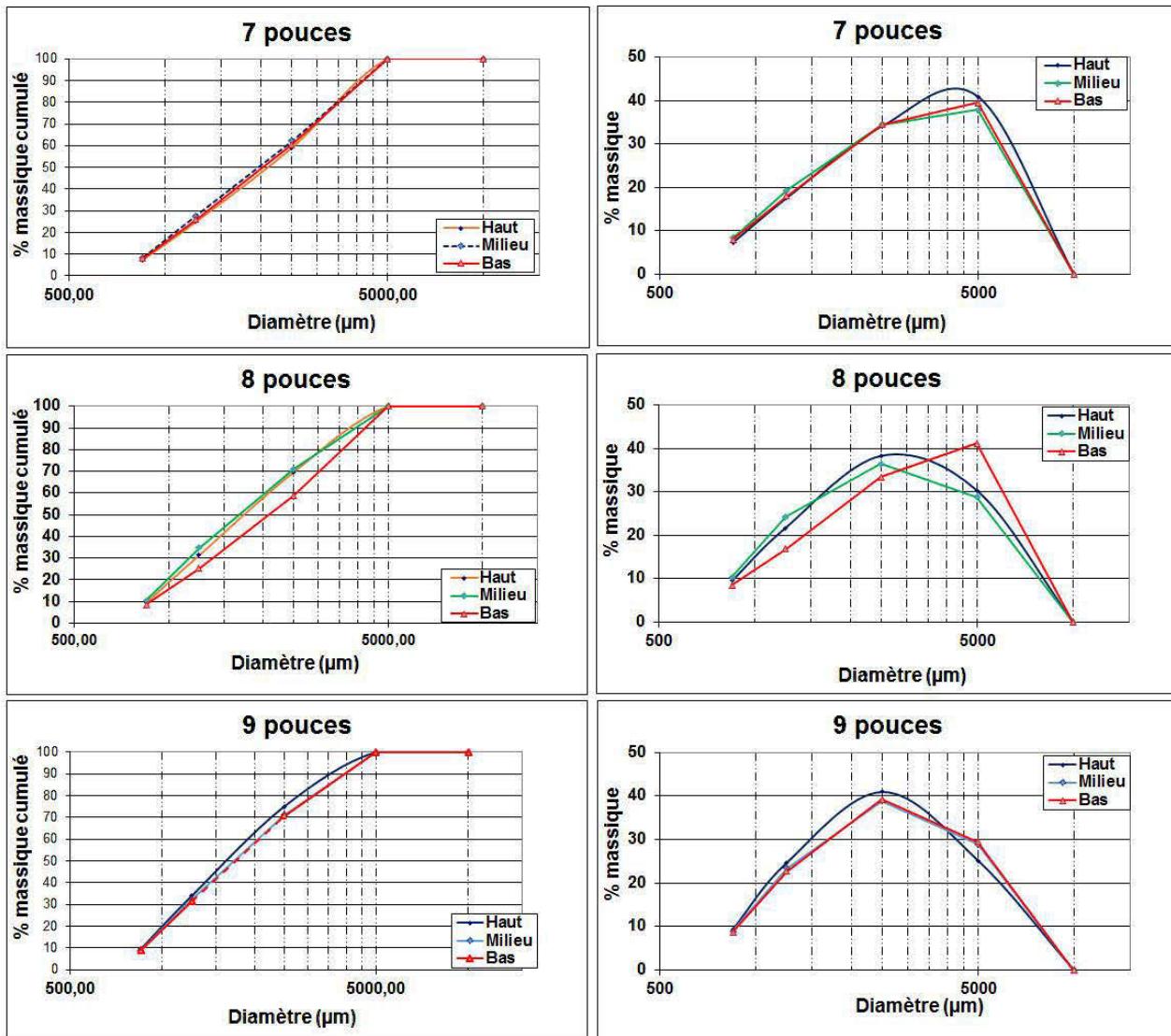
ANNEXE D - Valeurs des slumps mesurés

		Stériles A		
Diamètre	%v/v	Slump (mm)		
granulats	granulats	Grand cône	Petit cône	Cylindre de Pashias
Témoin	0%	178	76	34
0-15 mm	10%	178	78	36
	20%	178	74	32
	30%	178	71	27
	40%	180	71	30
	50%	178	67	27,5
	10%	178	76	30
0-10 mm	20%	178	80	31
	30%	178	76	26
	40%	180	71	30
	50%	178	70	24
	10%	178	78	34
0-05 mm	20%	178	74	32
	30%	178	73	33
	40%	178	75	34
	50%	180	72	30

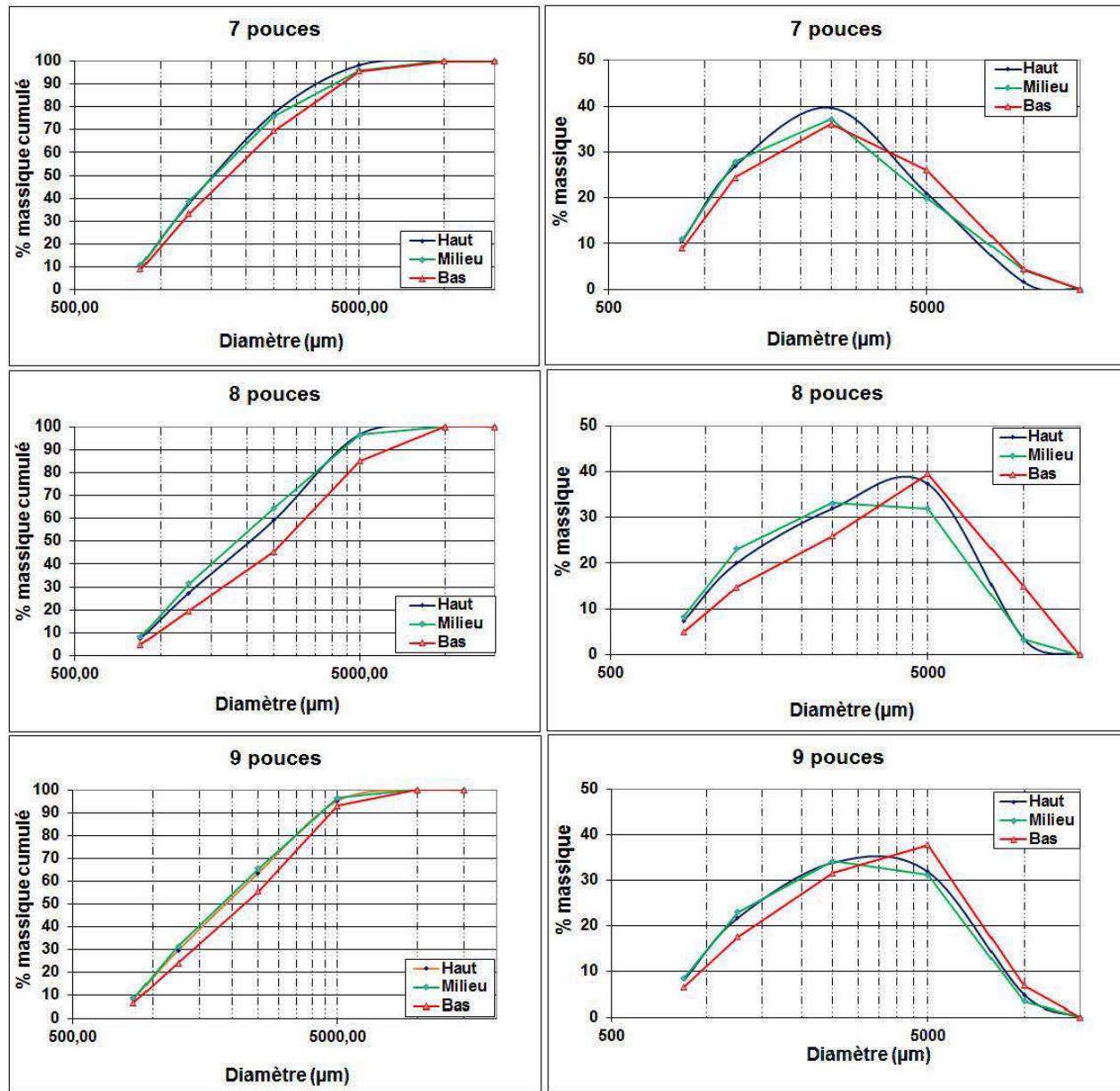
Stériles B					
Diamètre granulats	%v/v granulats	Slump (mm)			Cylindre de Pashias
		Grand cône	Petit cône		
Témoin	0%	178	76	34	
0-20 mm	10%	182	75	30	
	20%	179	72	33	
	30%	177	74	30	
	40%	178	66	27	
	50%	178	66	19	
	10%	178	78	30	
0-10 mm	20%	181	76	32	
	30%	178	76	32	
	40%	178	62	28	
	50%	178	65	24	
	10%	179	-	-	
0-10mm	20%	178	72	30	
	30%	178	70	31	
	40%	176	70	30	
	50%	182	75	30	

ANNEXE E – Courbes granulométriques (cumulées et histogrammes) de l'étude de la ségrégation des particules dans les PAF contenant les stériles B

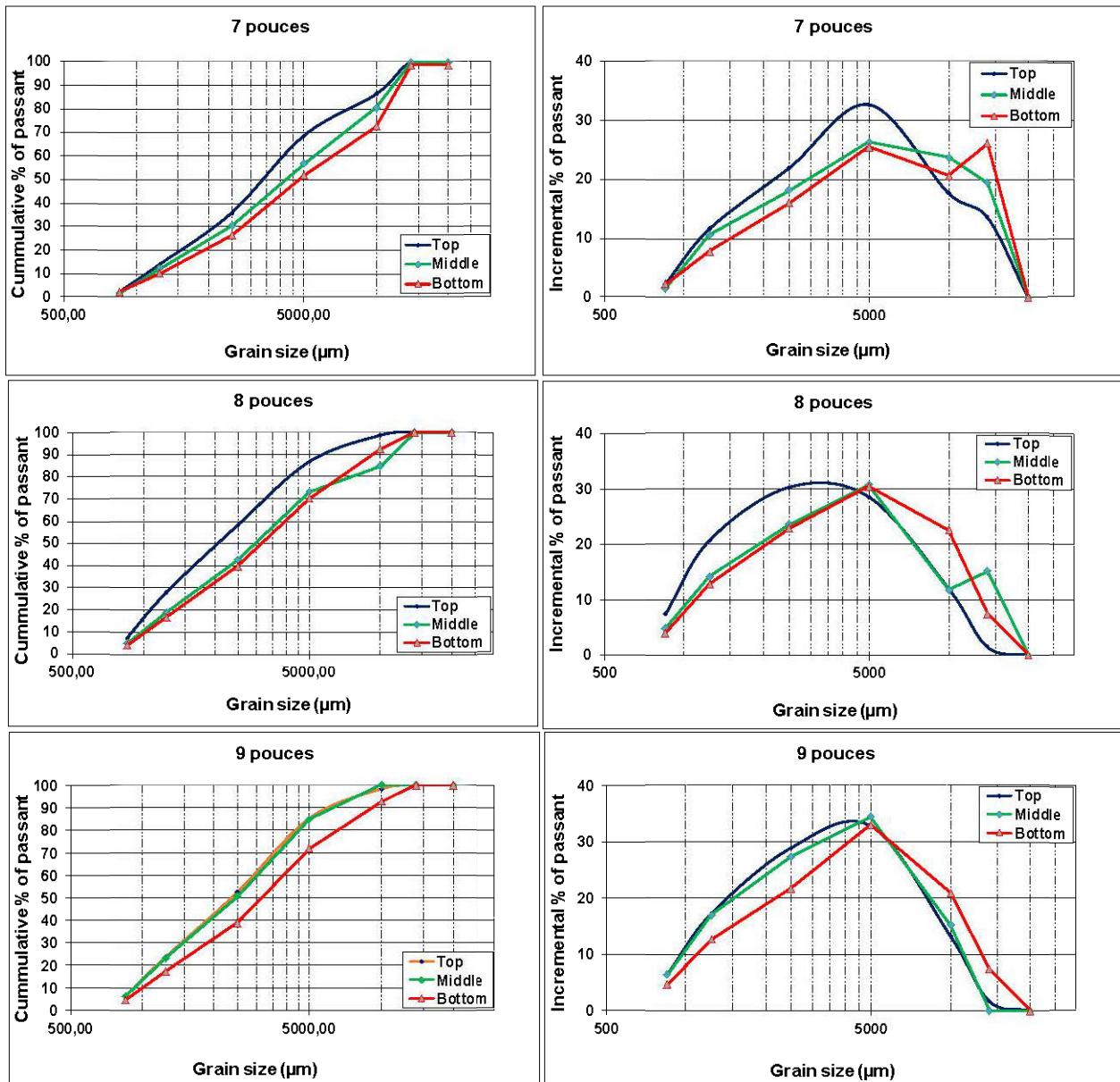
Granulats 0-10 mm



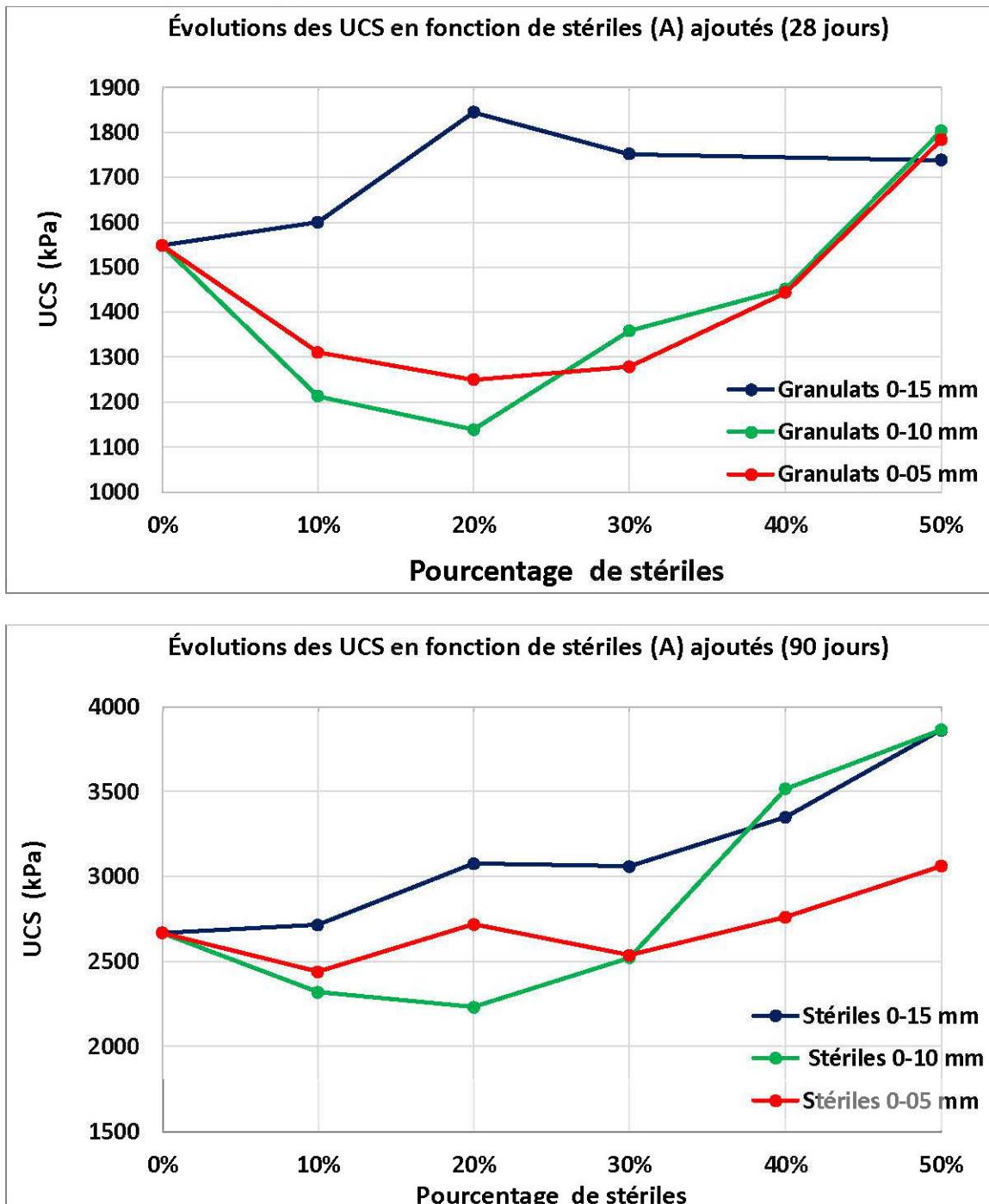
Granulats 0-15 mm



Granulats 0-20 mm



ANNEXE F - Évolutions des UCS en fonction du temps de cure, du pourcentage et du diamètre des granulats A



ANNEXE G - Résultats modules de young

		Module de Young (MPa)-Stériles A		
Granulat	% stériles	Jours		
		7	28	90
Témoin	0%	93	93	366
	10%	89	88	381
	20%	91	104	420
0-15 mm	30%	94	108	439
	40%	94	97	454
	50%	82	116	518
	10%	81	107	343
	20%	83	104	280
0-10 mm	30%	85	109	316
	40%	88	117	473
	50%	93	130	520
	10%	94	120	384
	20%	85	115	332
0-05 mm	30%	84	102	290
	40%	76	106	348
	50%	71	116	443

		Module Young (MPa)-Stériles B			
Granulat	% stériles	Temps de cure (jours)			
		3	7	28	90
Témoin	0%	26,495	92,6	92,65	366,43
0-20 mm	10%	-	276	413	677
	20%	1	143	509	638
	30%	9	142	517	663
	40%	8	98	439	537
	50%	36	112	523	561
0-15 mm	10%	5	260	511	563
	20%	2	177	515	535
	30%	29	248	516	615
	40%	6	173	505	627
	50%	18	344	455	605
0-10 mm	10%	17	178	-	537
	20%	61	144	380	571
	30%	54	180	405	563
	40%	74	161	387	571
	50%	68	141	365	530

ANNEXE H - Teneur en eau des PAF avec stériles B

Mélange	N° Batch	% v/v granulats	Teneur en eau				
			0	3	7	28	90
Témoin	4595	0%	30,0%	20,9%	20,8%	22,5%	20,8%
0-20	M12	4904	10%	24,8%	20,5%	19,5%	20,3%
	M13	4919	20%	24,0%	19,9%	19,7%	19,3%
		4918	30%	22,1%	18,2%	18,2%	17,8%
	M15	4924	40%	21,1%	16,1%	15,9%	16,0%
	M16	4925	50%	17,8%	14,7%	14,1%	14,0%
0-15	M2	4885	10%	27,0%	20,9%	20,5%	20,3%
	M3	4888	20%	25,0%	19,5%	19,6%	18,5%
		4902	30%	23,0%	17,8%	17,7%	16,6%
	M5	4911	40%	20,8%	16,4%	16,3%	16,3%
	M	4923	50%	19,4%	14,6%	15,3%	15,3%
0-10	M7	4883	10%	26,8%	21,4%	20,9%	20,9%
	M8	4927	20%	24,6%	19,5%	19,8%	19,7%
		4926	30%	22,7%	17,8%	17,1%	18,4%
	M10	4931	40%	21,8%	17,3%	16,6%	16,1%
	M11	4932	50%	19,6%	15,5%	15,9%	15,5%

ANNEXE I - Résultats globaux des UCS des remblais en pâte aux granulats

Cette annexe présente les résultats globaux des UCS pour les différents mélanges préparés : témoin (sans granulats), PAF avec stériles A et PAF avec stériles B. La moyenne des UCS de trois moules, l'écart type correspondant aux trois essais de même que le coefficient de variation (CV).

	Conditions de cure	N° Mélange	N° Batch	%v/v granulat	N° Échantillon	UCS (kPa)						
						3 jours	7 jours	28 jours	90 jours			
Témoin	Non Drainées	M1	4595	0%	1	107	670	998	1736			
					2	94	599	955	2197			
					3	144	602	945	1941			
					Moyenne	115	624	966	1958			
					Écart type	26	41	28	231			
	Drainées				CV	23%	7%	3%	12%			
					1	254	1052	1548	2881,3			
					2	208	964	1511	2733,4			
					3	171	1045	1586	2391,2			
					Moyenne	211	1020	1548	2669			
					Écart type	42	49	37	251			
					CV	20%	5%	2%	9%			

granulats A	Conditions de cure	N° Mélange	N° Batch	%v/v granulat	N° Échantillon	UCS (kPa)		
						7 jrs	28 jrs	90 jrs
0-15 mm	Drainées	M2	4617	10%	1	983	1429	2832
					2	1022	1879	2652
					3	993	1492	2665
					moyenne	1000	1600	2716
					Écart type	17	244	100
	Drainées	M3	4627	20%	CV	2%	15%	4%
					1	1140	2319	3032
					2	1164	1552	3080
					3	1048	1664	3115
					moyenne	1117	1845	3076
	Drainées	M4	4637	30%	Écart type	50	415	42
					CV	4%	22%	1%
					1	1072	1747	3162
					2	949	1804	3036
					3	936	1706	2982
	Drainées	M5	4764	40%	moyenne	986	1752	3060
					Écart type	61	49	92
					CV	6%	3%	3%
					1	994	1676	3573
					2	975	1495	3108
	Drainées	M6	4685	50%	3	989	1588	3360
					moyenne	986	1586	3347
					Écart type	8	91	233
					CV	1%	6%	7%
					1	958	1584	3396
	Drainées				2	899	1870	3760
					3	928	1762	3960
					moyenne	928	1739	3860
					Écart type	24	144	286
					CV	3%	8%	7%

Granulats A	Conditions de cure	N° Mélange	N° Batch	%v/v granulat	N° Échantillon	UCS (kPa)		
						7 jrs	28 jrs	90 jrs
0-10 mm	Drainées	M7	4694	10%	1	1136	1211	2271
					2	757	1320	2313
					3	761	1108	2376
					moyenne	885	1213	2320
					Écart type	218	106	53
	Drainées	M8	4695	20%	CV	25%	9%	2%
					1	800	1154	2204
					2	859	1095	2247
					3	810	1167	2249
					moyenne	823	1139	2233
	Drainées	M9	4696	30%	Écart type	32	38	25
					CV	4%	3%	1%
					1	915	1356	2705
					2	1080	1548	2549
					3	836	1170	2497
	Drainées	M10	4701	40%	moyenne	944	1358	2584
					Écart type	125	189	108
					CV	13%	14%	4%
					1	937	1666	3481
					2	1406	1455	3560
	Drainées	M11	4702	50%	3	1107	1233	3505
					moyenne	1150	1452	3515
					Écart type	238	217	40
					CV	21%	15%	1%
					1	1093	1697	3883
	Drainées	M11	4702	50%	2	1089	2036	3402
					3	1054	1677	3839
					moyenne	1079	1803	3861
					Écart type	21	202	31
					CV	2%	11%	1%

Granulats A	Conditions de cure	N° Mélange	N° Batch	%v/v granulat	N° Échantillon	UCS (kPa)		
						7 jrs	28 jrs	90 jrs
0-05 mm	Drainées	M12	4703	10%	1	727	1450	2174*
					2	762	1138	2478
					3	791	1344	2401
					moyenne	760	1311	2440
					Écart type	32	159	55
	Drainées	M13	4704	20%	CV	4%	12%	2%
					1	932	1311	2755
					2	805	1345	2683
					3	834	1095	2393*
					moyenne	857	1250	2719
	Drainées	M14	4705	30%	Écart type	66	136	51
					CV	8%	11%	2%
					1	1025	1328	2525
					2	850	1295	2516
					3	925	1213	2573
	Drainées	M15	4706	40%	moyenne	934	1279	2538
					Écart type	88	59	31
					CV	9%	5%	1%
					1	901	1393	2753
					2	859	1462	2950
	Drainées	M16	4707	50%	3	839	1477	2771
					moyenne	866	1444	2762
					Écart type	32	45	13
					CV	4%	3%	0%
					1	754	1964	3060
	Drainées	M16	4707	50%	2	724	1565	3097
					3	757	1823	3026
					moyenne	745	1784	3061
					Écart type	18	202	35
					CV	2%	11%	1%

(*) Valeur non utilisée pour le calcul de la moyenne du fait de son écart avec les autres.

Granulats B	Conditions de cure	N° Mélange	N° Batch	% v/v granulats	N° Échantillon	UCS (kPa)			
						3 jrs	7 jrs	28 jrs	90 jrs
0-20 mm	Drainées	M17	4904	10%	1	75	1223	2362	3109*
					2	41*	1212	2465	3372
					3	68	1246	2510	3439
					moyenne	72	1227	2446	3406
					Écart type	5	17	76	47
	Drainées	M18	4919	20%	CV	7%	1%	3%	1%
					1	46	535	2097	3155
					2	37	531	2291	3373
					3	47	522	2295	2959*
					moyenne	44	529	2293	3264
	Non drainées	M19	4918	30%	Écart type	6	7	3	154
					CV	13%	1%	0%	5%
					1	58	578	2007	3105*
					2	57	557	2178	3222
					3	61	539	2284	3247
	Drainées	M20	4924	40%	moyenne	59	558	2156	3234
					Écart type	2	20	140	18
					CV	3%	4%	6%	1%
					1	93	660	2291*	3741
					2	96	681	2482	3548
	Drainées	M21	4925	50%	3	82	458*	2446	3660
					moyenne	91	671	2464	3650
					Écart type	7	14	26	97
					CV	8%	2%	1%	3%
					1	90	556	2561	3862
	Drainées	M20	4924	40%	2	79	533	2630	3204
					3	84	526	2718	2983
					moyenne	84	539	2636	3350
					Écart type	6	16	79	457
					CV	7%	3%	3%	14%
	Drainées	M21	4925	50%	1	242	677	2753	3554*
					2	243	627	2664	3315
					3	263	542	2356*	3380
	Drainées	M21	4925	50%	moyenne	249	615	2709	3348
					Écart type	12	68	63	46
					CV	5%	11%	2%	1%

(*) Valeur non utilisée pour le calcul de la moyenne du fait de son écart avec les autres.

Granulats B	Conditions de cure	N° Mélange	N° Batch	% v/v granulats	N° Échantillon	UCS (kPa)			
						3 jrs	7 jrs	28 jrs	90 jrs
0-15 mm	Drainées	M22	4885	10%	1	82	1257	2287	2891
					2	82	1063	2296	3046
					3	83	928	2479	3088
					moyenne	82	1082	2354	3067
					Écart type	1	165	108	29
	Drainées	M23	4888	20%	CV	1%	15%	5%	1%
					1	46	1042	2514	2920
					2	62	1127	2659	3506
					3	60	1034	2498	2707
					moyenne	61	1068	2557	3044
15-30 mm	Non drainées	M24	4902	30%	Écart type	9	51	89	414
					CV	14%	5%	3%	14%
					1	80	1083	2213	2972
					2	78	1060	2549	2881
					3	91	1104	2402	2782
	Drainées	M25	4911	40%	moyenne	83	1082	2388	2878
					Écart type	7	22	168	95
					CV	9%	2%	7%	3%
					1	137	1356	2755	3391
					2	134	1325	2621	3234
30-63 mm	Drainées	M26	4923	50%	3	160	1234	2727	3970*
					moyenne	144	1305	2701	3312
					Écart type	14	64	71	110
					CV	10%	5%	3%	3%
					1	100	753	2794	3587
	Drainées	M25	4911	40%	2	103	805	2756	3921
					3	112	810	2787	3703
					moyenne	105	789	2779	3737
					Écart type	6	31	20	169
					CV	6%	4%	1%	5%
	Drainées	M26	4923	50%	1	118	977	3152	3606
					2	148	957	2803	3091*
					3	160	1051	3005	4091
					moyenne	142	995	2987	3849
					Écart type	22	49	176	343
					CV	15%	5%	6%	9%

(*) Valeur non utilisée pour le calcul de la moyenne du fait de son écart avec les autres.

Granulats B	Conditions de cure	N° Mélange	N° Batch	% v/v granulats	N° Échantillon	UCS			
						3 jrs	7 jrs	28 jrs	90 jrs
0-10 mm	Drainées	M27	4883	10%	1	116	1022	1951	2912
					2	124	1018	1997	2980
					3	121	959	2458	3253*
					moyenne	121	1000	2135	2946
					Écart type	4	35	280	48
	Drainées	M28	4927	20%	CV	3%	4%	13%	2%
					1	275	638	2011	2826
					2	260	631	1992	2800
					3	259	642	1956	2671
					moyenne	265	637	1986	2813
	Non drainées	M29	4926	30%	Écart type	9	6	28	19
					CV	3%	1%	1%	1%
					1	132	639	1589	2599
					2	156	636	1770	2678
					3	151	622	1886	2624
	Drainées	M30	4931	40%	moyenne	146	632	1748	2634
					Écart type	13	9	150	41
					CV	9%	1%	9%	2%
					1	276	1022	2377	2624
					2	283	985	2209	2645
	Drainées	M31	4932	50%	3	317	936	2431	2552
					moyenne	292	981	2339	2634
					Écart type	22	43	116	15
					CV	8%	4%	5%	1%
					1	303	684	2153	3297
	Drainées	M30	4931	40%	2	325	717	2314	3427
					3	335	797	2087	3090*
					moyenne	321	733	2185	3362
					Écart type	16	58	117	92
					CV	5%	8%	5%	3%
	Drainées	M31	4932	50%	1	320	580	1888*	3060
					2	331	548	2098	3033
					3	321	561	2092	2800
					moyenne	324	563	2095	3047
					Écart type	6	16	4	19
					CV	2%	3%	0%	1%