

### 3 Matériaux



1

2

3

4

5

6

7

8

9

10

## SOMMAIRE du Chapitre 3

<b>3.1</b>	<b>Introduction</b>	<b>.74</b>
3.1.1	Considérations pour la conception	.76
3.1.1.1	Échelle du projet	.76
3.1.1.2	Planification	.77
3.1.1.3	Taille maximale de l'enrochement	.77
3.1.1.4	Sources d'enrochement et options d'achat	.77
3.1.1.5	Considérations générales	.78
3.1.1.6	Coût du projet	.80
3.1.1.7	Vers un avant-projet	.80
3.1.2	Principales fonctions et propriétés des enrochements	.83
3.1.2.1	Fonctions des enrochements dans l'ouvrage	.83
3.1.2.2	Propriétés des enrochements	.85
3.1.3	Durabilité	.87
3.1.3.1	Stratégies de gestion de la faible durabilité de l'enrochement	.87
3.1.3.2	Durabilité des autres matériaux	.88
3.1.4	Normes applicables à l'enrochement	.88
<b>3.2</b>	<b>Enrochement naturel – aperçu des propriétés et des fonctions</b>	<b>.90</b>
3.2.1	Introduction	.90
3.2.2	Introduction à la géologie de l'ingénieur pour les enrochements	.91
3.2.3	Principes de l'évaluation de la carrière	.96
3.2.4	Propriétés et fonctions – généralités	.100
<b>3.3</b>	<b>Enrochement naturel – propriétés intrinsèques</b>	<b>.101</b>
3.3.1	Propriétés paysagères de l'enrochement	.101
3.3.2	Propriétés pétrographiques	.101
3.3.3	Masse volumique, porosité et absorption en eau	.101
3.3.3.1	Relations de phase	.101
3.3.3.2	Masse volumique	.102
3.3.3.3	Utilisation du degré de saturation dans les calculs de stabilité	.103
3.3.3.4	Variation de la masse volumique en carrière	.104
3.3.3.5	La masse volumique, un indicateur de durabilité	.104
3.3.3.6	La masse volumique, un paramètre de dimensionnement	.104
3.3.4	Résistance à la rupture et intégrité de l'enrochement	.104
3.3.5	Résistance de l'enrochement à l'usure	.107
<b>3.4</b>	<b>Enrochement naturel – propriétés induites par la production</b>	<b>.107</b>
3.4.1	Forme	.108
3.4.1.1	Élancement ( <i>LT</i> )	.108
3.4.1.2	Blockiness ( <i>BLc</i> )	.108
3.4.1.3	Cubicité	.109
3.4.1.4	Sphéricité	.109
3.4.1.5	Pourcentage de surfaces cassées	.110

3.4.1.6	Exigences sur la forme dans les spécifications	110	1
3.4.1.7	Utilisation de la forme lors de la conception et du dimensionnement	110	
3.4.1.8	Facteurs contrôlant la forme lors de la production	112	
3.4.2	Dimensions des enrochements	113	2
3.4.3	Granulométries et blocométries des classes d'enrochement	114	
3.4.3.1	Gradation et terminologie	114	
3.4.3.2	Système de normalisation des classes granulométriques mis en place dans l'EN 13383	115	
3.4.3.3	Courbes de Rosin-Rammler pour les blocométries et granulométries théoriques	118	
3.4.3.4	Représentation graphique des courbes granulométriques standard selon l'EN 13383	121	3
3.4.3.5	Fragments et masse moyenne effective, $M_{em}$	121	
3.4.3.6	Exigences et respect des granulométries standard de l'EN 13383	121	
3.4.3.7	Informations complémentaires concernant les classes granulaires standard	122	
3.4.3.8	Rapport $M_{50}/M_{em}$ et gradations d'après l'expérience	123	
3.4.3.9	Granulométries non-standard	124	4
3.4.4	Matériaux de noyau	126	
3.4.4.1	Terminologie employée pour les matériaux de noyau	127	
3.4.4.2	Matériaux de noyau lors du dimensionnement	127	
3.4.4.3	Calcul de la porosité des matériaux mis en œuvre en vrac	128	
<b>3.5</b>	<b>Enrochement naturel – propriétés induites par la construction</b>	<b>130</b>	5
3.5.1	Épaisseur et porosité des couches d'enrochements placés individuellement	131	
3.5.1.1	Importance du coefficient d'épaisseur de couche, $k_t$ , et de la porosité de couche, $n_v$	132	
3.5.2	Effet de la masse volumique de la roche sur les paramètres de dimensionnement	136	
<b>3.6</b>	<b>Qualité, durabilité et prédiction de la durée de service</b>	<b>138</b>	6
3.6.1	Introduction	138	
3.6.2	Durabilité et dégradation	139	
3.6.3	Procédure d'évaluation de la qualité	141	
3.6.4	Principes de la modélisation des dégradations	146	7
3.6.5	Modèles de dégradation en service due à l'usure	147	
3.6.5.1	Méthode micro-Deval (MDE)	148	
3.6.5.2	Méthode de l'indice de qualité de l'enrochement (AQD)	150	
3.6.5.3	Comparaison des méthodes MDE et AQD	153	
3.6.6	Modélisation de la dégradation due aux ruptures	155	8
3.6.6.1	Effets des ruptures mineures et des ruptures majeures	155	
3.6.6.2	Effet quantitatif des ruptures sur la blocométrie de l'enrochement, mesuré à l'aide d'un modèle statistique	158	
3.6.6.3	Prédiction de l'effet des ruptures majeures à l'aide d'un modèle de dégradation spécifique à la rupture	159	
3.6.7	Résumé des recommandations relatives à la modélisation de la dégradation	162	
<b>3.7</b>	<b>Préparation des spécifications de l'enrochement</b>	<b>163</b>	9
3.7.1	Contexte européen	163	
3.7.2	Hors de l'Union européenne	168	10

<b>3.8</b>	<b>Essais et mesures</b> .....	<b>168</b>
3.8.1	Échantillonnage .....	169
3.8.2	Caractérisation des propriétés physiques .....	172
3.8.2.1	Pétrographie .....	172
3.8.2.2	Propriétés esthétiques .....	172
3.8.2.3	Masse volumique, absorption en eau et porosité de la roche .....	172
3.8.3	Caractérisation des propriétés des blocs individuels .....	173
3.8.3.1	Forme .....	173
3.8.3.2	Masse et taille .....	173
3.8.4	Caractérisation des propriétés géométriques de l'enrochement en tant que matériau granulaire .....	175
3.8.4.1	Forme .....	175
3.8.4.2	Distribution blocométrique .....	176
3.8.5	Propriétés mécaniques .....	179
3.8.5.1	Résistance à la rupture .....	179
3.8.5.2	Intégrité des enrochements .....	180
3.8.6	Durabilité et essais d'altération accélérée .....	186
3.8.6.1	Essai de résistance au gel-dégel .....	186
3.8.6.2	Essai de résistance à la croissance cristalline .....	186
3.8.6.3	Essai de dégradation par « coup de soleil » .....	188
3.8.6.4	Essais réalisés en dehors de l'UE – Autres essais d'évaluation en carrière .....	188
3.8.6.5	Analyse chimique, matières organiques et essais de lixiviation .....	188
<b>3.9</b>	<b>Opérations en carrière</b> .....	<b>189</b>
3.9.1	Exploration et évaluation .....	190
3.9.1.1	Généralité .....	190
3.9.1.2	Carrière dédiée en site vierge .....	190
3.9.1.3	Principes de l'évaluation du rendement de la production d'enrochements .....	191
3.9.2	Évaluation de la blocométrie in situ (IBSD) .....	192
3.9.2.1	Cartographie des discontinuités par balayage .....	194
3.9.2.2	Détermination de l'IBSD par la méthode de Wang .....	194
3.9.2.3	Détermination de l'IBSD par la méthode de la dissection .....	197
3.9.2.4	Détermination de l'IBSD par modélisation stochastique .....	198
3.9.2.5	Détermination de l'IBSD à partir des données des sondages .....	198
3.9.3	Abattage à l'explosif .....	199
3.9.3.1	Facteurs qui affectent l'abattage des enrochements .....	199
3.9.3.2	Processus de fragmentation .....	200
3.9.3.3	Comparaison du réglage de tir pour les enrochements et pour les granulats .....	200
3.9.3.4	Suggestions d'amélioration du rendement en enrochements .....	201
3.9.4	Prédiction et évaluation des courbes de rendement .....	202
3.9.4.1	Modèle de Kuz-Ram .....	204
3.9.4.2	Modèles de Bond-Ram .....	207
3.9.4.3	Modèle de KCO .....	208
3.9.4.4	Recommandations pour la prédiction simplifiée de la BBSD .....	209
3.9.4.5	Évaluation de la distribution blocométrique par analyse des images .....	211

3.9.4.6	Méthodes de balayage photographique	211	1
3.9.4.7	Criblage direct et mesure des blocs	212	
3.9.5	Faire correspondre la production et la demande	216	2
3.9.6	Organisation de la carrière	220	
3.9.6.1	Fronts d'extraction	220	
3.9.6.2	Tri et sélection	220	
3.9.6.3	Fragmentation secondaire	220	
3.9.6.4	Stockage	221	
3.9.6.5	Zones de chargement	222	
3.9.7	Sélection, tri et préparation	222	3
3.9.7.1	Technique de production des gros enrochements	223	
3.9.7.2	Technique de production des petits enrochements et des blocométries les plus petites des enrochements moyens	225	
3.9.7.3	Production du matériau du noyau, directement à partir du tir	225	
3.9.7.4	Technologies disponibles pour les différentes méthodes de production	226	4
3.9.7.5	Fragmentation secondaire	232	
3.9.8	Manutention et transport dans la carrière	235	
3.9.8.1	Choix des chargeuses et des camions	235	
3.9.8.2	Anneaux de manutention	238	
3.9.9	Chargement de camions ou de trains à la carrière	239	5
<b>3.10</b>	<b>Contrôle de la qualité des enrochements</b>	<b>240</b>	
3.10.1	Contrôle de la qualité de la production	241	
3.10.2	Inspection de la carrière	244	
3.10.3	Contrôle de la qualité pendant les livraisons et la construction	248	6
3.10.4	Contrôle de la qualité effectué par un laboratoire extérieur	252	
<b>3.11</b>	<b>Coût de l'enrochement naturel</b>	<b>253</b>	
<b>3.12</b>	<b>Enrochement artificiel</b>	<b>256</b>	7
3.12.1	Propriétés	257	
3.12.1.1	Évolution historique des blocs artificiels	257	
3.12.1.2	Classification et résistance structurelle des blocs artificiels	258	
3.12.1.3	Description des blocs artificiels	260	
3.12.1.4	Propriétés intrinsèques	261	8
3.12.2	Blocs couramment utilisés	263	
3.12.2.1	Blocs de type cubique	263	
3.12.2.2	Blocs creux	264	
3.12.2.3	Blocs à imbrication en double couche	265	
3.12.2.4	Blocs à imbrication en simple couche	266	
3.12.2.5	Dimensions des couches	268	9
3.12.3	Fabrication et pose	268	
3.12.3.1	Coffrage	268	
3.12.3.2	Coulage des blocs artificiels	269	
3.12.3.3	Contrôle de la production	271	
3.12.3.4	Stockage	271	10
3.12.3.5	Placement	272	

<b>3.13</b>	<b>Matériaux recyclés et secondaires</b>	<b>.272</b>
3.13.1	Types de matériaux de réemploi	.274
3.13.2	Propriétés mécaniques et chimiques	.275
3.13.3	Expérience tirée des utilisations actuelles dans les ouvrages hydrauliques	.277
3.13.4	Analyse des risques pour l'environnement	.278
3.13.4.1	État des connaissances	.280
<b>3.14</b>	<b>Gabions</b>	<b>.280</b>
3.14.1	Classification des gabions	.281
3.14.2	Éléments constitutifs des gabions	.282
3.14.2.1	Propriétés du grillage des gabions	.282
3.14.2.2	Caractéristiques des enrochements pour gabions	.284
3.14.3	Propriétés de l'enrochement de remplissage	.284
3.14.3.1	Propriétés physiques des gabions	.284
3.14.3.2	Propriétés hydrauliques des gabions	.285
3.14.4	Applications des gabions	.286
<b>3.15</b>	<b>Enrochement lié</b>	<b>.287</b>
3.15.1	Mélange à base de ciment	.287
3.15.2	Mélanges à base de bitume	.288
3.15.2.1	Béton bitumineux	.288
3.15.2.2	Mastic bitumineux	.289
3.15.2.3	Coulis bitumineux	.289
3.15.2.4	Béton bitumineux à structure ouverte	.289
3.15.2.5	Sable bitumineux maigre	.290
<b>3.16</b>	<b>Géotextiles et géosystèmes</b>	<b>.290</b>
3.16.1	Fonctions des géotextiles	.291
3.16.2	Types de géotextiles	.291
3.16.2.1	Géotextiles non-tissés	.291
3.16.2.2	Géotextiles tissés	.292
3.16.3	Propriétés des géotextiles et essais	.293
3.16.4	Aspects liés à la construction	.295
3.16.5	Spécification des filtres géotextiles	.296
<b>3.17</b>	<b>Références bibliographiques</b>	<b>.298</b>

# 3 Matériaux

Le Chapitre 3 présente des recommandations sur les **propriétés des matériaux** à utiliser dans le dimensionnement.

Données des autres chapitres:

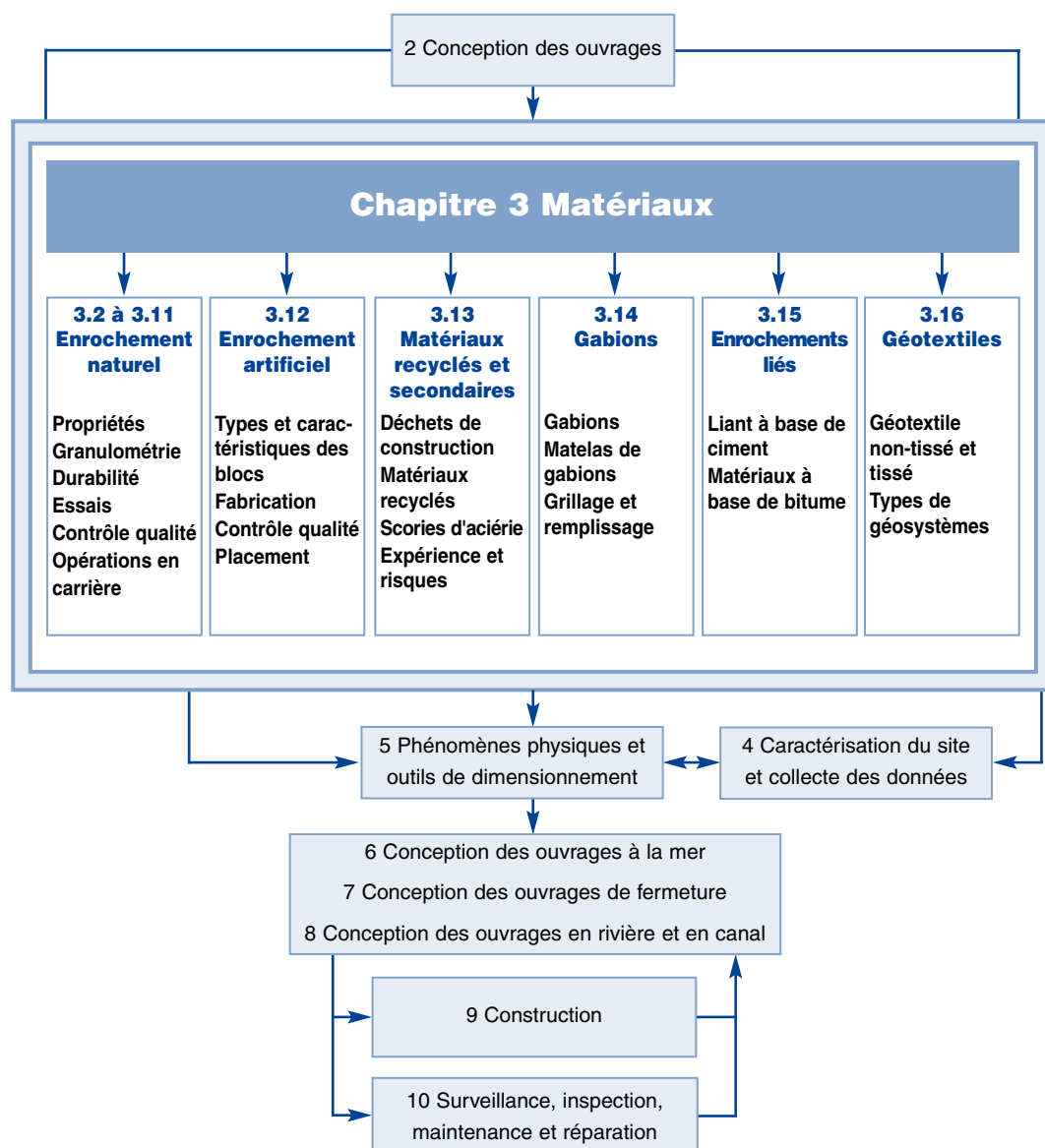
- **Chapitre 2** ⇒ Les **exigences de projet**

Résultats pour les autres chapitres:

- les **propriétés des matériaux** ⇒ Chapitres 5 à 10.

**NOTE:** le processus de conception est **itératif**. Le lecteur est invité à **se référer au Chapitre 2** tout au long du cycle de vie de l'ouvrage pour se remémorer les problématiques importantes.

Ce logigramme indique où trouver l'information dans ce chapitre et les liens avec les autres chapitres. Il peut être utilisé en parallèle aux sommaires et à l'index pour naviguer dans le guide.



## 3.1 INTRODUCTION

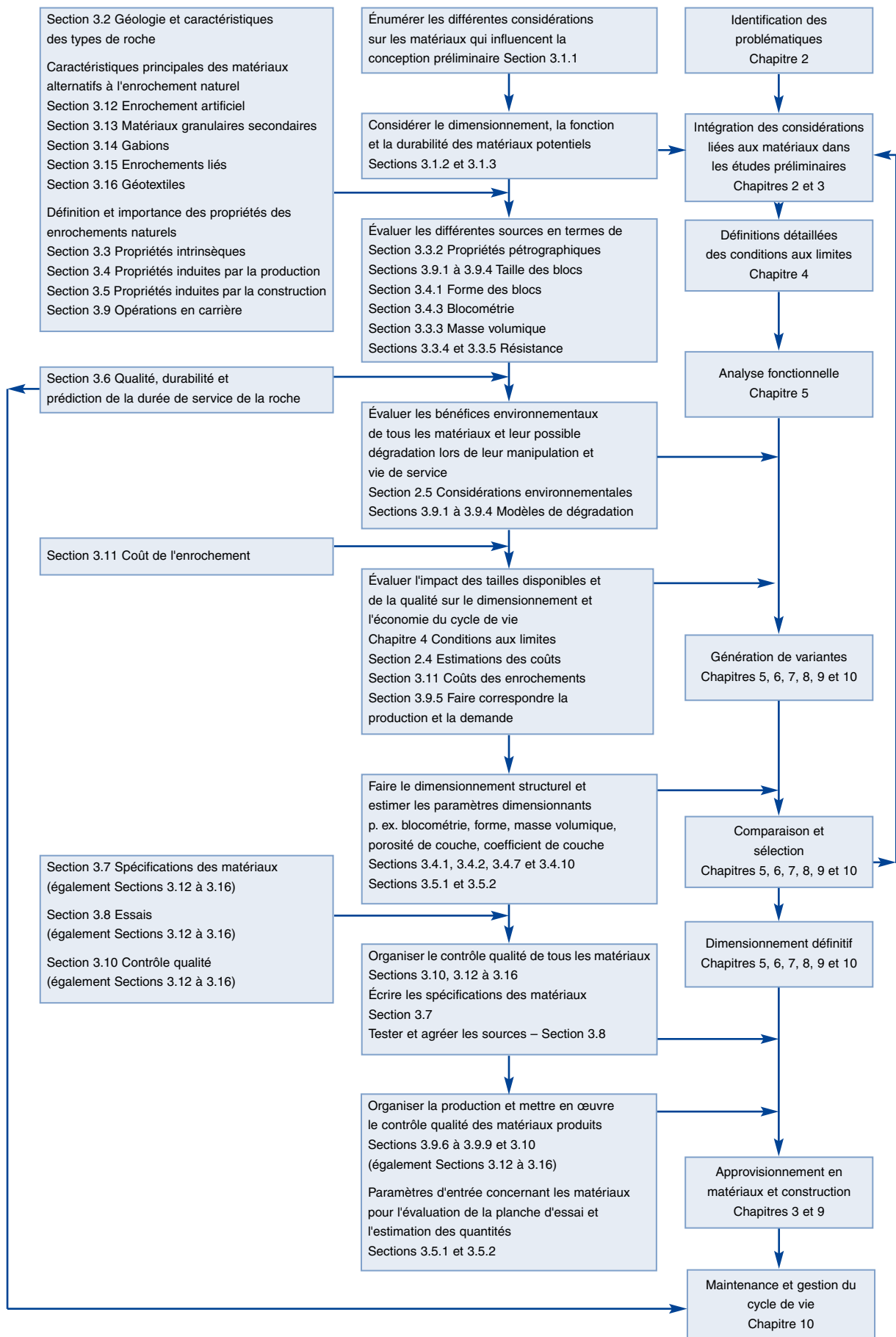
Les principaux aspects à prendre en compte lors d'un projet de construction en enrochement sont l'échelle de l'ouvrage et la disponibilité, la qualité et la manipulation des matériaux. Les projets de grande envergure qui nécessitent l'ouverture d'une nouvelle carrière sont généralement très différents des projets de taille plus réduite entrepris dans des régions où de nombreuses sources d'enrochement sont déjà établies. La disponibilité et la qualité des matériaux doivent être déterminées tôt dans le projet car les coûts de production et de transport des matériaux sont importants à prendre en compte lors du choix d'une solution de dimensionnement. De même, les méthodes d'exécution envisageables et les équipements disponibles associés à un choix de matériaux donné sont susceptibles d'influencer le choix de la solution. Dans certains cas, la disponibilité de la main-d'œuvre locale peut favoriser l'utilisation d'enrochement local, qui sera produit et mis en œuvre à la main.

Le présent guide s'intéresse principalement aux matériaux destinés aux ouvrages comportant une carapace en enrochement naturel et/ou en blocs béton préfabriqués. Le lecteur trouvera également des informations relatives à quelques autres matériaux souvent incorporés dans ce type d'ouvrages.

Cette introduction présente les aspects relatifs aux matériaux lors de la conception et du dimensionnement de l'ouvrage. Elle présente également les différentes fonctions des matériaux utiles pour le dimensionnement et introduit les enjeux de la durabilité. Les sections suivantes sont consacrées aux divers types de matériaux – enrochements naturels, enrochements artificiels, enrochements recyclés ou secondaires, gabions, enrochements liés et géotextiles.

Le Chapitre 1 présente les différents bénéficiaires du guide, concernés par les constructions en enrochement (voir le Tableau 1.1). Le logigramme de la Figure 3.1 permet au lecteur d'identifier les différentes sections de ce chapitre, de visualiser les liens entre les données à collecter, les principaux processus d'évaluation des matériaux et de dimensionnement.



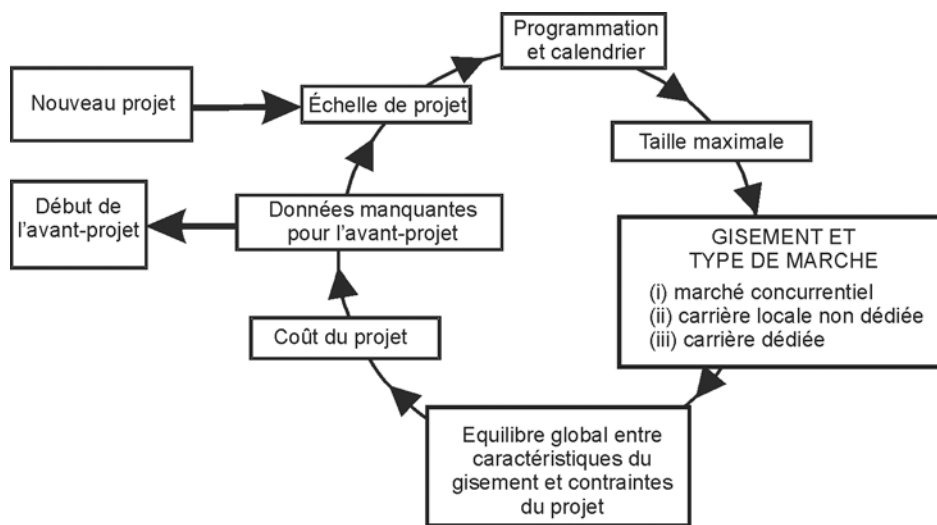


**Figure 3.1** Logigramme reliant les différentes sections de ce chapitre à l'évaluation des matériaux et au processus de conception

### 3.1.1 Considérations pour la conception

Les matériaux doivent être considérés de manière logique, itérative et globale (voir la Figure 3.2) au moment des études de définition (voir la Section 2.2.1). Cela implique parfois une ou plusieurs évaluations, en parallèle, des sources de matériaux disponibles, des spécifications, des conditions du site et des moyens de transport existants. Après qu'un dimensionnement détaillé a été soumis, l'entreprise détermine la meilleure solution en termes de source d'enrochement, de mode de transport, de méthode de construction, ainsi que le coût total. L'entreprise titulaire du marché doit ensuite perfectionner et finaliser le plan de gestion des matériaux. En rapprochant les expertises dans les domaines du dimensionnement, de la construction et des matériaux, par exemple sous forme de contrats de « conception-construction » et d'accords de partenariats, le dimensionnement peut être optimisé pour ce qui est des aspects relatifs aux matériaux.

Les principes directeurs permettant de considérer les matériaux en début de dimensionnement sont présentés aux sections suivantes, puis illustrés par les études de cas des Encadrés 3.1 à 3.3.



**Figure 3.2** Schéma de prise en compte des matériaux lors de la conception de l'ouvrage

#### 3.1.1.1 Échelle du projet

L'importance d'un projet est généralement liée aux coûts d'investissement et/ou à sa difficulté technique. Toutefois pour les besoins du présent guide, une échelle de projet est définie en termes de quantité de matériaux, notamment d'enrochement. On distingue ainsi trois échelles différentes :

- petite – projet local < 50 000 t d'enrochement, par exemple ;
- moyenne – projet régional de 50 000 à 500 000 t d'enrochement, par exemple ;
- grande – projet national/international > 500 000 t d'enrochement, par exemple.

Pour tout projet d'ouvrage en enrochement, l'importance est généralement exprimée soit en termes de tonnage total d'enrochement (fonction de la taille de l'ouvrage et/ou de la profondeur d'eau), soit en termes de coûts. Il est parfois possible de comparer directement les coûts avec les données relatives à des projets comparables récents. Pour davantage de précision, le tonnage peut souvent être estimé à partir d'approximations, initialement collectées sur site (voir la Section 3.5) et de volumes simplement estimés à partir de coupes et dimensions caractéristiques provenant de projets similaires.

Les projets de petite et de moyenne échelle dépendent surtout des sources d'enrochement déjà en activité telles que les carrières de granulats. Les projets de réparation et de requalification sont souvent de taille réduite. Plus l'échelle du projet augmente, plus il est important de localiser une

source acceptable de matériaux visant à minimiser la distance au site du projet, afin de limiter les coûts de transport. Pour les projets de très grande envergure, qui nécessitent des volumes exceptionnels de matériaux, l'ouverture de carrières dédiées à proximité du site est la solution la plus séduisante, dont le montage peut toutefois nécessiter un temps considérable.

### **3.1.1.2 Planification**

Des fournisseurs et des entreprises peuvent aider les maîtres d'œuvre à estimer la durée nécessaire à la première livraison d'enrochement requis sur le site. Pour les projets de petite et de moyenne échelle, il sera surtout nécessaire d'évaluer le volume des stocks des carrières existantes et leur futur rythme d'approvisionnement. Les carrières de granulats diffèrent dans leur capacité à ajuster leurs pratiques courantes pour augmenter les cadences de production d'enrochements. À l'inverse, les carrières dédiées peuvent plus facilement adapter leur production à la vitesse de construction, notamment en adaptant les équipements, les ressources ou le planning. La planification du projet et son calendrier doivent être compatibles avec le délai de production des matériaux (p. ex. enrochement naturel ou enrochement artificiel) et avec les contraintes spécifiques liées au site de construction et au transport.

### **3.1.1.3 Taille maximale de l'enrochement**

La masse moyenne des blocs nécessaire pour assurer la stabilité de la carapace d'un ouvrage peut être déterminée à partir des conditions de site comme la hauteur de la houle ou la vitesse du courant (voir Chapitre 5). La taille maximale des blocs peut être critique au moment de la conception. En effet, si un projet nécessite des blocs de 10 à 15 t, cela peut éliminer d'emblée la majeure partie ou l'intégralité des carrières locales et situées à une distance de transport économique, si ces carrières sont incapables de produire de si gros blocs. La taille maximale d'enrochement à considérer dans le projet de dimensionnement peut être aussi limitée par la disponibilité du matériel de construction (voir Chapitre 9) ou par le coût d'approvisionnement. Lorsqu'il est nécessaire d'utiliser des blocs de grandes dimensions, il est toujours recommandé d'envisager des alternatives à une carapace en enrochement naturel; les enrochements artificiels en béton peuvent notamment représenter une solution adaptée. Ces blocs permettent de construire des talus plus raides, donc de réduire les volumes de matériaux, l'emprise et la portée des équipements de construction, et permettent parfois une utilisation optimale des ressources en granulat (voir la Section 3.12).

La taille maximale de l'enrochement que peut produire une carrière dépend de ses caractéristiques géologiques. Des études géologiques et géotechniques doivent être réalisées pour localiser les sources présentant la gamme de blocométries adaptée ou pour prévoir le meilleur emplacement de carrières dans un rayon acceptable autour du site. La Section 3.9.2 présente les outils nécessaires à ce type d'évaluation.

Si une carrière locale s'impose d'évidence, il faut tenir compte de la blocométrie la plus lourde qui peut être produite (sans induire de surproduction des matériaux plus fins, dont le coût devrait être supporté) au regard des dimensions maximales requises par le dimensionnement d'un ouvrage conventionnel (statiquement stable). De nombreux concepts moins classiques de carapace en enrochement (p. ex. avec une berme, des ouvrages dynamiquement stables, des couches plus épaisses et un talus moins raide) permettent l'utilisation des carrières locales produisant de l'enrochement de taille maximale limitée.

### **3.1.1.4 Sources d'enrochement et options d'achat**

Pour tout projet, l'utilisation de matériaux secondaires ou recyclés doit être considérée comme une alternative potentielle aux sources d'enrochement naturel, notamment pour construire le noyau. Pour cela, des gisements locaux de ce type de matériaux doivent être identifiés (région minière, productrice d'électricité ou de minerai, ou encore zone urbaine) afin de minimiser les coûts de transport par rapport aux sources plus éloignées.

Les carrières peuvent généralement être classées suivant trois catégories: les carrières de **granulats**, soit les **carrières dédiées** (à la production d'enrochement), soit les carrières de **pierres de taille** (voir la Section 3.9). Pour l'approvisionnement en enrochement, l'éventail des options d'achat correspond généralement à l'un des scénarios suivants :

- marché concurrentiel contrôlé par la demande ;
- présence d'une carrière locale ;
- ouverture d'une nouvelle carrière dédiée au projet.

#### **Scénario 1: marché concurrentiel contrôlé par la demande**

Pour les projets européens, la demande d'enrochement a stimulé un marché spécifique et croissant. Ainsi, les scénarios d'approvisionnement sont souvent basés sur les besoins du dimensionnement, et les maîtres d'œuvre savent parfaitement que les producteurs vont entrer en concurrence pour fournir les matériaux nécessaires. La confiance en la disponibilité de ces matériaux s'est peu à peu installée en Europe parce que des niveaux d'exigences relatives aux propriétés des enrochements utilisés dans les ouvrages hydrauliques ont été définis conjointement par les concepteurs et les producteurs européens sous la forme d'une norme spécifique à l'enrochement (EN 13383). Les particularités des matériaux localement disponibles ont généralement un impact relativement limité sur le processus de dimensionnement, dès lors que les blocs requis ne sont pas exceptionnellement gros pour la région concernée. Malgré le « contrôle de la production en carrières » de l'enrochement exigé par la norme européenne, il est fortement recommandé que le maître d'œuvre procède à des inspections des carrières avant de les choisir (voir la Section 3.10.2). Par exemple, dans certains cas rares, l'apparence visuelle peut constituer la principale exigence du client pour un site où l'impact visuel est essentiel.

#### **Scénario 2: carrière locale**

Les avantages environnementaux et économiques sont considérables si le transport des matériaux est limité. Ainsi, il faut tout mettre en œuvre pour concevoir un ouvrage dont les besoins en matériaux sont basés sur l'offre locale. Ceci nécessite l'étude détaillée de telles solutions de dimensionnement qui pourraient induire un surcroît de maintenance et de nuisances associées vis-à-vis du public. La source locale devrait fournir une partie importante des matériaux; il faut en outre prévoir, dans la mesure du possible, l'utilisation coordonnée de gisements locaux de matériaux secondaires et recyclés. Une analyse soignée des blocométries, de la qualité et de la durabilité disponibles, ainsi que des implications en termes de transport et d'impact environnemental doit être effectuée. Il faut éviter d'avoir à transporter de grandes quantités de matériaux de noyau sur de longues distances. La combinaison entre des carrières locales et la fabrication locale de blocs artificiels en béton ou l'importation de gros enrochement destiné à la carapace peut constituer une approche optimale permettant de satisfaire les besoins en matériaux du projet.

#### **Scénario 3: carrière dédiée**

Pour les projets de grande envergure où les conditions géologiques à proximité du site sont susceptibles de fournir un enrochement de bonne qualité et où il existe un cadre légal d'aménagement du territoire permettant l'obtention d'un permis d'extraction, l'ouverture d'une carrière dédiée constitue généralement la solution la plus économique.

##### **3.1.1.5 Considérations générales**

En règle générale, l'équipe responsable d'un projet doit tenir compte des conséquences éventuelles techniques, environnementales et liées à la construction de l'ouvrage de l'utilisation de différents matériaux. Elle doit en cela prêter une attention particulière aux responsabilités respectives des différents intervenants.

### Innovation technique

Il est possible d'utiliser de l'enrochement avec une densité et/ou une durabilité extrême. La Section 3.5 traite des avantages que présentent l'utilisation dans la partie immergée d'un noyau de faible densité et d'une carapace en enrochements de densité plus élevée. La Section 3.6 décrit des modèles de dégradation qui devraient conduire à des stratégies d'atténuation des inconvénients associés à l'utilisation d'enrochement à durabilité limitée, telles que le surdimensionnement, l'adoucissement du talus ou encore une maintenance renforcée.

La forme des enrochements de certains gisements, associée à des méthodes de mise en œuvre par placement individuel, peuvent parfois permettre de concevoir et de construire des ouvrages stables avec une pose plus dense d'enrochements de plus petites tailles ou avec un nombre réduit de couches (voir la Section 5.2.2.2).

En règle générale, les enrochements plus petits utilisés pour les berges de rivières et les parements de barrages réduisent les contraintes relatives aux gisements de matériaux. L'utilisation de dépôts superficiels locaux, tels que des dépôts glaciaires et des gros blocs roulés, doit être considérée en appoint des enrochements traditionnels provenant de carrières, notamment dans le cas des aménagements fluviaux. L'utilisation de manière imaginative de matériaux tels que les gabions ou les enrochements liés ou appareillés permet d'améliorer la stabilité hydraulique de ces matériaux et donc de les utiliser même si leur taille est insuffisante pour une solution traditionnelle. Même des options novatrices nécessitant une maintenance fréquente peuvent devenir viables s'il existe une main-d'œuvre facilement disponible et un approvisionnement en matériaux facile et peu coûteux. Pour les ouvrages de protection des plages et les ouvrages côtiers, les caractéristiques des matériaux locaux peuvent inciter à opter pour des dimensionnements moins classiques, mais viables et peu onéreux (le lecteur trouvera à ce sujet plusieurs exemples dans Crossman *et al.*, 2003, ainsi qu'une étude de cas à la Section 6.3).

En général, les projets de grandes digues utilisant des carrières dédiées bénéficient largement de dimensionnements conçus pour minimiser les déchets de la carrière et pour assurer une utilisation de la totalité des volumes d'abattage. Une analyse anticipée du rendement des carrières dédiées peut avoir un impact majeur sur les coûts totaux du projet. Cela nécessite une prédiction raisonnable de la distribution des tailles de blocs à obtenir lors de l'abattage. Les avant-projets ne devraient pas être développés sans analyse du rendement d'abattage. Les dimensionnements successifs (préliminaire et détaillé) doivent intégrer les résultats des études géotechniques en cours. Celles-ci nécessitent généralement d'établir un programme de reconnaissances sur le site de la future carrière dédiée. Ces études permettent de comparer les coûts totaux des matériaux pour différents concepts d'ouvrages : digue à talus conventionnelle, à berme (ouvrage dynamiquement stable) et de type islandais (ouvrage statiquement stable). L'Encadré 3.1, les Sections 3.9.4 et 3.9.5 présentent des estimations de rendement d'abattage et des exemples d'analyse de comparaison des coûts.

### Aspects environnementaux

Les projets d'ouvrages perturbent généralement l'écosystème ; le dimensionnement doit donc s'efforcer d'accélérer le retour à un environnement sain, en partie via un choix approprié des matériaux. Pour les estrans, dont les écosystèmes sont fragiles, servant de fondations aux revêtements et aux protections de plages, il est possible de minimiser cet impact environnemental en optant pour un ouvrage avec une empreinte plus réduite, c'est-à-dire un talus plus raide, doté de blocs de carapace plus gros. L'apport environnemental des habitats marins artificiels tels que ceux que constituent les ouvrages à carapace en enrochement, et notamment les « récifs en enrochement », dépend du choix des matériaux et fait l'objet d'une attention croissante. La re-colonisation des environnements fluviaux peut être plus rapide avec les « biosystèmes », par exemple des gabions avec une végétation intégrée lors de la construction. Ces aspects sont traités plus en détail à la Section 2.5.

### Contraintes relatives au site

Des possibilités limitées de transport des matériaux réduisent souvent l'éventail de solutions d'approvisionnement. Les barrages de fermeture, les ouvrages en rivières ou les ouvrages côtiers présentent parfois des contraintes spécifiques au site qui interdisent le transport terrestre ou par la voie d'eau. Si le dimensionnement utilise des enrochements artificiels, il est nécessaire d'aménager des zones provisoires pour leur fabrication. Les travaux côtiers dans des zones balnéaires peuvent être exposés à des limitations des nuisances, à savoir obligation de livrer les matériaux par la mer et dans une période saisonnière appropriée. Cela élimine parfois d'emblée des carrières locales apparemment viables mais desservies par la route. Les livraisons par la mer induisent généralement des surcoûts associés à la construction d'une zone provisoire de déchargement ou de toute autre infrastructure de transport permettant le transbordement des livraisons. Les questions relatives au transport sont traitées plus en détail à la Section 9.4. Le choix des matériaux dépend également de l'utilisation in fine du site, par exemple pour permettre au public d'accéder aux plages situées au pied d'anciens murs de haut de plage réhabilités par un revêtement en enrochement. Ainsi, la nécessité d'assurer la sécurité du public peut favoriser le choix de certains matériaux pour obtenir une finition de parement plus lisse. Pour les travaux de réparation, la meilleure solution consiste généralement à réutiliser la carapace existante. Lorsque de l'enrochement neuf doit être ajouté à l'ancien, l'impact visuel et la performance fonctionnelle du mélange final sont à étudier. Le mélange de blocs béton et d'enrochement naturel dans la carapace s'effectue en dernier recours.

### Responsabilités

Si la prise en compte des aspects relatifs aux matériaux intervient trop tard dans le développement du projet, et faute de considération suffisante des contraintes de l'entreprise, le maître d'œuvre doit prévoir la soumission de variantes lors de la phase d'appel d'offres, ce qui risque de retarder considérablement le projet. En règle générale, l'entreprise ne prend pas le risque de développer une variante avec de l'enrochement dont les propriétés diffèrent significativement de la solution de base. Il existe toutefois des exceptions. Par exemple, si l'entreprise prend le risque de faire jouer sa garantie décennale en cas de performances insuffisantes de l'ouvrage. L'ouvrage peut aussi faire l'objet de vérification voire d'un redimensionnement, pour intégrer les propriétés des matériaux (densité ou blocométrie) disponibles localement. Bien qu'elles reposent sur une analyse approfondie des sources d'enrochement, des méthodes de construction et d'optimisation de la blocométrie, ces dimensionnements avantageux sur le plan économique sont parfois rejetés par les maîtres d'œuvre par crainte des conséquences juridiques associées.

#### 3.1.1.6 **Coût du projet**

Les estimations initiales des coûts approximatifs du projet doivent être réalisées à partir des données disponibles, telles que le coût de projets comparables, des coûts de construction, des coûts estimés de production d'enrochement et de béton, et de coût de transport des matériaux jusqu'au site, qui constitue parfois le poste de dépenses le plus élevé. Le choix de la solution doit intégrer les coûts mais aussi l'acceptabilité sociale et la durabilité des matériaux.

#### 3.1.1.7 **Vers un avant-projet**

Les objectifs de cette phase sont les suivants :

- générer des options de dimensionnement potentiellement viables ;
- fournir des données suffisamment précises et en quantité suffisante pour choisir et dimensionner le projet ;
- spécifier les exigences relatives aux matériaux.

Cela nécessite des données de dimensionnement précises, notamment des estimations des caractéristiques finales du projet, des volumes de matériaux, des méthodes de construction, de l'agressivité du site, de la durée de vie de l'ouvrage et les exigences en termes de maintenance. À ce stade, les propriétés de l'enrochement et la façon dont celles-ci sont liées aux exigences fonctionnelles de l'ouvrage (voir les Sections 3.3 à 3.5) doivent être étudiées. L'utilisation optimale de tous les matériaux disponibles doit aussi être étudiée selon les scénarios possibles d'approvisionnement. La Section 3.6 présente des méthodes pratiques d'évaluation de la durée de vie qui permettent d'identifier la qualité des différents enrochements existants et d'en tirer le meilleur parti. La Section 3.7 propose des recommandations sur la préparation des spécifications et sur le choix des niveaux d'exigences, afin de mieux appréhender les nouvelles normes et les Directives européennes. Les méthodes d'échantillonnage et d'essai permettant d'évaluer les propriétés des matériaux sont également présentées (voir la Section 3.8). Le rendement des opérations de production d'enrochement en carrière (Section 3.9) peut avoir un lourd impact sur les coûts du projet, notamment dans le cas des carrières dédiées. Des efforts considérables sont souvent nécessaires pour anticiper les caractéristiques de l'enrochement avant la phase de production. Puisque celles-ci ne sont pas triviales ni immédiatement disponibles, il est essentiel d'être au fait des particularités associées aux différentes sources d'enrochement, aux diverses procédures d'abattage et de contrôle de la qualité. La mise en place d'un système de contrôle de la qualité en carrière et sur site est abordée aux Sections 3.10 et 9.6, respectivement. Les Sections 3.12 à 3.16 fournissent des informations sur les matériaux alternatifs à l'enrochement naturel et renvoient le lecteur aux principales références et spécifications en la matière.

**Encadré 3.1** Carrière dédiée (Île de Melkoya, Hammerfest, Norvège)

Le développement d'une unité de production de gaz naturel liquéfié et la construction d'une digue sur l'île de Melkoya ont nécessité le nivellement d'une partie de l'île constituée de gneiss feuilleté. Les matériaux abattus ont, dans la mesure du possible, été utilisés en tant que matériaux de construction de la digue. Le site de construction et la carrière dédiée constituaient donc un seul et unique complexe. Compte tenu du niveau de la crête, de la profondeur d'eau et du choix d'un dimensionnement de digue à berme dynamiquement stable, pour une hauteur significative de la houle  $H_s = 7$  m, il allait s'agir d'un projet d'envergure nécessitant environ 700 000 m<sup>3</sup> d'enrochement dépassant 1.5 t avec une masse maximale de 17 t.

Des reconnaissances préliminaires réalisées en 1998 avaient conclu que la production d'enrochement de Melkoya devait être complétée avec 150 000 m<sup>3</sup> de blocs d'enrochement allant de 4 à 17 t importés, en provenance d'une carrière de gabbro de bonne qualité. Les répercussions sur les coûts conduisirent à une seconde campagne de reconnaissances. Une analyse de la géologie sous la surface altérée, basée sur l'analyse de sondages carottés achevée en octobre 2001, a conduit à une révision drastique des rendements en enrochement sur Melkoya. À partir de l'espacement des joints, la configuration tridimensionnelle des blocs *in situ* à différentes profondeurs de la future carrière, ainsi que la distribution blocométrique après abattage ont été calculées à l'aide de méthodes qui commencent à être utilisées pour l'étude de la production d'enrochement en carrière. Cette analyse a été réalisée avec un degré de confiance suffisant pour assurer que le rendement de 3 à 5 % des blocs de 20 à 35 t serait adapté aux sections de la digue les plus exposées. Une digue à berme statiquement stable, utilisant au mieux la prévision du rendement de Melkoya, a ensuite fait l'objet d'un appel d'offres, avec la possibilité qu'une petite quantité (10 000 m<sup>3</sup>) de blocs de 20 à 35 t soit importée sur l'île. Les phases ultérieures de dimensionnement ont permis, par l'utilisation de méthodes de reconnaissances innovantes et par une confiance accrue dans des rendements d'abattage favorables, de mener à bien les études de projet.

L'entreprise n'avait pas eu accès aux prédictions de rendement de la carrière utilisées par la maîtrise d'œuvre de la digue. Du fait de son expérience sur des projets similaires, elle a pu se servir de la distribution granulométrique du dimensionnement de la digue afin de définir ses propres exigences en matière de rendement d'abattage; elle a ainsi pu contribuer à maximiser l'utilisation de l'abattage.

L'extraction, la construction de la digue et le nivellement de l'île ont été effectués en 9 mois de juillet 2002 à avril 2003 avec une production hebdomadaire maximale dépassant 100 000 m<sup>3</sup>. La digue achevée a nécessité 670 000 m<sup>3</sup> d'enrochements supérieurs à 1.5 t, avec une masse maximale de 35 t. La totalité des matériaux de construction utilisés pour la digue provenait de l'île de Melkoya; aucune importation n'a donc été nécessaire.

**Encadré 3.2** L'utilisation d'engrochements locaux comme alternative (Le Havre, France)

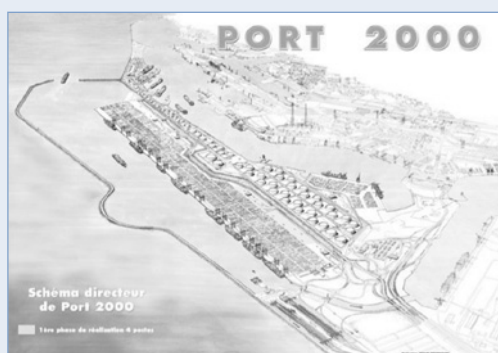
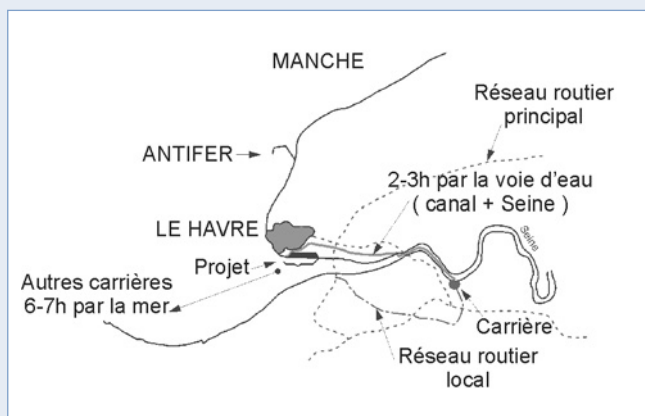
Depuis 1994, le Port Autonome du Havre a entrepris des études et travaux afin de doubler sa capacité de transfert de conteneurs d'ici 2007. La solution retenue a été de créer 200 ha de terre-plein dans l'estuaire de la Seine afin d'établir une liaison étroite avec l'arrière-pays via les réseaux routiers, ferrés et la voie d'eau. Une première digue d'enclôture a été construite pour contenir les matériaux de dragage destinés au remblai des terre-pleins lors de la phase de construction. Une seconde digue de 5.5 km a ensuite été construite pour assurer la protection de la navigation et des manœuvres, et permettre l'exploitation des terminaux. La solution de base pour la digue reposait sur :

1. Un noyau constitué d'un engrochement local de qualité médiocre et variable à base de tout-venant silico-calcaire.
2. Des sous-couches et des filtres en engrochement silico-calcaire.
3. Une carapace en blocs cubiques rainurés.

Des variantes ont été proposées et la construction du projet final a commencé en 2001. Les modifications apportées aux matériaux consistaient à :

1. Utiliser 34 000 blocs ACCROPODE de 1.5 m<sup>3</sup> et 3 m<sup>3</sup> destinés à réduire la carapace à un système monocouche ; les dimensions de la sous-couche étant modifiées en conséquence.
2. Construire près de 5 millions de tonnes de noyau de digue avec des matériaux dragués dans le chenal, plutôt qu'avec du tout-venant de carrière, afin de maximiser la réutilisation des matériaux de dragage et de limiter le transport de matériaux en provenance des carrières éloignées.
3. Remplacer 110 000 m<sup>3</sup> d'engrochement de qualité supérieure par de l'engrochement silico-calcaire dans des parties spécifiques de l'ouvrage peu exposées ; l'engrochement de qualité supérieure étant conservé pour la crête de digue, où la circulation des engins de chantier est importante durant les travaux.
4. Ré-ouvrir une carrière locale de silico-calcaire dans une zone de protection pour l'environnement afin de produire à la fois du tout-venant d'abattage et des engrochements.

Ainsi, les durées de transport par barges sont passées de 7 h (pour des livraisons depuis des carrières situées sur la côte) à 2.5 h (pour les livraisons depuis la nouvelle carrière par les canaux et le fleuve), ce qui a permis de réduire d'environ un tiers le coût de ces matériaux, livraison incluse.



**Figure 3.3**

Vue d'ensemble du projet Port 2000, avec les sources d'engrochement et l'accès principal à la carrière locale de silico-calcaire

La carrière dédiée était située sur le site d'une ancienne carrière fermée depuis les années 1930 et réouverte pour ce projet. Différents horizons géologiques ont rapidement été identifiés pour la production de tout-venant de noyau ou d'engrochement. Une fois rénové, l'ancien quai a servi au chargement des chalands, réduisant ainsi les éventuelles nuisances générées par la circulation locale des poids lourds. Le Parc naturel régional de Brotonne a exigé une réhabilitation soignée du site de la carrière. La réussite globale du projet repose en grande partie sur l'utilisation créative de matériaux disponibles localement en utilisant au mieux leur qualité variable.



**Encadré 3.3** *Choix de solutions alternatives (rivière Lochy, Écosse)*

La rivière Lochy, en Écosse, est sujette à d'importantes crues. Des fosses d'affouillement s'étaient développées autour des piles du Lochy Bridge, qui pouvaient résulter d'une combinaison des facteurs suivants : vitesses d'écoulement extrêmes associées à la taille relativement petite du matériau constitutif du lit, mauvais alignement des piles du pont et exposition des fondations des piles favorisant le phénomène d'affouillement. Plusieurs solutions potentielles ont été envisagées pour protéger les piles :

1. Une carapace autour des piles du pont.
2. Un cordon en enrochement en aval du pont.
3. Un matelas rempli de béton.
4. Un matelas de gabions.
5. Un revêtement en blocs préfabriqués.

Les avantages et inconvénients de chacune des options ont été évalués au regard du coût et de l'applicabilité à cette situation spécifique. Par exemple, les matelas de gabions ont été exclus à cause des difficultés à fabriquer des gabions épousant parfaitement les formes complexes des piles. La solution recommandée, à savoir la mise en place d'une carapace en enrochement, n'était pas l'option la moins coûteuse mais la plus avantageuse :

- l'enrochement était disponible localement : présence de plusieurs carrières produisant des granulats de roche massive et de l'enrochement dans un rayon d'environ 10 km ;
- le transport en ville des matériaux était négligeable, ce qui a permis de limiter fortement les nuisances au voisinage ;
- la technologie est éprouvée et résiste aux écoulements à grande vitesse et offre la souplesse requise pour s'adapter au réajustement du lit.

Cette solution nécessitait une taille maximale d'enrochement de 1 à 3 t afin de garantir la stabilité. Le volume utilisé était de 1 550 m<sup>3</sup>. Cet exemple illustre le cas des projets fluviaux nécessitant des quantités d'enrochement relativement réduites, souvent spécifiées en volume plutôt qu'en tonnage, et pour lesquelles de nombreuses alternatives à l'enrochement pourraient s'avérer avantageuses.

**3.1.2 Principales fonctions et propriétés des enrochements****3.1.2.1 Fonctions des enrochements dans l'ouvrage**

La présente section présente un aperçu des principes régissant les fonctions des systèmes constitués d'enrochement libre et d'autres matériaux comparables. La Section 3.1.2.2 explique le lien existant entre les propriétés et les fonctions de l'enrochement en termes généraux. Les propriétés sont abordées en détail aux Sections 3.2 à 3.6 pour l'enrochement, à la Section 3.12 pour les enrochements artificiels en béton, à la Section 3.13 pour les matériaux granulaires alternatifs, à la Section 3.14 pour les gabions, à la Section 3.15 pour les enrochements liés et à la Section 3.16 pour les géotextiles.

Les principales fonctions des enrochements utilisés dans les ouvrages hydrauliques sont listées ci-dessous :

- faire du volume ;
- fournir une fondation et un système de filtration ;
- protéger l'ouvrage contre l'action de la houle ou des courants et contre l'affouillement.

Les Chapitres 6, 7 et 8 proposent des recommandations détaillées pour le dimensionnement permettant d'obtenir les performances fonctionnelles requises pour divers types d'ouvrages.

Le choix du matériau a des conséquences particulières, qui ne sont pas nécessairement hydrauliques, et qui sont importantes pour le maître d'œuvre parce qu'elles peuvent comporter des avantages ou des inconvénients supplémentaires. Il peut s'agir de l'apparence visuelle, de la durabilité de l'ouvrage, de la perméabilité aux écoulements (y compris de la nappe), de la facilité de construction, de la flexibilité d'emploi, de la disponibilité des matériaux, de l'efficacité de la solution choisie, de l'accessibilité aux gisements, des besoins de maintenance, de la sécurité du public, de l'hygiène et des coûts. Le Tableau 3.1 résume schématiquement les fonctions hydrauliques que peuvent assurer les différents types de matériaux :

**Tableau 3.1** Fonctions hydrauliques des matériaux

Fonction	Type de matériau			
	Enrochement naturel	Enrochement artificiel en béton	Gabions	Matériaux granulaires alternatifs
Remplissage	***	-	-	**
Filtration	***	-	*	*
Protection en carapace	***	**	**	*

**Note** :\*\*\* généralement idéal, \*\* adapté pour cette fonction, \* utilisable pour cette fonction ; des spécifications particulières sont requises dans certaines situations, - inadapté

### Remplissage

C'est la fonction première des matériaux utilisés dans le noyau d'un ouvrage hydraulique. Les matériaux doivent alors présenter des caractéristiques géotechniques suffisantes pour supporter les charges internes telles que leur propre poids, mais aussi les charges externes telles que les variations de hauteur d'eau ou la circulation des engins pendant la phase travaux. La compacité des matériaux mis en œuvre doit permettre d'éviter tout tassement majeur ou inacceptable après la construction. Du fait des vitesses d'écoulement généralement réduites et de l'exposition limitée des matériaux de remplissage, il est généralement acceptable, en fonction de la conception de l'ouvrage et de la méthode de construction utilisée, d'utiliser des matériaux de moindre qualité et des tailles moyennes présentant des écarts très importants, par rapport aux exigences pour les matériaux de filtre ou de carapace. Les caractéristiques hydrauliques doivent être conformes au degré global de perméabilité exigé par le dimensionnement de l'ouvrage. Les matériaux destinés au noyau ne font pas toujours l'objet de normes particulières. Les propriétés des matériaux du noyau sont toutefois soumises à des exigences minimales, qui varient selon l'usage envisagé qui peut être :

- en noyau de digue imperméable immergé en permanence ;
- en noyau de digue-récif perméable immergé par intermittence ;
- en fondations d'ouvrage sur des sols compressibles (densité réduite pour limiter le tassement).

Les **matériaux de noyau** peuvent être constitués d'enrochement brut d'abattage tel que du tout-venant de carrière, de matériaux granulaires alternatifs tels que des granulats secondaires ou recyclés, ou de sable et galets dragués. Dans le noyau d'un ouvrage, notamment sous l'eau, la densité de mise en œuvre des matériaux (voir la Section 3.5.1) est le paramètre indicatif le plus important, car c'est un indicateur de la résistance au cisaillement et de la compressibilité, ainsi que de la perméabilité du noyau. Elle dépend surtout de la granulométrie en place et aussi de la forme des grains.

### Filtration

Afin d'empêcher que les matériaux de la sous-couche et du noyau ne soient emportés par les forces hydrauliques induites par la houle, le courant ou la différence de hauteur d'eau, ces matériaux doivent être protégés par un système de filtres. Ces systèmes sont généralement constitués de matériaux granulaires, de géotextiles ou d'une combinaison des deux appelés *géosystème*. Dans certains ouvrages, tels que les digues, on attend parfois également du système de filtres qu'il contribue à dissiper l'énergie en créant un écoulement turbulent dans les espaces vides.

Les caractéristiques mécaniques et la durabilité du matériau filtrant (géotextiles compris, le cas échéant) doivent être compatibles avec la carapace. Ainsi il peut être non recommandé d'utiliser des couches filtrantes de durabilité limitée en association avec des enrochements artificiels en béton si ceux-ci ne résistent pas aux déplacements induits par des tassements sous-jacents.

Dans ce contexte, les principaux aspects à prendre en compte lors du dimensionnement sont les courbes granulométriques puis la densité relative de la roche et la forme des blocs. La densité de pose joue également un rôle essentiel sur la porosité et, avec la forme et les dimensions des blocs, contrôle l'imbrication de l'enrochement, donc sa résistance au cisaillement inter- et intracouche.

### Protection

Dans des environnements extrêmement sévères, l'ouvrage principal doit être protégé contre :

- les forces hydrauliques, telles que celles induites par l'action de la houle ou le courant du fait de la marée ou de l'écoulement ;
- les facteurs d'altération tels que les contraintes cycliques liées au gel-dégel, à la croissance cristalline, aux cycles thermiques ou aux cycles mouillage-séchage, qui ont tendance à exploiter toutes les faiblesses présentes dans les blocs ;
- les forces supplémentaires telles que la pression de la glace, les collisions de navires ou l'action abrasive des galets.

Dans certains ouvrages, l'attaque de la houle peut entraîner un mouvement des blocs. Lorsque la sévérité de l'action de la houle augmente, ce mouvement passe du balancement au roulement ou au glissement pour les conditions de houle les plus extrêmes. Dans ces conditions, la rupture et l'attrition, à l'origine d'une usure et d'un arrondissement des blocs, peuvent être beaucoup plus rapides. La diminution de la masse des blocs au fil du temps doit être considérée dans le dimensionnement ou dans la spécification des matériaux. Par conséquent des caractéristiques de durabilité extrême ainsi que des exigences géométriques strictes applicables à la blocométrie et à la forme des blocs sont nécessaires.

Certaines exigences esthétiques sont parfois requises pour les parties les plus visibles de l'ouvrage. Pour des raisons architecturales, des méthodes de placement spécifiques peuvent être imposées. Il convient de vérifier, le cas échéant, leur influence sur la stabilité et les propriétés hydrauliques de l'ouvrage. Lorsque les ouvrages sont accessibles au public, l'intégration paysagère et l'hygiène et la sécurité sont à prendre en compte à la fois lors du dimensionnement et lors de la construction. La carapace peut servir d'habitat à certaines espèces qui colonisent les vides dans l'enrochement ou sa surface. Si c'est le cas, cette fonction d'habitat doit être prise en compte lors du choix de la blocométrie et du type d'enrochement à utiliser (voir la Section 2.5).

#### 3.1.2.2 Propriétés des enrochements

Dans la norme européenne relative à l'**enrochement** (EN 13383 Parties 1 et 2), celui-ci est défini comme suit :

« *matériau granulaire utilisé dans les ouvrages hydrauliques et les autres ouvrages de génie civil* ».

L'enrochement se présente donc sous une forme granulaire, en vrac, et comprend toutes les formes alternatives (secondaires ou recyclés) ainsi que les matériaux rocheux. La nouvelle norme relative à l'enrochement fait partie d'une série de normes européennes applicables aux granulats qui reflètent cette nouvelle approche d'égalité des matériaux naturels, secondaires et recyclés – dès lors qu'un matériau est conforme aux exigences pour son application, son origine est sans importance. On peut ainsi s'attendre à ce que davantage de pays remanient leur définition de l'enrochement en s'inspirant des normes EN :

- **enrochement naturel** : enrochement provenant de sources minérales qui n'a subi qu'un traitement mécanique ;
- **enrochement secondaire** : enrochement obtenu par procédé industriel (traitement thermique ou autre), à l'exception des blocs préfabriqués en béton ;
- **enrochement recyclé** : enrochement obtenu par traitement d'un matériau inorganique déjà utilisé pour la construction ;

- **enrochement artificiel (en béton)**: blocs de béton préfabriqués utilisés pour la réalisation de la carapace.

Lorsque les propriétés de l'enrochement sont considérées par référence aux fonctions dans l'ouvrage, il est utile de distinguer les trois types suivants de propriétés, qui correspondent à une phase particulière du cycle de vie de l'enrochement.

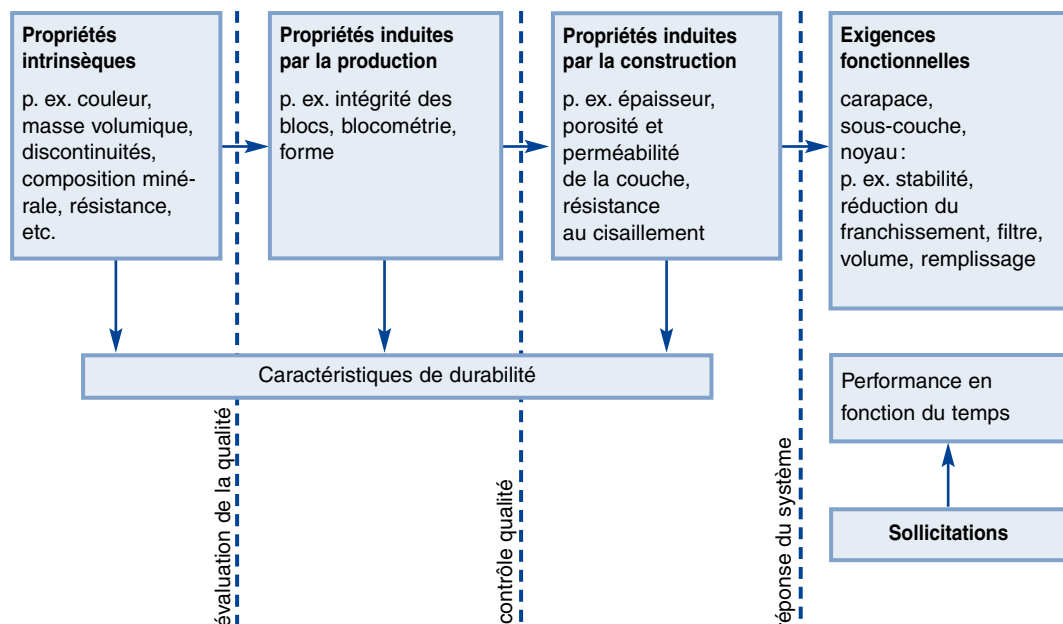
*Propriétés intrinsèques* (voir la Section 3.3): il s'agit des propriétés du gisement, de son histoire géologique ou de procédé industriel comprenant un traitement thermique ou autre. Les propriétés intrinsèques sont liées à certains aspects géologiques importants pour l'ingénieur, tels que les caractéristiques de la matrice rocheuse, les plans de discontinuité, le degré d'altération ou le contexte tectonique de la carrière.

*Propriétés induites par la production* (voir la Section 3.4): ces propriétés se rapportent à l'enrochement pris comme bloc individuel ou comme matériau granulaire composé d'un ensemble de blocs. Les propriétés induites par la production sont affectées par les propriétés intrinsèques et déterminées par la technique de production employée (conception du tir d'abattage à l'explosif, sélection, techniques ou dispositifs de manipulation et de tri).

*Propriétés induites par la construction* (voir la Section 3.5): ces propriétés, telles que l'épaisseur ou la porosité de l'enrochement en place, sont régies par l'utilisation de l'enrochement comme matériau granulaire lors de la construction, et sont fortement influencées par la technique de mise en œuvre, par la forme et par les conditions d'exécution (p. ex. au-dessus ou en dessous de la surface de l'eau).

Certaines de ces propriétés sont susceptibles d'évoluer avec le temps en réponse aux sollicitations exercées par l'environnement physique, mécanique, chimique voire biologique. Ces charges sont traitées de façon plus approfondie en termes de durabilité aux Sections 3.1.3 et 3.6.

La Figure 3.4, appliquée ici à l'enrochement naturel, présente une approche conceptuelle des propriétés et des fonctions utilisables pour tous les matériaux de construction comme les gabions, les matériaux recyclés, les enrochements artificiels en béton, les enrochements liés, par exemple, ainsi que bien d'autres applications des granulats et de l'enrochement.



**Figure 3.4** Schéma conceptuel des propriétés et fonctions de la roche, appliqué à l'enrochement

### 3.1.3 Durabilité

La **durabilité** d'un constituant ou d'un système de matériaux se définit comme sa capacité à fournir les performances requises dans un environnement donné. La durabilité peut être quantifiée à l'aide de la vitesse de baisse des performances sur la durée de vie de l'ouvrage.

La durabilité est donc un équilibre entre la résistance intrinsèque du matériau et l'agressivité des actions de l'environnement en service. Les matériaux de qualité médiocre peuvent résister de façon satisfaisante dans des environnements modérés où les agents pouvant occasionner des dommages sont quasiment inexistantes (p. ex. noyau d'une digue imperméable immergé en permanence).

Le maître d'œuvre doit évaluer la probabilité que les performances structurelles et fonctionnelles changent rapidement du fait de la dégradation des matériaux et deviennent inadéquates. Il s'agit là de l'une des évaluations les plus délicates. Les recommandations à ce sujet sont rares; c'est pourquoi la Section 3.6 fournit des exemples d'outils – expérimentaux – applicables à l'enrochement naturel. S'il estime qu'un enrochement d'un gisement particulier risque de se dégrader rapidement, le maître d'œuvre dispose de plusieurs options décrites ci-dessous.

#### 3.1.3.1 Stratégies de gestion de la faible durabilité de l'enrochement

Plus le dimensionnement choisi tolère de mouvement des blocs de la carapace en service, plus les enrochements utilisés doivent être durables. De même, pour utiliser des matériaux de moindre qualité et en réduire la vitesse de dégradation, il faut en limiter les mouvements.

Les circonstances ci-dessous peuvent justifier le choix de matériaux de moindre qualité pour **réaliser la carapace** et/ou le **filtre**:

- performances satisfaisantes obtenues avec le même enrochement dans des applications similaires;
- faible agressivité des conditions du site compatible avec le matériau;
- une fréquence élevée des opérations de maintenance et des réparations est considérée comme acceptable (p. ex. car la main-d'œuvre est relativement bon marché et les nuisances sont limitées);
- surdimensionnement de la carapace afin de réduire la mobilité en cas de tempête ou de crue;
- diminution de la pente du talus mais utilisation de volumes de matériaux supérieurs pour réduire la mobilité;
- imbrication accrue dans la carapace;
- absence de toute alternative (coût excessif des matériaux plus durables car trop éloignés ou des blocs béton); ouvrage provisoire ou de courte durée de vie.

Certaines options innovantes et bon marché citées dans Crossman *et al.* (2003) mettent l'accent sur l'utilisation de matériaux de qualité modérée, combinée à un dimensionnement et à des méthodes originales de construction (voir également la Section 6.3.5). La Section 3.15 présente la technique des enrochements liés permettant d'obtenir la stabilité requise de la carapace avec des blocs de plus petites tailles. Il faut noter que le liaisonnement à base de ciment ou de bitume s'altère plus rapidement sur les sites exposés à des conditions climatiques extrêmes.

**NOTE:** au moment de choisir entre une carapace en enrochement ou en blocs béton, la solution avec des blocs naturels peut s'avérer plus intéressante si la durée de vie de l'ouvrage doit être très longue. Les enrochements à partir de nombreuses roches ignées, métamorphiques ou de certains calcaires cristallins présentent une absorption en eau réduite et une bonne intégrité; ils seront donc nettement plus résistants et durables que du béton non-armé.

### 3.1.3.2 Durabilité des autres matériaux

#### Protection et carapace

En carapace, les principaux facteurs entraînant la dégradation des gabions et des géotextiles sont les agents abrasifs, les mouvements pouvant induire des ruptures localisées et les ultraviolets fragilisant les polymères et la protection plastique des grillages. Les mesures anticorrosion sont parfois coûteuses. Les géosystèmes et les géosacs ne sont que rarement utilisés en carapace. Dans ces situations, la résistance mécanique et la durabilité du géotextile ou de la géomembrane sont critiques et il est crucial de surveiller la dégradation éventuelle liée à l'exposition aux ultraviolets et les dommages induits par les perforations (accidentelles ou par vandalisme). Les Sections 3.12 à 3.16 présentent des suggestions et des références précises concernant l'évaluation de la durabilité.

#### Remplissage et filtration

Pour la plupart des projets où le remplissage s'effectue avec des matériaux d'abattage, il faut souligner que les vitesses de dégradation sont minimales dans les environnements immergés en permanence et caractérisés par des écoulements modérés. Il existe toutefois une exception pour les rivières et canaux dont les eaux peuvent devenir beaucoup plus acides que l'eau de mer. Cela crée un risque de tassement du noyau lié à la dissolution du carbonate présent dans certains calcaires très solubles. En particulier dans le cas des ouvrages construits en eau douce, l'enrochement utilisé pour le noyau doit être exempt de constituants solubles tels que le chlorure de sodium ou le gypse. De plus, ces sels peuvent être mis en solution dans des quantités susceptibles de nuire à l'environnement.

L'utilisation de matériaux granulaires alternatifs est particulièrement recommandée en remblai notamment pour la création de terre-pleins. Dans le cas des matériaux recyclés ou secondaires, notamment, il convient de s'assurer que leurs caractéristiques de lixiviation, telles que la quantité et le type de substances libérées, sont compatibles avec l'environnement du site. La façon la plus efficace d'atténuer les risques de dégradation, de tassement et de pollution consiste à réaliser un plot d'essai dit à « volume constant et à solubilité à l'eau constante » et à utiliser une barrière passive en géomembrane et/ou argile. Par ailleurs, tous les minéraux secondaires susceptibles de se former, donc d'altérer les caractéristiques du noyau, doivent être identifiés afin d'être traités. Le principe directeur est que les matériaux de remplissage et de filtration doivent être physiquement et chimiquement stables une fois mis en place et ne doivent pas interagir de façon nuisible avec leur environnement. La Section 3.13 fournit des méthodes d'évaluation des risques relatifs aux matériaux secondaires et recyclés.

### 3.1.4 Normes applicables à l'enrochement

L'Europe a connu ces dix dernières années une évolution cruciale : l'enrochement est désormais pleinement considéré comme un matériau de construction et fait l'objet d'une norme européenne référencée EN 13383. Ce texte a été introduit en même temps qu'une série de normes applicables aux granulats en conformité avec les exigences du mandat M125 (Granulats) de la Commission européenne, formulées dans le cadre de la Directive des produits de construction de l'Union européenne (DPC 89/106/CEE). L'EN 13383 prime sur les recommandations nationales qui peuvent être en contradiction et comporte deux parties :

- **partie 1** : spécifications – présente des spécifications pour que les ouvrages répondent aux « exigences essentielles » formulées dans la Directive 89/106/CEE ;
- **partie 2** : méthodes d'essais – présente les procédures d'échantillonnage et de méthodes d'essai dédiées applicables à l'enrochement lorsque les méthodes classiques relatives aux granulats ou à la mécanique des roches ne sont pas adaptées.

L'EN 13383-1 spécifie différentes catégories de propriétés, pour permettre aux utilisateurs de déterminer les valeurs limites appropriées applicables au large panel de qualités d'enrochement produites en Europe (voir la Section 3.7). Dans la plupart des cas, le texte fournit également aux

producteurs des critères permettant d'identifier une valeur de propriétés à déclarer lorsque celle-ci n'entre dans aucune des catégories indiquées.

Du fait des fonctions particulières et des grandes dimensions de l'enrochement, certaines méthodes d'essais et d'échantillonnage spécifiques, différentes de celles associées aux granulats, ont été spécifiées dans l'EN 13383-2. Pour les autres méthodes d'essais, il a fallu s'inspirer des nouvelles normes européennes relatives aux granulats, qui priment sur les procédures employées auparavant dans les pays européens. Afin de faciliter le travail des producteurs d'enrochement et des laboratoires d'essais, l'Annexe G de la norme propose, sous la forme d'un tableau, un résumé de toutes les exigences en matière d'échantillonnage et d'essais pour une propriété donnée. Ce résumé est considéré comme essentiel, du fait de l'extrême diversité des types d'essais, des prises d'essais et des procédures de sélection des échantillons. Cela a été nécessaire pour adapter les essais sur roche ou granulat à l'enrochement.

En matière d'essais, il convient de distinguer :

- les essais obligatoires réalisés par le producteur désireux d'effectuer le marquage CE de sa production (voir la Section 3.7.1) ;
- et les autres essais imposés par le maître d'œuvre dans le cadre d'un projet particulier, qu'il s'agisse de l'agrément du gisement ou du contrôle des livraisons.

Les essais effectués pour le marquage CE s'organisent comme suit (voir l'EN 13383-1, Article 8) :

- essai de type initial (ITT) : l'essai est une caractérisation ponctuelle soit d'une nouvelle source, soit d'un gisement existant présentant des variations significatives ou exploité différemment.
- contrôle de la production en carrière (FPC) : les essais sont réalisés à intervalles réguliers par le producteur pour s'assurer que le processus de production continue de fournir des matériaux présentant les propriétés désirées.

En complément aux essais de type initial et si on ne dispose initialement d'aucune donnée expérimentale pourtant nécessaire au maître d'œuvre ou à l'acheteur, il peut être nécessaire d'obtenir d'autres résultats d'essais. Dans ce contexte et pour les gros enrochements, il est souhaitable de caractériser la forme des blocs et d'évaluer leur intégrité à l'aide de l'Essai de fendage *in situ* (FSTT), car elles peuvent faciliter le travail de conception de l'ouvrage (voir la Section 3.8 consacrée aux essais).

Parmi les essais couramment réalisés en contrôle de la production figurent notamment la détermination de la masse volumique des blocs et la mesure de la distribution blocométrique. Les essais de type initial peuvent comprendre tous ceux effectués pour le contrôle de la production.

De toute évidence, ce système a porté ses fruits, en définissant des propriétés géométriques telles que les granulométries standard de l'enrochement qui permettent au producteur de préparer les matériaux à l'avance et au maître d'œuvre de savoir quelles granulométries seront disponibles sur le marché.

Il est recommandé d'utiliser la norme avec prudence car elle ne couvre que les exigences essentielles et elle ne suffit donc pas à assurer totalement la durabilité ou la durée de service nécessaire. Certaines situations nécessitent d'imposer des exigences complémentaires, basées sur les contraintes spécifiques du site, afin d'assurer des performances appropriées. Ainsi l'EN 13383 ne prévoit pas d'essais à échelle réelle pour l'intégrité des blocs et se limite à des essais en laboratoire sur de petits échantillons, qui ne sont pas représentatifs du comportement à long terme des gros blocs hétérogènes à échelle réelle.

De nombreuses régions d'Europe disposent de gisements d'enrochements d'excellente qualité. Une fois que les blocométries sont choisies par le maître d'œuvre, une attention insuffisante est parfois prêtée à la qualité de l'enrochement, en se contentant d'établir des exigences de qualité inspirées des spécifications de la norme EN 13383. Or cela peut exclure l'enrochement local de

qualité parfaitement acceptable pour le projet et dont l'approvisionnement est moins coûteux. Partout dans le monde, les projets utilisent généralement l'enrochement local et qui, d'après les résultats des essais, n'a qu'une qualité satisfaisante, limitée voire parfois médiocre mais compatible avec le projet. Hors de l'Union européenne, il faut donc faire preuve de prudence dans l'application des normes telles que l'EN 13383 et envisager leur adaptation aux spécificités du pays. En Amérique du Nord, où les conditions climatiques sont extrêmement diversifiées et où la roche d'excellente qualité est souvent rare, les « Standard Practice for the Evaluation of Rock to be used for Erosion Control » intégrées à l'ASTM D4992-94 (2001) suggèrent d'examiner l'enrochement à la source. Elles indiquent également que le choix des essais de laboratoire à mettre en œuvre dépend du type d'enrochement. L'objet de ces recommandations n'est pas d'indiquer quels sont les essais à réaliser pour chaque cas mais de passer en revue les essais existants et les propriétés intéressantes de l'enrochement. Bien souvent, faire appel à un ingénieur géologue qualifié pour effectuer l'évaluation, par exemple à l'aide d'une approche multicritère (Lienhart, 2003), peut s'avérer très avantageux lors des études. En fonction de l'échelle, de la complexité et des risques du projet, il peut être nécessaire de procéder à une évaluation détaillée de l'adéquation d'une source d'enrochement au projet, notamment si l'on prévoit de ne pas utiliser d'enrochement d'excellente qualité.

## 3.2 ENROCHEMENT NATUREL – APERÇU DES PROPRIÉTÉS ET DES FONCTIONS

### 3.2.1 Introduction

Les projets maritimes nécessitent souvent d'importantes quantités d'enrochements; ainsi on estime que 9.3 millions de tonnes par an ont été utilisés pendant cinq ans pour construire le nouvel aéroport de Hong Kong. Une digue de grande envergure en Islande a nécessité, à elle seule, 1 847 000 t de roche, dont 80 % pour le noyau et 20 % d'enrochement. Par contraste, une protection anti-affouillement destinée à une pile de pont en Écosse a utilisé 4 200 t d'enrochement, et certains aménagements fluviaux peuvent ne nécessiter que quelques centaines de tonnes d'enrochement. Quelle que soit l'échelle du projet, une bonne compréhension des facteurs liés à la source, à l'extraction et à la production de l'enrochement s'avérera souvent aussi vitale pour la réussite économique d'un projet qu'une bonne maîtrise du dimensionnement hydraulique. Cela s'explique en grande partie par le fait que l'enrochement n'est pas un matériau de construction habituel, et que chaque combinaison d'enrochement et de conditions de site est unique.

L'enrochement est généralement accompagné de fiches techniques, de certificats d'essais normalisés ou de marques commerciales qui ne sont pas suffisants à l'évaluation du comportement du matériau en service. Les sources potentielles doivent donc être étudiées en fonction de l'usage une fois en place.

Les Sections 3.2 à 3.11 consacrées à l'enrochement naturel visent à expliquer les principales propriétés de ce matériau et à :

- présenter les principaux types de roches et les principales procédures de reconnaissance en carrière (Sections 3.2.2 et 3.2.3);
- expliquer les principales propriétés et fonctions, ainsi que la terminologie ad hoc (voir les Sections 3.2 à 3.5);
- proposer une approche systématique de prédiction de la durée de vie de service (voir la Section 3.6);
- aider le maître d'œuvre à préparer des spécifications adaptées (voir la Section 3.7);
- résumer les méthodes d'essais relatives à la blocométrie et à la qualité de l'enrochement (voir la Section 3.8);



- fournir des recommandations concernant les opérations de production en termes d'abattage, de sélection et de transport (voir la Section 3.9);
- donner un aperçu de procédures réalistes en matière de contrôle de la qualité (voir la Section 3.10);
- souligner les implications en termes de coûts (voir la Section 3.11).

L'information présentée ici est toutefois limitée. Il est conseillé aux lecteurs désireux de mieux comprendre les facteurs géologiques de se reporter aux manuels de géologie appliquée tels que Blyth et De Freitas (1984), Waltham (2001) et Goodman (1993). Ces dernières années sont parues un certain nombre de publications spécialisées consacrées à l'enrochement et aux matériaux granulaires pour les ouvrages hydrauliques, telles que Smith (1999) et Smith *et al.* (2001). Parmi les recueils de documents consacrés spécifiquement à l'enrochement et illustrés d'études de cas figurent notamment Magoon et Baird (1991), McElroy et Lienhart (1993), Thorne *et al.* (1995) et Latham (1998a). En matière de comptes rendus de séminaires, le lecteur peut aussi se référer à Lienhart et Stransky (1981) et Fookes et Poole (1981).

### 3.2.2 Introduction à la géologie de l'ingénieur pour les enrochements

#### Types de roches

Les géologues distinguent plusieurs familles de roches en fonction de leur mode de formation :

- **la roche ignée (ou magmatique)**, formée par cristallisation et solidification d'un magma silicaté fondu;
- **la roche sédimentaire**, formée par sédimentation puis diagénèse sous l'eau en mer ou, plus rarement, à terre (lacs, etc.);
- **la roche métamorphique**, issue de l'action de la chaleur et de la pression sur des roches magmatiques, métamorphiques ou sédimentaires pendant une période de temps géologique, à l'origine de l'apparition de nouveaux minéraux et de nouvelles textures au sein de la roche préexistante.

Ces familles peuvent être réparties en 20 types de roches. Chacun présente des caractéristiques communes; les propriétés et l'utilisation de ces types de roches pour les enrochements peuvent être présentées sous forme synthétique (voir le Tableau 3.2). Les enrochements sont généralement obtenus par abattage mais il existe des zones où le rocher n'affleure pas. Il est alors possible d'utiliser des dépôts glaciaires ou encore des sédiments fluviaux ou marins.

Tableau 3.2 Évaluation générale de l'utilisation de roche non-altérée dans les ouvrages hydrauliques

Roche		Utilisation			Propriété		
Groupe	Type	Carapace	Filtre	Noyau	Masse volumique (t/m <sup>3</sup> )	Blocométrie maximale	Forme
MAGMATIQUE	Granite	*	*	*	2.5 – 2.8	HG	Équidimensionnelle
	Diorite	*	*	*	2.6 – 3.1	HG	Équidimensionnelle
	Gabbro	*	*	*	2.8 – 3.2	HG	Équidimensionnelle
	Rhyolithe	*	*	*	2.3 – 2.8	LG	Irrégulière à équidimensionnelle
	Andésite	*	*	*	2.4 – 3.1	LG	Équidimensionnelle
	Basalte	*	*	*	2.5 – 3.1	HG	Équidimensionnelle
	Syénite	*	*	*	2.6 – 2.9	HG	Irrégulière à équidimensionnelle
SÉDIMENTAIRE	Quartzite	*	*	*	2.6 – 2.8	HG	Irrégulière à équidimensionnelle
	Grès	!	*	*	2.3 – 2.8	LG	Tabulaire
	Grès fin	!	!	*	2.3 – 2.8	LG	Tabulaire
	Schiste	!	!	*	2.3 – 2.7	LG	Tabulaire
	Calcaire	*	*	*	2.3 – 2.7	HG	Irrégulière à équidimensionnelle
	Craie	!	!	*	1.5 – 2.3	LG	Irrégulière à séquidimensionnelle
MÉTAMORPHIQUE	Schiste ardoisier	x	x	*	2.7 – 2.8	LG	Tabulaire
	Schiste sériciteux	x	x	*	2.3 – 2.7	LG	Allongée
	Schiste	!	!	*	2.7 – 3.2	LG	Allongée à tabulaire
	Gneiss	*	*	*	2.6 – 2.8	HG	Équidimensionnelle
	Marbre	*	*	*	2.7 – 2.8	HG	Équidimensionnelle
	Serpentinite	*	*	*	2.5 – 2.6	LG	Irrégulière
	Éclogite	*	*	x	3.3 – 3.6	HG	Irrégulière

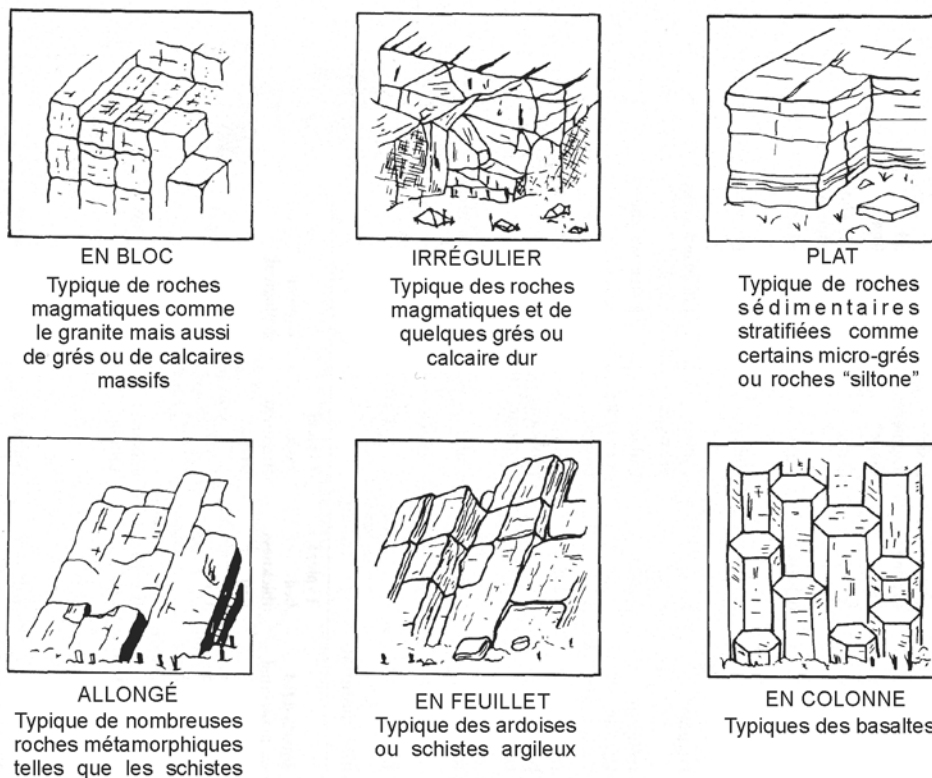
**Note** : \* adaptée; ! nécessite une attention particulière; x inadaptée  
CG petit enrochement; LG enrochement moyen; HG gros enrochement

### Discontinuités du gisement

L'abattage s'effectue dans un massif rocheux constitué de roche intacte parcourue de discontinuités. Ces deux éléments du gisement sont importants pour la production et l'utilisation de l'enrochement. Les caractéristiques d'un massif rocheux à l'échelle d'un affleurement dépendent généralement des discontinuités présentes à l'état naturel. À bien des égards, les gros enrochements peuvent présenter des caractéristiques identiques à celles du massif rocheux; ce n'est pas le cas, toutefois, des enrochements de plus petites dimensions. Les discontinuités naturelles ont une origine géologique et géomorphologique, tandis que les discontinuités artificielles sont généralement induites par les techniques d'extraction telles que l'abattage à l'explosif. Les ingénieurs-géologues emploient une terminologie spécifique (p. ex. voir Blyth et De Freitas, 1999) pour désigner une large gamme de discontinuités, dont les principaux types sont les plans de stratification qui séparent différentes strates successives des roches sédimentaires, les diaclases, les plans de schistosité et stylolites.

Les discontinuités sont généralement caractérisées par leur nature, leur orientation, leur persistance, leur fréquence, la géométrie de leur surface et la nature des matériaux de remplissage. Au niveau des discontinuités, on observe généralement une diminution considérable des caractéristiques mécaniques de la roche. L'évaluation de la distribution et du motif des discontinuités du massif permet d'obtenir des informations essentielles:

- la distribution des tailles de blocs au sein du massif avant l'abattage, également appelées « blocométrie *in situ* » (IBSD). L'IBSD est proche de la blocométrie maximale des blocs que l'on pense pouvoir récupérer. Elle contrôle en outre la distribution blocométrique des enrochements excavés et peut être prise en compte dans la conception des tirs (voir la Section 3.9.3);
- l'existence et la répartition des altérations à la fois dans le massif rocheux et dans l'enrochement produit (voir la Section 3.6);
- la forme probable des enrochements moyens et gros, comme montré à la Figure 3.5 (voir la Section 3.4.1);
- l'existence de problèmes d'intégrité pour les enrochements moyens ou gros (voir la Section 3.3.4).



**Figure 3.5** Croquis simplifiés des schémas de discontinuité couramment observés sur une largeur de 5 à 10 m

L'analyse des discontinuités s'effectue à partir :

- des **fronts de taille** (ou de **parois rocheuses**), s'ils sont accessibles. On dispose maintenant d'outils photogrammétriques ou laser permettant une évaluation voire une discrimination directe des discontinuités. Ce type de technologie est illustré dans Slob *et al.* (2002). Une analyse directe des traditionnelles lignes de mesure permet d'obtenir les lois statistiques et les valeurs caractéristiques de la distribution de l'orientation, de l'espacement et de la fréquence. Priest (1993) et la Section 3.9.2 proposent une explication détaillée des méthodes de balayage ;
- les **carottes** et les **diagraphies de sondage** peuvent fournir des données représentatives sur l'espacement des discontinuités dans le sens du sondage et sur le RQD (*Rock Quality Designation*) ; pour plus de détails, le lecteur peut se reporter à Zhang et Einstein (2000). En outre, une auscultation sonique à l'aide d'émetteurs et de récepteurs à l'intérieur des trous de sondage peut aider à estimer la distribution blocométrique voire la forme future des blocs.

La Section 3.9.2 traite de l'application de cette méthode d'analyse pour déterminer la blocométrie *in situ*. Si des blocs sont disponibles, il est possible d'avoir plus de certitude sur les discontinuités observées et le risque de problèmes d'intégrité. Il est possible d'étudier les types et les distributions de discontinuité dans le massif rocheux et dans les blocs stockés pour estimer les performances des mêmes discontinuités, à la fois lors de la construction et en service. Marcus (1995) a eu recours à une approche de ce type pour élaborer des recommandations qualitatives sur le type de discontinuité susceptible d'induire une rupture, qu'il a ensuite utilisées pour organiser le contrôle de la qualité (voir la Section 3.10). Cette approche peut également servir de référence au moment de déterminer les zones de production d'enrochement les plus à même d'éviter les problèmes liés aux discontinuités.

#### Degré d'altération de la roche

L'altération de la roche est due à son exposition aux conditions climatiques de surface pendant de longues périodes de temps géologique, et résulte de l'action combinée d'une désintégration mécanique et d'une décomposition chimique. Les effets de l'altération sont plus marqués en présence de climats chauds et humides ; il ne faut toutefois pas perdre de vue que les conditions climatiques du passé géologique et les conditions actuelles peuvent influencer l'état d'altération d'un massif rocheux donné. L'Encadré 3.4 illustre l'influence du climat sur les états d'altération pour des carrières classiques sous trois régimes climatiques différents : climat de l'Europe du Nord-Ouest, climat tropical chaud et humide et climat désertique chaud.

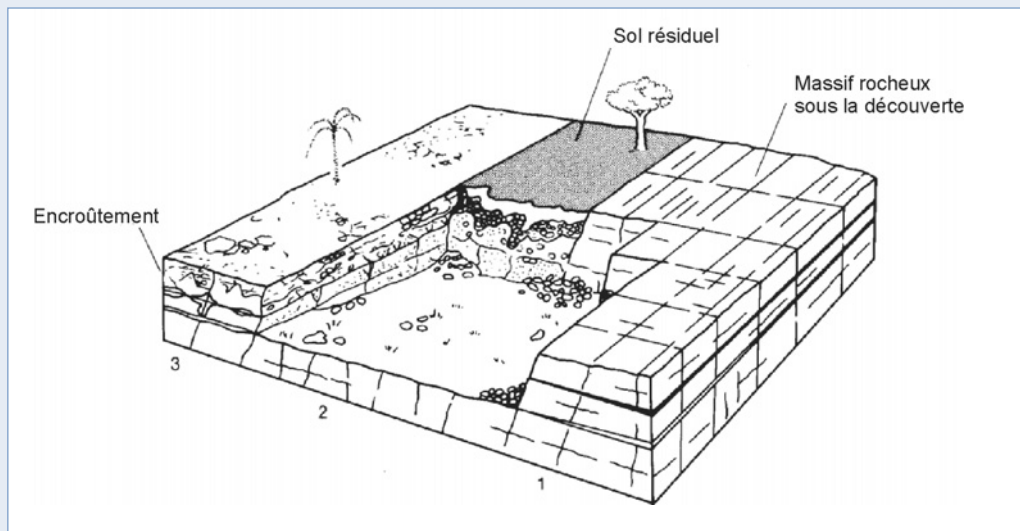
**Encadré 3.4** Influence du climat sur l'altération de la roche en carrière

Les profils d'altération des fronts de taille exploités revêtent une importance capitale (Fookes, 1980). En règle générale, les roches magmatiques et métamorphiques, qui ont été formées dans des conditions de température et de pression élevées ont davantage tendance à présenter des profils d'altération bien développés. Ces profils sont caractérisés notamment par la dégradation des minéraux sombres (contenant du fer ou du magnésium) qui forment des minéraux secondaires clairement visibles au microscope. Les roches sédimentaires s'altèrent moins facilement, parce qu'elles ont été formées dans des conditions de température et de pression existant à la surface de la Terre, probablement assez proche du régime climatique auquel elles sont actuellement exposées.

La Figure 3.6 représente trois carrières sous une forme extrêmement simplifiée. La carrière de droite (n° 1) est par exemple une carrière de roche magmatique d'Europe du nord-ouest. Juste avant les processus géologiques observés actuellement à la surface de la Terre, l'avancée des glaces du Pléistocène a décapé une grande partie des sols résiduels et des roches altérées, laissant ainsi apparaître une roche relativement fraîche qui ne présente généralement que des degrés d'altération minimales. Cette roche est souvent altérée en surface du fait des cycles gel-dégel, et peut être couverte de débris glaciaires ou postglaciaires (Fookes, 1980).

La carrière du centre (n° 2) représente le même type de roche, mais sous un climat tropical chaud et humide. Ici, aucun décapage sous l'action de la glace n'a eu lieu ; on observe donc la présence d'une épaisse couche de sols résiduels, parfois latéritiques. Ce sol d'altération se transforme en profondeur en roche extrêmement altérée puis en roche moins altérée, enfin en roche intacte. Les différents degrés d'altération sont faciles à identifier dans ce type de carrière.

La carrière de gauche (n° 3) est un exemple de carrière de calcaire située sous un climat désertique chaud. La roche est généralement assez poreuse et altérée par les eaux d'infiltration sur quelques mètres d'épaisseur ; elle présente une croûte calcaire de surface épaisse et durcie.



**Figure 3.6** Trois carrières schématisées présentant différents types d'altération

En fonction du degré d'altération, il est possible que les propriétés générales susceptibles d'être observées sur un échantillon inaltéré (voir le Tableau 3.2) ne s'appliquent pas. Ainsi, le processus d'altération peut avoir généré une microfissuration de la matrice rocheuse d'une roche magmatique, et des minéraux qui, à l'origine, étaient fortement liés peuvent avoir été altérés ou totalement remplacés par d'autres plus fragiles, tels que de l'argile.

La sévérité de la désintégration par altération géologique est indiquée par le **degré d'altération**, qui peut être évalué de manière subjective et attribué au massif rocheux ou à la matrice rocheuse dans la carrière de la façon suivante :

- degré 1A – aucun signe d'altération ;
- degré 1B – décoloration au niveau des principales discontinuités ; pas d'altération des minéraux ;
- degré 2 – décoloration de toutes les discontinuités ; décoloration et légère altération de la matrice rocheuse ;
- degré 3 – moins de la moitié de la roche est décomposée et/ou désintégrée en sol ;
- degré 6 – la roche est intégralement altérée en sol.

Il existe de nombreuses procédures d'évaluation du degré d'altération. Pour la reconnaissance de site de production d'enrochements, on pourra se reporter à la norme BS 5930. Les classifications et procédures d'essais conçues pour différents types de roches sont particulièrement utiles (voir Cassar et Vella, 2003; Lee et De Freitas, 1989).

L'altération de la roche peut aussi se produire en service, sur la durée de vie de l'ouvrage sur 50 à 100 ans. À titre d'exemple, un bloc peut présenter des caractéristiques de résistance et de qualité satisfaisantes au moment de l'excavation. Toutefois, si le massif rocheux présente des signes de degré d'altération de niveau 2 ou plus, l'enrochement risque de s'altérer plus rapidement par fendage, épaufrage et abrasion lorsqu'il sera exposé aux rigueurs (climatiques) du site. Cette altération doit être appréciée et étudiée via une interprétation attentive des résultats d'essais en laboratoire, même si ceux-ci comprennent des essais de vieillissement accélérés; on peut aussi s'appuyer sur une analyse pétrographique de lames minces afin d'identifier d'éventuels minéraux secondaires ou évolutifs et de possibles microfissures dans la matrice rocheuse.

**NOTE:** les résultats relatifs à la résistance mécanique ou à la densité sur petits échantillons d'un type de roche donné sont exceptionnellement médiocres. Ils peuvent atteindre les niveaux de spécification mais ils peuvent toutefois indiquer un degré d'altération géologique de 2 ou plus, par exemple dans le cas d'une altération chimique de la matrice rocheuse. Il est recommandé de procéder en outre à des reconnaissances sur le site, incluant un examen pétrographique afin d'améliorer les prédictions de performances et d'identifier des zones de meilleure qualité pour y concentrer la production d'enrochement dans la carrière. Souvent, le degré d'altération des enrochements exposés à un climat tempéré de type européen ou à un climat chaud et humide diminue avec l'augmentation de la profondeur de la carrière, si bien que la qualité et la taille des blocs s'accroissent. Dans le cas contraire, il faut alors envisager des sources d'approvisionnement en enrochement et/ou reconsidérer le contrôle de la qualité (voir Section 3.10). Dans les climats désertiques chauds et secs, en revanche, la meilleure qualité de roche se trouve dans la couche de croûte durcie située près de la surface (voir Encadré 3.4).

### 3.2.3 Principes de l'évaluation de la carrière

Les reconnaissances de terrain et les analyses de laboratoire concernant une carrière existante ou une possible carrière dédiée ont essentiellement deux objectifs distincts:

- **déterminer les blocométries et les quantités respectives d'enrochements** pour s'assurer que les tonnages nécessaires au projet peuvent être produits et livrés au moment voulu et au rythme désiré (voir la Section 3.9 en particulier 3.9.3 consacrée aux méthodes de prédiction et d'évaluation des rendements d'abattage et la Section 3.9.5 consacrée à l'adéquation entre les courbes de rendement et la demande du projet, la Section 3.10 sur le contrôle de la qualité et la Section 9.2 sur la préparation du site);
- **estimer la qualité de l'enrochement** pour disposer des données nécessaires à la prédiction de la durée de vie en service de l'enrochement (voir la Section 3.6).

La première visite sur le site doit permettre de déterminer si les tailles d'enrochement et les quantités respectives requises sont disponibles, d'estimer visuellement leur qualité et de prélever des échantillons. On pourra ensuite s'intéresser aux stocks disponibles et aux réserves, aux distances et aux méthodes de transport jusqu'au site de construction, aux installations de déchargement et de stockage, à l'expérience du producteur et enfin à la fiabilité des systèmes de contrôle de la qualité mis en place dans la carrière.

Si l'on adopte une approche systématique pour évaluer la durabilité de l'enrochement telle que proposée par exemple par Lienhart (1998, 2003), l'évaluation de terrain en carrière doit être complétée par une étude de l'agressivité du site de construction (fréquence des charges extrêmes, mobilité de l'enrochement, agents d'attrition) et des conditions climatiques (intensité de l'altération en service, contraintes cycliques). Les aspects suivants doivent être considérés :

- **disposition géologique** – distribution des zones de roche de bonne qualité dans la carrière, présence de failles et de fissures ;
- **type de roche** – résistance mécanique et résistance de la matrice rocheuse au vieillissement et à l'attrition en service ;
- **régime des contraintes *in situ* régionales** – la présence de failles et de plis suggère que les blocs abattus auront tendance à se fendre ;
- **degré d'altération** – la roche altérée se décomposera plus rapidement en service ;
- **conditions phréatiques** – l'écoulement d'eau provenant des fronts de la carrière suggère la présence de filons altérés ;
- **discontinuité** – la fracturation du massif contrôle les tailles, formes et intégrité des blocs *in situ* ;
- **méthodes de production** – l'abattage sans explosif génère moins de fissures internes ;
- **mise en dépôt** – les blocs stockés pendant plusieurs mois avant la sélection se fendent rarement après cette période ;
- **forme constatée dans les zones de stockage** – l'observation des blocs permet d'estimer l'élanement moyen (longueur/largeur) et la forme moyenne des blocs ;
- **intégrité des blocs, constatée dans les zones de stockage** – la proportion de blocs présentant des fissures visibles après mise en dépôt est un indicateur de l'intégrité de l'enrochement ;
- **échantillonnage** – nécessaire pour obtenir des matériaux représentatifs pour des essais de laboratoire ;
- **essai d'intégrité des blocs** – essai destructif *in situ*.

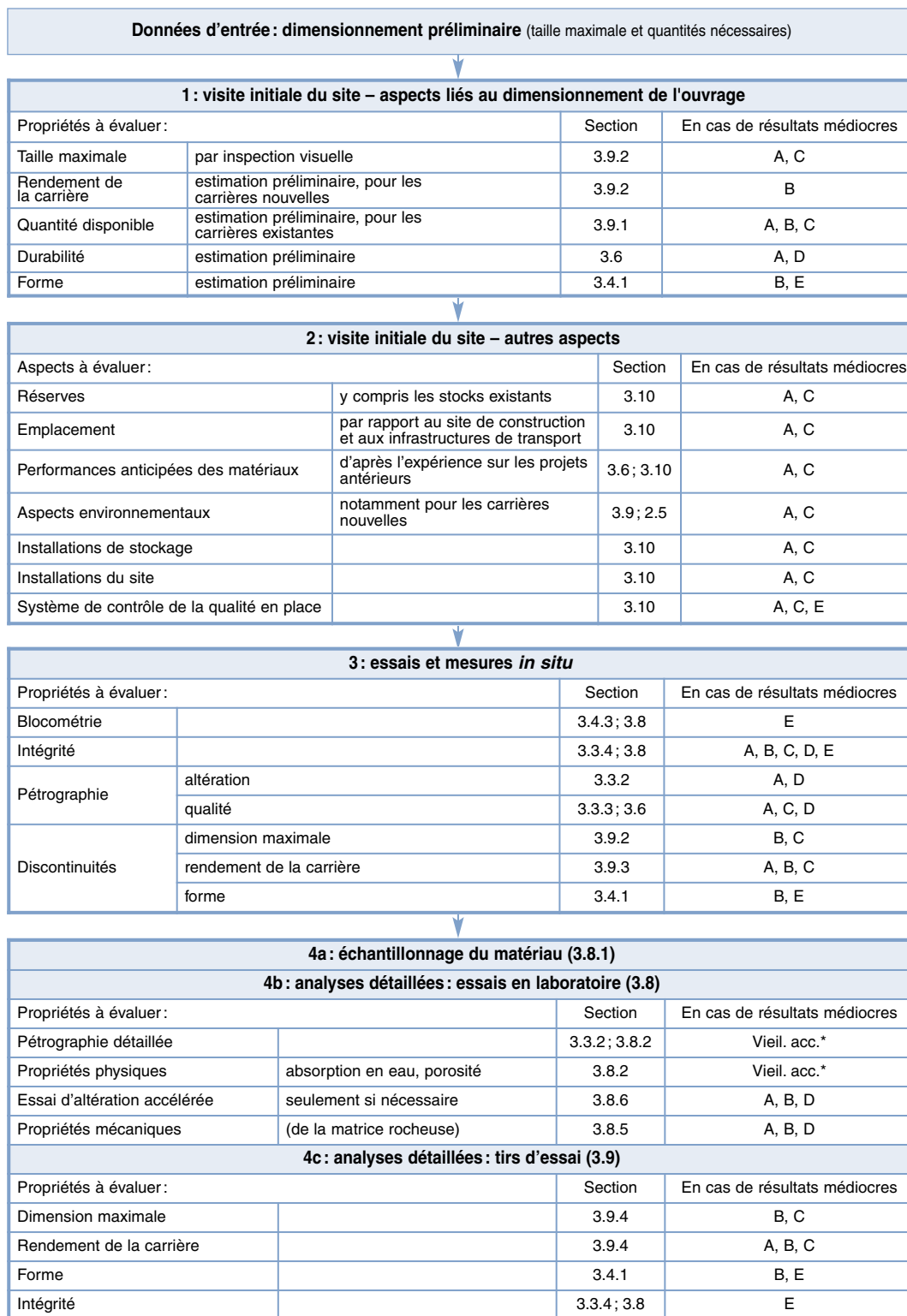
Bien que les sources produisant de gros blocs d'enrochement présentent généralement de bonnes propriétés physiques et une résistance à l'altération satisfaisante, cela n'est pas toujours le cas. En outre, les sources d'enrochement étant, par nature, variables, il est nécessaire de tester la qualité de la roche. Les échantillons de roche prélevés sont testés au laboratoire et les résultats interprétés en fonction des conditions du site. On peut ensuite effectuer une prédiction plus viable de la durée de vie de service de l'enrochement (voir la Section 3.6), en s'appuyant sur des connaissances en mécanique des roches et sur les propriétés des différents types d'enrochements face à l'altération en conditions de service. En complément des dommages causés à l'ouvrage par les tempêtes, le modèle et la vitesse de dégradation anticipés de l'enrochement doivent être pris en compte lors du dimensionnement.

Les approches multicritères permettant d'évaluer la qualité de l'enrochement sont également applicables en s'appuyant sur le cadre des normes européennes ou d'autres contraintes (p. ex. réglementaires), dès lors que les sources potentielles d'enrochement sont connues avant le dimensionnement. Il est toujours possible de choisir les matériaux à l'issue d'un dimensionnement en s'appuyant simplement sur les exigences des normes applicables aux catégories d'enrochement sélectionnées (p. ex. propriétés physiques, mécaniques ou de résistance à l'altération), sans réaliser d'évaluation en carrière et de prédiction de la durée de vie de service. Néanmoins cela n'est pas recommandé car la solution finale risque de ne pas être optimale. Dans le cadre défini par la norme européenne, l'évaluation de l'enrochement exigée des producteurs est simplifiée par la déclaration de résultats d'essais certifiés et par la documentation des contrôles de la production. Cela aide à évaluer la qualité des sources d'enrochement et de l'identifier comme « excellente », « satisfaisante », ou « limitée », en se basant sur les résultats fournis et obtenus à partir de petits échantillons ou de granulats. Les producteurs expérimentés peuvent également déclarer certains résultats d'essais complémentaires ; dans des circonstances particulières, cela

permet au maître d'œuvre d'envisager l'utilisation de matériaux aux propriétés considérées par ailleurs comme « limitées » voire « médiocres ». Bien souvent, des essais *in situ* complémentaires d'intégrité des blocs d'enrochement (Dupray *et al.*, 2004; voir également la Section 3.8.5) augmentent considérablement la fiabilité de l'évaluation de l'adéquation relative de plusieurs sources locales possibles.

Dans la pratique, l'évaluation des deux aspects, à savoir taille et qualité de l'enrochement, s'effectue souvent simultanément. Elle peut interagir avec le processus de dimensionnement (voir Figure 3.7). Il faut noter que l'étape 3 n'est applicable que si des stocks d'enrochement sont disponibles à la carrière. Si ce n'est pas le cas, des tirs d'essai peuvent s'avérer nécessaires ou, si des abattages à l'explosif sont réalisés pour d'autres applications (p. ex. production de granulats), un tri peut permettre de choisir des matériaux adaptés à même de fournir les informations nécessaires.





**Notes** :\* essais de vieillissement accéléré

Les lettres A à E correspondent aux mesures proposées si l'évaluation en carrière ne fournit que des résultats médiocres :

A : envisager d'utiliser une autre source d'enrochement

B : envisager de revoir le dimensionnement

C : envisager d'utiliser un matériau alternatif (p. ex. enrochement artificiel)

D : envisager d'accepter un surcroît de maintenance

E : envisager d'adapter la production de la carrière et/ou le système de contrôle de la qualité

Les tirs d'essai ne sont pas toujours fiables car les méthodes d'abattage utilisées sont parfois différentes. L'enrochement peut donc ne pas être représentatif de la production courante. De plus, l'altération de surface peut faire varier la qualité des tirs d'essai.

**Figure 3.7** Schéma général de l'évaluation en carrière

### 3.2.4 Propriétés et fonctions – généralités

Cette section indique où trouver les informations sur les propriétés et fonctions introduites à la Section 3.1.2. L'enrochement présente des propriétés géométriques, physiques (p. ex. masse volumique), mécaniques (p. ex. résistance), chimiques et environnementales (p. ex. potentiel de lixiviation). La **durabilité** et la **durée de vie** sont considérées comme les résultats d'un système plutôt que comme des propriétés, et font, avec la qualité de l'enrochement, l'objet de la Section 3.6.

Les propriétés à considérer peuvent varier en fonction du stade du cycle de vie de l'enrochement (p. ex. dans la carrière avant l'extraction, ou après de nombreuses années de service). C'est la raison pour laquelle les principales sections suivantes sont structurées autour des termes ci-dessous, définis à la Section 3.1.2:

- propriétés intrinsèques;
- propriétés induites par la production;
- propriétés induites par la construction;

La Tableau 3.3 rassemble les propriétés de l'enrochement naturel en précisant les sections auxquelles se reporter. Ce chapitre fait souvent référence à la norme EN 13383.

**Tableau 3.3** Propriétés de l'enrochement décrites au Chapitre 3

Propriétés	Intrinsèque	Induite par la production	Induite par la construction	Catégorie de propriétés	Section
Qualité esthétique	**	-	*	Propriétés physiques et environnementales	3.3.1
Péetrographie	**	-	-	Propriétés physiques, chimiques et environnementales	3.3.2
Masse volumique de la roche	**	-	-	Propriétés physiques	3.3.3
Porosité de la roche	**	-	-	Propriétés physiques	3.3.3
Absorption d'eau de la roche	**	-	-	Propriétés physiques	3.3.3
Résistance de la roche à l'attrition et à l'usure	**	-	-	Propriétés mécaniques	3.3.5, 3.6.5
Résistance de la roche aux agents climatiques	**	-	-	Propriétés physiques et mécaniques	3.6, 3.8.6
Résistance de la matrice rocheuse	**	*	-	Propriétés mécaniques	3.3.4
Dimensions des blocs	**	**	-	Propriétés géométriques	3.4.2
Intégrité des blocs	**	*	-	Propriétés physiques et mécaniques	3.3.4
Forme des blocs	**	**	-	Propriétés géométriques	3.4.1
Blocométrie ou granulométrie de l'enrochement	*	**	-	Propriétés géométriques	3.4.3
Porosité des couches d'enrochement	-	*	**	Propriétés géométriques et environnementales	3.5.1
Épaisseur des couches d'enrochement	-	*	**	Propriétés géométriques	3.5.1
Intégrité de l'enrochement	*	**	*	Propriétés géométriques	3.3.4, 3.8.5

**Notes:** \*\* très pertinent, \* pertinent, - pas pertinent

## 3.3 ENROCHEMENT NATUREL – PROPRIÉTÉS INTRINSÈQUES

### 3.3.1 Propriétés paysagères de l'enrochement

Du fait des exigences paysagères parfois applicables à l'enrochement dans les zones sensibles, le choix de la teinte de roche appropriée peut devenir un point essentiel. Souvent, pour faciliter l'intégration du nouvel ouvrage dans le paysage, les préférences du public iront vers une roche dont l'apparence rappelle celle des affleurements des falaises et des collines locales.

Au moment d'élaborer les spécifications relatives à l'enrochement (voir la Section 3.7), il est préférable d'éviter d'exiger une couleur précise. Le maître d'œuvre devrait plutôt indiquer des options réalistes et acceptables parmi celles proposées par le fournisseur, en précisant les éventuels de nuances ou de teintes associées. Il faut noter que la nuance de la roche peut être rapidement altérée par une colonisation biologique (algues, pouces-pieds, etc.), qui ne tardera pas à affecter l'apparence de la zone intertidale. À noter que la couleur de la roche n'est un aspect important que pour la partie visible des couches d'enrochement.

En outre, la forme, la granulométrie et la rugosité ont une influence significative sur la façon dont la qualité esthétique de l'enrochement est perçue. Les phénomènes d'altération, tels que l'usure qui arrondit et lisse les blocs, modifient l'apparence générale de l'ouvrage.

Enfin, le placement peut avoir un effet non négligeable sur l'impact visuel, donc une influence sur l'acceptabilité de l'ouvrage du point de vue esthétique ou paysagère. Sur certains sites sensibles, un placement spécifique peut faciliter l'intégration de l'ouvrage dans son environnement. Sur les berges de rivière et les ouvrages côtiers, le choix de placement de l'ingénieur vise à obtenir une porosité importante et des propriétés hydrauliques optimales, alors que le choix du public se porterait davantage sur une disposition régulière et serrée rappelant un pavage.

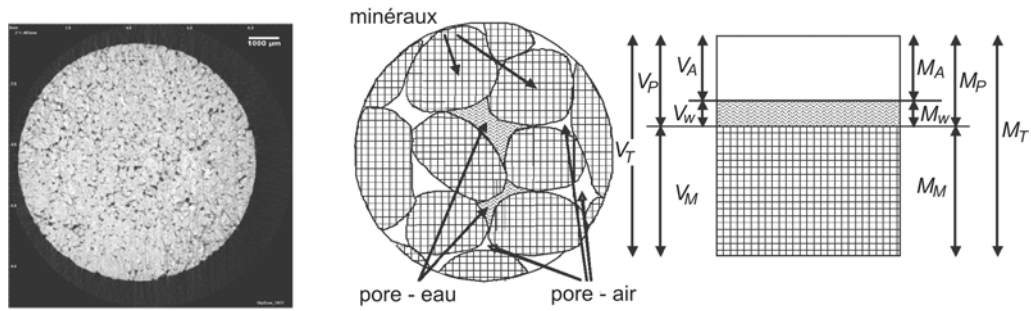
### 3.3.2 Propriétés pétrographiques

La composition minérale et la texture des échantillons de roche peuvent être étudiées lors d'une analyse pétrographique sur échantillon et sur lame mince afin de classer le gisement et de déterminer son adéquation pour la production d'enrochement. L'ampleur de la microfissuration et la disparition de minéraux durs au profit de minéraux secondaires tels que des argiles (p. ex. conséquences de l'altération) sont des propriétés intrinsèques de la roche en place, qui doivent être évaluées lors de l'analyse pétrographique. En cas de doute, il est possible de procéder à des essais de durabilité spécifique et de vieillissement accéléré (voir la Section 3.8.6).

### 3.3.3 Masse volumique, porosité et absorption en eau

#### 3.3.3.1 Relations de phase

La Figure 3.8 (à gauche) présente une image d'un échantillon de grès sec à très petite échelle. Les parties grises et blanches de l'image représentent la partie minérale (de volume  $V_M$ ). La partie noire de l'image correspond aux pores (de volume  $V_P$ ) qui sont ici représentés à sec, mais qui peuvent être remplis, totalement ou partiellement, par de l'eau, en fonction de la valeur du degré de saturation,  $S_r$ . La Figure 3.8 (au centre et à droite) présente de façon schématique les différents constituants de la roche (à savoir la phase minérale et les pores partiellement remplis d'eau). Ceux-ci ont respectivement pour masse et volume  $M_M$ ,  $V_M$  et  $M_P$ ,  $V_P$ . Les pores sont remplis d'eau ( $M_W$  et  $V_W$ ) et ou d'air ( $M_A = 0$  et  $V_A$ ) dans une certaine proportion, appelée degré de saturation  $S_r$  (-).



**Figure 3.8** Image microCT, lame mince schématisée et représentation des différentes phases constituant une roche poreuse et leurs volumes et masses respectifs (source : Université de Ghent)

### 3.3.3.2 Masse volumique

Selon l'approche retenue (caractérisation de la roche, dimensionnement des ouvrages hydrauliques, etc.), il existe différentes définitions de la masse volumique de la roche qui sont parfois confondues. La liste ci-dessous est un aide-mémoire des différentes masses volumiques qui peuvent être citées dans ce guide.

**NOTE: le paramètre utilisé pour le dimensionnement des ouvrages hydrauliques est la masse volumique apparente de la roche.**

La **masse volumique réelle** de la roche, notée  $\rho_{réelle}$  ( $\text{kg/m}^3$  ou  $\text{t/m}^3$ ), est la masse volumique des constituants minéraux de la roche, telle que définie par la norme EN 1936. La masse volumique réelle est déterminée par la pétrographie de la roche et n'est pas utilisée pour le dimensionnement.

La **masse volumique apparente**, notée  $\rho_{app}$  ( $\text{kg/m}^3$  ou  $\text{t/m}^3$ ), est le rapport de la masse au volume d'un échantillon de roche dont les pores sont susceptibles de contenir de l'eau. Elle dépend principalement de la masse volumique réelle et de la quantité de vides de la matrice rocheuse, mais varie également avec le degré de saturation de la roche. Lorsque la roche est dans un état totalement sec, le degré de saturation est nul. Dans ce cas, la masse volumique apparente est alors appelée  $\rho_{roche}$ . C'est la masse volumique figurant parmi les résultats d'essais fournis par les laboratoires. Les méthodes d'essai utilisées sont présentées à la Section 3.8.2.

**NOTE:**  $\rho_{roche}$  n'est pas la masse volumique à prendre en compte lors du dimensionnement ; il s'agit plutôt de  $\rho_{app}$ , souvent appelée  $\rho_r$ .

La **densité relative déjaugée**,  $\Delta$  (-), est définie comme :

$$\Delta = \rho_{app} / \rho_w - 1 \quad (3.1)$$

où  $\rho_w$  est la masse volumique de l'eau ( $\text{kg/m}^3$ ).  $\Delta$  est utilisée dans de nombreuses formules de stabilité hydraulique et autres calculs de ce type (voir le Chapitre 5).

La **porosité** de la roche,  $p$  (-), est le rapport du volume des pores au volume total.  $p = V_p / V_T$  et ne doit pas être confondue avec la porosité de l'enrochement en place.

L'**absorption d'eau**,  $WA$  (-), est le rapport de la masse maximale d'eau qui peut être absorbée par la roche à la masse du matériau rocheux sec. L'Équation 3.2 donne la relation entre l'absorption en eau et la porosité. Il faut noter l'influence de la masse volumique de l'eau  $\rho_w$ , qui peut varier de  $1000 \text{ kg/m}^3$  à plus de  $1040 \text{ kg/m}^3$  dans le cas des mers extrêmement salées.

$$WA = \frac{\rho_w}{\rho_{roche}} p \quad (3.2)$$

Le **degré de saturation**,  $S_r$  (-), est le rapport du volume d'eau contenu dans le matériau au volume des pores.  $S_r = V_w / V_p$ . L'Équation 3.3 donne la relation entre la masse volumique apparente de la roche et la saturation en eau. L'Encadré 3.5 et la Figure 3.9 proposent une explication plus détaillée de l'effet du taux de saturation sur la masse volumique apparente.

$$\rho_{app} = \rho_{roche} + \rho_w p S_r \quad (3.3)$$

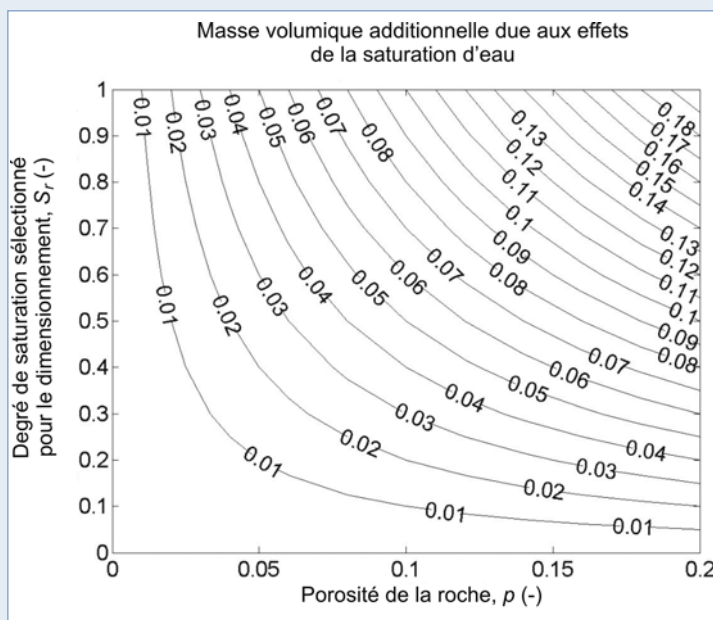
**NOTE:** la masse volumique apparente est celle utilisée dans le dimensionnement des ouvrages hydrauliques.

### 3.3.3.3 Utilisation du degré de saturation dans les calculs de stabilité

Traditionnellement, on supposait que la valeur de la masse volumique,  $\rho_{app}$ , utilisée dans les calculs de stabilité d'Hudson et de Van der Meer, par exemple (voir la Section 5.2.2.2) était égale à la masse volumique « saturée-sèche » considérée comme l'état de saturation le plus applicable à l'enrochement de la zone intertidale exposée à l'action de la houle. L'état « saturé-sec » correspond à une saturation totale, la valeur de  $\rho_{app}$  est, dans ce cas, la valeur déterminée avec un degré de saturation  $S_r$  de 100 %. Plus récemment, des études ont montré que des degrés de saturation différents sont acceptables pour des blocs situés à divers niveaux de l'ouvrage. Il est désormais recommandé de corriger la masse volumique lors des calculs de stabilité afin de refléter la stabilité moindre des blocs situés dans la zone intertidale, lorsque ceux-ci ne sont pas totalement saturés. Pour l'enrochement qui n'est pas en contact permanent avec l'eau, il est ainsi conseillé d'utiliser une saturation de 25 % ; dans le cas d'une immersion permanente, en revanche, on suggère d'opter pour un degré de saturation de 50 % (Laan, 1999) (voir également le Tableau 3.14).

#### Encadré 3.5 Effet de la saturation en eau sur la masse volumique apparente

Pour les roches présentant une absorption en eau faible, l'eau contenue dans les pores a une influence limitée sur la masse volumique apparente. Par contre, pour les roches avec une absorption en eau ou une porosité élevée, il est possible de tenir compte de la masse volumique supplémentaire liée à la masse d'eau présente dans les pores. La Figure 3.9 représente le gain de masse volumique liée à la quantité d'eau dans les pores, selon l'Équation 3.3.



**Figure 3.9** Effet du degré de saturation sur la masse volumique apparente de la roche poreuse,  $\rho_{app}$

**NOTE:** les courbes d'isovaleur indiquent la valeur corrective (en  $t/m^3$ ) à ajouter à la masse volumique à sec de l'enrochement  $\rho_{roche}$ .

Par exemple, une roche présentant une masse volumique à sec égale à 2,4  $t/m^3$  et une porosité de 10 % a une valeur corrective de 0,05  $t/m^3$  pour un degré de saturation  $S_r = 50 \%$ , et de 0,10  $t/m^3$  dans une situation de saturation totale. En d'autres termes, la masse volumique apparente est de 2,45  $t/m^3$  pour un degré de saturation de 50 % et de 2,50  $t/m^3$  pour un degré de saturation de 100 %.

### 3.3.3.4 **Variation de la masse volumique en carrière**

Les roches composées de minéraux sombres ont généralement une masse volumique élevée. De plus, la masse volumique de la roche est inversement proportionnelle à la porosité et au degré d'altération. Les variations de la masse volumique, qui sont un bon indicateur des variations de qualité, doivent être analysées dès qu'elles sont suspectées. En règle générale, un même type de roche dans une même carrière ne présente qu'une variabilité limitée de la masse volumique, et 90 % des valeurs mesurées ne sont généralement pas inférieures à la masse volumique moyenne de plus de 100 kg/m<sup>3</sup>. Des variations supérieures peuvent être dues à une variabilité réelle du type de roche (c'est-à-dire un changement de minéralogie) ou à une zone d'altération.

### 3.3.3.5 **La masse volumique, un indicateur de durabilité**

Les matériaux de faible masse volumique tendent à avoir une durabilité limitée, généralement due à leur porosité élevée (voir la Section 3.6). La norme européenne relative à l'enrochement EN 13383 spécifie une masse volumique seuil de 2.30 t/m<sup>3</sup> afin d'assurer une durabilité minimale. Les concepteurs de projets en Europe ne sont donc pas censés utiliser des matériaux locaux de faible masse volumique. Dans les zones dépourvues de roche de bonne qualité, l'utilisation d'enrochement de qualité médiocre doit être envisagée, en prêtant une attention particulière à l'évaluation de la durabilité, basée sur des essais de vieillissement accéléré.

### 3.3.3.6 **La masse volumique, un paramètre de dimensionnement**

Les variations de la masse volumique liées à la diversité des sources d'enrochement peuvent avoir un impact non négligeable sur le dimensionnement (voir le point 1 ci-dessous), tandis que celles induites par différents degrés de saturation ne sont importantes que pour une roche poreuse (voir le point 2 ci-dessous).

1. **Diversité des sources d'enrochement.** Le maître d'œuvre ou l'entreprise doit souvent choisir une masse volumique apparente par défaut (p. ex. 2.65 t/m<sup>3</sup>) ou la masse volumique connue d'un gisement identifié pour préparer un dimensionnement, spécifier la blocométrie de l'enrochement et déterminer les dimensions des différentes couches. Si des sources d'enrochement alternatives caractérisées par une masse volumique différente sont envisagées, il est nécessaire de reconsidérer les différentes parties de l'ouvrage en enrochement, voire de les spécifier à nouveau. Pour une stabilité hydraulique donnée, le maître d'ouvrage comme l'entreprise s'intéresse à la réduction ou à l'augmentation de la masse médiane,  $M_{50}$ , de la masse totale de la carapace, du nombre de blocs d'enrochement et de l'épaisseur des couches, puisque toute variation de la masse volumique a une influence sur ces paramètres. Ces effets de la masse volumique et leurs conséquences sur la stabilité peuvent être pris en compte à l'aide des coefficients correcteurs présentés à la Section 3.5.2.
2. **Effet de la saturation en eau sur les roches poreuses.** Cette variation de la masse volumique entre l'état sec et l'état totalement saturé est généralement négligeable, et ne devient considérable que pour les roches poreuses (voir l'Encadré 3.5).

## 3.3.4 **Résistance à la rupture et intégrité de l'enrochement**

Le risque de rupture de l'enrochement est particulièrement préoccupant lorsque l'on prévoit de nombreuses manipulations de l'enrochement avant sa mise en œuvre, et lorsque l'enrochement est destiné à des ouvrages dynamiquement stables (p. ex. digue à berme). Pour compenser une résistance à la rupture médiocre, on a parfois recours à un surdimensionnement, avec une masse médiane,  $M_{50}$ , augmentée; par anticipation des ruptures, un tri des fragments ou des blocs sous-dimensionnés peut être prévu au cours de la construction. Néanmoins cette approche présente potentiellement des risques élevés. Ceux-ci peuvent être atténués en évaluant les évolutions possibles de la distribution blocométrique à l'aide d'un modèle de dégradation approprié (voir la Section 3.6.6) et de techniques d'évaluation ou de méthodes d'essai adaptées permettant de mesurer la résistance à la rupture (voir la Section 3.8.5).

On distingue généralement la résistance à la rupture et l'intégrité de l'enrochement (Latham et Gauss, 1995; Dupray *et al.*, 2004); la première concerne les **ruptures mineures**, tandis que la seconde détermine les **ruptures majeures**. Au cours de l'abattage et de la construction, mais aussi en service, les enrochements peuvent présenter ces deux types de rupture, comme l'expliquent les paragraphes ci-dessous.

La **rupture majeure** désigne la rupture de blocs le long de défauts préexistants, comme l'illustre la Figure 3.10 présentant des enrochements d'origines géologiques différentes. Les défauts éventuels dépendent de la géologie du gisement et de la technique de production utilisée. Par exemple, des blocs sédimentaires peuvent contenir des plans de stratification, des stylolites, des veines de calcite, des zones argileuses, alors que des roches magmatiques peuvent contenir des filons de minéraux, des contacts entre unités pétrographiques distinctes ou des fissures de refroidissement. En outre, l'extraction peut être à l'origine de macro-fissures. Si ces défauts se propagent, un bloc se transforme alors en quelques morceaux de grandes dimensions. Si un grand nombre de blocs subit une rupture majeure, la distribution blocométrique de l'enrochement peut être affectée de manière considérable, affectant donc la valeur des paramètres de dimensionnement tels que  $M_{50}$  ou  $D_{n50}$  (voir la Section 3.6.6). La résistance à la rupture majeure est appelée **intégrité**.

La **rupture mineure** désigne la rupture des aspérités des blocs. Elle est souvent observée lorsque les arêtes ou les coins des blocs sont brisés au cours des opérations de manutention, par la circulation d'équipements lourds pendant la construction ou lors du tassement initial de l'ouvrage (voir la Figure 3.11). Ce phénomène se produit le long de nouvelles fractures créées à travers la matrice rocheuse du bloc. Ce phénomène est souvent associé à un écrasement ou à un concassage, et forme généralement des fragments de petites dimensions (allant jusqu'à quelques dizaines de kilogrammes), selon la blocométrie de l'enrochement. Ce phénomène a des conséquences limitées sur la blocométrie et sur la valeur de  $M_{50}$  (voir la Section 3.6.6), mais peut contribuer à arrondir les blocs. Il existe de nombreux essais permettant de mesurer la résistance à la rupture de la roche; ils sont présentés à la Section 3.8.5 mais ne sont pas corrélés aux essais mesurant l'intégrité de l'enrochement (Perrier *et al.*, 2004).

En termes simples, l'**intégrité de l'enrochement** est la capacité des blocs à ne pas présenter de rupture excessive au cours du cycle de vie. L'intégrité ne doit pas être confondue avec la résistance à la rupture de la matrice rocheuse (qui peut être évaluée sur des échantillons de laboratoire ou sur des granulats). D'après une analyse de retours d'expériences auprès de 200 professionnels (concepteurs, maîtres d'œuvre, carrières, autorités portuaires et fluviales, etc.), l'intégrité de l'enrochement a été identifiée comme une **propriété essentielle** (Dupray, 2002). Il faut distinguer deux aspects de l'intégrité :

1. L'intégrité de l'enrochement, en tant que **bloc individuel**, est sa capacité à ne présenter aucune rupture excessive. Le seuil de rupture excessive est présenté à la Section 3.8.5.
2. L'intégrité de l'enrochement, en tant que **matériau granulaire**, est la capacité d'un lot à ne présenter aucun changement excessif de blocométrie, en particulier au niveau de ses masses caractéristiques.

L'intégrité fait partie des propriétés de l'enrochement moyen et gros qui peut être évaluée par des essais de type initial (ITT), c'est-à-dire des essais caractérisant une source d'enrochement favorisant l'optimisation du projet. Ces essais de type initial se distinguent des essais de contrôle de la qualité des livraisons et des essais associés au contrôle de la production en usine (associés au marquage CE).



**Figure 3.10** Exemples de rupture majeure observés dans des roches sédimentaires et ignées (source : S. Dupray et de G.J. Laan)



**Figure 3.11** Exemples de rupture mineure observés dans des roches sédimentaires et ignées (source : S. Dupray)

La Section 3.8.5 propose des méthodes d'évaluation et de mesure de l'intégrité. La Section 3.6.6 présente une nouvelle approche de prédiction de la dégradation induite par les ruptures mineures et majeures. Les indicateurs courants de résistance à la rupture sont :

Le **taux de rupture**,  $B_n$ , défini comme le nombre de blocs présentant une rupture majeure, exprimé par rapport au nombre de blocs présents dans le lot considéré. La Section 3.8.5 propose une méthode objective de détermination de  $B_n$ .

La **diminution relative de masse caractéristique à  $x$  %**,  $I_{M_x}$ , définie par l'Équation 3.4 :

$$I_{M_x} = \frac{M_{x,i} - M_{x,f}}{M_{x,i}} \quad (3.4)$$

où  $x$  = valeur du passant (%),  $M_{x,i}$  = valeur de  $M_x$  avant dégradation et  $M_{x,f}$  = valeur de  $M_x$  après dégradation. Ainsi la diminution relative de  $M_{50}$  induite par les dégradations,  $I_{M_{50}}$ , est définie comme  $(M_{50,i} - M_{50,f}) / M_{50,i}$ .

La Section 3.8.5 présente d'autres indicateurs basés sur les modifications de courbes blocométriques induites par les dégradations.



### 3.3.5 Résistance de l'enrochement à l'usure

Les matériaux manipulés en vrac - généralement les matériaux constitutifs du noyau et des sous-couches, qui pèsent moins de 300 kg - et les enrochements chargés/déchargés à plusieurs reprises sont exposés à une attrition considérable à l'origine d'une dégradation par abrasion qui s'accompagne d'une perte de masse proportionnellement plus marquée dans le cas des matériaux fins. La résistance à l'abrasion en service est indispensable sur les sites où des galets ou du sable en suspension risquent d'attaquer la carapace (voir la Figure 3.12). De même, pour les ouvrages construits selon des principes de dimensionnement dynamique, les matériaux utilisés doivent être suffisamment résistants à l'attrition engendrée par les mouvements accrus des blocs. Certaines applications en ingénierie fluviale nécessitent aussi une prise en compte soignée de la résistance à l'usure, par exemple dans le cas des torrents à fort charriage, à la base de certaines chutes d'eau ou encore là où se concentrent des affouillements. Les Sections 3.7.1 et 3.8.5 suggèrent des niveaux d'exigences et des méthodes d'essais relatifs à la résistance à l'usure.



**Figure 3.12** *Érosion et perte de masse rapides de blocs de calcaire oolitique, liées à l'action abrasive des galets (source : J.-P. Latham)*

## 3.4 ENROCHEMENT NATUREL – PROPRIÉTÉS INDUITES PAR LA PRODUCTION

Cette section traite de la forme, de la taille et de la masse des blocs individuels, ainsi que des systèmes permettant d'évaluer et de représenter la variabilité statistique de ces propriétés au sein d'un lot. La forme, la taille et la masse des blocs dépendent des méthodes d'extraction et de sélection utilisées à la carrière. Elles déterminent les propriétés de l'enrochement finalement disponibles pour l'ouvrage. Comme le client supporte généralement le coût de production et de sélection des matériaux acceptables, mais aussi des matériaux rejetés, les spécifications relatives à la forme et à la granulométrie ne doivent pas être plus strictes que l'exigent les performances visées.

La production d'enrochement consiste généralement à désolidariser des blocs délimités par des discontinuités naturelles, mais aussi à fracturer ces blocs à l'aide d'explosif. Les interactions entre ces procédés d'extraction déterminent les formes, les tailles et l'occurrence des blocs fissurés. Bien que la forme dépende principalement des propriétés intrinsèques des gros blocs (c'est-à-dire le réseau de discontinuités dans le massif rocheux), elle sera traitée ci-dessous, par souci de commodité.

### 3.4.1 Forme

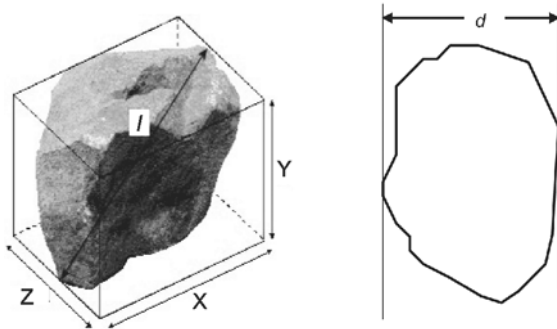
La forme est particulièrement importante pour les blocs de carapace placés individuellement au-dessus du niveau de l'eau, car elle peut avoir une influence certaine sur la stabilité de la carapace.

Quelle que soit la taille d'enrochement considérée, les principaux facteurs qui régissent la porosité sont la distribution des tailles et des formes. La forme a donc un effet indirect sur la résistance au cisaillement, sur la perméabilité et la filtration de ces matériaux. De plus, les blocs plats sont plus vulnérables à la rupture ou l'écrasement, notamment sous l'effet de la circulation.

Dans le cas des enrochements placés individuellement, la forme a une influence sur la facilité de construction, l'épaisseur des couches, la densité de la carapace et la stabilité hydraulique. Pour des sources classiques d'enrochements angulaires, ces effets peuvent être quantifiés à l'aide de deux descripteurs de forme (Newberry, 2003 et Stewart *et al.*, 2003). Le premier concerne la forme, et le second sert à décrire la compacité du bloc. Ces deux descripteurs sont mesurables et suffisamment reproductibles (voir Section 3.4.1.2).

#### 3.4.1.1 Élancement ( $LT$ )

L'élancement,  $LT$  (-), se définit comme le rapport de la longueur maximale,  $l$ , à l'épaisseur minimale,  $d$ , mesurée entre les deux lignes parallèles les plus proches à travers lesquelles le bloc peut passer (voir la Figure 3.13). Ce descripteur de forme est la référence utilisée par la norme EN 13383.



**Figure 3.13**

*Illustration des systèmes de mesure de la forme des blocs*

**Note :** pour un cube,  $X/Z = 1$ ,  $LT = 1.73$ . La norme européenne EN 13383 relative à l'enrochement utilise aussi le symbole  $E$  pour désigner l'épaisseur notée ici  $d$ .

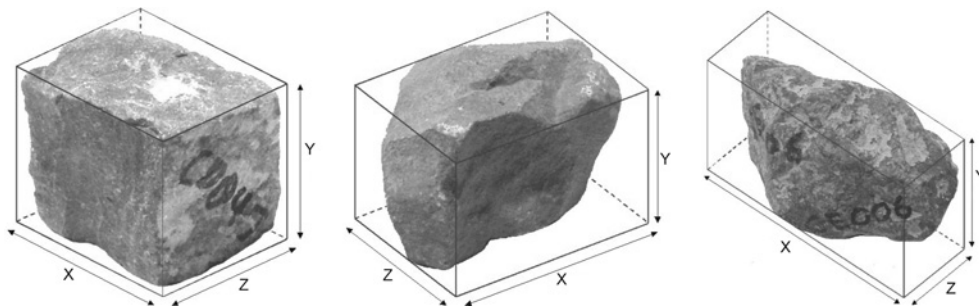
#### 3.4.1.2 Blockiness ( $BLC$ )

Le « blockiness »,  $BLC$  (-), est défini comme le rapport du volume d'un bloc au volume du plus petit parallélépipède  $X Y Z$  qui peut le contenir (voir la Figure 3.14 et l'Équation 3.5):

$$BLC = 100 \left( \frac{M}{\rho_{app}} \frac{1}{X Y Z} \right) \quad (3.5)$$

où  $M$  = masse du bloc considéré (kg);  $X, Y, Z$  = dimensions du plus petit parallélépipède contenant le bloc (m) et  $\rho_{app}$  = masse volumique apparente ( $\text{kg/m}^3$ ).

Le blockiness est un nouveau descripteur de forme qui se rapporte à la compacité ou au degré de « rectangularité » du bloc. Il fournit une bonne corrélation avec la densité de pose des enrochements mis en œuvre individuellement. Un blockiness élevé est associé à des blocs avec davantage de surfaces parallèles, ce qui permet d'accroître la densité de pose, le nombre de points de contact, donc le degré d'imbrication.



**Figure 3.14** Exemples de différentes valeurs de blockiness (de gauche à droite: BLC = 80 %, 60 % et 40 %)

Il est important de noter que la masse du bloc,  $M$ , et la masse volumique,  $\rho_r$ , sont nécessaires pour calculer le blockiness. Pour déterminer les dimensions rectangulaires maximale ( $X$ ), intermédiaire ( $Y$ ) et minimale ( $Z$ ), la direction  $Z$  est supposée parallèle à  $d$ , puis les directions  $X$  et  $Y$  sont choisies perpendiculairement à  $Z$  en minimisant leur projection sur  $Z$ .

Les avantages que présentent l'utilisation conjointe du blockiness avec l'élançement sont notamment :

- une précision accrue des prédictions de la porosité et de la densité de pose ;
- de meilleures prédictions en termes de stabilité et de performance hydraulique ;
- la capacité à faire des modèles hydrauliques au comportement plus proches des ouvrages réels en enrochement.

Les dimensions  $X$ ,  $Y$ ,  $Z$ ,  $l$  et  $d$  sont nécessaires pour caractériser la forme d'un bloc d'enrochement et la compacité des blocs. Ces données sont souvent faciles à obtenir lors du pesage d'un échantillon représentatif pour la détermination de la blocométrie. Pour les formes caractérisées par un blockiness élevé, la valeur de  $l$  est très différente de celle de  $X$  et  $d$  tend à coïncider avec  $Z$  (voir les Figures 3.13 et 3.14).

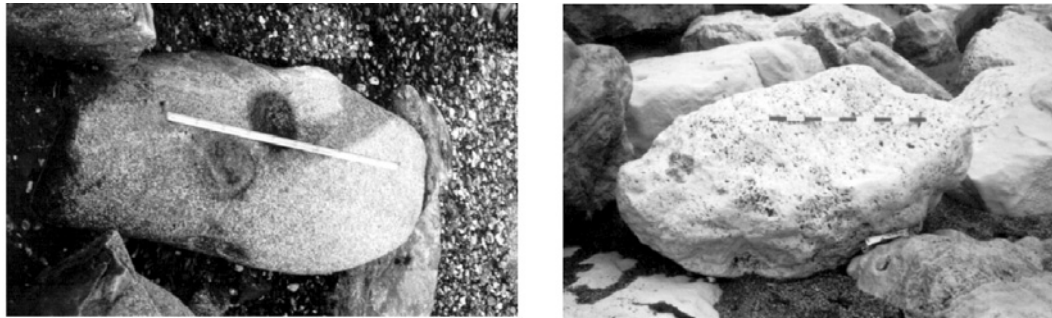
### 3.4.1.3 Cubicité

La **cubicité**, utilisée en France, caractérise la régularité du bloc et s'obtient à l'aide de la formule  $(L + G)/(2E)$ , où  $L$ ,  $G$  et  $E$  représentent respectivement la dimension orthogonale la plus longue, intermédiaire et la plus courte du bloc.  $L$  est identifié en premier puis  $G$  et  $E$ . Ces dimensions diffèrent de  $X$ ,  $Y$  et  $Z$ . En présence de formes très irrégulières, la cubicité peut être mesurée de façon plus objective que le blockiness. Pour les blocs très parallélépipédiques,  $X$ ,  $Y$  et  $Z$  sont plus faciles à déterminer, puisque  $X$  est le côté le plus long de la boîte qui contient le bloc, tandis que  $L$  serait proche de la dimension la plus longue de la boîte, à savoir sa diagonale. Aucun résultat ne semble prouver que la cubicité permet de mieux discriminer le comportement probable de l'enrochement que l'élançement. Dans certains cas toutefois, la cubicité varie plus que  $LT$ ; c'est la raison pour laquelle certains suggèrent d'utiliser la cubicité comme spécification supplémentaire pour éliminer les blocs d'enrochement trop plats.

### 3.4.1.4 Sphéricité

L'enrochement peut provenir de blocs rocheux érodés et de dépôts glaciaires naturellement arrondis, ou de « boules » présentes dans les roches magmatiques altérées. Dans ce cas, la forme arrondie peut avoir une influence considérable sur les propriétés de l'enrochement dans l'ouvrage. Les enrochements peuvent également s'arrondir en service. Si la matrice rocheuse est de résistance médiocre, les manipulations peuvent induire un arrondissement important par écrasement des coins de bloc. Une estimation visuelle s'appuyant sur les diagrammes de Powers (Powers, 1953) constitue souvent la méthode de quantification la plus simple. La **rugosité des aspérités de Fourier** ( $P_R$ ) a été conçue pour quantifier l'usure et l'arrondissement de granulats (Latham et Poole, 1988), puis utilisée pour comparer la stabilité hydraulique de différentes formes d'enrochement (p. ex. voir Bradbury *et al.*, 1991). Cette dernière étude contient des informations concernant l'utilisation de  $P_R$  pour évaluer de façon approximative la perte de stabilité liée

à l'arrondissement des blocs. On distingue généralement différentes fourchettes de valeurs de  $P_R$  : enrochement très arrondi :  $P_R < 0.009$  ; enrochement semi-arrondi :  $P_R = 0.009 - 0.011$  ; enrochement angulaire :  $P_R > 0.011$  (voir la Figure 3.15). Cependant, pour les enrochements placés individuellement, ces valeurs sont moins importantes car la forme est caractérisée principalement par le blockiness et l'élançement. Ce point est traité de façon plus détaillée aux Sections 3.7.1 et 3.8.3.



**Note** : à gauche : enrochement de gneiss très arrondi ; à droite : enrochement de calcaire oolithique semi-arrondi sous l'action abrasive des galets - échelle de 1 m.

**Figure 3.15** Comparaison visuelle des formes de blocs mettant en évidence la quantification de l'arrondi à l'aide de la rugosité des aspérités de Fourier (source : J-P Latham)

#### 3.4.1.5 Pourcentage de surfaces cassées

Certains pays européens utilisent dans des ouvrages hydrauliques des blocs, des galets et des boules de basalte et de dolérite. Pour une bonne imbrication mécanique de ces enrochements, un pourcentage de surfaces cassées est également spécifié lorsque nécessaire.

#### 3.4.1.6 Exigences sur la forme dans les spécifications

La forme est un exemple de propriété utilisable de deux manières différentes. Tout d'abord, elle peut être spécifiée pour garantir que l'enrochement est adapté à sa fonction. Ensuite, quantifiée de façon plus détaillée au niveau du gisement, la forme peut fournir des informations utiles pour le dimensionnement. Il est de même pour l'intégrité.

Pour les spécifications, il est souhaitable de limiter la proportion de blocs avec un élançement de plus de 3 à un niveau raisonnable en vue de l'utilisation envisagée. Les enrochements plus petits présentant naturellement un élançement supérieur, la norme européenne (voir la Section 3.7.1) suggère les proportions de base suivantes :

- gros enrochement pour carapace avec un élançement supérieur à 3 : généralement  $< 5 \%$  ;
- enrochement moyen pour carapace avec un élançement supérieur à 3 : généralement  $< 20 \%$ .

Il est plus facile d'assurer une imbrication suffisante en limitant la proportion d'enrochements avec un  $LT > 3$ . Cela permet également de limiter les ruptures résultant par exemple de la circulation des engins de construction sur les enrochements.

L'élimination des enrochements avec des valeurs de cubicité supérieures à 3 aide à cibler les blocs plats de façon plus efficace qu'en appliquant seulement une limite de 3 sur l'élançement. Dans la pratique, il reste des doutes sur la capacité de la cubicité à rendre l'effet désiré.

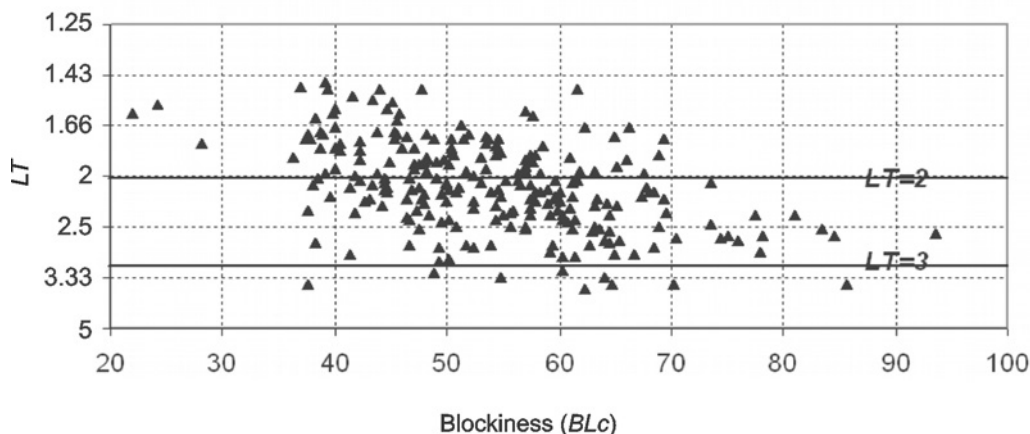
#### 3.4.1.7 Utilisation de la forme lors de la conception et du dimensionnement

La Section 5.2.2.2 présente, à titre expérimental, les gains possibles en termes de stabilité résultant d'une baisse de la porosité des couches obtenue par des méthodes de placement non-aléatoire et plus dense. Cette baisse de la porosité n'est possible que si l'enrochement présente certaines caractéristiques de forme. Pour simplifier les calculs de stabilité et de dimensionnement, la Section 3.5.1

propose des tableaux d'équivalences relatifs à la porosité de couches d'enrochements placés individuellement en fonction des deux paramètres  $LT$  et  $BLc$  et de la méthode de placement.

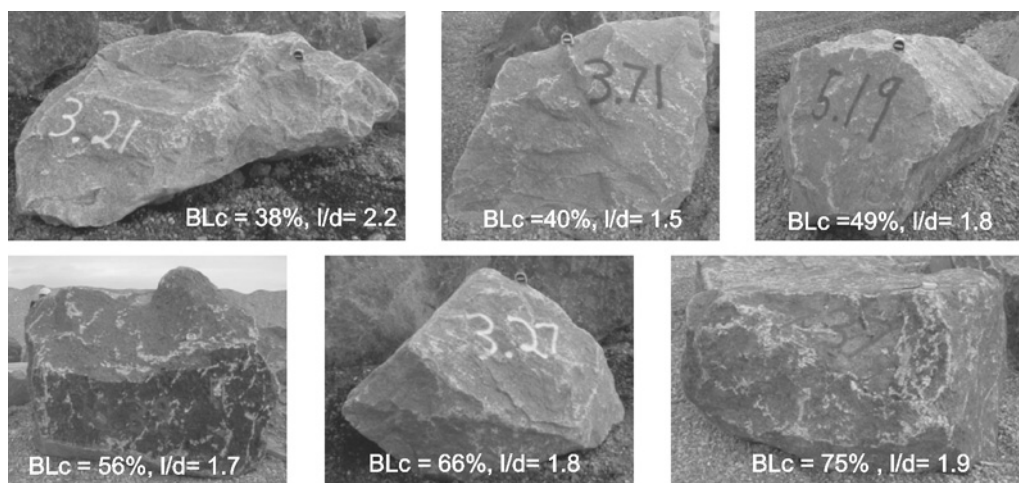
Pour répondre aux exigences européennes, l'éclatement doit être de catégorie  $LT_A$  pour garantir un minimum de contrôle sur la forme. Néanmoins, il est préférable que les exigences de  $LT$  et  $BLc$  ne soient pas définies dans l'absolu sans relation avec les capacités du gisement. En effet, de telles exigences risquent d'entraîner une baisse considérable du rendement, donc une hausse du prix de l'enrochement, voire l'exclusion de carrières économiques pour le projet. Il faut toutefois encourager les producteurs à déclarer, dans le cadre des essais de type initial, les valeurs de la moyenne et de l'écart type pour  $LT$  et  $BLc$ , car cela constitue une source d'informations précieuses pour le maître d'œuvre qui pourra prédire les propriétés des couches d'enrochements placées individuellement au-dessus de l'eau (voir la Section 3.5.1).

Les deux paramètres de forme étant indépendants, il n'est pas possible de déduire l'un à partir de l'autre. La variabilité des formes observées dans un lot de blocs est parfois importante. La Figure 3.16, montre l'indépendance des deux paramètres et la large dispersion autour de la moyenne. D'autres natures géologiques de roche et de granulométrie peuvent présenter des formes de dispersion différentes (p. ex. pierres de taille). La Figure 3.17 propose des exemples pour des blocs calcaire et granite. Lorsque les enrochements sont placés en vrac,  $BLc$  semble n'avoir qu'une influence négligeable sur la densité en place, tandis que  $LT$  a un impact considérable.



**Note :**  $BLc$  est exprimé en pour-cent.

**Figure 3.16** Distribution des formes mesurées sur un lot d'enrochement calcaire de 1 à 3 t



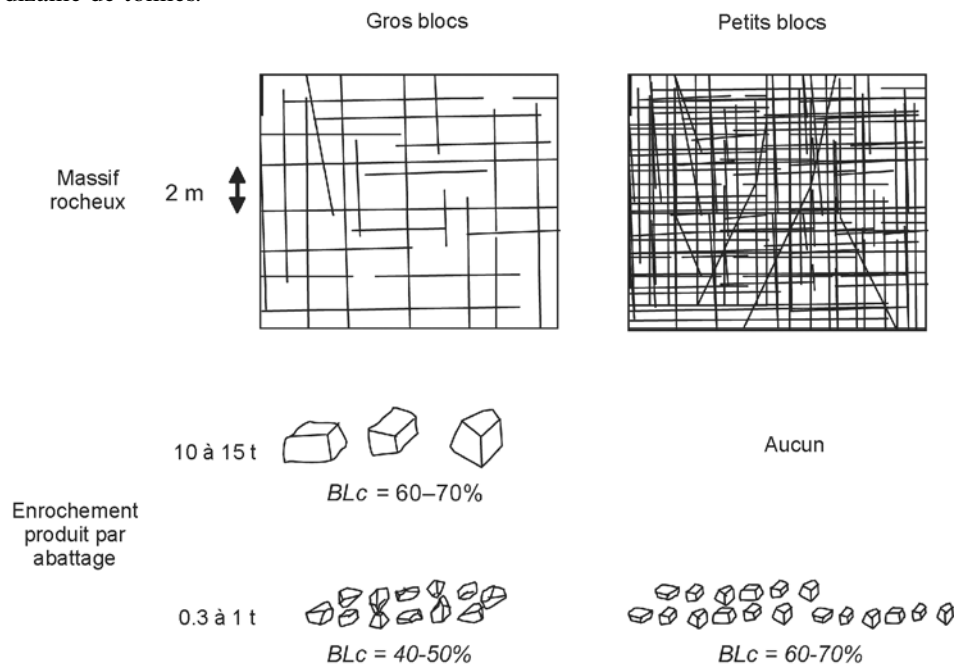
**Note :** la masse est exprimée en tonnes.

**Figure 3.17** Comparaison des paramètres de forme de gros enrochements, pour lequel une augmentation du blockiness ne correspond pas toujours à une hausse ou à une baisse de la valeur de  $LT$  (source : S. Newberry)

### 3.4.1.8 Facteurs contrôlant la forme lors de la production

La géométrie des intersections de discontinuités dans le gisement fournit une indication des classes de  $LT$  ou de  $BLc$  (voir la Figure 3.5). Les facteurs qui influencent la forme de l'enrochement dépendent également de la blocométrie en question et de son rapport à l'espacement des discontinuités du gisement, comme l'illustre la Figure 3.18.

La diminution du blockiness due à la fracturation dépend de l'épaisseur qui sépare les différents plans de discontinuité dans la carrière, par exemple de stratification. Ainsi une séquence de calcaire dont les strates sont espacées en moyenne de 2 m (soit des blocs d'environ 20 t *in situ*) est représentée schématiquement sur la partie gauche de la Figure 3.18. Après l'abattage à l'explosif, un lot composé des blocs les plus gros (p. ex. 10 à 15 t) consiste généralement en de nombreux blocs de blockiness élevé délimités par les joints ou diaclases d'origine. Les enrochements de taille plus réduite (p. ex. de 0.3 à 1 t) proviennent presque toujours de blocs délimités par de nouvelles fractures irrégulières induites par le tir donc avec un blockiness réduit. Par contraste, avec un espacement moyen *in situ* de 0.6 m, on peut raisonnablement s'attendre à ce que le tir produise des enrochements de blockiness relativement élevé pour des masses allant de 0.3 à 1 t et délimités par des surfaces de stratification et de diaclase naturelles, mais pas de blocs de l'ordre de la dizaine de tonnes.



**Note :** toutes les valeurs d'espacements sont possibles; la valeur de 2 m est choisie à titre d'exemple.

**Figure 3.18** Représentation schématique de l'influence de l'espacement des discontinuités et de la blocométrie sur le blockiness de l'enrochement dans un massif sédimentaire

La forme de l'enrochement est généralement influencée par le type de roche et la méthode de production, comme expliqué ci-dessous :

- les roches sédimentaires stratifiées peuvent produire un enrochement de blockiness très élevé (voir la Figure 3.49);
- l'organisation et l'espacement des discontinuités varie avec la nature de la roche; les discontinuités des roches magmatiques sont souvent moins orthogonales;
- les joints prismatiques sont fréquents dans les basaltes et les dolérites: on observe souvent un blockiness élevé lorsque l'espacement des joints correspond à la blocométrie; il est rare que les colonnes allongées subsistent après l'abattage à l'explosif;
- les joints de foliation à faible inclinaison présents dans certains granites peuvent constituer un ensemble de discontinuités majeures à l'origine d'une rupture du massif rocheux semblable aux roches sédimentaires stratifiées, ce qui tend à produire des enrochements à blockiness élevé;

- les roches métamorphiques, qui présentent une foliation naturelle, produisent souvent des blocs avec un élanement plus élevé si la foliation est bien marquée et clairement visible.

Il arrive également que les carrières de pierres de taille fournissent de l'enrochement. Ces carrières produisent généralement des blocs découpés (ou fendus par procédé pneumatique) dont la forme très orthogonale présente un blockiness élevé. Les blocs qui n'ont pas été retenus pour les étapes suivantes de découpe et de polissage constituent une bonne source d'enrochement. Les blocs naturels délimités par plusieurs joints n'ont, eux aussi, généralement aucune utilité. Trop gros, ces blocs sont fractionnés pour faciliter leur acheminement vers les tas de déchets. Le plus souvent, ces sous-produits de l'industrie des pierres de taille font d'excellents enrochements et une grande partie de ces blocs conservent les caractéristiques de blockiness résultant des procédés d'extraction.

### 3.4.2 Dimensions des enrochements

La mesure la plus simple d'un enrochement est sa masse,  $M$ , qui peut être déterminée par pesage. La dimension du cube équivalent,  $D_n$ , également connue sous le nom de diamètre nominal, est un paramètre de dimensionnement. À l'heure actuelle, le diamètre de la sphère équivalente,  $D_s$ , n'est que rarement utilisé. Pour une masse volumique apparente de la roche  $\rho_{app}$ , les rapports entre  $M$ ,  $D_s$  et  $D_n$  sont les suivants :

$$D_n = \left( M / \rho_{app} \right)^{1/3} \quad \text{ou} \quad M = \rho_{app} D_n^3 \quad (3.6)$$

$$D_s = (6/\pi)^{1/3} \left( M / \rho_{app} \right)^{1/3} \quad \text{ou} \quad M = (\pi/6) \rho_{app} D_s^3 \cong 0.52 \rho_{app} D_s^3 \quad (3.7)$$

$$D_n = (\pi/6)^{1/3} D_s \cong 0.81 D_s \quad (3.8)$$

Ces relations sont également valables pour les tailles caractéristiques d'enrochement quel que soit le pourcentage de passant, par exemple pour la valeur médiane :

$$D_{n50} = \left( M_{50} / \rho_{app} \right)^{1/3} \quad \text{ou} \quad M_{50} = \rho_{app} D_{n50}^3 \quad (3.9)$$

$D$  (sans indice  $n$  ni  $s$ ) désigne la taille de tamis à ouverture carrée. Un cadre carré ajustable permet d'obtenir une mesure objective de la taille de tamis de tout enrochement de taille acceptable. Le diamètre,  $D$ , et le diamètre nominal,  $D_n$ , sont proportionnels pour une forme d'enrochement donnée. Laan (1981) a déterminé, de façon expérimentale, une constante de conversion recommandée, à partir de l'étude de plusieurs types de roches et granulométries d'enrochement.

$$D_n = 0.84 D \quad (3.10)$$

Le rapport entre le diamètre médian,  $D_{50}$ , et le diamètre nominal médian,  $D_{n50}$ , ou la masse médiane,  $M_{50}$ , est présenté à l'Équation 3.11 à l'aide du coefficient de conversion,  $F_s$  (-) :

$$F_s = M_{50} / \left( \rho_{app} D_{50}^3 \right) = (0.84)^3 \cong 0.60 \quad (3.11)$$

L'hypothèse selon laquelle  $F_s$  est proche de 0.60 est considérée comme la meilleure en pratique et correspond bien aux valeurs mesurées sur le terrain qui varient de 0.34 à 0.72. Pour les enrochements destinés aux modèles réduits hydrauliques, la valeur de  $F_s$  varie de 0.66 à 0.70. Pour les enrochements réels, et en fonction du type de technique de criblage ou de sélection utilisée,  $F_s$  varie de 0.35 à 0.70.

### 3.4.3 Granulométries et blocométries des classes d'enrochement

L'enrochement fait l'objet de la norme européenne EN 13383. Elle comprend un système de classes granulométriques applicables aux matériaux de carapace, de filtre et de remplissage (de gabion notamment). Ce système n'est en revanche pas applicable aux distributions granulométriques très étalées généralement associées aux matériaux de noyau. Les recommandations proposées ici sur les classes granulométriques guideront l'utilisateur à travers les sections suivantes :

- gradations;
- blocométries et granulométries standard;
- courbes de Rosin-Rammler;
- représentation graphique des courbes granulométriques et blocométriques;
- fragments et masse moyenne effective  $M_{em}$ ;
- exigences et respect de l'EN 13383;
- informations complémentaires sur les granulométries et blocométries standard de l'EN 13383;
- relations entre  $M_{50}$  et  $M_{em}$ ;
- blocométries non-standard;
- matériaux de noyau.

#### 3.4.3.1 Gradation et terminologie

Un échantillon de blocs naturels d'abattage en carrière présente généralement une certaine gamme de tailles et de masses. La fraction de blocs plus petits ou plus légers qu'un bloc donné est généralement présentée de manière cumulée sous la forme d'une courbe granulométrique ou blocométrique. La masse du bloc est généralement notée  $M_y$ , tel que  $y$  % de la masse totale de blocs est inférieure à  $M$ .  $M_{50}$  est la masse telle que la moitié des blocs de la population présentent une masse inférieure à cette masse  $M_{50}$ .

La pente globale de la courbe granulométrique ou blocométrique est un indicateur de l'uniformité de la distribution des tailles et est généralement appelée gradation ou étendue granulaire. Une estimation quantitative de cette uniformité peut être réalisée en utilisant le rapport  $M_{85}/M_{15}$  ou sa racine cubique, ce qui correspond à  $D_{n85}/D_{n15}$  ou à  $D_{85}/D_{15}$ . Le Tableau 3.4 décrit les différentes gradations, exprimées sous la forme des rapports de masse et de diamètre présentés ci-dessus.

**Tableau 3.4** Gradation de l'enrochement en termes d'uniformité

Type de granulométrie et de gradation	$D_{85}/D_{15}$	$M_{85}/M_{15}$
Faible gradation ou blocométrie étroite	Moins de 1.5	1.7 – 2.7
Gradation élevée ou blocométrie étalée	1.5 – 2.5	2.7 – 16
Gradation très élevée ou blocométrie très étalée de type « tout venant d'abattage »	2.5 – 5.0	16 – 125 +

Pour les granulométries étalées, l'expression « enrochement à granulométrie continue » indique simplement qu'il n'y a aucun trou dans les tailles de matériau entre les extrémités de la courbe. Les matériaux « à granulométrie discontinue » sont présents à l'état naturel, mais peuvent également résulter du mélange de deux produits de granulométrie étroite, ne se recouvrant pas.

En règle générale, les granulométries requises par les concepteurs et contrôlées par les producteurs sont plus étalées pour les petites tailles. Dans la plupart des cas, l'enrochement présente une granulométrie étroite. « **Rip-rap** » ou « **riprap** » est le terme généralement employé pour désigner un enrochement présentant une combinaison des caractéristiques suivantes : granulométrie éta-



lée, généralement mis en œuvre en vrac, souvent placé en tant que carapace et couramment utilisé dans les applications estuariennes et fluviales. Le rip-rap a fait l'objet d'une publication spécifique (voir à ce sujet Thorne *et al.*, 1995).

Il est essentiel de déterminer la gradation de l'enrochement utilisé, pour les raisons suivantes :

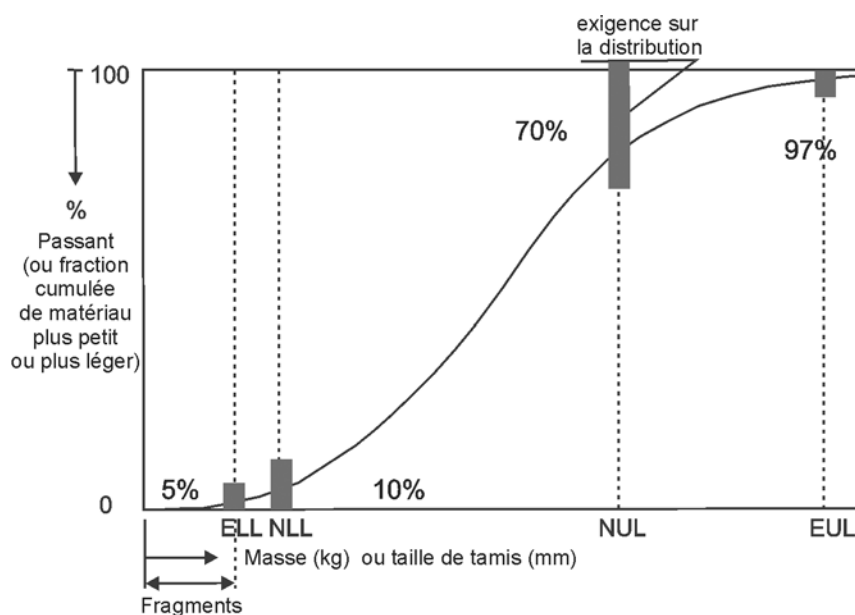
- la densité de pose et la porosité de couche des enrochements placés en vrac dépendent fortement de la pente globale de la courbe granulométrique (voir l'Encadré 3.6 à la Section 3.4.4.3);
- les caractéristiques telles que la filtration et la résistance au phénomène de renard, notamment le long des transitions séparant différents matériaux granulaires, sont régies par des règles basées sur la gradation (voir la Section 5.4);
- les granulométries étalées sont sensibles à la ségrégation lors des manipulations en vrac et au cours du stockage. Cette séparation des tailles peut être évitée en limitant la gradation.

### 3.4.3.2 **Système de normalisation des classes granulométriques mis en place dans l'EN 13383**

La norme EN 13383 distingue trois catégories d'enrochement :

- les **gros enrochements** (HM) qui correspondent aux blocs les plus lourds utilisés pour la carapace – ils sont normalement manipulés un par un;
- les **enrochements moyens** (LM) appropriés pour la carapace, les sous-couches et les couches filtrantes – traités en vrac et généralement produits à l'aide d'un concasseur et d'un système de crible;
- les **petits enrochements** (CP) souvent utilisés pour les filtres – ils présentent une taille telle que tous les éléments peuvent être traités à l'aide de cribles de production à ouvertures carrées (taille généralement inférieure à 200 mm).

Le système utilisé pour définir les exigences applicables aux gros enrochements consiste à fixer des valeurs limites associées à un pourcentage de passant en masse (voir la Figure 3.19). Un ensemble de limites nominales correspond à la taille cible de l'enrochement. Un ensemble de limites extrêmes correspond aux tolérances. Le Tableau 3.5 passe en revue les exigences standard en matière de granulométrie et les valeurs de passant associées.



**Figure 3.19** Système des limites applicables aux granulométries standard suivant le système européen

Les limites associées aux **gros enrochements** sont les suivantes :

- ELL (limite inférieure extrême) – masse en deçà de laquelle 5 % de passant maximum est autorisé ;
- NLL (limite inférieure nominale) – masse en deçà de laquelle 10 % de passant maximum est autorisé ;
- NUL (limite supérieure nominale) – masse en deçà de laquelle 70 % de passant minimum est autorisé ;
- EUL (limite supérieure extrême) – masse en deçà de laquelle 97 % de passant minimum est autorisé.

Au Tableau 3.5, des limites pour  $M_{em}$  sont aussi données.  $M_{em}$  est la masse moyenne effective qui est définie comme la moyenne arithmétique des blocs plus gros qu'un fragment (dont la masse est supérieure à ELL).

**Tableau 3.5** Exigences standard applicables aux enrochements suivant l'EN 13383

Gros enrochement	Classe de référence	ELL	NLL	NUL	EUL	$M_{em}$	
	Passant associé kg	< 5 % kg	< 10 % kg	> 70 % kg	> 97 % kg	limite inférieure kg	limite supérieure kg
	10 000 – 15 000	6 500	10 000	15 000	22 500	12 000	13 000
	6 000 – 10 000	4 000	6 000	10 000	15 000	7 500	8 500
	3 000 – 6 000	2 000	3 000	6 000	9 000	4 200	4 800
	1 000 – 3 000	700	1 000	3 000	4 500	1 700	2 100
	300 – 1 000	200	300	1 000	1 500	540	690

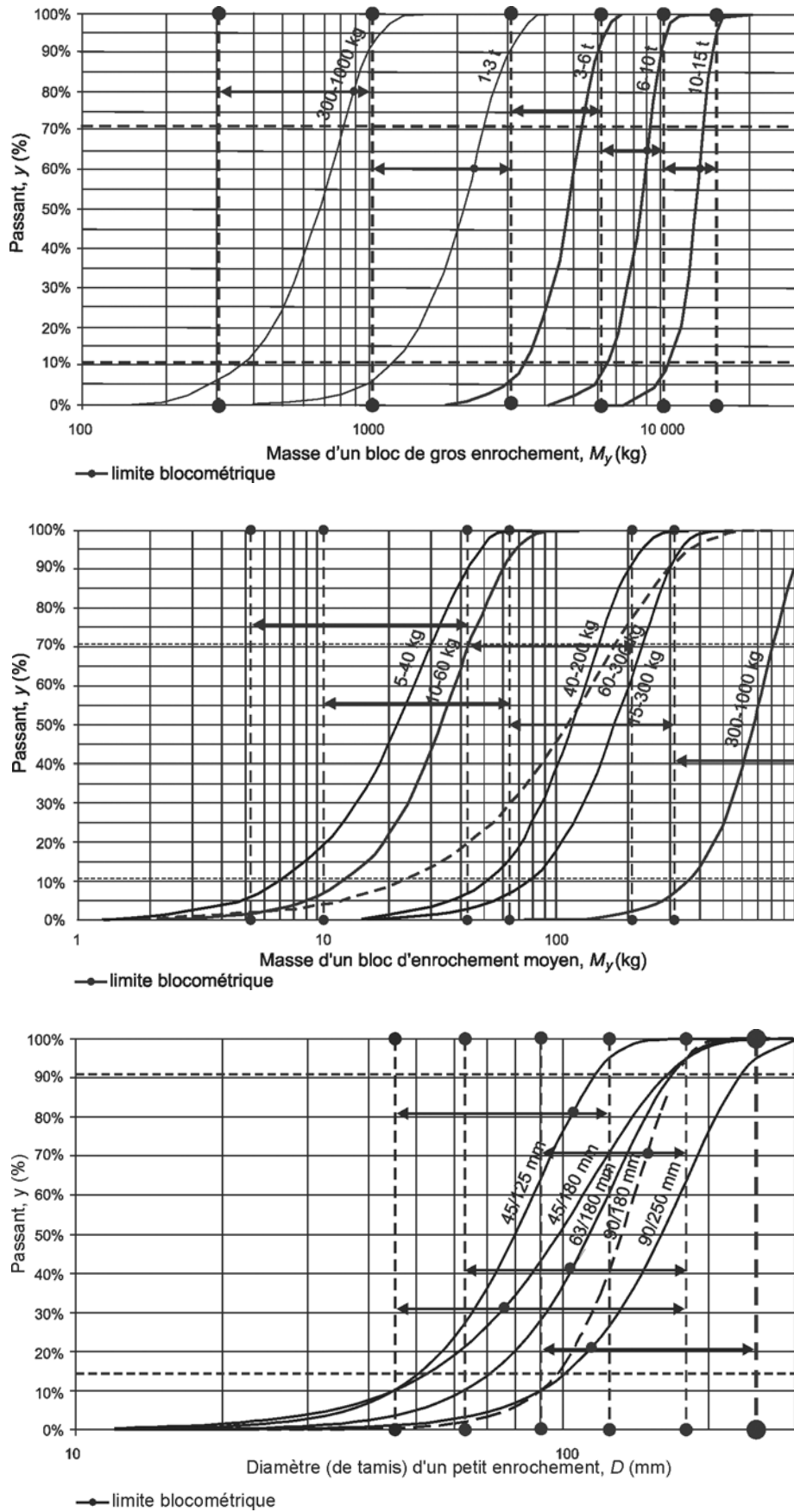
Enrochement moyen	Classe de référence	ELL	NLL	NUL	EUL	$M_{em}$	
	Passant associé kg	< 2 % kg	< 10 % kg	> 70 % kg	> 97 % kg	limite inférieure kg	limite supérieure kg
	60 – 300	30	60	300	450	120	190
	10 – 60	2	10	60	120	20	35
	40 – 200	15	40	200	300	80	120
	5 – 40	1.5	5	40	80	10	20
	15 – 300 *)	3	15	300	450	45	135

Petit enrochement	Classe de référence	ELL	NLL	NUL	EUL	
	Passant associé mm	< 5 % mm	< 15 % mm	> 90 % mm	> 98 % mm	< 50 % mm
	45/125	22.4	45	125	180	63
	63/180	31.5	63	180	250	90
	90/250	45	90	250	360	125
	45/180 **)	22.4	45	180	250	63
	90/180 ***)	45	90 ***)	180 ***)	250	n.d.

**Note :** \*) enrochement moyen à blocométrie étalée, \*\*) petit enrochement à granulométrie étalée, \*\*\*) granulométrie pour gabions, NLL = 20 % et NUL = 80 %

Pour plus d'informations concernant les classes granulométriques standard, voir le Tableau 3.6 de la Section 3.4.3.7.



**Figure 3.20** Courbes de granulométries standard de l'EN 13383, tracées à l'aide de courbes de Rosin-Rammler théoriques et conçues en vue d'une conformité optimale à toutes les exigences de l'EN 13383 applicables aux classes granulométriques

Par exemple, conformément aux exigences de blocométrie applicables à un gros enrochement standard de 3 à 6 t, jusqu'à 10 % (en masse) des blocs peuvent être inférieurs à la limite inférieure nominale (NLL) de 3 tonnes, et jusqu'à 30 % peuvent être supérieurs à la limite supérieure nominale (NUL) de 6 tonnes. Ces tolérances sur les blocs déclassés inférieurs et supérieurs simplifient la production de l'enrochement. La classe granulométrique comporte, au niveau des extrêmes, une marge supplémentaire destinée aux blocs limites, constituée par la limite inférieure extrême (ELL) et la limite supérieure extrême (EUL). Dans cet exemple, la restriction à l'ELL est de limiter à 5 % de blocs inférieurs à 2 t et la restriction à l'EUL est d'avoir une proportion de blocs pesant plus de 9 t de moins de 3 % (voir également la Figure 3.21). Les enrochements petits et moyens font l'objet de définitions similaires, avec certaines différences toutefois au niveau des exigences applicables aux pourcentages de passant aux masses de référence.

L'introduction, via la norme EN 13383, d'un système de classes granulométriques standard présente un certain nombre d'avantages. Pour le producteur, ces avantages concernent principalement l'aspect économique des processus de production, de sélection, de stockage et de contrôle de la qualité. Le système permet aux projeteurs et aux producteurs de désigner l'enrochement (en lot ou comme produit) par des valeurs nominales minimale (NLL) et maximale (NUL) explicites pour tous. La standardisation des classes granulométriques est considérée comme essentielle pour les enrochements moyens et petits, car ceux-ci sont produits mécaniquement. Si les spécifications imposent des granulométries non-standard, la sélection mécanique nécessite d'ajuster l'ouverture des cribles, de remplacer le crible, ou de changer totalement le corps d'un trommel. Grâce aux classes granulométriques établies en Europe, les producteurs peuvent pré-sélectionner l'enrochement et le stocker comme un produit à granulométrie normalisée, en sachant que les concepteurs opteront tant que possible pour ces granulométries standard dans leurs spécifications.

Pour les gros enrochements, sélectionnés individuellement et visuellement, il est moins difficile de produire et de définir un matériau non-standard. Plutôt que de choisir entre la classe des 1 à 3 t et celle des 3 à 6 t, il est possible d'opter pour une blocométrie de 2 à 4 t, par exemple, si la spécification de la classe des 3 à 6 t, sécuritaire, induit une épaisseur de couche « excessive » (malgré le nombre réduit de blocs à placer), et si des blocs de la classe des 1 à 3 t sont trop légers. L'utilisation des blocométries standard est moins importante dans une carrière dédiée destinée à l'approvisionnement d'un projet unique puisque le principe directeur est de maximiser l'utilisation de la production. Celle-ci est soumise aux contraintes pratiques ci-dessous, et le rédacteur des spécifications doit toujours tenir compte de leurs implications respectives en termes de coûts, notamment dans le cas des carrières dédiées :

- un producteur peut difficilement fournir des granulométries qui se chevauchent, par exemple de 1 à 3 t, de 2 à 5 t, et de 3 à 6 t, quel que soit le moyen employé, du fait de la superposition excessive des distributions granulométriques ;
- un producteur ne peut se permettre de fournir des granulométries discontinues (p. ex. 10 à 60 kg et 300 à 1000 kg) s'il n'existe aucun débouché pour les matériaux de 60 à 300 kg qui seront inévitablement produits.

### 3.4.3.3 **Courbes de Rosin-Rammler pour les blocométries et granulométries théoriques**

Cette section est consacrée aux courbes de Rosin-Rammler et vise à :

- faciliter les interpolations entre les limites des granulométries normalisées et à générer des courbes continues (voir les exemples proposés à la Figure 3.20) ;
- expliquer les granulométries théoriques relatives aux matériaux de noyau (voir la Section 3.4.4) ;
- prédire les distributions granulométriques *in situ* (voir la Section 3.9.2) ainsi que les rendements d'abattage (voir la Section 3.9.4) ;
- aider à faire coïncider la demande en matériaux avec les prévisions de rendement d'abattage (voir la Section 3.9.5).

### Calculs préalables au tracé d'une courbe granulométrique théorique

Pour une masse médiane,  $M_{50}$ , et une mesure de la gradation (NUL/NLL ou  $M_{85}/M_{15}$ , p. ex.), la théorie permet de tracer une unique courbe idéale pour chaque granulométrie standard. Outre la connaissance des limites exigées, la possibilité de calculer, de tracer et d'observer la courbe granulométrique de l'enrochement au moment de spécifier ou d'acheter une granulométrie standard est un outil précieux pour les concepteurs, les maîtres d'œuvre et les producteurs.

#### Théorie

La forme classique de la courbe type est donnée par l'équation de Rosin-Rammler :

$$y = 1 - \exp \left\{ \ln \left( \frac{1}{2} \right) \left( \frac{M_y}{M_{50}} \right)^{n_{RRM}} \right\} \cong 1 - \exp \left\{ -0.693 \left( \frac{M_y}{M_{50}} \right)^{n_{RRM}} \right\} \quad (3.12)$$

ou par son inverse :

$$M_y = M_{50} \left( \ln(1-y) / \ln \left( \frac{1}{2} \right) \right)^{1/n_{RRM}} \cong M_{50} \left\{ \frac{-\ln(1-y)}{0.693} \right\}^{1/n_{RRM}} \quad (3.13)$$

où  $y$  = valeur de la fraction cumulée de passant exprimée en % ;  $M_y$  = masse correspondant au passant  $y$  ;  $n_{RRM}$  = coefficient d'uniformité, qui est une indication de la pente de la courbe granulométrique (voir l'Équation 3.15).

La courbe de Rosin-Rammler peut aussi être utilisée pour obtenir une représentation de la plupart des données granulométriques mesurées au cours de l'extraction et de la production en carrière, notamment pour les matériaux de noyau. Pour parvenir à un ajustement satisfaisant aux données réelles, une régression numérique ou d'autres méthodes doivent être utilisées pour choisir  $M_{50}$  et le coefficient d'uniformité  $n_{RRM}$ . De tous les modèles à deux constantes représentant la distribution blocométrique ou granulométrique cumulée, l'équation de Rosin-Rammler est la plus généralement applicable. Néanmoins, il est toujours possible de trouver des données réelles pour lesquelles l'équation de Rosin-Rammler ne constitue pas la meilleure interpolation.

L'équation de Rosin-Rammler est aussi utilisable pour les granulométries, il suffit pour cela de remplacer  $M$  par  $D$  dans l'Équation 3.12. On utilise donc souvent deux coefficients d'uniformité propres à l'expression sous forme de granulométrie,  $n_{RRD}$ , ou de blocométrie,  $n_{RRM}$ , avec  $n_{RRD} = 3 n_{RRM}$ . Ce rapport entre les coefficients d'uniformité est valable pour le diamètre nominal, le diamètre de la sphère équivalente, et peut être considéré comme valable pour les tailles de tamis. Si un matériau de blocométrie standard est représenté par l'Équation 3.12, il peut également être représenté par son équation de Rosin-Rammler sous forme de granulométrie. Les masses peuvent être converties en diamètres nominaux,  $D_n$ , ou en taille de bloc  $D$ , à ne pas confondre (voir Section 3.4.2). La taille de bloc obtenue sous forme de  $D_n$  peut être tracée sous forme de  $D$  en divisant sa valeur par 0.84.

### Lien avec les limites NUL/NLL

Il est possible de déterminer  $M_{50}$  et  $n_{RRM}$  dès que deux points de la courbe de Rosin-Rammler sont connus. Par exemple, si la valeur de la limite nominale inférieure est connue et le pourcentage de passant associé,  $y_{NLL}$ , et qu'il en est de même pour la limite nominale supérieure on peut en déduire les Équations 3.14 et 3.15:

$$M_{50} \cong NLL \left( \frac{\ln(1-y_{NLL})}{-0.693} \right)^{-1/n_{RRM}} \quad M_{50} \cong NUL \left( \frac{\ln(1-y_{NUL})}{-0.693} \right)^{-1/n_{RRM}} \quad (3.14)$$

ce qui donne

$$n_{RRM} = \log \left( \frac{\ln(1-y_{NUL})}{\ln(1-y_{NLL})} \right) / \log(NUL / NLL) \quad (3.15)$$

On obtient la courbe entière décrite par l'Équation 3.12.

### Tracé des courbes théoriques pour les enrochements standard

Pour les classes granulaires standard, la position et la pente de chaque courbe théorique sont choisies ici non seulement de façon à être conformes aux limites exigées, mais également de façon à être situées au milieu de l'intervalle de chaque limite. Les classes granulométriques normalisées (de 1000 à 3000 kg, p. ex.) comportent des exigences telles que  $y$  se trouve entre 0 et 10 % de passant pour NLL (1000 kg) et entre 70 et 100 % de passant pour NUL (3000 kg). Afin de définir spécifiquement chaque courbe des classes granulaires standard tout en préservant la simplicité du système, chaque granulométrie standard des enrochements moyens ou gros a été déduite à l'aide de l'Équation 3.15, pour chacun des couples de valeurs de NLL et NUL indiqués dans l'EN 13383, aux mêmes deux points de pourcentage de passant sur la courbe. Les valeurs choisies sont  $y_{NLL} = 6\%$  et  $y_{NUL} = 90\%$ , respectivement. Théoriquement, ces valeurs offrent aux concepteurs un degré maximal de garantie que la valeur du  $M_{50}$  de la courbe théorique est proche de 0.5 (NLL + NUL). Le choix par défaut de  $y_{NLL} = 5\%$  et de  $y_{NUL} = 85\%$  entraînerait un écart inacceptable entre les courbes de granulométrie standard théoriques plus étalées et 0.5 (NLL + NUL). Les valeurs choisies limitent ces écarts à 10 % de la cible pour l'intégralité de l'éventail des enrochements gros et moyens standardisés. La seule exception concerne la classe granulométrique étalée de 15 à 300 kg, où  $M_{50}$  est inférieure de 26 % à la moyenne des limites nominales. Pour un exemple plus classique (p. ex. classe des 1000 à 3000 kg), la courbe théorique donne  $M_{50} = 2.08$  tonnes, soit un écart de 4 % maximum par rapport à 0.5 (NLL + NUL). Pour plus de détails voir Latham *et al.* (2006).

### Tracé des courbes granulométriques à l'aide de l'équation de Rosin-Rammler

Dans un tableur, il faut choisir une série de valeurs de masse  $M_y$  et les introduire dans l'Équation 3.12. La série de valeurs de passant  $y$  correspondant est ainsi déterminée et permet de réaliser le tracé. La courbe dépendra du choix des valeurs de  $n_{RRM}$  et de  $M_{50}$  requises dans l'Équation 3.12. Pour tracer la courbe blocométrique de tout enrochement, gros ou moyen, défini par une valeur de NUL et de NLL, le coefficient d'uniformité  $n_{RRM}$  est calculé à l'aide de l'Équation 3.15 avec  $y_{NLL} = 0.06$  et  $y_{NUL} = 0.90$ . La valeur de  $M_{50}$  est obtenue en substituant  $n_{RRM}$  à l'aide de la formule utilisant NLL ou NLL donnée dans l'Équation 3.14. Les courbes théoriques sont présentées à la Figure 3.20. Elles résument les attentes d'un acheteur d'enrochements standard.

**3.4.3.4 Représentation graphique des courbes granulométriques standard selon l'EN 13383**

Pour différencier les granulométries standard, on utilise l'équation de Rosin-Rammler. Les courbes théoriques (Figure 3.20), définies par le couple de valeurs de NUL et NLL associé à chaque granulométrie d'enrochement standard (voir le Tableau 3.5), font apparaître le degré de chevauement (pour ménager des marges par défaut et par excès dans la gradation) et les changements de pente des courbes pour les 3 familles d'enrochement - gros, moyen et petit. Les courbes présentent graphiquement les passants auxquels on peut s'attendre pour n'importe quelle masse ou taille, quel que soit l'enrochement standard choisi. Cette approximation théorique devient moins fiable aux extrémités de la courbe granulométrique.

**NOTE:** pour que la courbe théorique soit optimale,  $y_{NLL}$  et  $y_{NUL}$  sont respectivement fixés à 6 % et 90 %, pour les enrochements moyens et gros, et à 10 % et 95 % pour les petits enrochements.

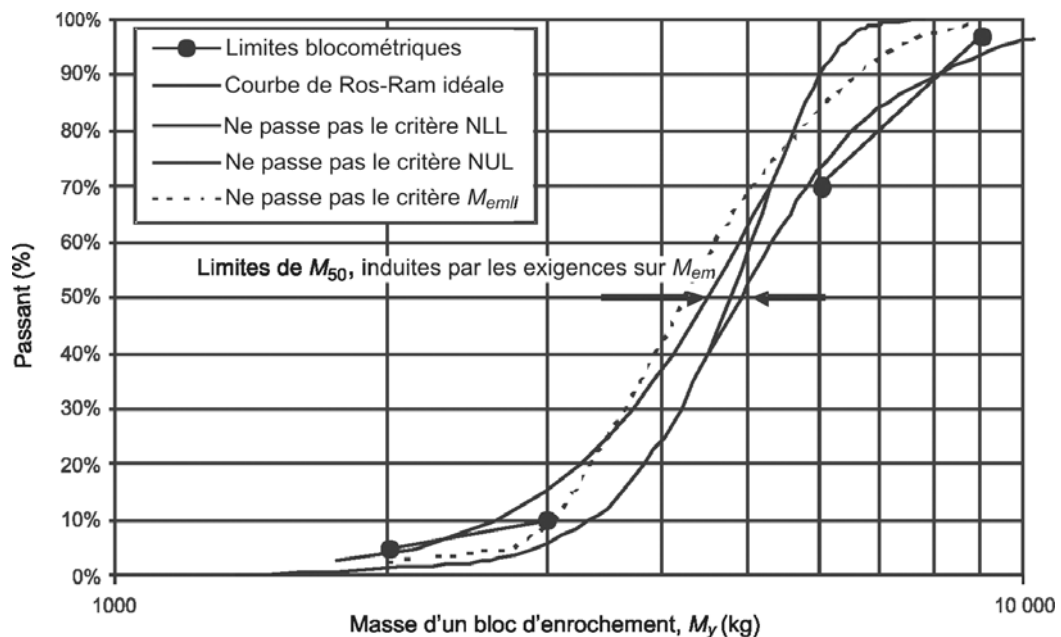
**3.4.3.5 Fragments et masse moyenne effective,  $M_{em}$** 

Dans le système européen, le terme « fragment » désigne les blocs de masse inférieure à ELL. Certains fragments résultant par exemple de l'écrasement des coins subsistent bien qu'ils représentent un pourcentage très faible de la masse totale. Pour un lot d'enrochement donné, il est possible d'obtenir une masse moyenne caractéristique simplement en divisant le poids du lot pesé en vrac – en excluant les fragments de sa masse totale – par le nombre de blocs déterminé en les comptant. La valeur de masse ainsi obtenue est appelée la *masse moyenne effective* de l'échantillon, notée  $M_{em}$ . Dans la norme EN 13383, ce paramètre est désigné par l'expression « masse moyenne de l'échantillon plus lourd qu'un fragment ». L'objectif est de disposer d'une méthode rapide de contrôle de la blocométrie. Pour les enrochements destinés à la carapace, l'intervalle de variation de  $M_{em}$  est normalement spécifié. Les producteurs doivent maintenir la valeur de  $M_{em}$  dans cet intervalle, plutôt que de mettre en œuvre des contrôles et mesures de la valeur de  $M_{50}$ . Les valeurs minimale et maximale de  $M_{em}$  admissibles – soit les limites inférieure et supérieure de la masse moyenne effective – sont exprimées par les notations  $M_{emll}$  et  $M_{emul}$ . Le Tableau 3.6 et la Section 3.4.3.8 proposent des recommandations pour la conversion de  $M_{em}$  en  $M_{50}$ .

**3.4.3.6 Exigences et respect des granulométries standard de l'EN 13383**

Le Tableau 3.6 présente en détail les gammes de masses à attendre d'un enrochement standard gros ou moyen, la gamme de taille de tamis d'un petit enrochement standard. Il faut noter que pour les **enrochements moyens**, NLL et NUL ont des passants correspondant fixés à 15 % et 90 % de passant, tandis qu'ELL et EUL ont des passants correspondant fixés à 5 % et 98 %. La classe granulaire exceptionnellement étroite allant de 90 à 180 mm est conçue pour les gabions. La classe granulaire allant de 45 à 180 mm est relativement plus étalée que les autres. Outre les limites exigées pour les petits enrochements, il est nécessaire de mieux contrôler la taille médiane et une valeur minimale  $D_{50}$  est exigée.

La Figure 3.21 présente des exemples de non-conformité: elle présente des résultats d'essais utilisés pour tracer des courbes conformes et non-conformes aux exigences aux limites et aux impératifs applicables à la  $M_{em}$ , formulés par l'EN 13383. La courbe granulométrique de Rosin-Rammler théorique appliquée à la classe des 3 à 6 t est aussi présentée.



**Figure 3.21** Exemple de conformité et de non-conformité d'un enrochement standard de 3 à 6 t

### 3.4.3.7 Informations complémentaires concernant les classes granulaires standard

Les concepteurs ont besoin de données sur la variation de  $M_{50}$ , notamment la valeur minimale de  $M_{50}$  à laquelle ils peuvent raisonnablement s'attendre lorsqu'ils spécifient un enrochement moyen ou gros défini par une couple de valeurs NLL et NUL. Pour cela, il faut comprendre la relation entre  $M_{em}$  et  $M_{50}$ , tel qu'expliqué à la Section 3.4.3.8 et au Tableau 3.6 à la colonne (b).

Les valeurs minimale et maximale de  $M_{50}$  auxquelles le maître d'œuvre peut s'attendre en respectant les limites  $M_{emll}$  et  $M_{emul}$  sont données dans les colonnes (c) et (d) du Tableau 3.6.

**Exemple :** le concepteur doit faire preuve de prudence lorsqu'il spécifie un enrochement standard de 1 à 3 t alors que son dimensionnement nécessite une valeur minimale de  $M_{50}$  de 2.3 t. En effet, il peut s'attendre à obtenir dans la pratique une valeur de  $M_{50}$  égale à 1.87 t (voir la colonne (c) du Tableau 3.6), tout en se conformant aux exigences de la classe granulaire standard. Il peut également opter pour un enrochement non-standard de 2 à 4 t par exemple (voir la Section 3.4.3.9).

Le Tableau 3.6 présente également des données similaires concernant les cinq petits enrochements standard. Lorsqu'un petit enrochement standard est requis, le concepteur peut choisir de déterminer la stabilité à partir d'une valeur de  $D_{n50}$  calculée à l'aide de la formule  $D_{n50} = 0.84 D_{50}$ , donnée au Tableau 3.6, colonne (b). Il s'agit là d'une approche sécuritaire, puisque dans la plupart des cas, le matériau livré présentera une valeur de  $D_{50}$  supérieure.

**NOTE :** les petits enrochements peuvent être regroupés en trois groupes de gradations proches.

Il est également possible de comparer les gradations et les coefficients d'uniformité de Rosin-Rammler de toutes les granulométries d'enrochement présentées au Tableau 3.6.



**Tableau 3.6** Complément d'information sur les granulométries et blocométries standard

Enrochement moyen et gros	(a)	(b)	(c)	(d)	(e)	(f)
	Blocométrie (kg)	$M_{50}/M_{em}$ (Équation 3.18)	$M_{50min} =$ $M_{emil} \times (b)$ (kg)	$M_{50max} =$ $M_{emul} \times (b)$ (kg)	$n_{RRM}$ théorique (-)	$n_{RRD}$ théorique (-)
	10 000 – 15 000	1.002	12 000	13 000	8.92	26.76
	6 000 – 10 000	1.024	7 680	8 710	7.08	21.24
	3 000 – 6 000	1.054	4 430	5 060	5.22	15.65
	1 000 – 3 000	1.099	1 870	2 310	3.29	9.88
	300 – 1 000	1.163	628	802	3.00	9.01
	60 – 300	1.243	149	236	2.25	6.74
	10 – 60	1.352	27	47	2.02	6.06
	40 – 200	1.269	101	152	2.25	6.74
5 – 40	1.386	14	28	1.74	5.22	
15 – 300*	1.570	70	211	1.21	3.62	

Petit enrochement	(a)	(b)	(c)	(d)
	(mm)	$D_{50} = 0.5(NLL+NUL)$ (mm)	$n_{RRM}$ théorique (-)	$n_{RRD}$ théorique (-)
	45/125	85	1.09	3.28
	63/180	122	1.06	3.19
	90/250	170	1.09	3.28
	45/180**	113	0.80	2.41
90/180***	135	1.61	4.83	

**Notes:**

\* la classe granulaire de 15 à 300 kg est exceptionnellement étalée et les valeurs de  $M_{50max}$  et de  $M_{50min}$  présentées utilisent l'Équation 3.16 plutôt que l'Équation 3.18.

\*\* petit enrochement à granulométrie étalée

\*\*\* granulométrie des gabions

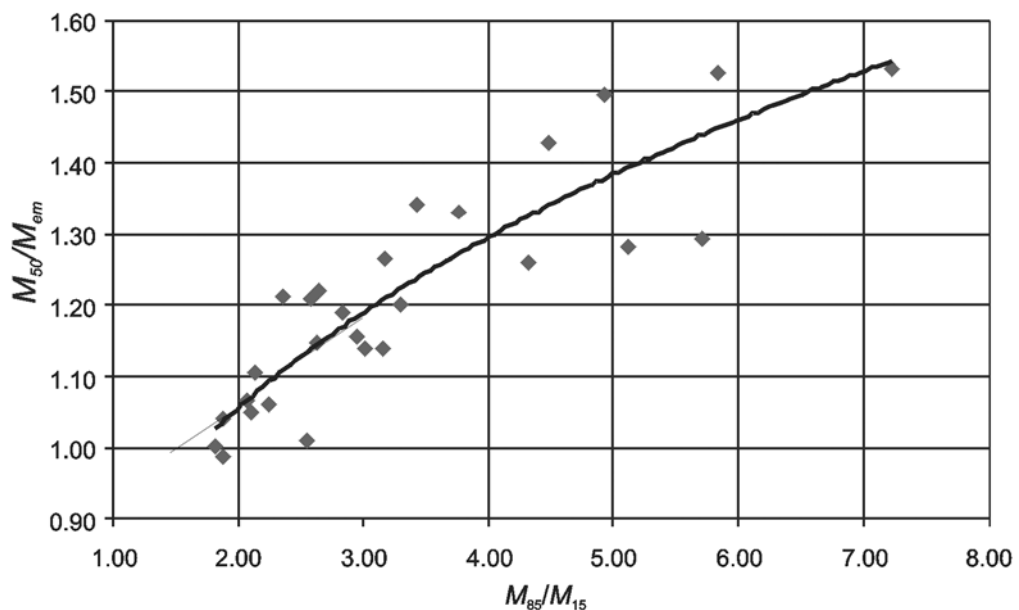
**3.4.3.8 Rapport  $M_{50}/M_{em}$  et gradations d'après l'expérience**

**Valeurs de  $M_{50}/M_{em}$  applicables à toutes les gradations**

Les valeurs de  $M_{50}$  et de  $M_{em}$  ont été mesurées sur différents projets pour une gamme d'enrochements standard gros et moyens conformes à l'EN 13383. Sachant que le rapport  $M_{85}/M_{15}$  peut être estimé avec un degré de fiabilité suffisant, il est possible d'utiliser l'Équation 3.16 (Figure 3.22, basée sur des données d'exploitation relatives à différents projets), pour estimer la valeur du rapport  $M_{50}/M_{em}$  pour toute granulométrie d'enrochement. Si l'on utilise un rapport théorique entre  $M_{85}/M_{15}$  et  $NUL/NLL$ , ce rapport peut également être résumé par l'Équation 3.17. Cela permet d'obtenir une estimation immédiate de  $M_{50}/M_{em}$  à partir des spécifications.

$$M_{50} / M_{em} = 0.860 (M_{85} / M_{15})^{0.296} \tag{3.16}$$

$$M_{50} / M_{em} = 0.860 (NUL / NLL)^{0.201} \tag{3.17}$$



**Figure 3.22** Valeur de  $M_{50}/M_{em}$  en fonction de la gradation  $M_{85}/M_{15}$ , mesurée à partir des données de différents projets (voir l'Équation 3.16) (basées sur les mesures faites par J.A. van Meulen)

#### Valeurs de $M_{50}/M_{em}$ recommandées pour les classes granulaires standard

Les classes granulaires des enrochements standard moyens et gros définies par l'EN 13383 ont été conçues pour être de plus en plus étendues à mesure que  $M_{50}$  décroît. Ceci est formulé par l'Équation 3.18, **applicable uniquement aux enrochements standard**. Elle combine des données empiriques à des résultats obtenus de façon théorique.

$$M_{50} / M_{em} = 1.61 M_{50}^{-0.05} \quad (3.18)$$

Il convient de noter que l'on peut s'attendre à une meilleure prédiction de la valeur de  $M_{50}/M_{em}$  avec l'Équation 3.16 qu'avec l'Équation 3.18, dans les cas où les classes granulaires sont inhabituellement étalées ou étroites pour la valeur de  $M_{50}$  donnée, observés par exemple en présence de certains enrochements non-standard.

#### 3.4.3.9 Granulométries non-standard

Il faut toujours comparer les avantages économiques que présente l'utilisation d'enrochements standard plutôt que des granulométries non-standard. Sauf dans le cas d'une carrière dédiée, il est préférable d'utiliser des enrochements standard. Les restrictions relatives aux diamètres des cribles standard disponibles sur le marché font qu'il existe peu d'enrochements moyens non-standard viables.

**NOTE:** les sections suivantes font référence aux enrochements de Classe A et de Classe B. Les enrochements de Classe A sont normalement destinés à la carapace, car la masse moyenne est spécifiée. Les enrochements de Classe B ne peuvent pas en revanche s'utiliser pour la carapace (pour plus d'informations, voir la Section 3.7.1).

#### Classes granulaires non-standard – approche simplifiée

Une approche simple consiste à déterminer des granulométries non-standard à l'aide des caractéristiques moyennes de toutes les granulométries standard. Cette approche est applicable aux enrochements standard gros, moyens et petits de **Classe B**; elle s'effectue simplement en calculant les limites extrêmes à partir des limites nominales définies par l'utilisateur, de la façon suivante :

- attribuer à NUL et à NLL les valeurs désirées pour lesquelles la valeur de calcul de  $M_{50}$  ou de  $D_{n50}$  sera proche de la moyenne de NUL et de NLL, soit  $M_{50} \approx 0.5 (NUL + NLL)$ . Il faut noter que la gradation doit rester raisonnable et que la valeur du rapport NUL/NLL retenue ne doit pas être trop petite, car cela pourrait entraîner des difficultés de production. La valeur précise du rapport NUL/NLL doit être ajustée en veillant à tenir compte des enrochements standard présentant une gradation similaire ;
- prendre  $ELL \approx 0.7 NLL$  et  $EUL \approx 1.5 NUL$ . On suppose qu'aucune contrainte supplémentaire ne sera nécessaire pour la masse moyenne effective ni pour la valeur maximale de  $D_{n50}$  dans ce type de spécification d'enrochement non-standard. S'il faut spécifier ou déclarer la granulométrie en référence à l'EN 13383, celle-ci aura un statut de Classe B ;
- attribuer aux limites de classes ELL, NLL, NUL et EUL des différents types d'enrochement concernés (petits, moyens et gros) des définitions basées sur 5 %, 10 %, 70 % et 98 %, respectivement.

S'il faut déclarer ou spécifier un enrochement non-standard de **Classe A** équivalent en s'appuyant sur l'EN 13383, la masse moyenne (fragments exclus) doit être comprise entre :

- une limite inférieure  $M_{emll} = 0.8 (NLL + NUL)/2$
- et une limite supérieure  $M_{emul} = (NLL + NUL)/2$ .

**Classes granulaires non-standard de type A – approche détaillée pour les enrochements moyens ou gros**

L'approche simplifiée ci-dessus peut être améliorée, car il existe un certain nombre de constantes généralement applicables à toutes les blocométries standard (à l'exception des 15-300 kg) et à toutes les nouvelles blocométries non-standard présentant des gradations similaires. La gradation d'une blocométrie standard peut être caractérisée par NUL/NLL,  $M_{85}/M_{15}$  ou  $n_{RRM}$ . Les coefficients présentés au Tableau 3.7 permettent de calculer, à partir de  $M_{50}$ , les limites nominales et extrêmes à spécifier pour toute blocométrie non-standard. Elle sera facile à produire en carrière et présentera une application potentielle similaire à celle des blocométries standard. Le rapport entre  $M_{50}$  et ces masses limites repose sur la loi puissance de l'Équation 3.19 :

$$Y = A M_{50}^B \tag{3.19}$$

où  $Y$  = limite extrême ou nominale (kg),  $A$  = constante (-);  $B$  = constante (-).

Les valeurs de  $A$  et  $B$  doivent ensuite être ajustées et arrondies en fonction des spécifications, afin d'obtenir des limites pertinentes pour le contrôle de la qualité.

**Tableau 3.7** Coefficients proposés pour la spécification ou la déclaration d'enrochements non-standard aux propriétés similaires à celles des enrochements standard

		Spécification					Informations complémentaires				
		ELL < 5%	NLL <10%	NUL >70%	EUL >97%	$M_{emll}$ min $M_{em}$	$M_{emul}$ max $M_{em}$	$M_{15}$	$M_{85}$	$M_{50}$ min	$M_{50}$ max
A =		0.027	0.156	2.520	5.160	0.449	1.060	0.160	3.340	0.663	1.515
B =		1.32	1.160	0.920	0.880	1.080	0.990	1.171	0.918	1.041	0.959
Exemple pour un enrochement standard											
$M_{50}$ = 35 kg	valeur calculée	2.9	9.6	66.4	117.9	20.9	35.8	10.3	87.2	26.9	45.9
	valeur arrondie	3	10	65	120	20	35	10	90	27	45
Exemple pour un enrochement non-standard similaire											
$M_{50}$ = 3000kg	valeur calculée	1 050	1 685	3 984	5 923	2 556	2 935	1 893	5 180	2 768	3 279
	valeur arrondie	1 000	1 700	4 000	6 000	2 500	3 000	1 900	5 200	2 750	3 250

**Note :** pour une blocométrie avec  $NLL < 300$ kg, le passant à EUL est limité à 2% au lieu de 5%. Les masses sont en kg.

### Classes granulaires non-standard – approche détaillée pour les petits enrochements

Les trois premiers petits enrochements du Tableau 3.5 présentent les ratios suivant :

$$ELL/D_{50} = 0.28, NLL/D_{50} = 0.56, D_{50min}/D_{50} = 0.79, NUL/D_{50} = 1.57 \text{ et } EUL/D_{50} = 2.24.$$

Pour toute valeur de  $D_{50}$  définie par l'utilisateur, toutes les limites appropriées devront être obtenues et arrondies pour correspondre à des tailles de crible disponibles.

### Classes granulaires non-standard non équivalentes à une classe standard – méthode graphique

Si un enrochement non-standard à granulométrie plus étalée (plus facile à produire) ou plus étroite (plus difficile à produire) que la granulométrie standard équivalente la plus proche doit être spécifié pour une valeur donnée de  $M_{50}$ , il ne faut pas tenir compte des impératifs de limites suggérés au Tableau 3.7. Il faut opter pour des limites régies directement par la gradation choisie. Une fois fixées les valeurs de NUL et NLL, il est possible d'utiliser la méthode graphique suivante, qui suppose que la courbe granulométrique a une forme log-linéaire :

- à l'aide d'une échelle logarithmique pour la masse et d'une échelle linéaire pour le pourcentage de passant, il faut placer le point correspondant à la masse NUL à 70 % de passant et le point correspondant à la masse NLL à 10 % de passant ;
- il faut ensuite relier les deux points par une ligne droite et interpoler pour trouver la valeur de  $M_{50}$  ;
- il faut finalement extrapoler linéairement la valeur de masse à 2 % (petits enrochements) ou à 5 % (gros enrochements) pour obtenir ainsi la valeur d'ELL. De même, il est possible de relever les valeurs de masse à 97 % pour obtenir EUL.

### Désignation des enrochements non-standard

La norme EN 13383 donne un certain nombre d'enrochements standard de Classe A ou de Classe B. Un producteur peut vouloir déclarer d'autres granulométries d'enrochement pour les commercialiser. Cette démarche est parfaitement acceptable dans le respect des règles de l'EN 13383, dès lors que la conformité de l'enrochement commercialisé peut être évaluée à l'aide des méthodes d'essai établies par la norme. La déclaration doit alors se faire à l'aide d'un système de classification compatible avec les appellations normalisées de l'EN 13383 et les méthodes d'essais : «  $HM_A$  déclarée à  $NLL-NUL$  ; limites extrêmes :  $ELL-EUL$  ; masse moyenne effective :  $M_{emL}-M_{emU}$  ».

**Par exemple :** un enrochement de 2 à 4 t serait déclaré en remplaçant les italiques par les chiffres correspondant, par exemple, en suivant les recommandations du Tableau 3.7 :

«  $HM_A$  déclarée à 2000-4000 ; limites extrêmes : 1050-5900 ; masse moyenne effective : 2500-3100 ».

Un maître d'œuvre qui souhaiterait spécifier des limites différentes des limites standard présentées au Tableau 3.5 (Tableaux 1 à 5 de l'EN 13383) formulerait ses exigences de la même manière. Il est à noter que dans  $HM_A$ ,  $HM_B$ ,  $LM_A$ ,  $LM_B$  et  $CP$ , les lettres des préfixes  $HM$ ,  $LM$  et  $CP$  sont utilisées pour distinguer les enrochements gros, moyens et petits ; l'indice A désigne la Classe A qui impose le contrôle de  $M_{em}$ , contrairement à la Classe B.

#### 3.4.4 Matériaux de noyau

Les matériaux de noyau sont généralement utilisés pour le remplissage de l'ouvrage. Ils ne sont donc pas soumis à des impératifs de taille caractéristique de type  $M_{50}$ . La dimension maximale est généralement indiquée et les dimensions minimales sont parfois contrôlées. La Section 5.4 identifie les propriétés géotechniques requises pour les matériaux de noyau, à savoir généralement la résistance au cisaillement, la porosité après pose et la perméabilité. Ces propriétés géotechniques dépendent largement de la gradation et particulièrement de la teneur en fines. Celle-ci est étroitement liée à la fraction fine de la courbe d'abattage et à la technique d'élimination des fines. La Section 3.4.4.3 propose une approche d'estimation de la porosité applicable aux matériaux de noyau.

### 3.4.4.1 Terminologie employée pour les matériaux de noyau

Un certain nombre de termes couramment utilisés donnent une indication du degré auquel le matériau produit par abattage est contrôlé par la production. Les matériaux de noyau dont la teneur en fines n'est pas contrôlée sont appelés « **tout venant d'abattage** », « **tout venant** » ou « **brut d'abattage** ». Ils comprennent tous les fractions granulaires présentes dans le tir et qui peuvent être enlevées à l'aide d'une pelle. En substance, les blocs trop gros pour être extraits ou chargés facilement ne sont pas chargés.

Le « **brut de primaire** » comprend toutes les fractions inférieures à l'ouverture du concasseur primaire ; sa dimension maximale se limite donc à celle de l'ouverture du concasseur.

Le « **tout-venant** » comprend toutes les tailles passant au travers de l'ouverture d'un grizzly ou d'un crible. Tous ces matériaux contiennent une fraction **indéterminée** d'éléments inférieurs à une masse de référence nominale définissant les fines (p. ex. masse inférieure à 1 kg). Pour la réalisation du noyau des ouvrages, la présence éventuelle de matériaux fins en grande quantité peut poser problème, notamment si ceux-ci contiennent des argiles, car ils peuvent être emportés au cours de la construction ou réduire la résistance au cisaillement, augmentant ainsi le risque d'instabilité géotechnique de l'ouvrage.

Les « **matériaux de noyau élaborés** » ont subi un tri/crible visant à éliminer les fines. L'utilisation de grizzlis et d'autres méthodes d'élimination des fines peut modifier profondément la forme de la courbe granulométrique ainsi que le coefficient d'uniformité ou la gradation. Ces matériaux, même s'ils conservent des granulométries très étalées, peuvent être largement plus coûteux à produire. L'élimination éventuelle des fines (p. ex. masse inférieure à 1 kg) a un impact sur la densité mise en œuvre des matériaux déversés pour la construction du noyau. La valeur limite, telle que 1 kg, est généralement une valeur nominale. En règle générale, le seul impératif est de prouver que des procédures efficaces d'élimination des fines sont mises en œuvre. Il faut noter que cela peut améliorer considérablement la perméabilité du noyau.

### 3.4.4.2 Matériaux de noyau lors du dimensionnement

Il est généralement difficile de choisir entre du tout-venant brut d'abattage (présence de fines) et des matériaux de noyau alternatifs sans fine, du fait du manque de recommandations à ce sujet. La spécification optimale nécessite de comprendre les performances des différents types de matériaux pour noyau. Le paramètre clé est souvent la porosité ou le risque de dommages liés au renard, à l'érosion interne ou une instabilité géotechnique. Ainsi, dans une digue, notamment lorsqu'il faut limiter la transmission de la houle, la décision de fixer le seuil des fines à 10 kg ou à 1 kg, ou encore de ne pas fixer de seuil du tout, doit tenir compte des éléments suivants :

- porosité et, indirectement, perméabilité du noyau ;
- pourcentage d'utilisation des matériaux abattus s'ils proviennent d'une carrière dédiée ;
- instabilité due à la présence de minéraux argileux dans les fines ;
- résistance au cisaillement et risque d'instabilité géotechnique.

Il faut également tenir compte de l'efficacité des techniques d'abattage en matière de limitation des particules fines (voir la Section 3.9.5). Il est possible d'obtenir des estimations de la porosité et de la masse totale des matériaux, cruciales sur le plan géotechnique, en prenant en compte leur coefficient d'uniformité,  $n_{RDD}$ , et la forme des blocs. La Section 3.4.4.3 présente la méthode d'estimation de la porosité basée sur l'équation de Tsirel (1997). Plus loin, l'Encadré 3.6 propose un exemple de modification d'une courbe granulométrique de tir d'abattage (p. ex. via un procédé d'élimination des fines), et pour passer d'une courbe de Rosin-Rammler à gradation plus serrée. Les conséquences de cette modification sur la porosité peuvent être évaluées à l'aide d'une équation développée par Tsirel (1997). Il faut noter que l'élimination des fines augmente considérablement la porosité et la perméabilité. Ainsi, lorsque l'on désire réduire la transmission de la houle (comme dans la plupart des projets de digues), l'élimination des fines ne doit être requise que si les critères géotechniques l'exigent.

Il est par ailleurs capital de prédire la porosité des matériaux de noyau pour pouvoir calculer les objectifs de production de la carrière.

### 3.4.4.3 Calcul de la porosité des matériaux mis en œuvre en vrac

Les formules et recommandations proposées dans cette section sont applicables à tous les matériaux granulaires placés en vrac dans la carapace, les sous-couches, les filtres et le noyau. La section présente une prédiction de la porosité moyenne valable pour différentes granulométries et différentes formes d'engrènement.

La porosité des matériaux placés en vrac,  $n_v$  (-), peut être estimée à l'aide de l'Équation 3.20, adaptée de Tsirel (1997) et de l'Équation 3.21 :

$$e = \frac{1}{90} e_o \arctan(0.645 n_{RRD}) \quad (3.20)$$

$$n_v = \frac{e}{1+e} \quad (3.21)$$

où  $e$  = indice des vides obtenu en divisant le volume des vides par le volume des solides (-);  $e_o$  = indice des vides associé à des engrènements de taille unique et de formes différentes (-), donné dans le Tableau 3.8.

Pour toute granulométrie standard ou non-standard, il est possible d'obtenir  $n_{RRD}$  (voir les Tableaux 3.6 et 3.7, ainsi que la Section 3.4.3.3), puis d'estimer  $e_o$ . Une fois que  $e$  est connu, on peut calculer la porosité des matériaux en vrac,  $n_v$ , à l'aide de l'Équation 3.21 :

**Tableau 3.8** Coefficients permettant de prédire la porosité à l'aide de l'Équation 3.20

Type de matériaux	Cubique	Allongé	Plat	Concassé	Sable lisse - galets	Billes d'acier (pour info)
Indice des vides*	0.88 – 0.92	0.93 – 0.96	1.00 – 1.03	0.92 – 0.96	0.65 – 0.80	0.52 – 0.61

\*Les valeurs données correspondent à des matériaux mono-dispersés

**Mise en garde :** l'Équation 3.20 a été développée d'après une série d'essais avec des blocs rocheux effectués en carrière. Elle n'est pas encore couramment appliquée en ingénierie hydraulique, mais pourrait constituer un progrès par rapport aux approximations utilisées précédemment, qui débouchent sur une large gamme de porosité. D'après l'Équation 3.20, la taille n'a pas une influence absolue sur la porosité des matériaux en vrac. Dans la pratique, la valeur courante de  $D_{50}$  du matériau et le mode de déversement peuvent également affecter la porosité. Cela s'explique par le fait que les matériaux plus fins conservent plus facilement leur angularité et présentent un rapport longueur/largeur supérieur. Il existe un rapport empirique qui permet de quantifier cet effet pour  $M_{50}$  (kg) :

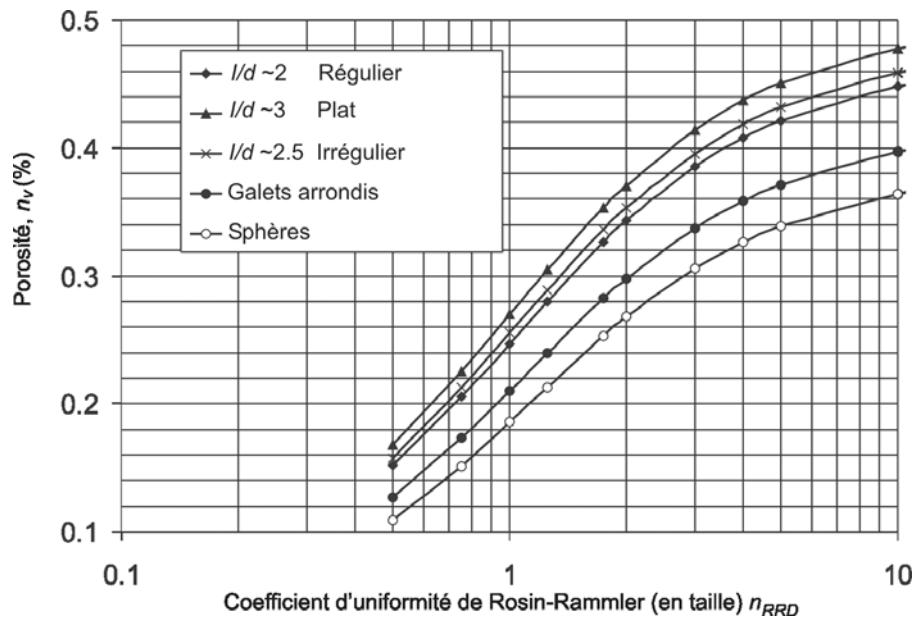
$$LT = 2.31 M_{50}^{-0.02} \quad (3.22)$$

où  $LT$  = élanement des blocs (voir Section 3.4.1.1).

Il faut également noter que les matériaux plus fins, dotés d'une résistance à l'abrasion plus faible, s'arrondiront davantage au cours des manipulations en vrac. Des études suggèrent que l'équation de Tsirel ci-dessus, formulée principalement pour les matériaux déversés, et la Figure 3.23 peuvent tendre à surestimer la porosité des granulométries d'engrènement standard déversé, si le coefficient d'uniformité est supérieur à environ 5, et en présence de couches relativement fines. En outre, la règle empirique de Tsirel n'a pas été conçue pour les cas de déversement dans l'eau.

Latham *et al.* (2002a) proposent différentes prédictions de la porosité des matériaux mis en œuvre en vrac. La Figure 3.23 donne les prédictions basées sur les Équations 3.20 et 3.21, ainsi que sur le Tableau 3.8; le lecteur y trouvera les valeurs équivalentes du  $LT$  moyen ( $= l/d$ , voir la Section 3.4.1.1) et les termes employés pour décrire la forme, qui correspondent aux classes de formes proposées par Tsirel.

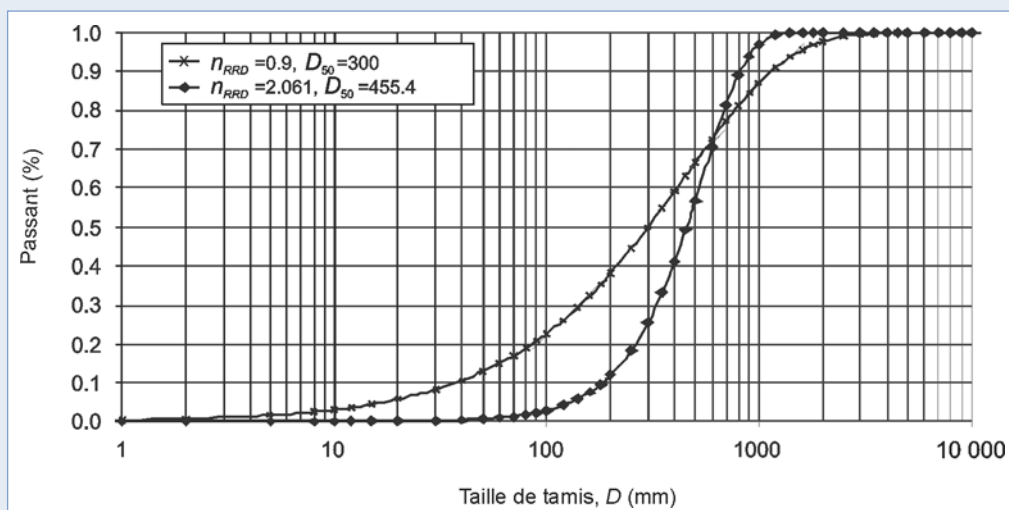
L'Encadré 3.6 présente des exemples de calcul du changement de porosité induit par l'élimination des fines et des matériaux déclassés supérieurs.



**Figure 3.23** Porosité des matériaux placés en vrac,  $n_v$ , en fonction de la forme et de l'uniformité des tailles

**Encadré 3.6** Exemple de calcul des changements de porosité induits par l'élimination des fines et des matériaux déclassés supérieurs

Comme l'illustre la Figure 3.24, il est possible de calculer l'effet de l'élimination des fines inférieures à 100 mm (masse ~ 1.5 kg) et des blocs déclassés supérieurs dépassant 1 m (masse ~ 1.5 t) selon la procédure suivante : Déterminer les caractéristiques de la distribution de Rosin-Rammler du tir ( $D_{50} = 300$  mm et  $n_{RRD} = 0.9$ , p. ex.). Pour un rendement élevé de traitement de l'enrochement abattu, prendre une valeur de  $NLL$  de 100 mm pour  $y_{NLL}$  à 0.03 (ou 0.06 pour un rendement inférieur) et une valeur de  $NUL$  de 1000 mm pour  $y_{NUL}$  à 0.97 (ou 0.90 pour un rendement inférieur) afin de représenter le rendement d'élimination des fines et de discrimination des blocs déclassés supérieurs ; recalculer le coefficient d'uniformité  $n_{RRD}$  et  $D_{50}$  à l'aide des Équations (de Rosin-Rammler) 3.14 et 3.15 (voir la Section 3.4.3.3). Les matériaux de noyau traités présentent alors des valeurs de  $D_{50} = 455$  mm et de  $n_{RRD} = 2.06$ . En supposant que le tout-venant d'abattage a une forme concassée sa porosité volumique est d'environ 0.24 (déterminée à l'aide des Équations 3.20 et 3.21), et celle du matériau de noyau traité est d'environ 0.36. Cela a un impact considérable sur la perméabilité du noyau et sur le volume abattu inutilisé. Les rares informations fournies par les entreprises suggèrent que le tout-venant d'abattage déversé en mer peut avoir une porosité d'environ 36 %, et que cette valeur passe à 40 % si les fines sont éliminées ; l'approche illustrée ci-dessus, consistant à combiner l'équation de Rosin-Rammler et celle de Tsirel pour prédire la porosité, doit être utilisée avec prudence lorsqu'elle est appliquée à des matériaux déversés dans l'eau.



**Figure 3.24** Représentation graphique du changement de granulométrie induit par l'élimination des fines inférieures à 1 kg et la limitation des blocs déclassés supérieurs

### 3.5 ENROCHEMENT NATUREL – PROPRIÉTÉS INDUITES PAR LA CONSTRUCTION

Les critères de dimensionnement déterminent l'épaisseur des carapaces, des couches filtres et des sous-couches (y compris pour les rip-raps) placées ou déversées, puis réglées pour obtenir le profil désiré. Le concepteur fixe l'épaisseur de la couche pour qu'elle corresponde à une fraction d'une taille caractéristique – généralement  $D_{n50}$  – de la granulométrie de l'enrochement en question. En raison des conditions aux limites mal définies, il existe peu de recommandations concernant les conversions de la masse en volume pour ce type de couche ; la Section 3.4.4 décrit toutefois la porosité relative aux matériaux de noyau dans le cas des opérations de déversement.

La Section 3.5.1 fournit des recommandations relatives à l'épaisseur des couches et aux porosités, dans le cas des couches dimensionnées pour être simples ou doubles et constituées de blocs placés individuellement (p. ex. gros enrochements).

Outre la forme des blocs, la masse volumique de la roche est une propriété essentielle affectant l'épaisseur de couche, la densité de pose et le volume mis en œuvre. Comme la masse volumique de la roche a également un effet sur la stabilité hydraulique, la Section 3.5.2 est consacrée aux conséquences, en termes de dimensionnement, de l'utilisation de matériaux de masses volumiques différentes.



### 3.5.1 Épaisseur et porosité des couches d'enrochements placés individuellement

Il est essentiel de disposer des données relatives à la forme et à la blocométrie de l'enrochement utilisé pour le remplissage ou pour les systèmes à plusieurs couches pour estimer les quantités à des fins de dimensionnement et de facturation, mais aussi pour prédire les propriétés hydrauliques; voir aussi Gauss et Latham (1995), Latham *et al.* (2002b) et Stewart *et al.* (2003). Pour cela, les différents types de placement des matériaux granulaires dans les ouvrages sont classés comme suit :

- placement aléatoire ;
- placement standard ;
- placement dense ;
- placement spécifique.

Ces termes sont décrits en détail à la Section 9.8.1. La mise en œuvre en vrac correspond à un placement aléatoire, tandis que les blocs placés individuellement dans les carapaces peuvent être disposés selon un des agencements listés ci-dessus. En principe, pour les carapaces, il existe deux méthodes de calcul permettant d'obtenir les volumes globaux (c'est-à-dire le volume de la roche,  $V_r$  (m<sup>3</sup>) + le volume des vides) dans une planche d'essai.  $V_{b,d}$  (m<sup>3</sup>) est le volume apparent global de dimensionnement (volume théorique avant la construction) et  $V_{b,s}$  (m<sup>3</sup>) est le volume global contrôlé (volume réel après la construction).  $V_b$  (m<sup>3</sup>) est le volume apparent global relatif à l'une ou l'autre de ces méthodes. Les écarts doivent être minimisés en suivant les recommandations des Encadrés 3.7 et 3.8. Les Équations 3.23 à 3.28 (voir également la Figure 3.25) définissent la géométrie et les propriétés associées des couches d'enrochement.

$$\text{Volume global de dimensionnement (m}^3\text{)} \quad V_{b,d} = A t_d \quad (3.23)$$

$$\text{Volume global contrôlé (m}^3\text{)} \quad V_{b,s} = A_{cs} L \quad (3.24)$$

$$\text{Épaisseur orthogonale théorique (m)} \quad t_d = n k_t D_{n50} \quad (3.25)$$

$$\text{Volume de roche (m}^3\text{)} \quad V_r = V_b (1 - n_v) \quad (3.26)$$

$$\text{Nombre total de blocs dans la zone considérée (-)} \quad N_a = n A k_t (1 - n_v) / D_{n50}^2 \quad (3.27)$$

$$\text{Masse volumique en place (t/m}^3\text{)} \quad \rho_b = (1 - n_v) \rho_{app} \quad (3.28)$$

où

$A$  = aire totale (m<sup>2</sup>) de la zone de carapace, mesurée parallèlement au talus ;

$A_{cs}$  = aire de la section en coupe (m<sup>2</sup>) ;

$L$  = largeur de la planche d'essai (m) ;

$n$  = nombre de couches (-) ;

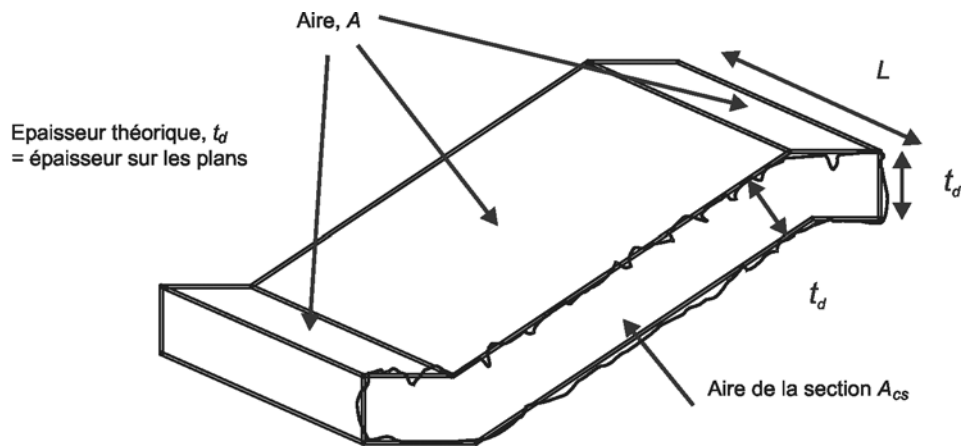
$n_v$  = porosité de couche (-) ;

$k_t$  = coefficient d'épaisseur de couche (-) ;

$\rho_{app}$  = masse volumique apparente de la roche (t/m<sup>3</sup>) (voir la Section 3.3.3).

La masse volumique de l'enrochement en place,  $\rho_b$  (t/m<sup>3</sup>), de l'enrochement, peut être prédite à l'aide de l'Équation 3.28 ou directement à partir du volume global contrôlé, si l'on connaît la masse d'enrochement placée dans une planche d'essai. Dans le cas de granulométries plus étalées, il est possible d'obtenir une meilleure prédiction du nombre de blocs,  $N_a$  (-), en remplaçant  $D_{n50}$  dans l'Équation 3.27 par la taille nominale calculée à partir de la masse moyenne,  $M_{em}$ .

**NOTE:** le volume de roche,  $V_r$ , ne doit pas être confondu avec le volume d'enrochement,  $V_b$ . La seule utilisation possible de  $V_r$  est comme donnée d'entrée pour déterminer la masse d'enrochement qui correspond à la masse de roche,  $M_r = \rho_{app} V_r$ .



**Figure 3.25** Géométrie de la carapace

Les termes « indice des vides » et « porosité » sont couramment utilisés pour les matériaux granulaires. Dans l'Équation 3.26 toutefois,  $n_v$  est appelée « porosité de couche » pour éviter toute confusion avec le terme « porosité » appliqué à un spécimen de roche intacte (voir la Section 3.3.3). En outre, lorsqu'il emploie le terme « porosité de couche », l'utilisateur doit être conscient que les valeurs dépendent de la méthode de contrôle du volume englobant.

**NOTE:** la porosité de couche est calculée sous la forme d'une propriété moyenne de l'ensemble de la planche d'essai contrôlée. Ce principe s'écarte des rapports suggérés par Bosma *et al.* (2003), qui présentent la porosité de couche comme une propriété à variabilité spatiale. Les rapports qu'ils proposent sont davantage applicables à l'enrochement déversé. Ils permettent également de définir les écarts locaux entre les pourcentages moyens de volume des vides dans la carapace à proximité des transitions, par exemple au contact d'un mur de haut de plage ou entre des sous-couches successives.

### 3.5.1.1 Importance du coefficient d'épaisseur de couche, $k_t$ , et de la porosité de couche, $n_v$

Les entreprises et les maîtres d'œuvre doivent prendre pour hypothèse une épaisseur de couche théorique,  $t_d$  (m), pour tracer les plans et estimer le volume apparent global,  $V_{b,d}$  ( $m^3$ ), notamment pour spécifier les tonnages en vue de l'achat des matériaux. Pour les enrochements placés individuellement en couche simple ou double,  $t_d$  s'obtient à l'aide de l'Équation 3.25 (avec  $n = 2$  pour une couche double), qui nécessite elle-même de déterminer des valeurs appropriées pour le coefficient d'épaisseur de couche,  $k_t$  (-), et le diamètre nominal médian,  $D_{n50}$  (m). L'Équation 3.26 permet de convertir le volume apparent global,  $V_b$  ( $m^3$ ), en volume de roche,  $V_r$  ( $m^3$ ), en utilisant une valeur de porosité de couche,  $n_v$ , appropriée.

Outre la spécification des quantités d'enrochement, l'estimation de la porosité de couche aide à prédire la stabilité de la carapace (voir la Section 5.2.2.2).

$k_t$  et  $n_v$  peuvent varier considérablement. Des études récentes suggèrent fortement qu'il est possible de parvenir à des prédictions plus précises lorsque l'on utilise le blockiness et l'élançement pour caractériser la forme de l'enrochement. Une avancée majeure a été effectuée, à savoir que les coefficients de porosité et d'épaisseur de couche sont inférieurs à ce qui était indiqué jusqu'à présent, notamment dans certains documents de référence tels que le CEM (USACE 2003). Le lecteur trouvera des recommandations générales relatives au placement standard et dense au Tableau 3.9, qui présentent un enrochement à blockiness plus élevé et un enrochement à blockiness moins élevé, définis par l'indice  $BLc$ , et pour une valeur moyenne théorique de l'élançement,  $LT$ , assez courante, à savoir 2 (voir la Section 3.4.1.1). Les blocs qui présentent des valeurs moyennes de  $LT$  supérieures ont tendance à former des couches plus poreuses et plus fines. Les enrochements qui présentent des valeurs moyennes de  $LT$  inférieures ont tendance à former des couches moins poreuses et plus épaisses. Dans le cas des couches doubles à placement aléatoire, la valeur des coefficients de porosité et d'épaisseur de couche suggérée pour un placement stan-

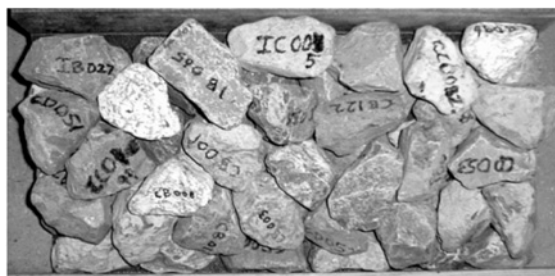
dard peut être fixée de façon théorique, quoique les valeurs de porosité soient généralement supérieures de 0 à 2 % à celles du placement standard. La porosité des matériaux placés en vrac peut être prédite par des méthodes qui tiennent compte spécifiquement de la gradation et de la forme (voir la Section 3.4.4.3).

**Tableau 3.9** Recommandations générales relatives au coefficient d'épaisseur de couche et à la porosité pour différentes carapaces, techniques de placement (Section 9.6) et méthodes de levé (Section 9.9)

Nombre de couches et type de placement	Paramètre	Méthode de levé de référence (perche à pied sphérique)		Méthode de levé des points les plus élevés	
		Blockiness élevé	Forme irrégulière	Blockiness élevé	Forme irrégulière
		$BLC_{moyen} = 0.65$ , p. ex.	$BLC_{moyen} = 0.50$ , p. ex.	$BLC_{moyen} = 0.65$ , p. ex.	$BLC_{moyen} = 0.50$ , p. ex.
Couche simple, placement dense	$k_t, k_{thp}$	0.84	0.77	0.89	0.82
Couche simple, placement dense	$n_v, n_{vhp}$ (%)	32	35	36	40
Couche double, placement standard	$k_t, k_{thp}$	0.91	0.87	0.96	0.92
Couche double, placement standard	$n_v, n_{vhp}$ (%)	32	35	36	40
Couche double, placement dense	$k_t, k_{thp}$	0.91	0.87	0.96	0.92
Couche double, placement dense	$n_v, n_{vhp}$ (%)	31	32	35	36

**Note :**  $BLC$  = blockiness (voir la Section 3.4.1.2). Ces recommandations sont basées sur l'hypothèse selon laquelle la valeur moyenne de l'élanement  $LT = 2.0$ . Elles sont tirées des recherches de Stewart *et al.* (2003). L'indice « hp » fait référence à la méthode de levé des points les plus élevés.

Les recommandations présentées dans l'Encadré 3.7, concernant la méthode contrôlée standard de placement individuel de l'enrochement, illustrent la notion de blockiness de façon plus détaillée. Les clichés des carapaces en modèles réduits (Figure 3.26) et à échelle réelle (voir Stewart *et al.*, 2003) mettent en évidence la sensibilité de la densité de pose à la forme des blocs. Ces planches d'essai soulignent à quel point il est important de faire correspondre la forme des enrochements modélisés et les méthodes de placement employées en laboratoire à la forme et aux méthodes à



échelle réelle, dès lors qu'il existe des techniques de placement potentiellement plus denses. Le Tableau 3.10 (voir également l'Encadré 9.3) présente les résultats d'essais à échelle réelle qui illustrent la large gamme de valeurs possibles pour  $k_t$  et  $n_v$  (et  $\rho_b$ ).

**Note :** à gauche:  $BLC_{moy} = 75\%$ ,  $LT_{moy} = 2.4$ ,  $n_v = 34\%$ ,  $k_t = 0.87$ ; à droite:  $BLC_{moy} = 46\%$ ,  $LT_{moy} = 2.0$ ,  $n_v = 39\%$ ,  $k_t = 0.85$

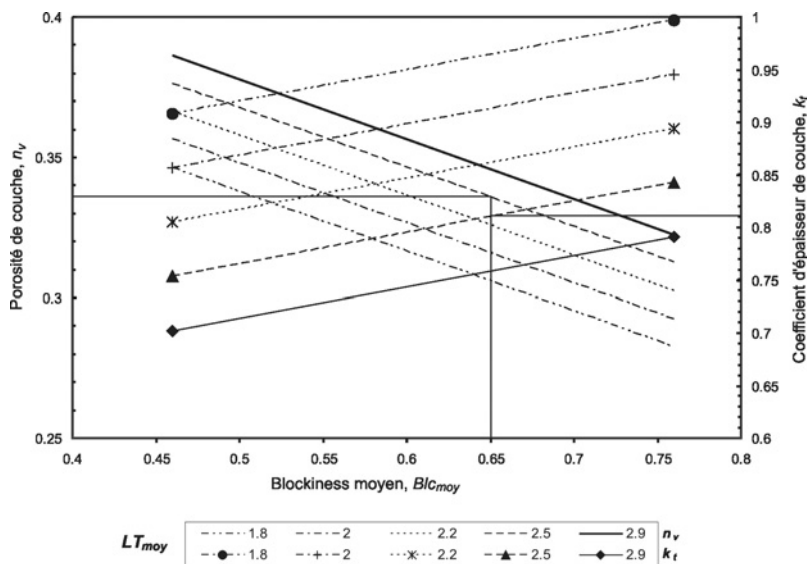
**Figure 3.26** Modèles illustrant les effets de la forme avec un placement standard sur un talus de pente 2/1

**Tableau 3.10** Exemples de mesures des propriétés d'épaisseur de couche et de densité de pose relevées sur des ouvrages à échelle réelle analysés à l'aide de la méthode utilisant une sonde sphérique de  $0.5D_{n50}$

Nombre de couches et type de placement	Paramètre	Lieu de l'essai et blocométrie de l'enrochement (t)				
		Shoreham	Bardon Hill	Immingham	Torr Works	Reculver
		8 – 12	3 – 6	0.5	3 – 6	1 – 3
Couche simple	$k_t$ (-)	0.71	0.80	1.03	0.82	–
	$\rho_b$ (t/m <sup>3</sup> )	1.90	1.84	1.63	1.79	–
	$n_v$ (%)	30.0	34.3	40.0	34.8	–
Couche double, placement standard	$k_t$ (-)	0.77	0.88	0.92	0.91	0.94
	$\rho_b$ (t/m <sup>3</sup> )	1.89	1.89	1.65	1.85	1.77
	$n_v$ (%)	30.1	32.8	39.2	32.9	34.4
Couche double, placement dense	$k_t$ (-)	0.76	0.86	–	0.92	–
	$\rho_b$ (t/m <sup>3</sup> )	1.96	1.93	–	1.86	–
	$n_v$ (%)	27.6	30.9	–	32.5	–

La Figure 3.27 fournit des recommandations pour l'estimation du coefficient d'épaisseur de couche  $k_t$  (-) et de la porosité de couche,  $n_v$  (%), applicables à l'enrochement placé au-dessus de l'eau dans les cas où le placement peut être contrôlé. Elle repose sur la méthode de levé de référence, qui utilise une perche à pied sphérique de  $0.5 D_{n50}$ . Bien que cette méthode de levé ne puisse pas toujours être employée dans la pratique, il est nécessaire de disposer de recommandations basées sur une méthode de référence. Celles-ci peuvent ensuite être appliquées aux procédures de levé les plus courantes telles que la méthode des points les plus élevés présentée à la Section 9.9.8.1 où les corrections sur  $k_t$  et  $n_v$  sont décrites suivant la méthode utilisée.

Le diagramme de prédiction de la Figure 3.27, élaboré de façon empirique pour les couches doubles, est applicable aux talus de pente 2/1 lorsque l'on utilise un placement contrôlé appelé « placement standard », présenté à la Section 9.8.1.1. L'exemple de la Figure 3.27 où  $BLC_{moy} = 0.65$  et  $LT_{moy} = 2.5$  donne  $k_t = 0.81$  et  $n_v = 0.335$ .



**Figure 3.27** Diagramme de prédiction des valeurs de  $n_v$  et de  $k_t$  pour un enrochement placé individuellement en double couche avec placement standard

Les équations de l'Encadré 3.7 permettent d'élaborer des recommandations plus générales. L'Encadré 3.8 propose une comparaison des valeurs prédites et mesurées de la porosité de couche.

**Encadré 3.7** *Recommandations sur la porosité de couche et l'épaisseur de couche dans le cas d'enrochements placés individuellement au-dessus de l'eau*

Les recommandations proposées dans cet encadré s'appuient sur une étude extensive de la densité de pose de l'enrochement (Newberry, 2003 ; Stewart *et al.*, 2003), qui portait sur la dépendance de la porosité de couche,  $n_v$ , et du coefficient d'épaisseur de couche,  $k_t$ , à la méthode de placement, à la forme des blocs et à la définition de la surface. 19 planches d'essai à échelle réelle ont été comparées à des modèles réduits. Les effets d'échelle sur la géométrie de la carapace se sont avérés négligeables dès lors que les formes correspondaient. On a ainsi construit 91 revêtements en modèle réduit (voir la Figure 3.26) pour étudier l'effet sur  $n_v$  et  $k_t$  de  $LT$ , de  $BLC$ , des méthodes de placement standard et dense, des pentes de talus, de l'épaisseur des couches – simple et double – toujours pour des granulométries très étroites associées à des granulométries de gros enrochements standard. Les conditions aux limites et les effets de levé ont été compensés à l'aide des méthodes de référence à échelle réduite et à échelle réelle.

Une analyse par régression linéaire multivariée a permis de formuler les équations de prédiction suivantes :

$$n_v = A + B BLC_{moy} + C / LT_{moy} \quad (3.29)$$

$$k_t = A + B BLC_{moy} + C / LT_{moy} \quad (3.30)$$

Les valeurs moyennes de  $BLC$  et de  $LT$  ont été utilisées comme variables directrices pour évaluer les valeurs de  $n_v$  et de  $k_t$

Il est possible d'apporter de légères améliorations à la prédiction du diagramme de la Figure 3.27 en incluant également dans les équations de régression les écarts types et l'étendue granulaire. L'insertion des coefficients de régression du Tableau 3.11 dans les Équations 3.29 et 3.30 fournit des recommandations concernant les paramètres géométriques des couches simples ou doubles **placées selon une méthode standard** sur des talus de pente 2/1. Les talus plus raides génèrent des couches marginalement plus denses.

Pour calculer la porosité de couche **dans le cas d'un placement dense**, la valeur de  $\Delta n_v$ , calculée à l'aide de l'Équation 3.31, doit être ajoutée à celle de  $n_v$  obtenue à partir de l'Équation 3.29, ce qui entraîne une légère réduction du résultat.

$$\Delta n_v = A + B BLC_{moy} + C / LT_{moy} \quad (3.31)$$

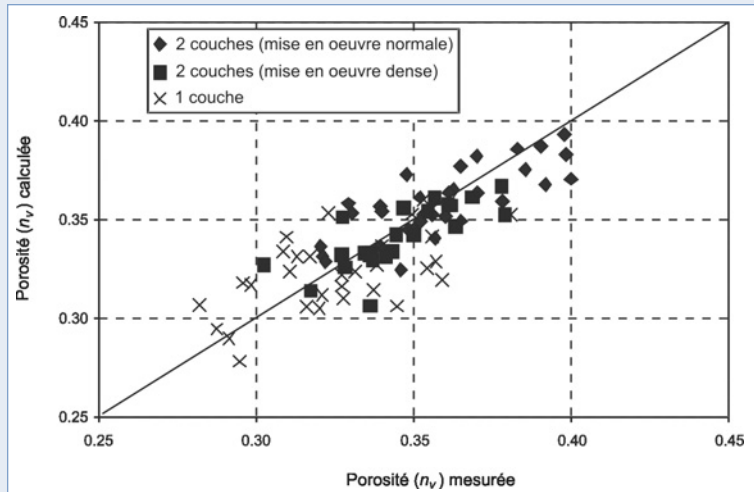
**Tableau 3.11** *Coefficients utilisés pour déterminer la porosité  $n_v$  et le coefficient d'épaisseur de couche  $k_t$  pour un talus de pente 2/1, à l'aide des Équations 3.29 à 3.31.*

Type de couche	Paramètre	A	B	C
Simple	$n_v$	0.59	-0.24	-0.22
Simple	$k_t$	0.01	0.48	1.04
Double	$n_v$	0.55	-0.21	-0.20
Double	$k_t$	0.21	0.30	1.03
Double	$\Delta n_v$	-0.11	0.10	0.08

L'épaisseur de couche peut être calculée à l'aide de l'Équation 3.25, et la masse volumique en place à l'aide de l'Équation 3.28 (voir la Section 3.5.1). Il est possible d'utiliser comme données d'entrée les valeurs de la porosité et de l'épaisseur de couche obtenues par les méthodes proposées dans les Équations 3.29 à 3.31.

**Encadré 3.8** Comparaison de la porosité de couche prédite et celle mesurée

Les intervalles de confiance à 90 % en termes de  $n_v$  sont une porosité de couche de  $\pm 2.4$  % pour les couches doubles et de  $\pm 3.7$  % pour les couches simples, et sont de  $k_f = 0.01$  pour les couches doubles et de  $k_f = 0.11$  pour les couches simples (pour plus de précisions, voir Stewart *et al.* (2003)). La qualité de l'ajustement est présentée à la Figure 3.28. Les placements standard et dense (voir les définitions données à la Section 9.8.1.1) se rapportent tous les deux à des blocs placés individuellement. Le placement dense réduit généralement la porosité d'environ 2 à 4 % par rapport au placement standard. Les matériaux placés en vrac présentent une gradation très variable, ce qui influence davantage la porosité que la diversité des formes disponibles, tel que l'explique la Section 3.4.4.3. Stewart *et al.* (2003) donnent plus de détails concernant les prédictions du coefficient d'épaisseur de couche et de la porosité de couche, et proposent une série de valeurs relatives à d'autres talus.



**Figure 3.28** Comparaison de la valeur de la porosité de couche,  $n_v$ , mesurée et de sa valeur prédite à l'aide des Équations 3.29 à 3.31 et de coefficients empiriques

### 3.5.2 Effet de la masse volumique de la roche sur les paramètres de dimensionnement

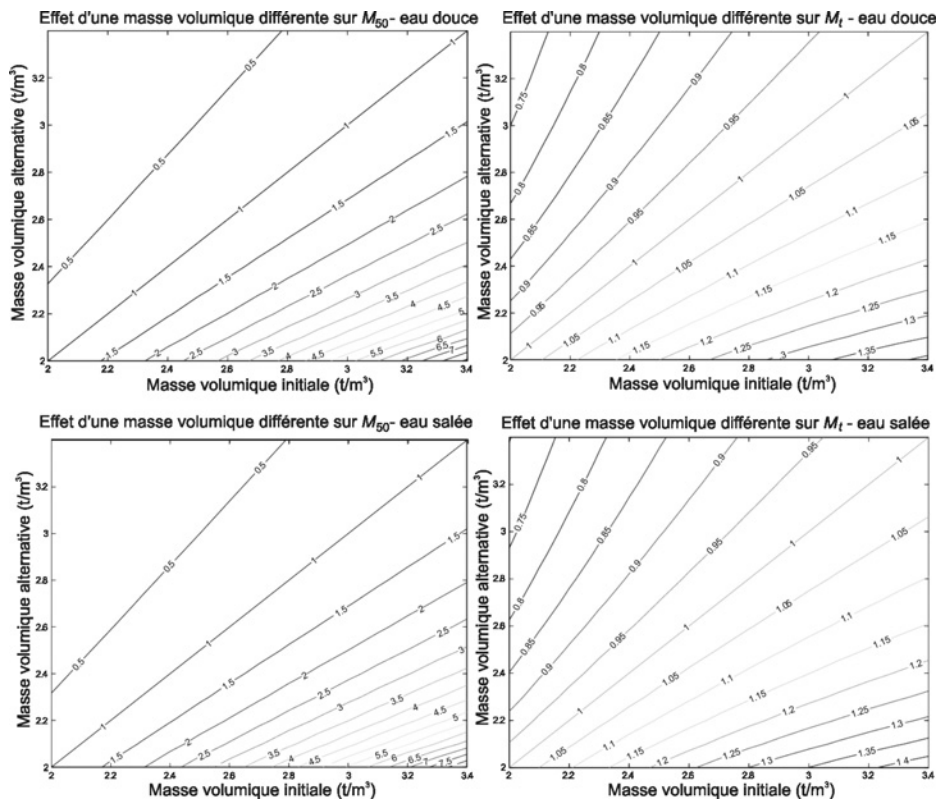
Si les conditions le permettent, on peut envisager d'utiliser pour un projet de l'enrochement de masse volumique différente de celle adoptée lors du dimensionnement. En règle générale, les roches denses (p. ex. écolite) permettent d'obtenir des masses volumiques pouvant atteindre  $3.5 \text{ t/m}^3$ , tandis que l'enrochement artificiel produit à partir de laitiers peut présenter des masses volumiques supérieures, par exemple  $> 4 \text{ t/m}^3$ . Lorsque la masse volumique augmente, un dimensionnement identique donne une valeur inférieure du nombre de stabilité  $N_s = H_s / (\Delta D_{n50})$ , donc une stabilité supérieure due à l'augmentation de  $\Delta D_{n50}$  (m), où  $\Delta$  est la densité relative déjaugée (-) (voir les Sections 5.2.1 et 5.2.2). L'absorption en eau peut avoir un impact significatif; elle est présentée à l'Encadré 3.5 de la Section 3.3.3.

Le maître d'œuvre peut également vouloir analyser les différents effets observés en utilisant, à la place de la masse volumique,  $\rho_{app,d}$ , utilisée pour le dimensionnement, de l'enrochement de masse volumique alternative,  $\rho_{app,alt}$ , qui permet d'obtenir la même stabilité hydraulique (valeur constante du nombre de stabilité,  $N_s$ ). Pour une stabilité identique, en utilisant les indices « *d* » pour désigner la masse volumique de dimensionnement et « *alt* » pour la masse volumique alternative, on a tracé les courbes à l'aide des Équations 3.32 et 3.33 représentant la masse médiane,  $M_{50}$ , et la masse totale d'enrochement,  $M_t$ , respectivement.

$$M_{50,alt} / M_{50,d} = (\rho_{app,alt} / \rho_{app,d}) / (\Delta_{alt} / \Delta_d)^3 \quad (3.32)$$

$$M_{t,alt} / M_{t,d} = (\rho_{app,alt} / \rho_{app,d}) / (\Delta_{alt} / \Delta_d) \quad (3.33)$$

Ces équations ont servi à tracer les courbes d'isovaleur des coefficients multiplicateurs donnés à la Figure 3.29 pour les applications en eau douce et les applications marines.



**Note :** en haut : eau douce -  $\rho_w = 1 \text{ t/m}^3$ ; en bas : eau salée -  $\rho_w = 1.025 \text{ t/m}^3$

**Figure 3.29** Courbes d'isovaleur des coefficients multiplicateurs représentant le changement de masse volumique

Pour une stabilité identique, le coefficient multiplicateur applicable au nombre total de blocs d'enrochement,  $N_a$ , (dans le cas d'une granulométrie étroite où  $M_{50} \approx M_{em}$ ) est proportionnel au coefficient  $\Delta^2$  (voir l'Équation 3.34), tandis que lorsqu'il s'applique à l'épaisseur de couche,  $t_a$ , ce coefficient est proportionnel au coefficient  $1/\Delta$  (voir l'Équation 3.35).

$$N_{a,alt} / N_{a,d} = (\Delta_{alt} / \Delta_d)^2 \tag{3.34}$$

$$t_{a,alt} / t_{a,d} = \Delta_d / \Delta_{alt} \tag{3.35}$$

En bref, pour une même stabilité, opter pour une roche de masse volumique supérieure permet de diminuer la taille des blocs d'enrochement, de réduire la masse totale de la carapace, de limiter l'épaisseur de couche mais conduit à augmenter le nombre de blocs à placer (ce qui peut présenter des inconvénients en termes de durée de placement).

Si le dimensionnement reste inchangé, une masse volumique accrue entraîne une hausse de la stabilité et éventuellement une augmentation de la durabilité. L'utilisation d'un matériau moins dense pour le noyau présente un avantage lié à son volume supérieur par unité de poids de matériau transportée jusqu'au site. En effet, c'est le volume apparent global qui détermine les niveaux de dimensionnement, ce qui est avantageux dès lors que les propriétés géotechniques sont adéquates.

**Encadré 3.9** Influence du changement de masse volumique sur la masse médiane,  $M_{50}$ , et sur la quantité totale d'enrochement,  $M_t$

**Exemple :** un projet requiert 10000 t d'enrochement avec  $M_{50,d} = 8 \text{ t}$  et une masse volumique  $\rho_{app,d} = 2.6 \text{ t/m}^3$  pour la solution de base. Un gisement alternatif présentant une masse volumique  $\rho_{app,alt} = 2.3 \text{ t/m}^3$  est disponible localement. Le coefficient multiplicateur (à droite dans l'Équation 3.32) est égal à 1.65 (voir la Figure 3.29), et la valeur alternative de  $M_{50}$  (voir l'Équation 3.32) est alors :  $M_{50,alt} = 1.65 \times 8 \text{ t} = 13.2 \text{ t}$   
De même, à l'aide de l'Équation 3.33, la quantité totale d'enrochement est déterminée comme égale à :  $M_{t,alt} = 1.09 \times 10000 \text{ t} = 10900 \text{ tonnes}$ .

## 3.6 QUALITÉ, DURABILITÉ ET PRÉDICTION DE LA DURÉE DE SERVICE

### 3.6.1 Introduction

Les informations présentées dans cette Section 3.6 doivent être prises en compte avant d'élaborer les spécifications (Section 3.7). En fonction de l'application envisagée (exposée ou abritée), les exigences de performances applicables à l'enrochement varient considérablement. Il n'est donc pas toujours possible, si l'on ne connaît pas les conditions du site ni l'objet du projet, de se fier aux seuls résultats expérimentaux pour déterminer si les matériaux rocheux seront adaptés ou non. Les modèles de dégradation peuvent permettre de tenir compte de ces différences. Dans certains cas, ils mettront en évidence des pertes de performances trop rapides pour être acceptables. Néanmoins, le maître d'œuvre dispose encore de nombreuses stratégies d'atténuation (surdimensionnement, surcroît de maintenance, etc. ; voir la Section 3.1.3) avant de finaliser les spécifications applicables aux matériaux.

Le Tableau 3.12, polyvalent et généralisé, est consacré aux propriétés intrinsèques de l'enrochement. Chaque propriété est classée en colonnes qui donnent une évaluation **indicative** – excellente, satisfaisante, limitée ou médiocre – de l'enrochement, en tenant compte de tous les types de roches et de toutes les carrières. Ce type de classification étant indépendante des conditions de dimensionnement et des conditions de site, elle ne permet donc pas de garantir catégoriquement les résultats obtenus en termes d'adéquation ou de durée de service de l'enrochement. Chaque aspect présenté dans les lignes du Tableau 3.12 a une conséquence directe ou indirecte sur la résistance à un type donné de sollicitation/détérioration, celui-ci pouvant ou non être effectivement présent sur le site. Pour une application donnée, les résultats relatifs correspondant à différentes sources d'enrochement peuvent être déduits à partir des classes proposées. Ainsi, les quatre classes présentées pour chaque propriété spécifique peuvent être interprétées comme indiqué ci-dessous :

**Excellente** – idéale, parfois disponible. En ce qui concerne cette caractéristique, ce matériau peut être utilisé sans risque de progression de dégradation sur une durée de vie de projet classique.

**Satisfaisante** – supérieure à la moyenne. En situation normale, il n'est pas nécessaire de prêter une attention particulière à cette caractéristique, qui n'entraînera généralement aucune dégradation dommageable, bien qu'elle puisse, sur une durée de vie classique, présenter des signes de dégradation progressive dans certaines circonstances.

**Limitée** – inférieure à la moyenne. Sans attention particulière, cette caractéristique risque d'entraîner une dégradation majeure. Elle doit donc être étudiée. Si nécessaire, il faut adapter les méthodes de production, de construction ou de dimensionnement (voir la Section 3.1.3.1) par exemple les techniques d'abattage peuvent être adaptées (voir la Section 3.9), le contrôle qualité peut être renforcé (voir la Section 3.10) ou la taille des blocs reposant sur une prédiction adéquate de la dégradation peut être surdimensionnée (voir la Section 3.6.4). Ces mesures peuvent être associées à de courtes périodes lors desquelles les baisses de performances sont plus marquées.

**Médiocre** – très inférieure à la moyenne. Dans la mesure du possible, il est préférable d'éviter d'utiliser ce matériau dans les zones où l'exposition risque d'affecter la caractéristique ou d'entraîner une dégradation rapide. Dans le cas contraire, ce matériau nécessite une attention particulière, comme dans le cas des caractéristiques « limitées ». Toutefois, l'ouvrage doit généralement faire l'objet d'une analyse spécifique et peut nécessiter une maintenance lourde.

Il est recommandé de ne pas utiliser ces classes à des fins de spécifications sans tenir compte de l'application envisagée. Pour que l'entreprise ou le maître d'œuvre puissent optimiser les solutions techniques, il est important de faire correspondre les exigences applicables sur les matériaux aux conditions de site susceptibles d'entraîner une dégradation. Ceci nécessite de mettre en œuvre des approches systématiques qui tiennent compte :



- des facteurs clés observés au niveau de la carrière et des fronts de taille ;
- des variables propres au site du projet ;
- et d'un modèle permettant de quantifier l'effet des agents de dégradation actifs sur le site de l'ouvrage.

La prédiction de la dégradation et de l'endommagement au fil du temps peut faciliter la mise en œuvre d'approches globales pour l'intégralité du cycle de vie, et peut en outre présenter d'autres avantages sur le plan environnemental.

**NOTE:** les prédictions de la dégradation sont, par nature, inexactes et souffrent de la difficulté à effectuer certaines évaluations. Cette section du guide propose des méthodes systématiques de prédiction de la dégradation. Ces modèles de dégradation élaborés récemment doivent être validés et affinés, par exemple étayés par des études de cas. Les outils présentés ici permettent toutefois de réduire l'incertitude qui, sans cela, serait importante, notamment si le gisement disponible n'est pas idéal.

La Section 3.6.2 présente le concept de durabilité, les mécanismes de dégradation propres aux différentes parties d'un ouvrage et les indices de durabilité médiocre. La Section 3.6.3 propose un système permettant de déterminer, sous forme de valeurs chiffrées, l'*Indice de Qualité d'Enrochement* (indice *AQD*) d'une source, en se basant sur des critères d'évaluation en carrière mais aussi sur des résultats d'essais de laboratoire. Les principes communs à tous les modèles de dégradation sont expliqués à la Section 3.6.4. La Section 3.6.5 propose une présentation détaillée d'un modèle de dégradation généralisé et de son utilisation. La Section 3.6.6 traite de la dégradation induite spécifiquement par les ruptures.

### 3.6.2 Durabilité et dégradation

La durabilité de l'enrochement pour un projet donné est quantifiée à l'aide de la vitesse de diminution des performances du matériau imputable aux changements des propriétés de l'enrochement sur la durée de service, par exemple la réduction de la masse moyenne ou la diminution de l'imbrication. Ainsi les matériaux de qualité médiocre présentant une faible résistance à l'altération peuvent résister parfaitement dans des environnements modérés, avec une exposition réduite aux conditions climatiques, et en présence d'agents de dégradation quasiment inexistantes, par exemple dans la partie du noyau d'une digue imperméable immergée en permanence.

Parmi les processus de dégradation, on distingue grossièrement l'usure, la rupture et la désintégration (voir Lutton et Erikson (1992) et Fookes et Poole (1981)). Le facteur déterminant est la position de l'enrochement dans l'ouvrage :

- dans la **carapace**, l'enrochement peut être exposé à des agents d'altération tels que le gel/dégel, la croissance cristalline, les cycles humidification/séchage, et les cycles thermiques lorsqu'il se trouve au-dessus de la surface de l'eau. Sous l'eau, la dissolution est souvent limitée. Dans le cas des ouvrages côtiers, la zone intertidale est la plus vulnérable à ce type d'effets physico-chimiques. Dans les couches d'enrochement immergées en permanence, ces effets sont négligeables. Dans le cas des ouvrages reprofilables, les impacts des blocs d'enrochement peuvent entraîner des ruptures, une attrition et généralement une usure plus forte. Pour ces structures, la résistance aux forces induites par le balancement ou le roulement des blocs est un aspect essentiel. La principale exigence est de minimiser la diminution de  $M_{50}$ . La prédiction de la réduction de  $M_{50}$  est donc importante pour le concepteur qui a choisi de s'approvisionner sans considérer les matériaux locaux et qui est désireux de fixer des impératifs suffisamment stricts sur la qualité. C'est aussi l'objectif d'un concepteur qui souhaite appuyer son dimensionnement sur les caractéristiques des matériaux locaux et qui souhaite anticiper les dégradations dans son dimensionnement ;
- dans la **sous-couche**, l'enrochement est moins exposé aux effets de l'altération que dans la carapace. Le principal risque est que la dégradation entraîne un non-respect des règles de filtres ;

- le matériau de **noyau** est moins exposé aux agents d'altération, et les conséquences de cette exposition seront donc probablement moins critiques. Une **dissolution** peut se produire sous l'eau ou résulter d'une circulation intermittente d'eau au-dessus du niveau d'eau. Ce phénomène peut entraîner la formation de vides et une diminution de la portance. La solubilité dépend largement des caractéristiques chimiques de l'eau ainsi que de la teneur en minéraux et de la porosité de la roche. Ainsi, la majeure partie des calcaires sont insolubles dans la plupart des eaux de mer, mais se dissolvent lentement dans l'eau douce acide.

#### Indicateurs d'une éventuelle durabilité médiocre

La pétrographie, la masse volumique, la porosité, la résistance de la matrice rocheuse, la méthode d'abattage de la roche et le modèle des discontinuités en carrière fournissent une bonne indication de la durabilité relative d'un gisement. En cas de doute sur la durabilité de la roche, il est préférable d'effectuer les essais appropriés (voir pour plus de détails Magoon et Baird (1991), McElroy et Lienhart (1993) ou Latham (1992)).

- l'**analyse pétrographique** repose sur un examen visuel de blocs ou sur des lames minces. Elle permet généralement une première évaluation de la durabilité. Les roches altérées, les brèches et les conglomérats sont plus susceptibles de présenter une durabilité médiocre lorsqu'ils sont exposés à l'action du sel ou du gel. Il convient de prêter une attention particulière aux schistes, aux phyllites, à la craie et aux marnes, aux roches contenant des minéraux argileux ou aux roches faiblement cimentées. On sait que certains basaltes récents sur le plan géologique présentent un mécanisme de dégradation par altération connu sous le nom de « coup de soleil ». On a observé que les roches contenant de la pyrite subissent une rupture précoce due à son oxydation sous l'action de l'eau et de la chaleur;
- l'**absorption d'eau WA** est un bon indicateur de la durabilité en service. L'enrochement caractérisé par une **WA** réduite, soit inférieure à 0.5 à 1 %, présente généralement une bonne résistance aux contraintes cycliques telles que la croissance cristalline ou les cycles gel/dégel. Pour des valeurs de **WA** nettement plus élevées, il faut effectuer des essais d'altération accélérée adaptés pour évaluer la résistance de la roche à l'altération. Prise de façon isolée, l'absorption d'eau peut être trompeuse puisque les roches dont **WA** est supérieure à 4 % peuvent présenter une structure poreuse à drainage libre, donc offrir de bonnes performances en service pour certaines applications. Si la microporosité représente un pourcentage élevé de la porosité absolue, cela risque de nuire aux performances de la roche. La roche poreuse, mais à drainage libre, est moins susceptible de se rompre sous l'action des cycles gel/dégel et de la croissance cristalline. À titre d'exemple, aux États-Unis, le calcaire de Salem (calcaire de l'Indiana) et le grès de Berea (-345 à -325 millions d'années), présentent tous les deux une absorption en eau supérieure à 6 %. Ces deux sources ont été utilisées pour construire des digues sur les Grands Lacs, où les intensités d'altération sont extrêmes ( $MCWI > 300$ , voir le Tableau 3.15). 80 ans après la construction, le calcaire de Salem utilisé dans la digue du phare de Chicago présente encore des performances satisfaisantes. Presque 100 ans plus tard, le grès de Berea utilisé pour construire la digue du phare de Cleveland est toujours en bon état;
- on considère généralement qu'une roche de **masse volumique** inférieure à 2.3 t/m<sup>3</sup> présente une durabilité inacceptable pour une utilisation normale. Dans le cas d'une roche caractérisée par une faible masse volumique et une absorption en eau élevée, une faible résistance à l'altération peut être moins problématique qu'une faible résistance aux ruptures.

Les caractéristiques de l'enrochement ont été présentées dans les Sections 3.2 à 3.5. La prédiction de la réponse future de l'enrochement, basée sur les caractéristiques de la roche observées en carrière et compte tenu du large panel de sollicitations/détériorations possibles au cours de la durée de vie, doit encore faire l'objet de recherches approfondies. Le lecteur trouvera ci-dessous des tableaux de recommandations et des outils de modélisation qui peuvent lui être utiles lors de l'évaluation d'un gisement d'enrochement, de l'agressivité du site et de la durée de service de l'enrochement.

### 3.6.3 Procédure d'évaluation de la qualité

#### Évaluation des caractéristiques affectant la qualité d'un gisement

Le Tableau 3.12 présente une synthèse des principales propriétés intrinsèques d'un gisement d'enrochement affectant sa qualité, déterminable à partir d'observations sur site ou des résultats d'essais. Ce tableau a trois fonctions :

- faciliter la compréhension des quatre classes de qualité pour chaque caractéristique, qui ont un impact sur la durabilité relative globale ;
- fournir des données d'entrée chiffrées destinées à un système d'évaluation général permettant de comparer les sources d'enrochement ;
- proposer les données nécessaires à l'application d'un modèle de dégradation.

Les critères recommandés dans ce tableau sont adaptés des travaux reconnus de Lienhart (1998) et sont, dans certains cas, spécifiquement ajustés pour assurer la compatibilité avec les paramètres de la norme européenne EN 13383 et pour intégrer des expériences récentes.

Pour utiliser le Tableau 3.12, le lecteur ne doit pas supposer que la roche considérée présentera précisément la caractéristique moyenne indiquée dans le tableau. Il faut en outre tenir compte des points suivants :

- le tableau s'appuie sur des critères d'évaluations quantitatives ou semi-quantitatives. Il n'a pas été conçu à des fins de spécifications ;
- les catégories d'exigences relatives aux procédures d'essai spécifiques extraites de l'EN 13383 et d'autres normes nationales à des fins de spécifications peuvent comporter moins de quatre classes et être définies par des valeurs différentes de celles des recommandations ci-dessus ;
- par souci de simplicité et de sécurité, les recommandations nationales en matière de définition des spécifications ont tendance à réduire le nombre de classes et à élever les niveaux de performance testés ;
- les recommandations proposées dans ce tableau sont conçues pour une évaluation semi-quantitative détaillée de la durabilité générale de l'enrochement, et permettent, à titre facultatif, via le système du Tableau 3.13, de déterminer la qualité globale d'une source sous la forme d'un indice de qualité de l'enrochement (indice *AQD*). Il est donc essentiel de proposer une notation d'une précision adéquate, un système à quatre classes étant considéré comme suffisant ;
- la gamme de résultats expérimentaux associée à une classe de qualité donnée peut différer de la gamme de résultats d'un autre essai associée à la même classe (p. ex. écart entre la valeur de résistance à la traction et la valeur de résistance à la compression).

1

2

3

4

5

6

7

8

9

10

**Tableau 3.12** Guide pour l'évaluation de la qualité et de la durabilité de l'enrochement à partir d'évaluations sur site et de mesures en laboratoire

Guide d'évaluation de la qualité/durabilité (à ne pas utiliser pour des spécifications)					
Critère	Texte ou méthode de référence	Excellente	Satisfaisante	Limitée	Médiocre
Classification lithologique	EN 932-3	Roches ignées et métamorphiques non-feuilletées, quartzites et grès à teneur élevée en ciment siliceux, calcaires cristallins compacts	Dolomies cristallines, calcaire cristallin et grès moyennement cimentés	Calcaires argileux, grès faiblement cimentés, récif de roche dolomite à cavités vides	Calcaires schisteux, coralien, schiste argileux, ardoise, schiste, craie, gypse
Tectonique locale et régionale	Lienhart (1998)	Faibles contraintes, absence de plis ou de failles	Contraintes modérées, éventuellement épisodes sans contraintes	Fortes contraintes ; présence éventuelle de fractures parallèles au front, induites par une relaxation des contraintes	Très fortes contraintes ; présence éventuelle de failles sur le front de taille ; présence éventuelle d'écaillage de roche au mur
Degré d'altération	BS 5930 (1999)	IA – roche inaltérée	IB – altération minime (changement de couleur des surfaces principales)	II – altération légère (changement de couleur présent sur la majeure partie du massif)	III – altération modérée (moins de la moitié du massif est décomposée)
Analyse des discontinuités (IBSD)	Wang <i>et al.</i> (1990)	$D_{80} > 2 \text{ m}^{****}$	$D_{80} = 1.5-2.0 \text{ m}^{****}$	$D_{80} = 1.0-1.5 \text{ m}^{****}$	$D_{80} < 1.0 \text{ m}^{****}$
Eaux	Lienhart (1998)	Massif sec	Massif humide	Infiltration par les parois de la carrière	Écoulement d'eau par les parois et accumulation au sol
Méthode de production	Lienhart (1998)	Pas d'abattage à l'explosif : méthodes de production utilisées dans les carrières de pierres de taille, p. ex.	Tir spécial à rangée unique de trous ; faible énergie de détonation ; charge spécifique < 0.2 kg/m <sup>3</sup> ; diamètre du sondage ~ 75 mm	Tir classique avec de l'ANFO ; charge spécifique de 0.2 à 0.4 kg/m <sup>3</sup> ; diamètre du sondage ~ 100 mm	Tir pour granulats avec, comme sous-produits, des enrochements de grandes dimensions ; charge spécifique > 0.4 kg/m <sup>3</sup>
Forme et degré d'altération	Lienhart (1998)	< 5 % des blocs ont un $LT > 3$ ; 95 % des blocs sont de degré d'altération IA, exempts de cavités et extrêmement résistants	5-10 % des blocs ont un $LT > 3$ ; 95 % des blocs sont de degré d'altération IB ou mieux, denses ou à drainage libre, très résistants	10-15 % des blocs ont un $LT > 3$ ; 95 % des blocs sont au moins de degré d'altération II, soit microporeux soit dotés de cavités vides, résistants	> 15 % des blocs ont un $LT > 3$ ; 95 % des blocs sont au moins de degré d'altération III, argileux ou micacés
Mise en dépôt	Lienhart (1998)	Les blocs sont stockés pendant 3 mois en cure et pour permettre la relaxation des contraintes	Les blocs sont stockés pendant 2 mois	Les blocs sont stockés pendant 1 mois	Les blocs récemment abattus sont transportés directement sur le site pour être mis en œuvre
Intégrité des blocs (examen visuel)	Lienhart (1998)	Après 2 mois de mise en dépôt, > 95 % des blocs sont exempts de débuts de fractures, de défauts ou de fissures liés à la relaxation des contraintes, à une manipulation brutale, etc.	Après 2 mois de mise en dépôt, 90-95 % des blocs sont exempts de fractures	Après 2 mois de mise en dépôt, 85-90 % des blocs sont exempts de fractures	Après 2 mois de mise en dépôt, 85 % des blocs sont exempts de fractures
Intégrité des blocs (essai de chute)	voir la Section 3.8.5	$I_{M50} < 2 \%$ $B_n < 5 \%$ *	$I_{M50} = 2-5 \%$ $B_n = 5-10 \%$ *	$I_{M50} = 5-15 \%$ $B_n = 10-35 \%$ *	$I_{M50} > 15 \%$ $B_n > 35 \%$ *
Intégrité des blocs (FSST)	Dupray (2005) ; voir aussi la Section 3.8.5	<b>NOTE :</b> le FSST est un outil de dimensionnement permettant d'évaluer l'effet de l'intégrité réelle d'une source. Il est donc préférable de ne pas classer les valeurs de $C_{FSST}$ .			

**Tableau 3.12** Guide pour l'évaluation de la qualité et de la durabilité de l'enrochement à partir d'évaluations sur site et de mesures en laboratoire (suite)

Guide d'évaluation de la qualité/durabilité (à ne pas utiliser pour des spécifications)					
Critère	Texte ou méthode de référence	Excellente	Satisfaisante	Limitée	Médiocre
Intégrité des blocs (auscultation sonore: $I_c$ et $D_f$ )	Tourenq <i>et al.</i> (1971)	$I_c > 80$ $D_f < 20$	$I_c = 80-70$ $D_f < 20$	$I_c = 70-50$ $D_f < 20$	$I_c < 50$ $D_f \geq 20$
Pétrographie détaillée	Pétrographe expérimenté	**	**	**	**
Masse volumique de la roche $\rho_{roche}$ (t/m <sup>3</sup> )	EN 13383-2	> 2.7	2.5 – 2.7	2.3 – 2.5	< 2.3
Absorption en eau (%)	EN 13383-2	< 0.5	0.5 – 2.0	2.0 – 6.0	> 6.0
Microporosité/porosité totale (%)	Lienhart (2003)	< 2	2 – 6	6 – 20	> 20
Absorption au bleu de méthylène (g/100 g)	Verhoef (1992)	< 0.4	0.4 – 0.7	0.7 – 1.0	1.0
Résistance à la compression (MPa)	EN 1926	> 120	120 – 80	80 – 60	< 60
Indice d'impact de Schmidt (% de rebond)	ISRM (1988)	> 60	50 – 60	40 – 50	< 40
Auscultation sonore (km/s)	EN 14579	> 6	4.5 – 6	3 – 4.5	< 3
Résistance à la charge concentrée (MPa)	ISRM (1985)	> 8	4 – 8	1.5 – 4	< 1.5
Ténacité à la rupture (MPa.m <sup>1/2</sup> )	ISRM (1988)	> 1.7	1.0 – 1.7	0.6 – 1.0	< 0.6
Résistance à la traction indirecte (MPa)	ASTM D3967-95a (2004) ISRM (1978)	> 10	5 – 10	2 – 5	< 2
Essai Los Angeles (% de perte)	EN 1097-2	< 15	15 – 25	25 – 35	> 35
Essai de résistance à l'usure micro-Deval (% de perte)	EN 1097-1	< 10	10 – 20	20 – 30	> 30
Essai d'altérabilité au MgSO <sub>4</sub> (% de perte)	EN 1367	< 2	2 – 10	10 – 30	> 30
Gel/dégel (% de perte)	EN 13383-2	< 0.5	0.5 – 1	1.0 – 2	> 2
Auscultation sonore après gel/dégel (diminution en %)**	Section 3.8.6	< 5	5 – 15	15 – 30	> 30
Humidité/séchage (% de perte)	ASTM D5313-04	< 0.5	0.5 – 1	1.0 – 2	> 2

**Notes :**

\* Le taux de rupture  $B_n$  peut être estimé visuellement par comptage (sans pesage) ou calculé avec précision par pesage, voir la Section 3.8.5.1

\*\* Aucun critère établi n'est disponible. Voir la Section 3.3.2.

\*\*\* Critère provisoire qu'il est nécessaire de confirmer par des recherches approfondies.

\*\*\*\*  $D_{i80}$  = diamètre à travers lequel passent 80 % des blocs *in situ*.

### Méthode d'évaluation globale de la qualité d'un gisement d'enrochement

Le Tableau 3.13 propose un exemple de grille multicritère d'évaluation de la qualité. La notation s'y effectue à l'aide de nombres entiers, ayant une valeur maximale de 4 (excellente) et une valeur minimale de 1 (médiocre). L'objectif est d'attribuer une notation globale à la source d'enrochement. Dans ce guide, la notation globale applicable à l'enrochement proposée par Lienhart et adaptée est appelée "indice de qualité de l'enrochement" (ou indice *AQD*).

Dans l'exemple qui suit, la colonne (d) propose six valeurs de pondération précises (58, 73, etc.). Ces valeurs sont extraites des recherches approfondies de Lienhart (1998). Le maître d'œuvre qui travaille avec des ingénieurs-géologues expérimentés peut préférer attribuer des valeurs de pondération différentes à chacun de ces critères énumérés séparément. Par exemple en se cantonnant à quatre valeurs de pondération alternatives représentant l'importance du critère de la façon suivante : **essentielle** = plus de 90 ; **importante** = 80-90 ; **standard** = 70-80 ; **mineure** = 50-70, il est possible d'attribuer des valeurs de pondération arrondies. Cela permet d'élaborer des valeurs d'indice *AQD* pertinentes pour une application spécifique ; il faut toutefois faire preuve de prudence lorsque l'on introduit des pondérations ajustées, si l'on prévoit d'utiliser la valeur de l'indice *AQD* dans un modèle de dégradation.

L'approche multicritère de Lienhart peut être mise en œuvre de manières différentes, en fonction de la difficulté de collecte des données. Lienhart (2003) présente ainsi une approche entièrement basée sur des résultats d'essais en laboratoire et utilisant six facteurs, alors que Lienhart (1998) décrivait six carrières dont les notations globales s'échelonnaient de 2.45 à 3.41, sur la base de critères mesurés en carrière et en laboratoire. Il est recommandé de déterminer l'indice *AQD* pour évaluer la qualité globale d'une source d'enrochement, qui donnera une indication de la durabilité de l'enrochement, par rapport à d'autres applications similaires. Dès lors qu'il comprend la base des critères de qualité, les principes qui sous-tendent l'élaboration d'une pondération, et l'utilisation de systèmes de notation des paramètres en géologie de l'ingénieur, l'utilisateur peut mettre en œuvre cette méthode et l'adapter avec succès. Par exemple, remplacer les nombres entiers par des notations continues au sein de chaque classe permettrait d'accroître la précision et, pour la fourchette d'indices *AQD*, d'attribuer à une source médiocre une valeur inférieure à 1 et à une source excellente une valeur supérieure à 4. Ces valeurs chiffrées d'indices *AQD* peuvent ensuite être utilisées pour comparer les sources. La Section 3.6.5 présente l'utilisation des indices *AQD* dans les modèles de prédiction de la durabilité.

Tableau 3.13 Exemple de grille d'évaluation de la qualité renseignée (d'après Lienhart, 1998)

	(a)	(b)				(c)	(d)	(e)
		Évaluation de la qualité						
		Excellent	Satisfaisant	Limitée	Médiocre			
	(=4)	(=3)	(=2)	(=1)	Moyenne	%	{(c) x (d)}/ moy.de (d)	
Indicateurs de terrain	Lithologie		√			3	58	2.12
	Tectonique régionale			√		2	73	1.78
	Degré d'altération		√			3	73	2.67
	Analyse des discontinuités		√			3	95	3.48
	Eau			√		2	73	1.78
	Méthode de production				√	1	95	1.16
	Qualité des blocs visibles			√		2	80	1.95
	Mise en dépôt		√			3	73	2.67
	Analyse pétrographique			√		2	95	2.32
1	Intégrité des blocs (mesurée)				√	1.5	90	1.65
	Intégrité des blocs (estimée par examen visuel)			√				
2	Masse volumique		√			3	80	2.93
	Absorption en eau		√					
	Microporosité/porosité totale		√					
	Absorption de bleu de méthylène		√					
3	Résistance à la compression			√		1.67	88	1.79
	Indice d'impact de Schmidt			√				
	Auscultation sonore sur échantillons				√			
4	Essai Franklin			√		2.67	88	2.87
	Ténacité à la rupture		√					
	Essai Los Angeles		√					
5	Essai de résistance à l'usure micro-Deval			√		2	88	2.15
6	Perte au gel/dégel		√			3.67	80	3.58
	Essai de résistance au MgSO <sub>4</sub>	√						
	Perte par humidité/séchage	√						
						Somme	1229	34.9
						n	15	15
						Moyenne	81.9	2.33

**Note 1:** cette grille comprend 15 critères dont 9 critères de terrain, et 6 critères mesurés en laboratoire. La note globale ou indice de qualité de l'enrochement (indice *AQD*) est donc égal(e) à la moyenne de la colonne (e), qui prend en compte ces 15 critères. Si l'on ne dispose pas de données complètes et équilibrées, l'indice *AQD* doit être basé uniquement sur le nombre de critères inclus.

**Note 2:** outre les indicateurs utilisés en géologie de l'ingénieur, chaque groupe de propriétés évaluées ensemble (présenté dans les cases 1 à 6) génère une note moyenne dans la colonne (c) suite à (aux) essai(s) indiqué(s). Ces cases se rapportent aux caractéristiques suivantes 1: résistance à la rupture majeure; 2: qualité physique de la matrice rocheuse; 3: résistance mécanique de la matrice rocheuse (compression); 4: résistance mécanique de la matrice rocheuse (traction, résistance dynamique); 5: résistance à l'usure (par impact et attrition); 6: résistance à l'altération en service.

**Note 3:** les résultats d'essais et les évaluations effectuées sur le terrain peuvent servir à élaborer des notes variant constamment et allant de 0.5 à 4.5, plutôt que des valeurs entières. De même, les indices *AQD* peuvent varier de 0.5 à 4.5.

### 3.6.4 Principes de la modélisation des dégradations

En termes simples, un modèle de dégradation s'appuie schématiquement sur :

- **les propriétés** des matériaux et les **charges** (et conditions aux limites) pour déterminer la **réponse** sous forme de dégradations ou d'endommagement, ou ;
- l'évolution des **propriétés** des matériaux et l'historique des **charges exercées** pour déterminer un historique de la **réponse** sous forme de dommage, ou ;
- **les propriétés** moyennes des matériaux et l'**intensité** moyenne **des charges** pour déterminer une vitesse moyenne de dégradation.

Les modèles de dégradation utilisent les **propriétés** représentatives du lot d'enrochement au départ de la carrière. Il peut s'agir d'une propriété spécifique du matériau (intégrité ou résistance à l'abrasion, p. ex.) ou d'un indice de qualité global de type *AQD*.

Le modèle prédit ensuite la **réponse** de l'enrochement présentant les propriétés en question à l'**intensité** future des **charges**. On distingue les charges à court terme des charges en service (à long terme). Les données de sortie du modèle indiquent les changements au niveau des paramètres de performance ( $M_{50}$  ou blocométrie complète, p. ex.) pour un nombre quelconque de manipulations ou de tempêtes/crués, ou encore pour un nombre d'années de service, y compris la durée de vie de l'ouvrage.

L'**intensité des charges** ou l'**agressivité du site** de projet peut être évaluée en termes :

- d'intensité des charges à l'origine d'une **attrition** : celle-ci est fonction des agents hydrauliques d'attrition, des sollicitations qui induisent des balancements, des glissements et du roulement (eux-mêmes affectés par la taille des blocs, l'énergie de la houle, la mobilité de dimensionnement, et par l'imbrication liée à la forme et à la granulométrie des enrochements) ;
- d'intensité des charges à l'origine d'une **rupture** : celle-ci est fonction des charges de balancement et de roulement (elles-mêmes affectées par la taille des blocs, l'énergie de la houle, la mobilité choisie dans le dimensionnement, et par l'imbrication liée à la forme et à la granulométrie des enrochements) ;
- d'intensité des charges **climatiques de nature physiochimique** : celle-ci est fonction de la partie de l'ouvrage concernée, du climat et de la pente du talus.

Dans le cas des carapaces dimensionnées de façon statique, la perte de masse est liée à l'ouverture des fissures (rapide ou imperceptiblement lente), à l'épaufrage, à l'arrondissement, ou à l'usure (qui diminue l'imbrication). À l'heure actuelle, on considère qu'il est préférable dans ce type de cas d'utiliser un modèle global moyenné (voir la Section 3.6.5).

Dans le cas d'un dimensionnement dynamique, les charges responsables d'une attrition ou d'une rupture sont généralement beaucoup plus intenses que les charges climatiques ; il peut alors être plus utile d'avoir recours à un modèle de rupture calibré à l'aide de l'intégrité des blocs, de la résistance de la matrice rocheuse et/ou de la résistance à l'usure.

Des modèles de dégradation axés spécifiquement sur les mécanismes d'usure ont également été proposés (Tomassicchio *et al.*, 2003) ; idem pour les mécanismes de rupture (Tørum et Krogh, 2000 ; Dupray *et al.*, 2004). Ce type de modèle considère une perte de masse progressive associée à des tempêtes répétées lors desquelles les charges dépassent un seuil d'énergie de début de dommage, ou lors desquelles la vitesse de mouvement des blocs dépasse une valeur seuil. Ces modèles tentent de tenir compte de la perte de masse résultant d'une usure spécifique ou des mécanismes de rupture indépendants des effets de l'intensité de l'altération d'origine climatique. Plus un modèle prend en compte de mécanismes de dégradation, plus les approches de calibrage du modèle peuvent être rigoureuses, mais moins ce modèle est facile à appliquer pour prédire la durée de service à long terme.



Du fait de la probabilité de dépassement des conditions de dimensionnement, certaines méthodes probabilistes ont été proposées pour évaluer le dommage structurel cumulé (érosion de la surface du profil) (voir Takahashi *et al.* (2004)). Ces approches de dimensionnement nécessitent également d'estimer la réduction de la masse médiane de l'enrochement  $M_{50}$  liée à sa dégradation. À cet effet, les outils proposés ici pour modéliser la dégradation peuvent être utilisés de façon expérimentale pour évaluer les changements de valeur de  $M_{50}$ .

### 3.6.5 Modèles de dégradation en service due à l'usure

Les paragraphes ci-dessous présentent deux modèles de dégradation en service permettant d'évaluer l'usure générale de l'enrochement.

**NOTE:** même si l'on ne peut pas garantir leur précision, ces modèles sont préférables à des hypothèses grossières.

Le lecteur trouvera ci-dessous une brève introduction aux principes du modèle ainsi que des suggestions d'améliorations inspirées des travaux de Lienhart (1998), depuis leur première publication en 1991. Pour des recommandations concernant la mise en pratique de ces deux modèles, le lecteur peut se reporter aux Sections 3.6.5.1 et 3.6.5.2.

Les modèles d'usure générale visent à mettre en place une approche systématique en matière de prédiction de la dégradation progressive de l'enrochement. Ils supposent que la détérioration de l'enrochement au cours de la durée de service présente, à long terme, la même forme progressive que la perte de masse des enrochements lors d'un essai d'usure en laboratoire. Dans la pratique, la perte de masse localisée, ou même observée sur une partie importante de l'ouvrage, peut être épisodique et relativement rapide (p. ex. écaillages dus aux cycles gel/dégel, « coup de soleil » ou oxydation de la pyrite) suite à de longues périodes d'évolution latente. La détérioration, mesurée par la perte de masse, peut également commencer à accélérer au-delà d'un nombre critique d'années, tandis que la dégradation en laboratoire présente une tendance à la décélération constante. L'expérience et le jugement de l'ingénieur, appliqués notamment lors de l'analyse des processus de dégradation et d'arrondissement des blocs à proximité du site du projet (p. ex. voir Fookes et Thomas, 1986) restent la meilleure source de prédiction de la durée de service. Les modèles ne remplacent pas l'expertise de l'ingénieur-géologue qualifié et expérimenté.

Dès lors qu'il tient compte de ces restrictions et conditions, l'utilisateur est en mesure d'intégrer ces prédictions au dimensionnement. Le modèle initial de 1991 a été largement appliqué dans le cadre de divers projets – en Colombie à Cartagena (Assen, 2000), en Italie à Brindisi (Tomassichio *et al.*, 2003), dans l'ouest du Canada (Lienhart *et al.*, 2002; Lienhart, 2003), en Islande (Tørum, 2003) et au Moyen-Orient – pour faciliter la spécification de la qualité de l'enrochement ou pour mieux comprendre les besoins de maintenance de ces ouvrages côtiers.

Le modèle initial était basé sur les résultats d'un essai d'abrasion en laboratoire en conditions humides, avec un environnement abrasif constant, exprimés sous la forme d'une courbe présentant le pourcentage de masse résiduelle  $M/M_0$  en fonction de la durée de l'essai  $t$  exprimée en milliers de tours de broyeur. Le gradient génère un « indice de résistance à l'abrasion »  $k_s$  (-), mesuré en tant que pourcentage de perte de masse par millier de tours.

L'essai micro-Deval, appelé ici MDE, est un autre essai d'abrasion, normalisé, indiquant la résistance à l'usure sous l'action d'une charge abrasive en milieu humide (EN 1097-1). Son résultat est noté  $M_{DE}$  et est fortement corrélé à  $k_s$ . Le MDE est à l'heure actuelle l'essai d'usure standard pour les granulats; il est spécifié dans la norme EN 13383 pour évaluer la résistance à l'usure de l'enrochement. Les résultats d'essais nécessaires pour pouvoir appliquer le modèle sont donc désormais largement disponibles pour la roche utilisée pour l'enrochement. L'Équation 3.36 est valable pour  $M_{DE} < 70$  (Latham, 1998b). Elle permet de lier l'indice de résistance à l'abrasion  $k_s$  et la valeur de l'essai micro-Deval,  $M_{DE}$ .

Lorsque l'on a tracé la courbe de la perte de masse en fonction de  $t$ , la durée de l'essai en laboratoire est ensuite convertie en années sur site à l'aide du facteur d'usure équivalent  $X$  (-).  $X$  (-) est déterminé à partir du produit de 9 paramètres pondérés (voir le Tableau 3.14) et tient compte de l'agressivité du site.

Le modèle peut être mis en œuvre de deux façons: soit à l'aide de l'essai MDE (quasiment identique au modèle initial de 1991), soit en utilisant la méthode AQD. Ces deux méthodes prennent pour hypothèse que le modèle à long terme de la perte de masse en service est progressif et présente la même forme qu'un essai d'abrasion.

### 3.6.5.1 Méthode micro-Deval (MDE)

La méthode s'appuyant sur l'essai micro-Deval n'est applicable qu'à l'enrochement qui se dégrade du fait de mécanismes d'attrition ou d'abrasion. Pour étendre le modèle à d'autres mécanismes de dégradation, certains ont pu évaluer de manière semi-quantitative, en se basant sur l'expérience, la force des interactions entre les facteurs perçus comme centraux pour l'ensemble des principaux mécanismes de dégradation (l'épaufrage et la fracturation notamment). Latham (1991) propose une explication des termes couplés  $X_4$ ,  $X_6$  et  $X_9$ , selon laquelle les agents présents sur le site fragilisent de préférence l'enrochement présentant certaines propriétés intrinsèques particulières.

#### Étape 1

À l'aide de l'Équation 3.36, convertir les valeurs de  $M_{DE}$  obtenues lors de l'essai micro-Deval en  $k_s$ , ou se servir de données de référence existantes pour déterminer l'indice de résistance à l'abrasion  $k_s$  (-).

$$k_s = 4,12 \cdot 10^{-5} M_{DE}^{1,485} \quad (3.36)$$

#### Étape 2

Tracer la courbe du ratio de masse résiduelle  $M/M_0$  en fonction du temps équivalent  $t$  (millier de tours de broyeur) à l'aide de l'Équation 3.37, puis comparer les résultats obtenus avec le diagramme de classification des valeurs de résistance à l'abrasion présenté à la Figure 3.30.

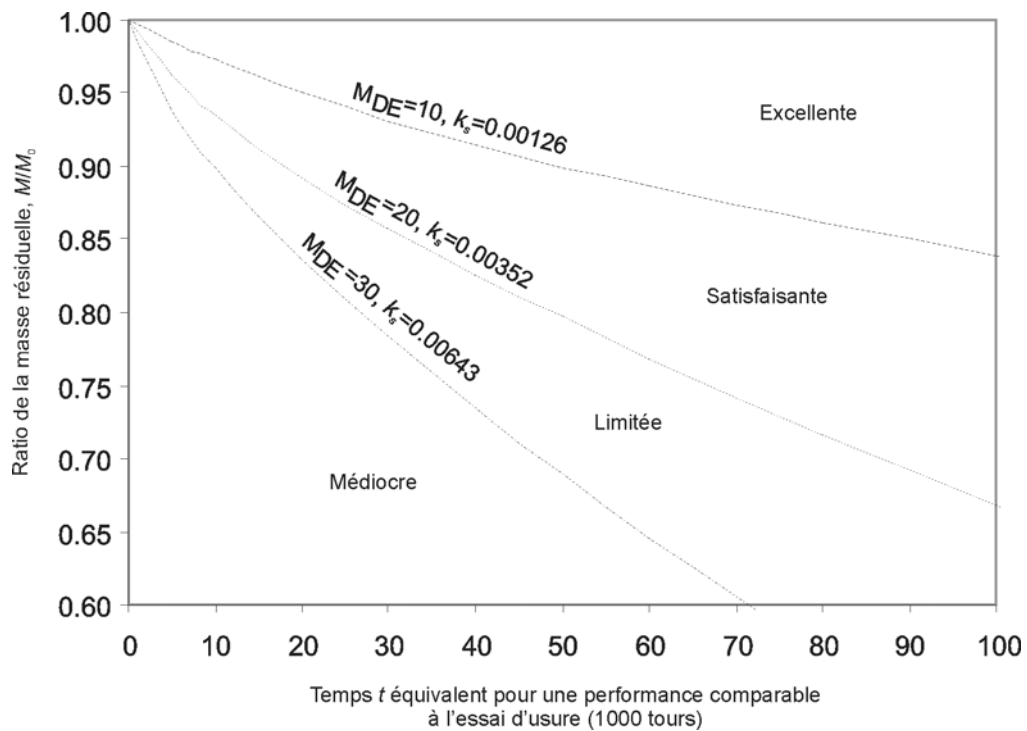
$$M / M_0 = 0,05 \exp(-30 k_s t) + 0,95 \exp(-k_s t) \quad (3.37)$$

où

$M$  = masse résiduelle après le temps équivalent  $t$  (t) ou (kg);

$M_0$  = masse initiale (t) ou (kg).

Dupray (2005) a suggéré que cette courbe à double décroissance exponentielle serait plus représentative du profil de perte de masse des formes classiques d'enrochement si l'on augmentait de 30 à environ 200 la valeur du préfacteur de l'Équation 3.37, dont dépend la décroissance rapide initiale.



**Figure 3.30** Diagramme de classification des valeurs de résistance à l'abrasion basé sur les résultats de l'essai micro-Deval

**Note :** à l'aide des Équations 3.36 et 3.37, les valeurs de  $M_{DE}$  ont été converties en tracés de la perte de masse qui indiquent les résultats de l'essai d'abrasion au broyeur équivalent. Les anciennes recommandations relatives aux limites de résistance à l'abrasion à fixer ont été révisées pour assurer leur compatibilité avec les classes de  $M_{DE}$  spécifiées par la norme européenne.

### Étape 3

Pour déterminer l'agressivité du site, calculer le facteur d'usure équivalent  $X$ , à l'aide de l'Équation 3.38.

$$X = X_1 X_2 X_3 X_4 X_5 X_6 X_7 X_8 X_9 \quad (3.38)$$

où  $X_1, X_2, \dots, X_9$  sont des coefficients relatifs aux différents agents/mécanismes de dégradation du site extraits du Tableau 3.14. Il faut noter que les notations précédentes appliquées aux coefficients du site (Latham, 1991) ont été ici légèrement révisées à la lumière d'autres recherches et études de cas.

**NOTE :** pour obtenir  $X_6$ , substituer le coefficient d'intensité des agents climatiques  $MCWI$  du site de projet, donné dans le Tableau 3.15, basé sur les travaux de Lienhart (2003) puis substituer les résultats des essais d'absorption en eau.

**NOTE :** l'indice de rupture de l'essai de chute,  $I_{M50}$ , sert également à quantifier l'intégrité des blocs. Sa valeur est couplée au terme exprimant l'énergie de la houle ( $X_4$ ) et à celui exprimant la mobilité de dimensionnement ( $X_9$ ). La précision des notations suggérées pour ces effets de couplage est incertaine, et peut-être faible. Les valeurs du taux de rupture  $B_n$  (%) – voir le Tableau 3.12 – peuvent faciliter la détermination des valeurs d' $I_{M50}$  requises pour  $X_4$  et  $X_9$ .

**Étape 4**

Enfin, pour prédire la durée de service, tracer la courbe représentant  $M/M_0$  en fonction du temps  $T$  (années de vie de l'ouvrage) en multipliant le temps équivalent  $t$  de l'étape 2 par  $X$ . On peut également tracer le changement de masse  $M/M_0$  en fonction de la durée de service  $T$  (en années) à l'aide de l'Équation 3.39. Cette courbe donne le pourcentage résiduel de la masse initiale quelle que soit la durée de service ou la durée de vie de dimensionnement.

$$M / M_0 = 0.05 \exp[-30(k_s / X)T] + 0.95 \exp[(-k_s / X)T] \quad (3.39)$$

**3.6.5.2 Méthode de l'indice de qualité de l'enrochement (AQD)**

La seconde méthode AQD vise à évaluer la vitesse de baisse de performance à l'aide d'un coefficient représentant l'agressivité et l'application du dimensionnement. Il s'agit donc d'un coefficient, qui se veut global, totalement indépendant de la propriété intrinsèque globale déterminée à l'aide de la méthode micro-Deval.

**Étape 1**

À l'aide d'une combinaison de données de terrain et de données de laboratoire, réaliser une évaluation systématique en carrière pour obtenir les valeurs d'indice  $AQD$  en vous aidant des Tableaux 3.13 et 3.14. Utiliser l'Équation 3.40 pour convertir  $AQD$  en  $k_s$ , où  $k_s$  décrit cette fois la résistance intrinsèque de la source d'enrochement à la perte de masse (en tenant compte de toutes les vulnérabilités éventuelles aux mécanismes de dégradation susceptibles d'agir à long terme sur un ouvrage).

$$k_s = 0.032 AQD^{-2.0} \quad (3.40)$$

L'Équation 3.40 est empirique et a été introduite par Lienhart comme un moyen simple de convertir les valeurs d' $AQD$ . Elle permet de produire des courbes représentant le pourcentage de masse résiduelle en fonction du temps  $T$  correspondant au nombre d'années de l'ouvrage, en prenant pour facteur d'usure équivalent  $X = 1$ . Pour déterminer l'Équation 3.40, des valeurs de référence d' $AQD$  de 1.5, 2.5 et 3.5 ont été fixées. L'ajustement du coefficient de l'Équation 3.40 a permis d'établir une correspondance avec les classes de résistance à l'abrasion telles que déterminée avec  $k_s$  (voir Figure 3.30).

**NOTE:** si l'on adopte la méthode AQD,  $k_s$  est exprimé en variation de pourcentage de masse résiduelle par an, en supposant que le facteur d'usure équivalent  $X$  sur l'ouvrage soit égal à 1.

**Étape 2**

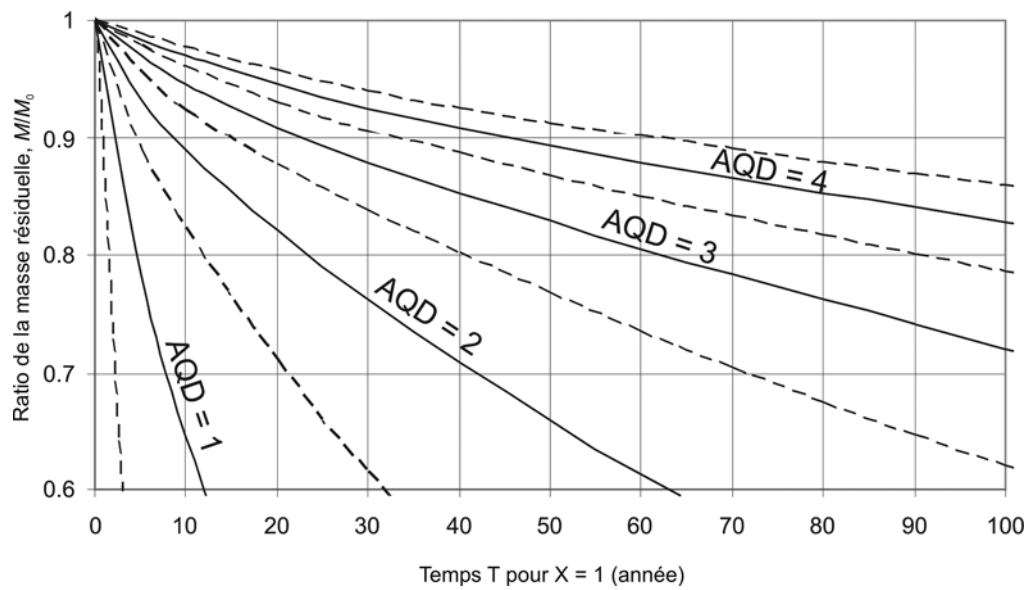
À l'aide de l'Équation 3.37, tracer les courbes de référence relatives aux performances intrinsèques de l'enrochement avec  $AQD = 0.5$  à  $AQD = 4.5$ . Celles-ci sont présentées à la Figure 3.31, où la performance est exprimée en pourcentage de masse résiduelle en fonction du temps  $T$  (en années de vie de l'ouvrage), en supposant que le facteur d'usure équivalent  $X$  soit égal à 1.

**Étape 3**

La valeur de  $X$  s'obtient à l'aide de l'Équation 3.38 et du Tableau 3.14, en veillant à appliquer, pour  $X_4$ ,  $X_6$  et  $X_9$ , des notations spécifiquement associées à la méthode AQD (plutôt qu'à la méthode MDE).

## Étape 4

Tracer le ratio de masse  $M/M_0$  en fonction de la durée de service  $T$  (en années), à l'aide de l'Équation 3.39. Cette courbe donne la fraction résiduelle de la masse initiale quelle que soit la durée de service ou la durée de vie de projet.



**Figure 3.31** Diagramme de classification des performances intrinsèques de l'enrochement suivant la méthode AQD, prenant pour hypothèse un facteur d'usure équivalent  $X = 1$

**Tableau 3.14** Évaluations des paramètres du modèle de dégradation de l'enrochement, à introduire dans l'Équation 3.38 (d'après Latham, 1991)

Paramètre	Estimations de notation					Influence du paramètre $X_{max}/X_{min}$	Fiabilité du calibrage *	
$k_s$	<b>Résistance de la matrice rocheuse</b> Utiliser la valeur de $M_{DE}$ et le rapport: $k_s = 4.12 \cdot 10^{-5} M_{DE}^{1.485}$ ou la valeur d'AQD et le rapport: $k_s = 0.032 AQD^{2.0}$					~500	Excellente	
$X_1$	<b>Taille</b> Effet, obtenu par la formule $0.5(M_{50})^{1/3}$ ( $M_{50}$ en tonnes)					~10	Bonne	
	$M_{50}$	15.0	8.0	1	0.1			0.01
	Notation	1.23	1.00	0.50	0.23			0.11
$X_2$	<b>Gradation</b> $(M_{65}/M_{15})^{1/3}$	1.1 – 1.4		1.5 – 2.4	2.5 – 4.0		~2.5	Satisfaisante
	Notation	1.2		1.0	0.5			
$X_3$	Forme initiale					~2	Satisfaisante	
		Angulaire irrégulière	Blockiness élevé/équidimensionnelle	Semi-arrondie	Arrondie			
	Notation	1.00	1.10	1.50	2.00			
$X_4$	<b>Énergie de la houle incidente ou du courant</b> (traitée indépendamment de la taille de l'enrochement)					~10	Satisfaisante	
		Hauteur significative de la houle $H_s$ (m)	> 8.0	4.0 – 8.0	< 4.0			
	Notation	Pour $I_{M50} > 15\%$	0.3	1.0	2.0			
		Pour $I_{M50} = 5.0-15.0\%$	0.5	1.3	2.3			
		Pour $I_{M50} = 2.0-5.0\%$	0.7	1.6	2.6			
		Pour $I_{M50} < 2\%$	1.0	2.0	3.0			
Notation	Avec la méthode AQD	0.7	1.6	2.6				
$X_5$	<b>Zone de l'ouvrage</b>					~10	Bonne	
		intertidale	Supratidale / climat chaud	Supratidale/ climat tempéré	immergée en permanence			
	Notation	1.0	2.5	8	10			
$X_6$	<b>Intensité des agents climatiques</b> (Utiliser l'index <i>MCWI</i> de Lienhart – voir le Tableau 3.15)					~7	Bonne	
	Index <i>MCWI</i>		< 100	100 – 300	300 – 600			> 600
	Notation	Pour $WA > 2.0\%$	0.8	0.6	0.4			0.2
		Pour $WA = 0.5-2.0\%$	1.0	0.8	0.6			0.4
		Pour $WA < 0.5\%$	1.4	1.2	1.0			0.8
Notation	Avec la méthode AQD	1.0	0.8	0.6	0.4			
$X_7$	<b>Agents hydrauliques d'attrition</b>					~7.5	Médiocre	
	Type de sédiment	galets	graviers	sable	limon			-
	Notation	0.2	0.5	1.0	1.2			1.50

**Tableau 3.14** Évaluations des paramètres du modèle de dégradation de l'enrochement, à introduire dans l'Équation 3.38 (d'après Latham, 1991) (suite)

Paramètre	Estimations de notation				Influence du paramètre $X_{max}/X_{min}$	Fiabilité du calibrage *		
$X_8$	<b>Concentration de l'attaque de la houle</b>				~2	Satisfaisante		
	Marnage (m):	< 2.0	2.0 – 6.0	> 6.0				
	Notation pour un talus de pente 5/2 (ou plus raide)	1.0	1.2	1.5				
	Notation pour un talus de pente 3/1 (ou plus raide)	1.5	1.8	2.0				
$X_9$	<b>Mobilité de l'enrochement</b>				~20	Satisfaisante		
	$H_s/(\Delta D_{r50})$		1 – 2.4	2.5 – 3.9			4 – 6.9	7 – 20
	Notation	Pour $I_{M50} > 15\%$	1.5	0.6			0.3	0.1
		Pour $I_{M50} = 5.0 – 15.0\%$	2.0	1.0			0.5	0.2
		Pour $I_{M50} = 2.0 – 5.0\%$	2.0	1.5			1.0	0.5
		Pour $I_{M50} < 2\%$	2.0	1.8			1.6	1.4
	Notation	Avec la méthode AQD	1.5	1.3			1.1	0.7

\* Le calibrage des paramètres d'évaluation présente une fiabilité variable, allant d'un raisonnement simple comprenant des observations qualitatives sur l'influence des paramètres, effectuées sur le terrain (fiabilité médiocre) à des données de contrôle détaillées (excellente fiabilité).

**Tableau 3.15** Intensité des agents climatiques (MCWI) s'exerçant sur l'enrochement (Lienhart, 2003)

Analyse de l'intensité d'altération climatique de la roche	
a.	Gamme des températures moyennes max. et min. sur plusieurs années
b.	Température annuelle moyenne
c.	Nombre moyen de jours où la température max. est supérieure à la température de gel
d.	Nombre moyen de jours où la température max. est inférieure ou égale à la température de gel
e.	Fourchette des températures extrêmes (max. - min.)
f.	Nombre moyen de jours où les précipitations sont supérieures à 0.25 mm sur plusieurs années
g.	Précipitations annuelles (cm)
h.	Total des degrés-jours de référence, base 18 °C *
$MCWI = (a/b) \times (d/365) \times (e/c) \times ((g/f) \times h)$	

**Note :** le calcul de la valeur de MCWI doit s'effectuer avec prudence, du fait des unités inhabituelles des différents paramètres d'altération. Les unités sont des degrés<sup>2</sup> x cm/nombre de jours<sup>2</sup> car le deuxième terme de l'équation (d/365) est adimensionnel (365 = nombre de jours dans une année).

\* Total des degrés-jours de référence, base 18 °C, est la somme des écarts des températures par référence à 18 °C comptabilisée uniquement pour les jours froids et mesurée en degrés. Les centres météorologiques additionnent les valeurs de degrés-jours de chauffage relevées pendant un an par une station donnée et déterminent le chauffage total « de référence » (en °C) d'une année moyenne. À titre d'exemple une année de 100 jours à 0 °C, 100 jours à 17 °C et 165 jours à 18 °C totaliserait 100 x (18-0) + 100 x (18-17) + 165 x 0 le tout exprimé en degré.

### 3.6.5.3 Comparaison des méthodes MDE et AQD

L'Encadré 3.10 propose un exemple dans lequel le même jeu de données est traité simultanément à l'aide des deux méthodes. Les similitudes entre les résultats obtenus sont fortuites. La méthode AQD est intéressante car elle intègre plus de données intrinsèques. D'un autre côté, la méthode MDE est

sans doute mieux calibrée car elle se base sur des expériences de calibrage pour lesquelles les résultats des essais d'abrasion étaient liés à l'historique de la dégradation progressive des sites. On suggère donc, dans la pratique, d'examiner les résultats obtenus par les deux méthodes à l'aide des courbes présentées dans l'Encadré 3.10 et illustrées à la Figure 3.32. Du fait de l'éventail de valeurs de paramètres applicables, on recommande toujours à l'utilisateur d'effectuer une analyse de sensibilité. Les études de cas sont trop rares pour pouvoir recommander l'une ou l'autre de ces méthodes.

Ces deux méthodes prennent pour hypothèse que le modèle à long terme de la perte de masse en service est progressif et présente la même forme qu'un essai d'abrasion constant en laboratoire. Avec une valeur située entre 10 % et 50 %, une détérioration accélérée est peut-être plus réaliste que l'hypothèse d'une décroissance continue de la vitesse, telle que le suggère la forme de la courbe de l'essai d'abrasion. Les prédictions risquent d'être de plus en plus imprécises lorsque la valeur de  $M/M_0$  passe en dessous de 0.7, par exemple.

**Encadré 3.10** *Modèle de dégradation représentant l'usure générale en service de l'enrochement : exemple d'application des deux méthodes*

Cet encadré traite un jeu de données relatives aux propriétés intrinsèques d'un gisement d'enrochement et aux paramètres d'agressivité du site, et compare les résultats obtenus suivant deux méthodes distinctes. Dans le Tableau 3.16, la colonne correspondant à la méthode MDE indique trois résultats d'essais. La valeur  $M_{DE} = 20\%$  permet d'obtenir, à l'aide de l'Équation 3.36, une valeur de  $k_s = 0.00352$  (soit la limite entre les catégories Médiocre et Satisfaisante en termes de résistance à l'abrasion). Il est par ailleurs nécessaire de connaître les résultats de l'essai d'absorption en eau et de l'essai de chute pour choisir plus précisément le couplage des différentes caractéristiques du gisement d'enrochement avec les paramètres d'agressivité du site  $X_4$ ,  $X_6$  et  $X_9$ , identifiés dans le Tableau 3.14. Ces neuf paramètres se présentent de la même façon que dans le Tableau 3.14 et le produit  $X = 1.12$  est déterminé à l'aide de l'Équation 3.38. La colonne correspondant à la méthode AQD permet une évaluation plus détaillée des propriétés intrinsèques de la roche selon la procédure des Tableaux 3.12 et 3.13. Dans cet exemple, AQD vaut 2.33, (partie supérieure de la classe Médiocre) et permet d'obtenir, à l'aide de l'Équation 3.40, une valeur de  $k_s = 0.00589$ . Les paramètres du Tableau 3.14 donnent cette fois  $X = 1.80$ , à l'aide de l'Équation 3.38. Les prédictions de la durée de service ainsi obtenues, tracées à l'aide de l'Équation 3.39 et présentées à la Figure 3.32, sont comparables pour les deux méthodes. D'après ces prédictions, la valeur de  $M_{50}$ , initialement égale à 8 tonnes, pourra atteindre 7.2 tonnes (soit 90 % de masse résiduelle) dans une vingtaine d'années.

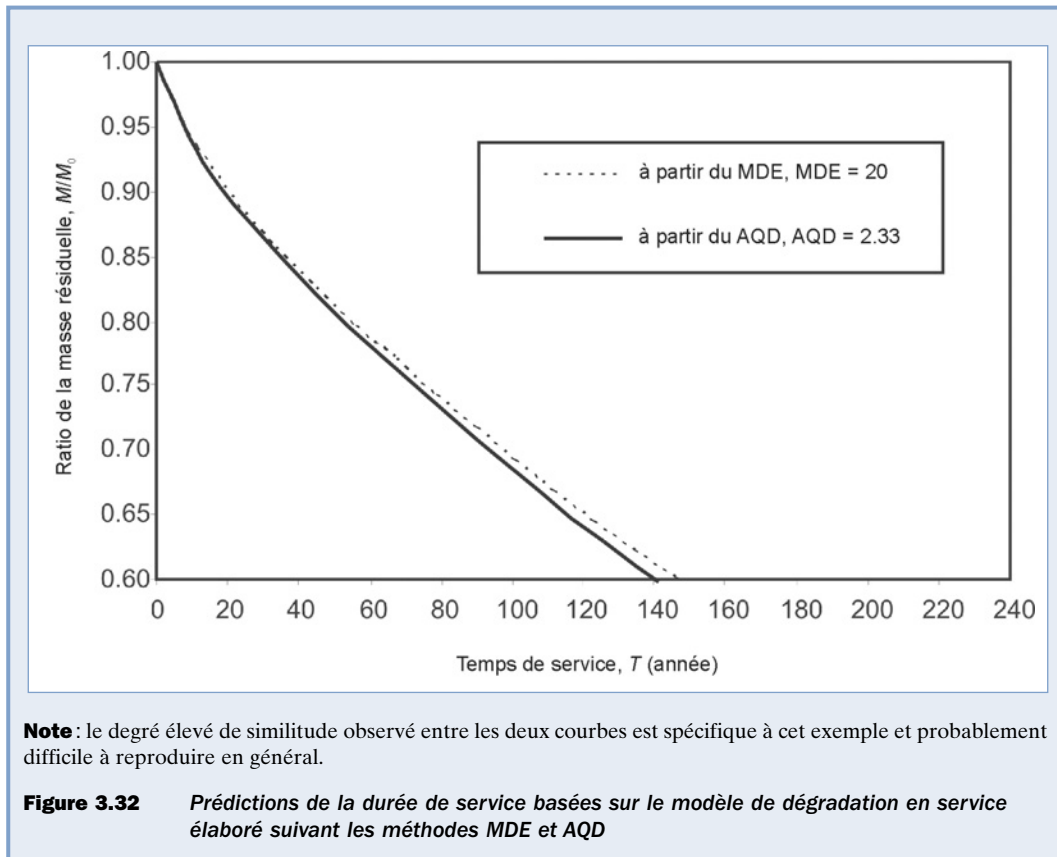
**Tableau 3.16** *Application aux carapaces du modèle de dégradation basé sur la perte de masse de l'enrochement*

Paramètre *	Données relatives aux agents actifs du site à l'origine d'une dégradation	Méthode MDE p. ex. $M_{DE} = 20\%$ , $WA = 1.2\%$ , $I_{M50} = 12\%$	Méthode AQD p. ex. $AQD = 2.33$ sur la base des données du Tableau 3.13
$k_s$		0.00352	0.00589
$X_1$	$M_{50} = 8$ tonnes	1	1
$X_2$	$M_{65}/M_{15} = 1.3$	1.2	1.2
$X_3$	Forme angulaire/irrégulière	1	1
$X_4$	Houle de projet $H_s = 5.0$ m	1.3	1.6
$X_5$	Zone étudiée intertidale.	1	1
$X_6$	Intensité des agents climatiques $MCWI = 700$	0.4	0.4
$X_7$	Attrition due au limon	1.2	1.2
$X_8$	Talus raide = 2/1 et marnage important = 7 m	1.5	1.5
$X_9$	Mobilité: $H_s/(\Delta D_{r50}) = 3.0$	1	1.3
$X$	Facteur d'usure équivalent (Équation 3.38)	1.12	1.80

**Note :** \* le lecteur peut se reporter au Tableau 3.14 pour choisir les paramètres appropriés.



**Encadré 3.10** *Modèle de dégradation représentant l'usure générale en service de l'enrochement : exemple d'application des deux méthodes (suite)*



### 3.6.6 Modélisation de la dégradation due aux ruptures

Les ruptures mineures et majeures affectent les blocométries (et dans une certaine mesure la forme de l'enrochement). Par exemple, lors d'un marché utilisant de l'enrochement de 6 à 10 t, Laan (1992) a observé que la dégradation liée au transport et aux manipulations entraînait la formation d'éléments inférieurs à 3 t, dont la masse totale représentait 9 % de la masse initiale. Il a par ailleurs noté que la valeur de  $M_{50}$  diminuait de 8.5 à 7.6 t. Dans un autre cas, des blocométries d'enrochement de 1 à 3 t provenant de différentes sources et exposées à divers niveaux de contrôle qualité ont été exposées à des manipulations répétées et associées à un chargement/déchargement. Dupray *et al.* (2004) ont observé dans chaque cas une masse de petits fragments, inférieurs à 100 kg par exemple, représentant entre 5 et 8 % du lot initial, ainsi qu'une diminution de la valeur initiale de  $M_{50}$  de 14 à 21 %, dans certains cas.

La présente section traite des effets de la rupture mineure et majeure sur la blocométrie, de la contribution quantitative de ces ruptures aux variations de la granulométrie, et de la façon d'évaluer ces changements à partir des résultats d'essais.

#### 3.6.6.1 Effets des ruptures mineures et des ruptures majeures

Les ruptures mineures et majeures ont des effets différents sur la distribution granulométrique de l'enrochement.

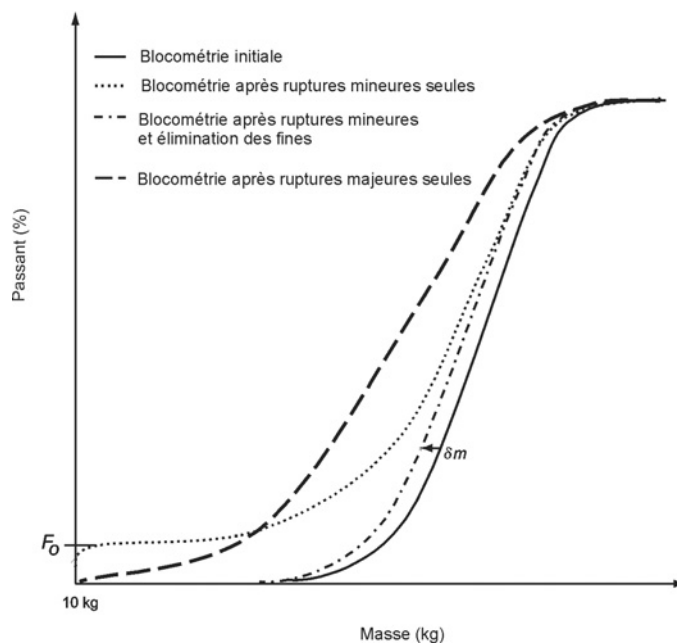
La **rupture mineure** produit de petits fragments correspondant à des arêtes de blocs cassées ou à des coins de blocs écrasés. Elle a un effet limité sur les valeurs de  $D_{n50}$  ou de  $M_{50}$ , par rapport à celui de la rupture majeure. La rupture mineure modifie la distribution granulométrique en ce que les fragments apparaissent sous la forme d'une queue et d'un déplacement vertical de la partie des plus légers de la courbe granulométrique, tel que montré à la Figure 3.33. La quantité de fines produites est exprimée par le paramètre  $F_o$  (%).

Les fragments résultant d'une rupture mineure occasionnée par le transport, des manipulations ou des charges en service peuvent être éliminés soit en procédant à un nouveau tri, soit sous l'action de la houle ou du courant. Dans ce dernier cas, les fines ne contribuent pas à la courbe granulométrique : celle-ci ne présente qu'un glissement généralisé et léger caractérisé par  $\delta m$  (kg) (voir la Figure 3.33). Il faut noter que dans ce cas, la pente de la courbe blocométrique reste inchangée et la masse de chaque bloc diminue d'une valeur moyenne de  $\delta m$ . Dupray (2005) présente de façon détaillée certaines méthodes permettant de déterminer  $\delta m$  et  $F_o$ , ainsi que les équations qui lient ces deux paramètres. Toutefois, il est possible d'obtenir une estimation sécuritaire de la valeur de  $F_o$  dans le cas où la courbure de la courbe blocométrique change (voir la Figure 3.33); le rapport entre ces paramètres peut être établi à l'aide de l'Équation 3.41.

$$F_o = \frac{\delta m}{M_{em}} \quad (3.41)$$

où  $M_{em}$  = masse moyenne effective (kg).

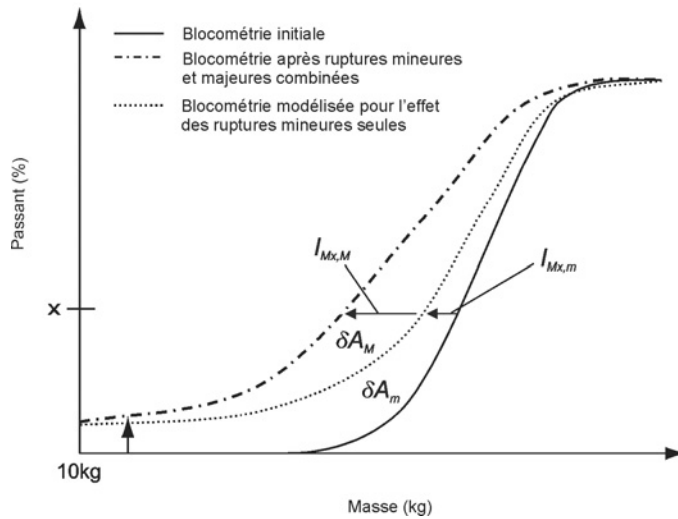
La **rupture majeure** de blocs entraîne la formation d'un nombre limité de gros fragments, mais pas de fines (voir la Figure 3.10). Si une grande partie des blocs présente une rupture majeure, cela peut induire une baisse importante de la valeur de  $M_{50}$ . La diminution de  $M_{50}$  et la formation de fragments suite à la rupture majeure se traduisent par un glissement de la courbe blocométrique vers les tailles plus réduites et par une diminution de sa pente (voir la Figure 3.33).



**Figure 3.3**  
Effets de la rupture mineure et de la rupture majeure sur la courbe blocométrique

En réalité, les dégradations induites à la fois par une intégrité médiocre (rupture majeure accrue) et par une rupture mineure peuvent se produire simultanément. Il est possible d'en distinguer leurs effets respectifs. La Figure 3.34 est une représentation schématique des effets combinés de la rupture mineure et de la rupture majeure. Le lecteur y trouvera également la courbe granulométrique probablement observée si seule une rupture mineure se produisait. Pour une valeur de passants  $x$  %,  $I_{Mx,m}$  représente la perte de masse relative due à une rupture mineure, tandis que  $I_{Mx,M}$  représente la perte de masse relative résultant de la rupture majeure. De même, les zones délimitées entre la courbe initiale et la courbe après rupture,  $\delta A_m$  et  $\delta A_M$ , représentent l'effet de la rupture mineure et l'effet de la rupture majeure, respectivement.

La Figure 3.34 montre clairement que les indicateurs courants de résistance à la rupture, tels que  $I_{Mx}$  (voir l'Équation 3.4 de la Section 3.3.4) sont influencés par l'effet de la rupture mineure puisque  $I_{Mx} = I_{Mx,M} + I_{Mx,m}$ , ce qui représente effectivement la somme des effets de la rupture majeure et de la rupture mineure. Ainsi, l'effet de ces deux types de rupture peut être évalué séparément en utilisant  $I_{Mx,m}$  et  $I_{Mx,M}$  ou  $\delta A_m$  et  $\delta A_M$ . Dupray (2005) passe en revue différentes méthodes permettant de distinguer, à partir des modifications globales de la distribution blocométrique, l'effet de la rupture majeure et celui de la rupture mineure. L'Encadré 3.11 propose une méthode point par point de détermination des changements induits uniquement par la rupture mineure.



**Figure 3.34** Séparation de l'effet de la rupture mineure et de l'effet de la rupture majeure à partir des variations globales de la courbe blocométrique

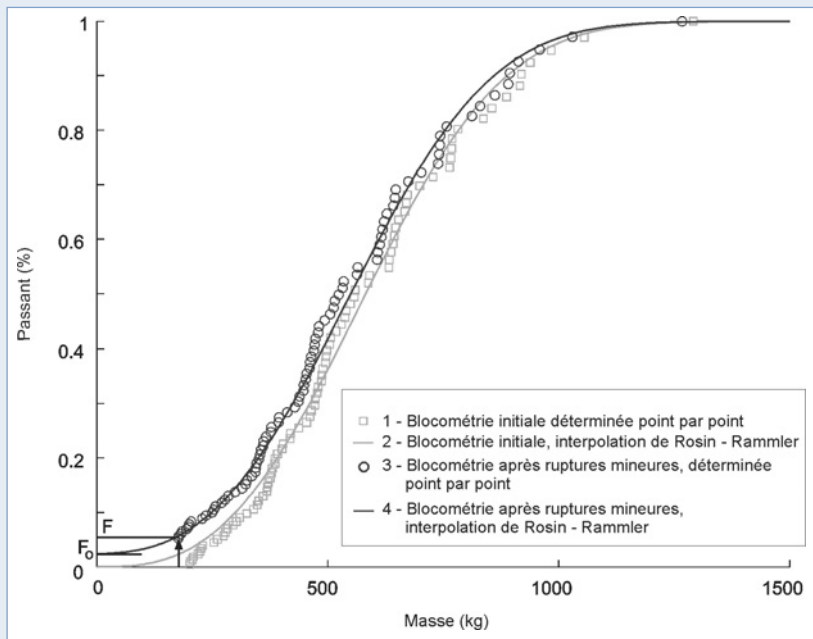
**Encadré 3.11** Méthode point par point permettant de déterminer l'effet de la rupture mineure

La quantité de fines  $F_o$  est déterminée, à partir de la distribution blocométrique affectée à la fois par les ruptures mineures et majeures, au point où la courbure change.  $\delta m$  peut ensuite être calculée à l'aide de l'Équation 3.41 où  $M_{em}$  est déterminée sur la population d'enrochements avant dégradation. La masse finale de chaque bloc, en considérant uniquement une rupture mineure, peut être obtenue à partir de chaque masse initiale,  $m_i$ , en soustrayant la masse moyenne perdue par rupture mineure,  $\delta m$ . L'Équation 3.42 donne ainsi la masse de chaque bloc après une rupture mineure,  $m_f$ .

$$m_f = m_i - \delta m \tag{3.42}$$

La distribution blocométrique moyenne de la population d'enrochements après une rupture mineure peut être déterminée à partir de la nouvelle population de masse  $m_f$ , tel que le montre la Figure 3.35.

**NOTE :** la masse totale de référence de la population finale doit inclure la masse de tous les fragments générés par la rupture mineure, ainsi que la masse finale des enrochements qui présentent des ruptures mineures.



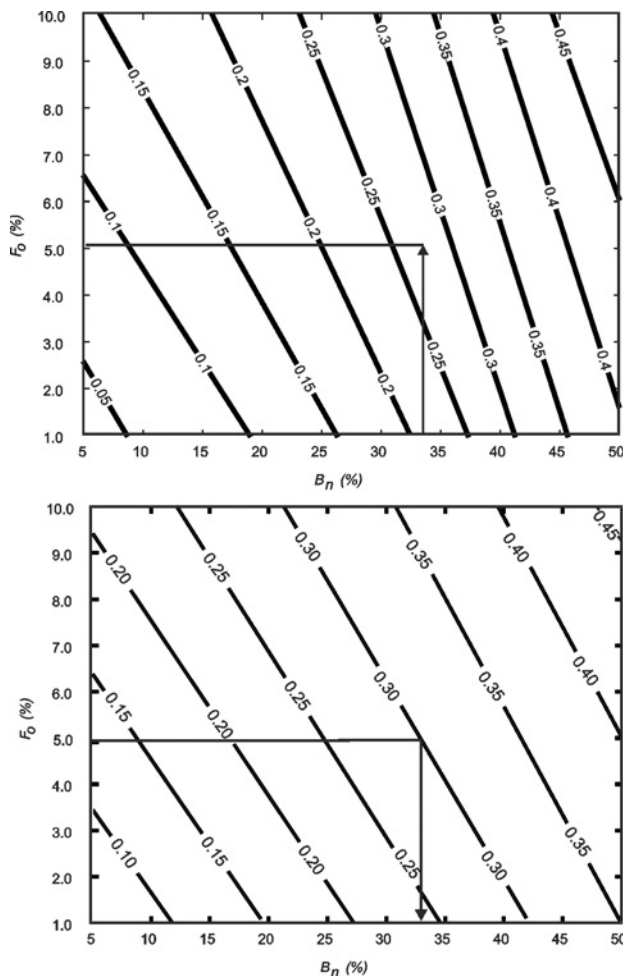
**Figure 3.35** Séparation de l'effet de la rupture mineure et de l'effet de la rupture majeure à partir des variations globales de la courbe blocométrique suivant une approche point par point

### 3.6.6.2 Effet quantitatif des ruptures sur la blocométrie de l'enrochement, mesuré à l'aide d'un modèle statistique

Les effets de la rupture mineure et de la rupture majeure sur la blocométrie peuvent être modélisés à l'aide d'une simulation de Monte-Carlo appropriée. Le modèle, dont les résultats sont présentés ici (voir la Figure 3.36), est basé sur un modèle de fragmentation statistique développé à l'origine par Grady et Kipp (1985), puis modifié par Dupray (2005) pour obtenir un modèle de Monte-Carlo unidimensionnel permettant de simuler l'effet des processus de rupture sur une blocométrie standard de 300 à 1 000 kg. Grâce à ce modèle, il est possible de traiter séparément ou simultanément la rupture mineure et la rupture majeure. Ce type de courbe permet au concepteur d'estimer la valeur future d' $I_{M50}$ , en se basant sur des hypothèses raisonnables pour le nombre de blocs susceptibles de présenter une rupture majeure, c'est-à-dire sur une bonne estimation de  $B_n$ , et l'importance de la rupture mineure caractérisée par  $F_o$  ou  $\delta m$  (voir l'Équation 3.41).

En s'aidant de la Figure 3.36 (à gauche), un concepteur peut déterminer l'effet de la rupture majeure sur la variation de la valeur de la  $M_{50}$  initiale en carrière, et se servir de ces données pour fixer des tolérances en termes d' $I_{M50}$  pour un dimensionnement donné. Le concepteur doit choisir des valeurs de  $F_o$  et de  $B_n$  raisonnables, et les utiliser comme données d'entrée dans la Figure 3.36:

- la valeur de  $F_o$  en service ou au cours de la construction peut être déterminée à l'aide de l'expression à double exponentielle développée pour l'attrition à la Section 3.6.5, et en appliquant l'Équation 3.39, qui permet d'obtenir la valeur de  $M/M_0$ .  $F_o$  peut ensuite être calculée en sachant que  $F_o = 1 - M/M_0$ ;
- $B_n$  peut être déterminé d'après le retour d'expérience relatif à des performances réelles, notamment en s'appuyant sur l'analyse des ruptures observées dans le cadre de projets ou sur des ouvrages existants. Il est également possible d'utiliser une méthode d'essai de terrain (voir l'Encadré 3.12).



**Figure 3.36**

(En haut) valeurs d' $I_{M50}$  en fonction du taux de rupture  $B_n$  et de la quantité de rupture mineure mesurée avec  $F_o$ ;

(en bas) valeurs de  $\delta A_M/A^*$  en fonction du taux de rupture  $B_n$  et de la quantité de rupture mineure mesurée avec  $F_o$ .

**Encadré 3.12** Détermination de l'effet de la rupture mineure et de la rupture majeure

Le nombre de blocs susceptibles de présenter une rupture majeure lors de la construction ou en service, peut être déterminé d'expérience par le concepteur s'il a une bonne connaissance de l'emploi de l'enrochement considéré, ou par retour d'expérience sur ses performances dans des conditions similaires. Il est également possible d'utiliser les résultats de l'essai d'écrasement sur site proposé par Tørum et Krogh (2000). Cet essai permet au concepteur d'obtenir les caractéristiques de l'enrochement en termes de résistance à la rupture, exprimées par les paramètres  $k$ ,  $\alpha$  et  $\beta$ . L'Équation 3.43 permet de déterminer l'énergie requise pour induire une rupture majeure dans la moitié d'une population de blocs, soit  $P_{50}$  (J) :

$$P_{50} = k \left( \frac{M_{50}}{\rho_{roche}} \right)^\alpha \quad (3.43)$$

où la valeur de  $k$  dépend de l'intégrité. En d'autres termes, la valeur de  $k$  exprime la quantité d'énergie (en Joules) nécessaire pour écraser 50 % des blocs de 1 m<sup>3</sup> de volume.

La fraction (en nombre) de blocs présentant une rupture,  $B_n$ , lorsqu'ils sont exposés à un niveau d'énergie,  $P$ , peut être déterminée à l'aide de l'Équation 3.44 :

$$B_n = \beta \ln \left( \frac{P}{P_{50}} \right) + 0.5 \quad (3.44)$$

Les paramètres de ces équations ont été déterminés pour une roche ignée de bonne qualité : la valeur de  $\alpha$  est proche de 0.65 ; celle de  $\beta$  se situe entre 0.44 et 0.5 ; celle de  $k$  se situe entre 81 000 et 99 000. Pour plus de détails, le lecteur est invité à consulter la publication originale.

La détermination de l'énergie appropriée à laquelle l'enrochement est exposé,  $P$  (J), est une tâche difficile qui fait encore l'objet de recherches. Des recherches approfondies seraient nécessaires pour élaborer des recommandations détaillées sur le choix de la valeur optimale de  $P$ . Ce point a été étudié en partie pour les digues à berme (Tørum et Krogh, 2000) et pour les digues à talus (Trmal, 2004). Afin de faciliter le travail du concepteur, l'Équation 3.45 constitue un moyen d'obtenir une estimation préliminaire de  $P$  :

$$P = 0.5 M_{50} K_i g H \left( \frac{V_A}{\sqrt{g H}} \right) \quad (3.45)$$

où  $H$  = hauteur de la houle (m),  $V_A$  = vitesse caractéristique d'un enrochement lors d'un impact (m/s) et  $K_i$  = coefficient d'impact, dont la valeur peut varier de 0.6 à 0.9.

**NOTE:** la masse totale de référence de la population finale doit inclure la masse de tous les fragments issus des ruptures mineures et la masse finale des blocs subissant des ruptures mineures.

### 3.6.6.3 Prédiction de l'effet des ruptures majeures à l'aide d'un modèle de dégradation spécifique à la rupture

La présente section traite de l'utilisation des résultats de l'essai de fendage *in situ* (FSST) associé à un modèle de dégradation présenté dans l'Équation 3.46, et récemment proposé. Le paramètre  $\delta A_M$  (kg), qui représente le changement d'aire sous la courbe blocométrique induit par la rupture majeure (voir la Section 3.6.6.1), a été identifié comme indicateur approprié non influencé par l'effet de la rupture mineure, et présentant une variabilité réduite par rapport à l'indicateur de rupture habituel, à savoir  $I_{M50}$  (Dupray, 2005 et Dupray *et al.*, 2007). La relation clé du modèle de dégradation est fournie par l'Équation 3.46 :

$$\delta A_M = \frac{A^* \left( \frac{E_D}{M_D} \right)^3}{C_{FSST}^3} \quad (3.46)$$

où

$E_D$  = énergie totale de dégradation appliquée au matériau (J) ;

$M_D$  = masse totale de matériau exposée à la dégradation (kg) ;

$C_{FSST}$  = intégrité caractéristique (J/kg) déterminée par FSST (voir la Section 3.8.5.2) ;

$A^*$  = surface caractéristique de référence (kg).

### À propos de l'utilisation du modèle de dégradation

Pour un lot d'enrochements de blocométrie connue, définie par des limites NLL et NUL standard et de masse totale  $M_D$ , le concepteur peut utiliser l'Équation 3.45 pour estimer la perte de masse liée à la rupture majeure pour une énergie appliquée donnée, à l'aide du terme  $\delta A_M$ .

La détermination de  $\delta A_M$  nécessite de connaître la valeur de :

- $A^*$ , qui est une surface caractéristique, homogène à une masse, et qui permet d'assurer la cohérence dimensionnelle du modèle (voir l'étape 1 ci-dessous);
- $E_D$ , qui est l'énergie équivalente appliquée au matériau, induisant une rupture majeure, donc l'augmentation de la valeur de  $\delta A_M$ . Le concepteur a tout intérêt à déterminer la valeur de  $E_D$  à la fois pour la durée de construction et pour la période de service. On propose un moyen de déterminer la valeur de  $E_D$  relative aux manipulations de routine en carrière ou sur site (voir l'étape 2 ci-dessous);
- $C_{FSSST}$ , qui représente l'intégrité. L'Encadré 3.21 de la Section 3.8.5 propose une méthode simplifiée permettant de déterminer la valeur de  $C_{FSSST}$  à partir d'essais de fendage *in situ*. À titre informatif, une intégrité élevée correspond généralement à des valeurs de  $C_{FSSST}$  supérieures à 35, tandis qu'une intégrité médiocre se traduit par des valeurs inférieures à 27. L'intégrité de l'enrochement peut toutefois augmenter lors des manipulations au cours desquelles les défauts sont sollicités et certaines ruptures se produisent. Il peut donc être préférable d'utiliser une valeur d'intégrité actualisée afin de tenir compte des ruptures qui se sont déjà produites; il s'agit alors non plus de  $C_{FSSST}$ , mais de  $C_H$  (voir l'étape 3).

La Figure 3.36 facilite la conversion de  $\delta A_M$  en indicateur d'intégrité traditionnel  $B_n$  ou  $I_{M50}$ . Par exemple, en supposant que la perte de masse due à l'attrition soit estimée à 5 %, d'expérience ou à l'aide du modèle de dégradation liée à l'attrition, et que  $\delta A_M/A^*$  est égal à 0.3,  $B_n$  est égale à 0.33, ce qui signifie qu'un tiers des blocs présentent une rupture majeure, d'après la Figure 3.36 (à droite). D'après la Figure 3.36 (à gauche), la décroissance relative de la valeur de  $M_{50}$  liée à une rupture majeure, soit  $I_{M50,M}$ , est égale à 28 %.

#### Étape 1: détermination de la surface caractéristique, $A^*$

Le terme  $A^*$  permet d'assurer la cohérence dimensionnelle de l'Équation 3.46. Il pourrait être déterminé par intégration de la zone située sous la courbe blocométrique. Néanmoins, en supposant que la blocométrie est linéaire (donc qu'elle ne présente pas la forme d'une courbe de Rosin-Rammler; voir l'Équation 3.12),  $A^*$  peut être déterminé simplement à l'aide des limites nominales de la blocométrie par  $A^* = (NLL + NUL)/2$ .

#### Étape 2: détermination de l'énergie de dégradation équivalente associée aux manipulations de routine

Trois pilotes en conditions réelles portant sur trois roches différentes ont été effectués. Il s'agissait de mesurer les variations de la valeur de  $C_{FSSST}$  et de la blocométrie induites par des manipulations de routine. Cela a permis de calibrer l'Équation 3.45 en fonction de la dégradation effective mesurée sur le terrain. Les blocométries testées correspondent à de l'enrochement standard de 1000 – 3000 kg. L'énergie de dégradation,  $E_D$ , a été déterminée à partir de l'énergie potentielle réelle du lot d'enrochements (convertie en énergie cinétique). Ainsi, la perte d'énergie du matériau au cours des manipulations est simplement calculée à partir de la hauteur à laquelle l'enrochement est soulevé par les engins de manutention (voir l'Équation 3.47). La chargeuse sur pneus utilisée lors de l'étude avait une capacité de levage moyenne de 3 m.

$$E_D / M_D = 1.98 g H_h \quad (3.47)$$

où  $H_h$  = hauteur à laquelle l'enrochement est soulevé par les engins de manutention (m);  
et  $M_D$  = masse totale d'enrochement exposé à la dégradation (kg).

**Étape 3: augmentation de l'intégrité au cours des manipulations de routine**

Lors de manipulations répétées, la rupture majeure d'encrochements fragiles a deux effets. Elle affecte tout d'abord la blocométrie, comme l'illustre la Figure 3.33. En outre, elle entraîne la rupture des blocs les plus fragiles, qui ne sont donc plus susceptibles de présenter de nouveau une rupture majeure. Elle tend donc à accroître l'intégrité (voir la Figure 3.37, à droite). Il arrive également que des plans de faiblesse qui n'avaient pas été entièrement révélés par les manipulations en carrière s'ouvrent dans l'environnement de service ou au fil du temps. Ce risque doit normalement être pris en compte à l'aide d'essais de vieillissement accéléré réalisés sur des échantillons adaptés. En l'absence de risque de rupture de l'encrochement, notamment sous l'action des cycles gel/dégel, le paramètre  $C_H$ , défini aux Équations 3.48 et 3.49, constitue normalement une hypothèse sécuritaire de l'intégrité effective du lot. Dans le cas contraire, il ne faut pas appliquer l'augmentation de l'intégrité donnée par les Équations 3.49 et 3.50.

Il est possible d'utiliser le paramètre  $n_H$  comme indicateur du nombre de manipulations (voir l'Équation 3.49). Le paramètre  $X_H$ , défini par l'Équation 3.48, constitue néanmoins une mesure objective de l'étendue relative de la dégradation induite par une rupture mineure reposant sur l'étendue de la rupture majeure observée lors du FSST. Cela vaut pour n'importe quel type de charges ou de charges cumulées pour lequel on connaît la blocométrie.

$$X_H = \left( \frac{\delta A_M}{\delta A_{FSST}} \right) \left( \frac{A_{FSST}^*}{A_H^*} \right) \quad (3.48)$$

où

$A_H^*$  = valeur de  $A^*$  après les premières manipulations et avant toute dégradation supplémentaire, approximativement égale à  $(m_{10} + m_{70})/2$  où  $m_{10}$  et  $m_{70}$  représentent les nouvelles masses (kg);

$\delta A_M$  = variation totale de la zone située sous la courbe blocométrique, induite par une rupture majeure depuis le début du processus de dégradation (kg);

$A_{FSST}^*$  = valeur de  $A^*$  à l'issue de l'essai de fendage *in situ*, égale à  $(NLL + NUL)/2$  (kg);

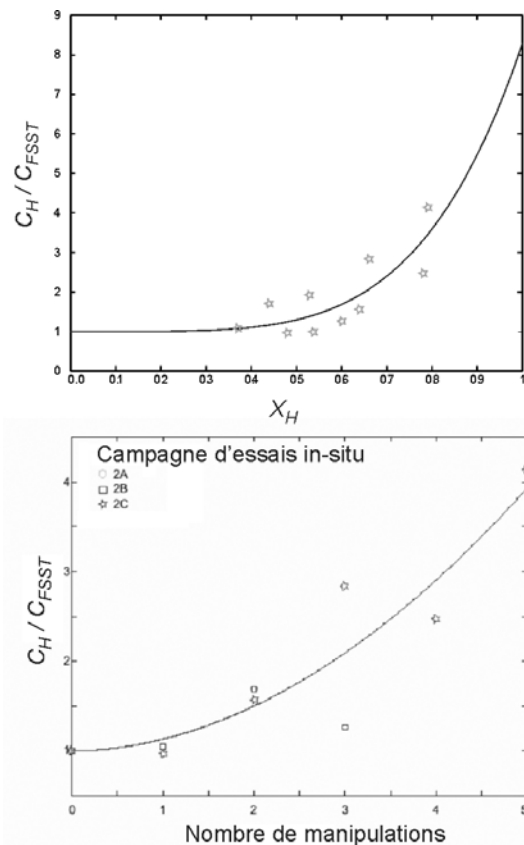
$\delta A_{FSST}$  = variation totale de la zone située sous la courbe blocométrique, induite par une rupture majeure lors de l'essai de fendage *in situ* (kg).

L'augmentation de l'intégrité au cours des manipulations peut être déterminée par une approche simplifiée (voir l'Équation 3.49 ci-dessous):

$$C_H / C_{FSST} = 1 + 11.19(n_H / 20)^{1.93} \quad (3.49)$$

où  $n_H$  = nombre de manipulations.  $X_H$  peut également servir à évaluer l'augmentation de l'intégrité (voir l'Équation 3.50 ci-dessous):

$$C_H / C_{FSST} = 1 + 7.28X_H^{4.02} \quad (3.50)$$



**Figure 3.37** Variation de l'intégrité déterminée par FSST lors de manipulations standard répétées (en haut) en fonction de  $X_H$ ; (en bas) en fonction du nombre de manipulations standard. L'intégrité est multipliée par quatre après 4 à 6 manipulations.

### 3.6.7 Résumé des recommandations relatives à la modélisation de la dégradation

Si elles sont disponibles, les performances observées en service constituent le meilleur guide pour calibrer les modèles de dégradation et valider les prédictions. Il est plus difficile de modéliser la dégradation lorsque l'enrochement est mobile au cours des tempêtes. Il faut tenir compte des distances cumulées parcourues par les blocs, parfois à l'origine d'une importante dégradation par rupture des coins, arrondissement et fendage. L'intégrité et la résistance à l'abrasion sont donc extrêmement importantes. Les modèles de dégradation applicables aux ouvrages dynamiques (digues à berme et autres dimensionnements autorisant la mobilité des blocs) ont suffisamment progressé (Tørum et Krogh, 2000; Tomassichio *et al.*, 2003) pour appliquer les essais d'intégrité (résultats du FSST) et les essais de résistance de la matrice rocheuse (indice Franklin et  $M_{DE}$ ). Ces essais sont calibrés pour évaluer la perte de masse induite par l'usure et la rupture des blocs. Dans le cas des digues à berme, pour évaluer les pertes de masse, les ruptures et l'arrondissement associés à un reprofilage lors des tempêtes, le lecteur est invité à consulter Tørum et Krogh (2000) et Tomassichio *et al.* (2003).

Pour les dimensionnements statiques, notamment lorsque l'enrochement disponible est de qualité limitée ou médiocre, il est recommandé d'utiliser les modèles de dégradation générale de l'enrochement, qui proposent une évaluation de la dégradation moyenne globale sur la durée de service.

**NOTE:** les modèles de dégradation de l'enrochement ne doivent être appliqués qu'avec une prudence extrême. Ils doivent être étayés par une analyse de sensibilité qui permettra de déterminer le degré d'incertitude des prédictions pour la durée de service.



## 3.7 PRÉPARATION DES SPÉCIFICATIONS DE L'ENROCHEMENT

La présente section propose des conseils concernant la préparation de spécifications relatives à l'enrochement. Le Tableau 3.17 propose un modèle de spécification. Il faut noter que ce modèle n'inclut pas de spécification relative à la technique de pose des enrochements, présentée à l'Annexe A (voir aussi le Chapitre 9). Les spécifications applicables aux enrochements comprennent les **exigences** sur certains paramètres déterminés à l'aide de **méthodes d'essais** standard. Cette section présente le cadre général de définition des niveaux d'exigence définis par la norme européenne EN 13383 (voir la Section 3.1.4). La Section 3.8 propose des informations plus détaillées sur les méthodes d'essais.

Bien que l'EN 13383 décrive l'enrochement d'une façon différente des pratiques adoptées jusqu'ici dans certains pays d'Europe et dans le reste du monde, et qu'elle emploie parfois d'autres méthodes d'essais pour évaluer les propriétés des enrochements, la qualité générale de l'enrochement utilisé reste la même.

Cette norme a pour conséquence une simplification importante du processus de spécification. Néanmoins, les maîtres d'œuvre doivent comprendre comment appliquer cette norme et l'intégrer dans leurs spécifications.

La clé de l'utilisation de l'EN 13383 est de savoir que pour choisir une granulométrie ou une propriété d'enrochement, le concepteur/l'acheteur doit sélectionner la classe appropriée. Le producteur a ensuite pour responsabilité de fournir des matériaux conformes aux exigences applicables à cette classe. Il est ainsi possible d'opter pour d'autres types de classes que celles établies par l'EN 13383.

Le rédacteur des spécifications peut opter pour une catégorie NR (Non Requis). Le Tableau 3.17 propose quelques exemples de catégories NR.

Si les propriétés se situent hors des limites spécifiées, le producteur peut déclarer cette valeur; celle-ci peut être acceptée par un acheteur dès lors qu'elle est adaptée à l'utilisation finale. Par exemple, si le pourcentage d'enrochements présentant un  $LT > 3$  est de 25 % pour un enrochement moyen (la valeur maximale normale de la norme étant de 20 %), le producteur peut alors déclarer:  $LT_{25}$ . Cet enrochement peut ensuite être vendu comme matériau de noyau de type  $LT_{NR}$ . De même, le producteur peut envisager de commercialiser un gros enrochement non-standard présentant, par exemple, un NUL de 2000 kg et un NLL de 4000 kg. Il déclare alors une classe blocométrique de type  $HMA_{2000/4000}$  (voir également la Section 3.4.3.9 dédiée aux blocométries non-standard).

Si un producteur décide de ne pas caractériser une propriété donnée mais souhaite proposer l'enrochement à la vente, il peut alors déclarer une catégorie APD (Aucune Performance Déterminée). Si cette classe coïncide avec une spécification de type NR, alors ce matériau peut être utilisé.

Les blocométries sont soumises aux exigences présentées plus haut à la Section 3.4.3.

### 3.7.1 Contexte européen

Au sein de l'Union européenne, une grande partie des ouvrages hydrauliques en enrochement sont construits pour le compte de maîtres d'ouvrages publics. La Directive sur les marchés publics impose aux administrations publiques d'appliquer intégralement les normes européennes harmonisées, de préparer les spécifications en s'y conformant et de ne pas appliquer d'autres normes. Les lois nationales des États membres constituent la base légale de l'application des normes harmonisées.


L'Annexe ZA de l'EN 13383-1 traite des articles de la Directive européenne sur les produits de construction (89/106/EEC). Ainsi l'EN 13383-1 et son Annexe ZA ont été rédigées dans le cadre d'un mandat confié au CEN par la Commission européenne et par l'Association européenne de libre-échange. L'Annexe ZA est présentée comme ayant une « visée informative », mais les impératifs qu'elle comporte deviennent obligatoires pour assurer le respect du mandat et/ou lorsque l'enrochement peut bénéficier du marquage CE. Ce marquage est un « passeport » grâce auquel un produit peut être commercialisé légalement dans n'importe quel état membre de l'Union. Toutefois, cela n'implique pas forcément que ce produit est adapté à toutes les utilisations finales dans l'ensemble des états membres. Le marquage CE signifie simplement que le produit répond aux impératifs réglementaires établis par une Directive européenne donnée, en l'occurrence la Directive européenne sur les produits de construction (89/106/EEC).

Les points du Tableau ZA.1 indiquent quelles sont les caractéristiques soumises aux exigences réglementaires pour l'application spécifiée dans un ou plusieurs État(s) membre(s) de l'UE. Il n'est pas nécessaire de déterminer ou de déclarer la valeur d'une caractéristique dans un État membre dans lequel cette caractéristique n'est soumise à aucune exigence réglementaire, à moins qu'elle ne doive respecter une valeur « seuil ».

Le respect de ces exigences garantit que l'enrochement est adapté aux utilisations envisagées relevant de la portée de l'EN 13383-1. Toutefois, pour satisfaire aux articles de la Directive européenne sur les produits de construction (89/106/EEC), l'enrochement doit également être conforme aux éventuelles législations européennes transposées et lois nationales relatives aux matières dangereuses listées dans l'EN 13383-1.

Les notes du Tableau ZA.1 de l'EN 13383-1 font référence au type d'exigence de conformité, notamment : valeur-seuil à risque, classes, valeur déclarée. L'annexe ZA distingue également deux niveaux admis d'attestation de conformité, « 2 + » ou « 4 ». Si le niveau 4 est retenu, seul le producteur est responsable du contrôle de la production en carrière et de l'essai de type initial. Le niveau 2 + nécessite en revanche qu'un organisme indépendant certifie et surveille les procédures de contrôle de la production mises en place par le producteur.

Le marquage CE est une exigence légale applicable à l'enrochement vendu à ou dans la plupart des États membres de l'UE. La principale exception est le Royaume-Uni ; toutefois les producteurs britanniques ont adopté volontairement un système de marquage CE aussi efficace que dans les autres États membres. Dans tous les cas, les marquages CE doivent être traduits dans la langue de l'État membre qui achète l'enrochement. La Figure 3.38 illustre les données requises pour l'obtention du marquage CE.

 <b>01234</b>			<b>Marquage de conformité CE, défini par le symbole "CE" donné dans la directive 93/68/CEE</b>
<b>Société Untel BP35 F-38052</b>  <b>02</b>  <b>0123-CPD-0456</b>			<b>Identifiant de l'organisme d'agrément</b>  <b>Nom ou marque d'identification et adresse du siège social du fournisseur</b>  <b>Deux derniers chiffres de l'année d'apposition du marquage</b>  <b>Numéro du certificat</b>
<b>NF EN 13383-1</b> Granulats obtenus par traitement de matériaux naturels, artificiels ou recyclés et mélanges de ces granulats utilisés comme enrochement			<b>Numéro de la norme européenne</b>  <b>Description du produit</b>
<b>Et</b>			<b>Information sur le produit et sur les caractéristiques réglementaires</b>
<b>Forme des enrochements</b>	Catégorie	p. ex. $LT_A$	
<b>Taille des enrochements</b>	Catégorie	p. ex. $CP_{63/80}$ , $LM_{A5/40}$ , $HM_{B300/1000}$	
<b>Masse volumique</b>	Valeur déclarée	p. ex. X Mg/m <sup>3</sup>	
<b>Résistance à la fragmentation et à l'écrasement</b>	Catégorie	p. ex. $CS_{80}$	
<b>Résistance à l'usure</b>	Catégorie	p. ex. $M_{DE} 10$	
<b>Relargage de substances dangereuses</b>		p. ex. substance X : 0.2µm <sup>3</sup>	
<b>Désintégration du disilicate de calcium dans le laitier de haut-fourneau refroidi à l'air</b>	Valeur déclarée	p. ex. visuel « passe la valeur seuil »	
<b>Désintégration du fer dans le laitier de haut-fourneau refroidi à l'air</b>	Valeur déclarée	p. ex. visuel « passe la valeur seuil »	
<b>Désintégration des laitiers d'aciérie</b>	Catégorie	p. ex. $DS_A$	
<b>Durabilité face au gel-dégel</b>	Catégorie	p. ex. $FT_A$	
<b>Durabilité face à la cristallisation du sel</b>	Catégorie	p. ex. $MS_{25}$	
<b>Durabilité face au « coup de soleil »</b>	Catégorie	p. ex. $SB_A$	

**Figure 3.38** Exigences à respecter pour la déclaration et le marquage CE (d'après l'EN 13383-1, Annexe ZA)

Dès lors que les producteurs décident d'apposer un marquage CE à leur enrochement, ils doivent se conformer à la lettre aux impératifs établis. Lorsque le marquage CE identifie des caractéristiques particulières, le fournisseur doit indiquer la classe ou la valeur déclarée appropriée pour l'enrochement. C'est à l'utilisateur de confirmer que les propriétés déclarées avec le marquage CE sont conformes à ses exigences particulières.

Il faut noter que lorsque l'enrochement est commercialisé dans un État membre de l'UE dans lequel il n'existe aucun impératif réglementaire concernant une caractéristique donnée, le fournisseur n'est pas tenu de déterminer la performance associée à cette caractéristique, dans le cadre du marquage. Dans ce cas, les informations qui accompagnent le marquage CE peuvent porter la mention APD (Aucune Performance Déterminée).

Généralement, tout ce qui est exigé lors d'un projet est une spécification sous forme de tableau suivant le format indiqué au Tableau 3.17. Si les spécifications portent sur des laitiers d'aciérie, d'autres types de laitiers ou du basalte, il est alors nécessaire de respecter des exigences supplémentaires, comme l'explique le Tableau 3.18.

Tableau 3.17 Choix des classes utilisées pour spécifier l'enrochement

Propriétés	Classe selon l'EN 13383-1
Granulométrie/blocométrie	Le choix de l'enrochement doit tenir compte de la gradation et des exigences en termes de masse caractéristique requise pour le projet, en se référant aux recommandations proposées dans le reste de ce guide (voir notamment les Chapitres 5 à 8).
Matériaux de remplissage (voir la Section 3.1.2.1), tels que le tout-venant (brut d'abattage ou tiré), utilisés dans le noyau des digues (voir également la Section 3.4.4, qui présente en détail les procédures de contrôle applicables à ces matériaux)	L'EN 13383-1 n'est pas adaptée aux matériaux n'assurant aucune fonction de protection ou de filtration majeure. Il s'agit notamment des tout-venants, généralement utilisés comme matériaux de noyau des digues. Toute tentative d'application du système de l'EN 13383-1 à ces matériaux entraîne un gaspillage de ressources et une forte hausse des coûts. Les avis divergent quant à l'utilité de soumettre ces matériaux à un process quelconque ; la seule intervention justifiée consiste à limiter la teneur en fines à l'extrémité inférieure de la courbe granulométrique (voir la Section 3.4.4), bien que ce procédé présente des inconvénients en termes de coûts et d'utilisation des ressources.
Petits enrochements (voir aussi la Section 3.4.3)	En s'appuyant sur le Tableau 1 de l'EN 13383-1, il faut introduire les classes adaptées ; il faut noter toutefois que ces matériaux ne doivent pas être spécifiés pour des applications ne nécessitant qu'un remplissage.
Enrochements moyens (voir aussi la Section 3.4.3)	Il faut, dans la mesure du possible, utiliser des <b>enrochements standard</b> (voir les Sections 3.4.3.4 et 3.4.3.6) figurant sur la liste de l'EN 13383-1. Contrairement aux gros enrochements, qui peuvent être modifiés plus facilement (car ils sont généralement fabriqués par manipulation individuelle des blocs), les enrochements moyens sont produits à l'aide d'équipements courants (cribles et broyeurs), et les procédures appliquées sont difficiles à adapter sans accroître considérablement les coûts. Au moment de choisir les enrochements, il faut dans la mesure du possible optimiser les rendements d'abattage, notamment dans le cas des carrières dédiées associées à un projet d'envergure (voir la Section 3.9.5 consacrée aux opérations d'abattage, ainsi que l'étude de cas de l'Encadré 3.1). Au moment de choisir la classe adaptée, on suggère d'utiliser pour toutes les applications, sauf dans la carapace, des matériaux de Classe B, énumérés au Tableau 3 de l'EN 13383-1 (voir ci-dessous). <b>Utilisation en carapace</b> Les enrochements de Classe A (voir le Tableau 2 de l'EN 13383-1) s'utilisent normalement pour les carapaces car ils contrôlent la masse moyenne de la blocométrie. Au moment de caractériser la taille d'enrochement requise pour assurer la stabilité hydraulique, les concepteurs doivent être conscients que la valeur de $M_{50}$ (et la valeur de $D_{n50}$ associée) est supérieure à la masse moyenne correspondante $M_{em}$ . Les coefficients de conversion sont présentés aux Sections 3.4.3.7 et 3.4.3.8. La gradation de l'enrochement $LMA_{15/300}$ est généralement considérée comme ne convenant pas aux carapaces.
Gros enrochements (voir aussi la Section 3.4.3)	Les gros enrochements peuvent être standard ou non-standard (voir la Section 3.4.3.9). Au moment de choisir la classe adaptée, on suggère d'utiliser pour toutes les applications, sauf dans la carapace, des matériaux de Classe B, énumérés dans le Tableau 5 de l'EN 13383-1. <b>Utilisation en carapace</b> Les enrochements de Classe A (voir le Tableau 4 de l'EN 13383-1) s'utilisent normalement pour les carapaces car ils contrôlent la masse moyenne de la blocométrie. Au moment de caractériser la taille d'enrochement requise pour assurer la stabilité hydraulique, les concepteurs doivent anticiper le fait que la valeur de $M_{50}$ (et la valeur de $D_{n50}$ associée) est supérieure à la masse moyenne correspondante $M_{em}$ . Les coefficients de conversion sont présentés dans les Sections 3.4.3.7 et 3.4.3.8.
Forme (caractérisée par l'élançement $LT$ ; voir la Section 3.4.1.1)	Pour les carapaces, on suggère de spécifier la classe $LT_A$ . Néanmoins, lorsque cet enrochement est utilisé sous plus de 2 épaisseurs d'un autre type d'enrochement, $LT_{NR}$ est normalement acceptable.
Pourcentage de surfaces cassées $RO$ (voir la Section 3.4.1.5)	À moins d'utiliser des blocs naturellement arrondis de type roulé ou glaciaire, $RO_{NR}$ est normalement acceptable. Si l'on risque d'utiliser des blocs rocheux naturels là où des enrochements arrondis sont susceptibles d'entraîner une instabilité de l'ouvrage, il convient d'opter pour des enrochements de classe $RO_5$ .

Tableau 3.17 Choix des classes utilisées pour spécifier l'enrochement (suite)

Propriétés	Classe selon l'EN 13383-1
Masse volumique des blocs $x = \rho_{roche}$ (voir les définitions de la Section 3.3.3.2)	<p>Le choix doit être fait en se basant sur le Tableau 8 de l'EN 13383-1, qui permet au concepteur/rédacteur des spécifications d'opter pour la valeur de masse volumique à sec la plus appropriée, <math>x = \rho_{roche}</math>. D'après le Tableau 8 de l'EN 13383-1, ces masses volumiques ne doivent pas être inférieures à 2.3 t/m<sup>3</sup>. Néanmoins, dans certaines applications, il peut être préférable d'utiliser des valeurs de masse volumique plus basses. Il s'agit notamment des matériaux de remplissage, qui ne sont pas explicitement couverts par l'EN 13383-1. Cela peut également concerner les sous-couches et la carapace, dans les cas où les conditions climatiques du site de construction envisagé sont suffisamment douces (Fookes et Thomas, 1986). Les concepteurs doivent noter que la masse volumique apparente, <math>\rho_{app}</math>, doit être intégrée dans les calculs visant à déterminer la stabilité hydraulique de l'enrochement utilisé dans la carapace (voir la Section 5.2). Le Ministère Néerlandais des Transports, des Marchés publics et de la Gestion de l'eau (Laan, 1999) indique que la valeur de <math>\rho_{app}</math> peut être calculée en multipliant la masse volumique (à sec) des blocs, spécifiée selon l'Article 8 de l'EN 13383-1, par les coefficients suivants :</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• <math>[1 + 0.005WA]</math> lorsque l'enrochement est destiné à un ouvrage immergé en permanence, totalement ou en partie. Ce coefficient suppose que la moitié du volume des pores des enrochements individuels est rempli d'eau ;</li> <li>• <math>[1 + 0.0025WA]</math> lorsque l'enrochement est destiné à un ouvrage immergé par intermittence, totalement ou en partie. Ce coefficient suppose qu'un quart du volume des pores des enrochements individuels est rempli d'eau.</li> </ul> <p>Dans les formules ci-dessus, <math>WA</math> est le pourcentage d'absorption en eau de l'enrochement, déterminé selon l'Article 8 de l'EN 13383-1 (voir également la Section 3.3.3.3).</p>
Résistance à la rupture (caractérisée par la résistance à la compression $CS$ , en MPa)	<p>Pour la réalisation de la carapace, on recommande d'opter pour des enrochements de classe <math>CS_{80}</math> afin d'éviter toute rupture excessive de la matrice rocheuse.</p> <p>Toutefois, dans le cas des carapaces exposées à des charges limitées ou quand l'enrochement assure une fonction de filtration, la classe <math>CS_{60}</math> est suffisante.</p> <p>Pour les applications de remplissage, lorsque la classe granulométrique n'est pas critique et que les enrochements standard de l'EN 13383-1 sont inadaptés (voir ci-dessus le paragraphe intitulé « Matériaux de remplissage »), il est préférable de ne fixer aucun impératif en termes de résistance à la rupture.</p>
Intégrité des blocs	<p>Bien que l'EN 13383-1 accorde une importance particulière à l'intégrité des blocs et impose d'utiliser des enrochements ne présentant aucune discontinuité majeure susceptible d'entraîner une rupture lors du chargement/déchargement ou de la pose, cette propriété est très difficile à contrôler. Néanmoins, pour obtenir une estimation du degré de rupture possible et déterminer si celui-ci peut être toléré dans le dimensionnement, il est fortement recommandé d'évaluer l'intégrité des blocs lors de l'essai de type initial. La Section 3.8.5 et l'Annexe B de l'EN 13383-1 proposent des recommandations à ce sujet.</p>
Résistance à l'usure (caractérisée par l'essai d'usure micro-Deval)	<p>Pour les carapaces et les ouvrages dynamiques (p. ex. digues à berme), il faut spécifier :</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- <math>M_{DE}10</math> pour les environnements extrêmement abrasifs (tempêtes fréquentes avec une interaction galets/ouvrage, torrents, carapaces dynamiques dont digues à berme, p. ex.) ;</li> <li>- <math>M_{DE}20</math> pour les environnements très abrasifs (tempêtes occasionnelles avec estran de galets ou de sable, p. ex.) ;</li> <li>- <math>M_{DE}30</math> pour les environnements moyennement abrasifs (action occasionnelle de la houle ou des courants avec charge sédimentaire en suspension, p. ex.).</li> </ul> <p>Pour la plupart des autres applications, il faut spécifier <math>M_{DE}NR</math>. Celles-ci comprennent :</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- les carapaces en présence de charges sédimentaires négligeables ;</li> <li>- les fonctions de filtration et de remplissage, caractérisées par une usure minime.</li> </ul>
Absorption en eau	<p>La détermination de la valeur de <math>WA</math> s'effectue de préférence selon l'Article 8 de l'EN 13383-1. Il n'est pas nécessaire de fixer un niveau d'exigence, mais les résultats doivent être connus pour deux raisons :</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- pour calculer la masse volumique apparente utilisée pour déterminer la stabilité hydraulique (voir ci-dessus le paragraphe intitulé « Masse volumique ») ;</li> <li>- à titre d'essai crible pour la durabilité face à la croissance cristalline et/ou à l'attaque du gel/dégel (voir ci-dessous).</li> </ul>
Résistance au gel/dégel $FT$ (caractérisée par la perte de masse et l'apparition de fissures)	<p>En fonction des conditions climatiques du site, il faut effectuer des essais de résistance au gel/dégel et opter pour la classe <math>FT_A</math>. Néanmoins l'Article 7.3 de l'EN 13383-1 stipule que lorsque la valeur de l'absorption <math>WA</math> est inférieure ou égale à 0.5 % (Classe <math>WA_{0.5}</math>), il n'est pas nécessaire de réaliser d'autres essais. Lorsque l'enrochement est immergé en permanence, les processus de gel et de dégel sont susceptibles d'avoir un effet limité même dans les climats froids, et il est généralement possible d'opter pour des enrochements de type <math>FT_{NR}</math>. (Pour plus d'informations, voir l'Annexe C de l'EN 13383-1.)</p>
Résistance à la croissance cristalline (caractérisée par la perte de masse)	<p>Lorsqu'il est nécessaire de tester la résistance à la croissance cristalline, il faut opter pour une classe <math>MS_{25}</math>. Néanmoins l'Article 7.3 de l'EN 13383-1 stipule que lorsque la valeur de <math>WA</math> est déterminée comme inférieure ou égale à 0.5 % (Classe <math>WA_{0.5}</math>), il n'est pas nécessaire de réaliser d'autres essais. Lorsque l'enrochement est immergé en permanence, les processus de croissance cristalline sont susceptibles d'avoir un effet limité, et il est possible d'opter pour des enrochements de type <math>MS_{NR}</math>. (Pour plus d'informations, voir l'Annexe C de l'EN 13383-1.)</p>

**Tableau 3.18** Exigences supplémentaires pour des gisements particuliers d'enrochement

Source/utilisation finale	Propriété	Classe de l'EN 13383-1 recommandée
Source : Laitier de haut-fourneau refroidi à l'air	Désintégration au silicate dicalcique	Au choix, dès lors que l'enrochement est testé selon l'Article 19.1 de la norme EN 1744-1
	Désintégration du fer	Au choix, dès lors que l'enrochement est testé selon l'Article 19.2 de la norme EN 1744-1
Source : Laitier d'acier	Désintégration	$DS_A$ (pour plus de détails, voir l'EN 13383)
Source : Basaltes	Signes de « coup de soleil »	$SB_A$ (pour plus de détails, voir l'EN 13383)

### 3.7.2 Hors de l'Union européenne

On recommande que les approches proposées par l'EN 13383 continuent d'être suivies dans le cas d'applications hors de l'Union. Il faut toutefois noter que l'approche adoptée présente alors des différences fondamentales.

Il est nécessaire de mettre en place un audit externe et des essais de convenances, du fait de l'absence de marquage CE ou de déclaration du producteur. Il n'est pas toujours possible d'assurer le niveau de contrôle de la qualité obtenu en Europe. Dans ce cas, il peut être bien plus judicieux de tester l'intégrité à l'aide d'un essai de chute (voir la Section 3.8.5). Cet essai permettra d'avoir une indication de l'étendue du problème d'intégrité. L'essai de fendage *in situ* aidera les concepteurs à anticiper le changement de blocométrie entre la production initiale et le placement final dans l'ouvrage.

On peut utiliser plus librement des enrochements présentant une masse volumique inférieure à  $2.3 \text{ t/m}^3$  (roche de faible masse volumique à porosité élevée, p. ex.), dont les performances peuvent en réalité être tout à fait satisfaisantes dans certaines applications.

À la différence de l'Europe, il est très fréquent que des carrières dédiées (telles que celles utilisées pour les digues) soient ouvertes dans les pays en développement. Pour s'assurer que le dimensionnement et le rendement d'abattage correspondent, il est alors primordial d'utiliser des enrochements de blocométrie non-standard (voir la Section 3.9.5).

Dans de nombreuses régions du monde, les cartes géologiques locales montrent que les matériaux de construction disponibles relèvent de types et d'âges géologiques (p. ex. ère tertiaire) qui ne sont habituellement pas associés à des roches de bonne qualité. Il est donc important de spécifier la qualité de l'enrochement de sorte qu'il soit disponible à un coût convenable. Exclure des matériaux de qualité inférieure provenant d'une source de qualité hétérogène peut s'avérer très coûteux. Il faut avoir recours à des approches de dimensionnement basées sur l'offre en matériaux, qui reposent sur une évaluation de la qualité de l'enrochement, sur des outils de modélisation de la durabilité et de la dégradation (voir la Section 3.6) et sur une analyse coûts-bénéfices (permettant notamment d'envisager un surcroît de maintenance). Ces approches combinées peuvent constituer un cadre objectif qui aide à évaluer les conséquences d'une spécification favorable à des matériaux de qualité limitée ou médiocre, dans les cas où il n'existe aucune alternative viable.

## 3.8 ESSAIS ET MESURES

Cette section présente des recommandations et des remarques relatives aux essais requis par l'EN 13383. Il faut noter que cette norme exige que certains essais soient réalisés selon une fréquence donnée (voir l'Annexe G de l'EN 13383), conçue pour l'obtention du marquage CE des produits. Toutefois, pour les besoins spécifiques d'un contrat ou d'un projet donné, il peut être nécessaire de mettre en place d'autres programmes d'essais, dont la périodicité est différente pour répondre au besoin d'évaluer la variabilité des livraisons. Au Tableau 3.12, cette section donne également des informations détaillées concernant les essais complémentaires ou alternatifs. Le recours à

d'autres essais que ceux de l'EN 13383 présente une importance particulière pour l'évaluation initiale de la source et pour les spécifications dépassant la portée du marquage CE et d'autres dispositifs de marquages volontaires applicables aux matériaux de construction (voir la Section 3.7).

Comme cela a été expliqué à la Section 3.1.4, le choix des méthodes d'essai applicables à l'enrochement est relativement encadré en Europe, par rapport aux pratiques courantes d'évaluation utilisées aux États-Unis, par exemple. En dehors de l'Union européenne, les méthodes d'essais américaines présentées dans l'ASTM D4992-94 (2001) utilisables à des fins d'évaluation et de spécification en l'absence de norme EN ou ISRM (International Society of Rock Mechanics) équivalente, sont indiquées dans cette section ou dans le Tableau 3.12. Parmi les autres publications américaines présentant les essais en détail figurent l'EM 1110-2-2302 (1990) « Construction with Large Stone » et l'ASTM D6711-01, consacrée aux enrochements pour gabion.

Le maître d'œuvre doit évaluer la capacité du laboratoire à effectuer les essais conformément aux exigences générales. Les agréments de type COFRAC, NAMAS, UKAS ou autres confirment la capacité du laboratoire à réaliser les essais avec la fiabilité et l'expertise nécessaires. Il peut être utile de visiter le laboratoire d'essais afin de s'assurer que la qualité des équipements et les compétences des techniciens sont satisfaisantes.

### 3.8.1 Échantillonnage

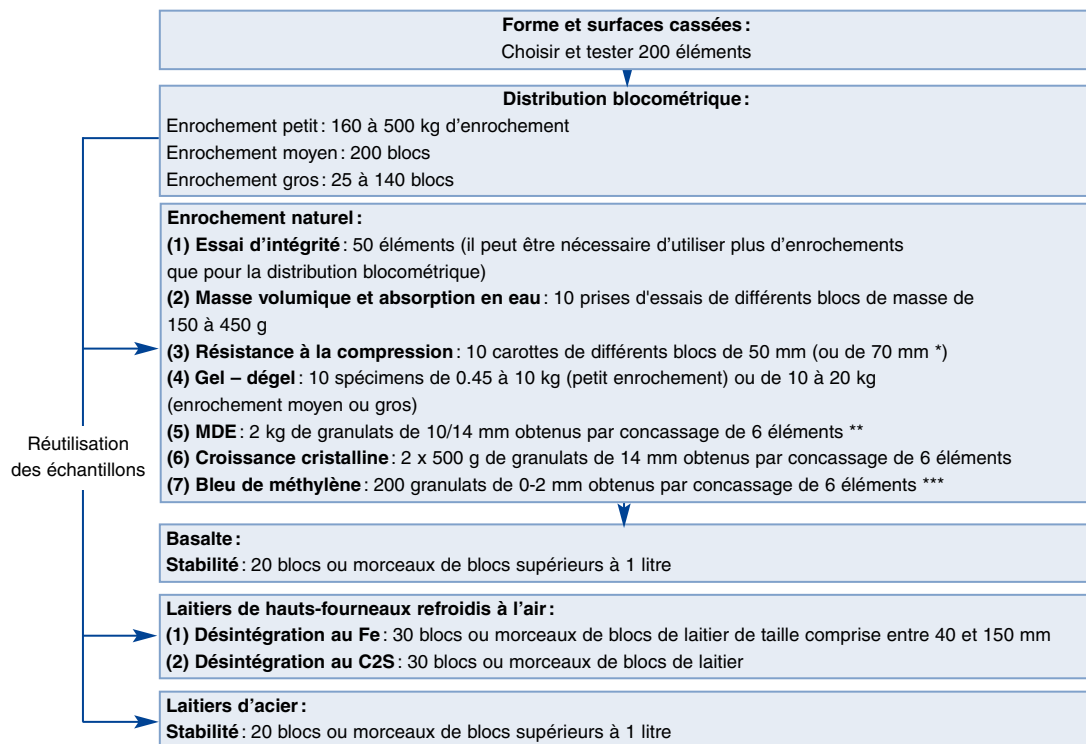
L'échantillonnage dans une carrière existante vise à obtenir des matériaux représentatifs des propriétés moyennes disponibles pour le client. Il peut s'agir des propriétés de la matrice rocheuse de l'enrochement (granulats et petits morceaux de blocs), ou des propriétés de l'enrochement lui-même.

L'échantillonnage réalisé lors de l'évaluation initiale d'un nouveau site a pour objet principal son analyse géologique. Ce type d'échantillonnage diffère de celui décrit dans la présente section, qui concerne le contrôle et la vérification de la qualité des enrochements produits.

L'Article 4 de l'EN 13383-1 présente les méthodes d'échantillonnage. Celles-ci comprennent l'échantillonnage à partir des stocks, des convoyeurs à godets, des chargeuses, des bandes transporteuses fixes, des silos, des équipements flottants et des systèmes de transport sur pneus, et au niveau des points de déchargement des bandes transporteuses et des trémies. L'échantillonnage, mais aussi l'étiquetage et le transport des échantillons, doivent s'effectuer avec soin pour que l'analyse fournisse des résultats fiables. Une large gamme d'équipements permet d'éviter les biais d'échantillonnage. Le risque d'erreur humaine, induit la plupart du temps par la sélection visuelle, peut être minimisé en préparant un plan d'échantillonnage.

Celui-ci doit introduire un choix aléatoire (voir l'EN 13383-2) des prélèvements élémentaires, afin de couvrir toutes les parties du lot que les échantillons sont censés représenter. Dans le cas de matériaux en mouvement, il est recommandé d'échantillonner à intervalles de prélèvements réguliers lors du chargement ou du déchargement. Il faut réduire à un niveau acceptable la variation d'échantillonnage induite par l'hétérogénéité de la source d'échantillons, en prenant un nombre adapté de prélèvements élémentaires. Il arrive qu'un gisement d'enrochement soit constitué de deux types de roche, voire plus. L'acheteur doit alors disposer, pour chaque type de roche, des résultats associés à chaque groupe d'échantillons. Cela lui permet d'évaluer les qualités de tous les types d'enrochement et les avantages que présente l'acceptation de mélanges planifiés ou non provenant de cette source.

L'opérateur réalisant l'échantillonnage doit être informé de son objectif. Dès que l'on obtient un échantillon d'enrochements représentatif, celui-ci doit être réduit aux tailles et aux quantités des prises d'essai les plus adéquates. Cette réduction doit être effectuée de manière à ce qu'aucun biais artificiel ne soit introduit dans les prises (l'EN 13383-2 propose des recommandations sur la réduction des échantillons). L'Encadré 3.13 donne des exemples de bonnes pratiques en matière d'échantillonnage; la Figure 3.39 et le Tableau 3.19 proposent un logigramme de l'échantillonnage facilitant le choix des prises qui seront soumises aux différents essais.



**Figure 3.39** Schéma d'échantillonnage mettant en évidence les réutilisations possibles des mêmes échantillons et prises d'essais, allégeant ainsi le coût du programme d'essais

**Note :** \* si les prévisions de résistance à la compression simple (UCS) sont inférieures à 40 MPa \*\* ou à partir de granulats représentatifs \*\*\* facultatif dans l'Union européenne, mais recommandé si l'on suspecte la présence de minéraux argileux.

Certaines normes nationales spécifiques relatives aux gabions (normes françaises et américaines, p. ex.) peuvent introduire des impératifs d'échantillonnage compatibles avec ce modèle.

**Encadré 3.13** Exemple d'échantillonnage de stocks mobiles et statiques de gros enrochements

**Cas 1 :** ce cas se rapporte à l'échantillonnage en vue du contrôle de la blocométrie des livraisons pour un projet d'ouvrage côtier, où l'enrochement requis est de type  $HM_{B3000-6000}$  (gros enrochement de Classe B pesant 3 à 6 t : aucun contrôle des masses moyennes). Les blocs sont chargés sur une barge pour être expédiés vers le site de construction. Le processus de chargement consiste à charger une barge de 20 000 t de matériaux à partir de plusieurs stocks sur le quai. Il se déroule sur une durée de 24 h. L'échantillonnage des masses de blocs s'effectue comme suit : (i) toutes les 15 min, la chargeuse sur pneus, prête à vider sa benne sur la barge, déverse sa cargaison au niveau du point de mesure de la blocométrie ; (ii) après avoir vidé sa benne, la chargeuse sur pneus emporte le sous-groupe pesé auparavant et le dépose sur la barge. Dans certains cas, l'objectif de l'échantillonnage lors du chargement peut être atteint de façon comparable si un représentant du client effectue une visite un jour avant le début du chargement, et assiste au pesage d'éléments provenant de différentes parties du stock. Cela peut permettre d'éviter les retards éventuels de l'opération de chargement induits par le pesage.

**Cas 2 :** ce cas présente l'échantillonnage d'enrochement de type  $HM_{A1000-3000}$  au niveau d'un stock statique situé en carrière. On doit disposer d'un échantillon en vue de caractériser la blocométrie (l'EN 13383 requiert plus de 90 blocs), la forme (l'EN 13383 requiert plus de 50 blocs) et l'intégrité des blocs par essai de type initial (plus de 50 blocs). La Figure 3.39 illustre en détail la possibilité de réutiliser les mêmes échantillons et prises d'essais pour différents essais. Du fait de la disposition allongée et étroite de la plupart des stocks, l'accès aux blocs n'est généralement praticable que depuis l'un des côtés. On estime le nombre de chargements de godets nécessaire pour produire un échantillon comportant légèrement plus de 90 blocs. Ainsi, si l'on utilise 9 chargements de godets d'une capacité de 10 m<sup>3</sup> : un chargement d'enrochement provenant de chaque extrémité du stock, un au centre du côté du stock, et trois régulièrement espacés en longueur au milieu de chaque moitié du stock, les neuf charges déversées sur le sol de la carrière représentent environ 90 blocs, soit 200 t. Si l'échantillon total comporte plus de blocs que nécessaire, il peut être réduit en divisant le tas circulaire en 8 « parts », et en prenant le nombre de parts requis pour obtenir une taille d'échantillon quasi parfaite. Les blocs peuvent ensuite être comptés et pesés. Les résultats relevés serviront de données pour la mesure de la distribution blocométrique. Des méthodes systématiques et non-biaisées (consistant p. ex. à éliminer chaque n<sup>ième</sup> bloc d'une séquence) permettent de réduire la prise d'essai et d'obtenir un échantillon de 50 blocs en vue de caractériser l'intégrité et la forme. L'échantillon est idéal pour réaliser l'essai de type initial et obtenir d'autres informations morphologiques permettant de caractériser l'intégrité et le blockiness, étant donné que tous les blocs ont été pesés et que les dimensions peuvent être mesurées. Il faut noter que pour l'essai de fendage *in situ* (voir la Section 3.8.5), les blocs de moins d'1 t ou de plus de 3 t, de même que les blocs présentant des formes trop irrégulières, sont éliminés pour produire un échantillon de 50 blocs.



**Tableau 3.19** Synthèse des échantillons et des prises d'essais requis pour caractériser l'enrochement (voir également l'Annexe G de l'EN 13383-2)

	Petits enrochements	Enrochements moyens	Gros enrochements
Péetrographie	Carottes, granulats provenant des stocks ou des fronts de carrière. Dans le cas d'un échantillon de roche, la masse de matériau disponible pour l'analyse ne doit pas être inférieure à 5 kg.		
Absorption de bleu de méthylène <i>MBA</i>	Échantillon: 200 g de granulat représentatif de 0 à 2 mm. En l'absence de granulat, celui-ci doit être préparé en concassant 6 blocs représentatifs de même taille.		
Blocométrie	Masse en kg de l'éprouvette = NUL (mm) × 2	200 blocs	10-15 t: 25 blocs; 6-10 t: 30 blocs; 3-6 t: 60 blocs; 1-3 t: 90 blocs; 0,3-1 t: 140 blocs
Forme (p. ex. <i>LT</i> )	200 blocs	Même échantillon et blocs que pour la blocométrie	Même échantillon et blocs que la blocométrie
Surfaces cassées <i>RO</i>	Même échantillon et blocs que la blocométrie	Même échantillon et blocs que la blocométrie	Même échantillon et blocs que la blocométrie
Masse volumique apparente $\rho_{app}$ ( $S_r = 0$ et 100 %)	Échantillon: 10 blocs ou morceaux de blocs; si la masse volumique estimée est inférieure à 2,3, prendre 40 éléments en une fois		
Absorption en eau <i>WA</i>	Éprouvette: masse comprise entre 150 et 450 g; sciée ou carotée à partir de chaque bloc différent		
Résistance à l'usure $M_{DE}$	Échantillon: 2 kg de granulat représentatif de 10 à 14 mm. En l'absence de granulat, celui-ci doit être préparé en concassant les fragments de 6 blocs de même taille. Pour les essais réalisés sur des granulats représentatifs de l'enrochement il est recommandé de retirer les granulats trop plats ou trop cubiques.		
Résistance à la rupture mineure (p. ex. <i>UCS</i> )	Échantillon: 10 éléments Éprouvette: carottes de 50 mm de diamètre et de 50 mm de longueur (ou cubes de 50 mm) Note: des cubes et des cylindres de 70 mm sont nécessaires si la prédiction d' <i>UCS</i> est inférieure à 40 MPa.		
Intégrité (p. ex. <i>DT</i> ou <i>FSST</i> )	DT: 50 blocs parmi ELL-EUL FSST: 50 blocs parmi NLL-NUL, formes régulières		
ACBS: désintégration du silicate dicalcique	Échantillon: 30 blocs ou fragments		
ACBS: désintégration du fer	30 blocs ou fragments de laitier, présentant un diamètre nominal compris entre 40 mm et 150 mm		
Désintégration du laitier d'aciérie	Échantillon: 20 blocs ou fragments supérieurs à 1 litre Prise d'essais: blocs ou fragments présentant une surface sciée supérieure à 0,005 m <sup>2</sup>		
Résistance au gel et au dégel (p. ex. <i>FT</i> )	Échantillon: 10 morceaux produisant chacun un élément. Si la prédiction de résistance au gel-dégel est basse, prendre 20 enrochements au lieu de 10. L'éprouvette de laboratoire est liée à l'éprouvette de l'essai d'absorption en eau; pour plus de détails, voir l'EN 13383-2. Prise d'essais: 0,45 kg à 10 kg Prise d'essais: 10 kg à 20 kg		
Résistance à la croissance cristalline (p. ex. <i>MS</i> )	Prise d'essais: 2 × 500 g de matériaux de 10 à 14 mm parmi les granulats représentatifs. En l'absence de granulats, ceux-ci doivent être préparés en concassant des matériaux obtenus à partir de 6 enrochements de même taille.		
« Coup de soleil » <i>SB</i>	Échantillon: 20 blocs ou fragments, produisant chacun un élément supérieur à 1 litre Prise d'essais: blocs ou fragments présentant une surface sciée supérieure à 0,005 m <sup>2</sup>		

**Notes:** ACBS: laitier de haut-fourneau refroidi à l'air; DT: essai de chute, FSST: essai de fendage *in situ*

## 3.8.2 Caractérisation des propriétés physiques

### 3.8.2.1 Pétrographie

L'EN 932-3 contient des recommandations relatives à la description simplifiée de la pétrographie, qui ne doivent être utilisées qu'en vue d'une simple identification. Pour évaluer une source nouvelle, il est toujours préférable d'effectuer une analyse pétrographique détaillée selon la méthode de la ISRM (Brown, 1981); cette analyse doit être réalisée par un ingénieur géologue qualifié. Les lames minces et l'absorption de bleu de méthylène facilitent l'identification des minéraux potentiellement délétères. Lorsque l'analyse des lames minces a mis en évidence la présence de minéraux argileux, l'essai au bleu de méthylène peut être réalisé conformément à l'EN 933-9 afin d'évaluer l'importance de ces minéraux (voir également Verhoef (1992)).

### 3.8.2.2 Propriétés esthétiques

Comme cela a été indiqué à la Section 3.3.1, la couleur de l'enrochement ne doit être ni définie, ni spécifiée au-delà de sa teinte. L'utilisation d'une échelle de couleurs à des fins de spécifications est déconseillée. L'observation visuelle de la teinte peut être instructive, et les stocks doivent pouvoir être inspectés.

### 3.8.2.3 Masse volumique, absorption en eau et porosité de la roche

ASTM D5779-95a (2001) relative à la détermination sur site de la masse volumique apparente de la roche est un moyen de réaliser des essais de terrain à l'aide d'une balance portable et d'un système de pesage des prises d'essais immergés. Cette technique est idéale lorsqu'il faut procéder à une évaluation rapide de la masse volumique et de ses variations, car elle n'implique aucune étape de séchage.

Il existe un risque de confusion important, lié aux nombreux termes différents utilisés. Les rédacteurs de ce guide ont également pris soin de préciser le détail (voir l'Encadré 3.14) des calculs de la masse volumique apparente, de l'absorption en eau et du degré de saturation, dont la définition est donnée à la Section 3.3.3.2.

La masse volumique apparente, l'absorption en eau et la porosité sont généralement déterminées simultanément. Ces propriétés peuvent être obtenues à partir de granulat représentatif de l'enrochement, d'échantillons tels que des carottes (avant essais mécaniques) ou d'enrochements. Les méthodes d'essais consistent à peser l'échantillon à l'état anhydre et à l'état saturé-sec, puis à déterminer son volume soit par mesure directe si la géométrie est bien définie, soit indirectement par pesée hydrostatique (mesure de la masse d'eau déplacée). À titre d'approximation générale, les valeurs de porosité sont environ deux fois supérieures à celles de l'absorption en eau.

Le Tableau 3.20 présente une sélection de méthodes d'essais utiles (voir également la Figure 3.8). En Europe, il est recommandé d'utiliser la méthode définie dans l'Article 8 de l'EN 13383-2.

**Tableau 3.20** Méthodes de détermination de la masse volumique, de l'absorption en eau et de la porosité

Méthode d'essai	Prises d'essais	Méthode utilisée	Remarques
EN 13383-2 Article 8	10 blocs ou fragments de 150 à 450 g	Pesage à l'état anhydre et à l'état saturé-sec Pesage hydrostatique	Les éprouvettes peuvent avoir une forme irrégulière. Le volume est déterminé de façon indirecte.
EN 1936	6 prismes ou cylindres supérieurs à 25 ml	Pesage à l'état anhydre et à l'état saturé-sec Détermination géométrique du volume de l'éprouvette	La norme fournit des recommandations sur la détermination de la masse volumique réelle. Il est possible d'utiliser des éprouvettes ayant subi l'essai de résistance à la rupture.
EN 1097-6	Minimum de 7 kg de gra- nulat inférieur à 45 mm ou minimum de 15 kg de gra- nulat inférieur à 63 mm	Pesage à l'état anhydre et à l'état saturé-sec Pesage hydrostatique ou au pycnomètre	Le granulat doit être représentatif de l'enro- chement.

**Encadré 3.14** Calcul de la masse volumique et de l'absorption en eau au cours de l'essai

Les masses de l'éprouvette  $M_T$  sont déterminées par pesage, généralement effectué pour deux valeurs extrêmes de la teneur en eau ou degré de saturation  $S_r$ :

- $S_r = 0$  ou état anhydre ; dans ce cas  $M_{T(S_r=0)} = M_M$  où  $M_M$  = masse de roche (voir la Figure 3.8) ;
- $S_r = 100\%$  ou état saturé-sec ; dans ce cas  $M_{T(S_r=1)} = M_M + \rho_w V_p$  où  $V_p$  = volume des pores (voir la Figure 3.8).

Le volume de l'éprouvette est soit déterminé indirectement par pesage hydrostatique ( $V_{TH}$ ), soit mesuré directement sur des cylindres ou des cubes ( $V_{TG}$ ) avant d'effectuer d'autres essais tels que l'essai de résistance à la compression.

1. Mesure directe du volume de l'éprouvette : si le volume est déterminé géométriquement et que sa valeur est  $V_{TG}$ , alors :

$$\rho_{app(S_r=0)} = M_{T(S_r=0)} / V_{TG} \quad (3.51)$$

$$\rho_{app(S_r=1)} = M_{T(S_r=1)} / V_{TG} \quad (3.52)$$

2. Mesure indirecte du volume de l'éprouvette : le pesage hydrostatique constitue une méthode utile par blocs ou fragments de forme irrégulière.

- $V_H$  est le volume d'eau déplacé par l'éprouvette ;  $V_H = V_M$
- $M_H$  est la masse hydrostatique de l'éprouvette, déterminée par pesage en suspension dans l'eau

$$V_{TH} = [M_{T(S_r=1)} - M_{T(S_r=0)}] / \rho_w + V_H \quad (3.53)$$

Les masses volumiques apparentes sont déterminées comme suit :

$$\rho_{app(S_r=0)} = M_{T(S_r=0)} / V_{TG} \cong M_{T(S_r=0)} / V_{TH} \cong \rho_w M_{T(S_r=0)} / [M_{T(S_r=0)} - M_H] \quad (3.54)$$

$$\rho_{app(S_r=1)} = M_{T(S_r=1)} / V_{TG} \cong M_{T(S_r=1)} / V_{TH} \cong \rho_w M_{T(S_r=1)} / [M_{T(S_r=0)} - M_H] \quad (3.55)$$

En conditions naturelles sur site, la masse volumique apparente réelle de la roche dépend de sa teneur en eau réelle,  $\rho_{app}(S_r)$ . Le concepteur doit substituer  $S_r$  de façon appropriée dans l'équation suivante (voir la Section 3.3.3.3 et le Tableau 3.17) :

$$\rho_{app}(S_r) = \rho_{app(S_r=0)} (1 - S_r) + \rho_{app(S_r=1)} S_r \quad (3.56)$$

L'absorption en eau et la porosité s'obtiennent par :

$$WA = [M_{T(S_r=1)} - M_{T(S_r=0)}] / M_{T(S_r=0)} \quad (3.57)$$

$$p = [M_{T(S_r=1)} - M_{T(S_r=0)}] / [\rho_w V_{TG}] \quad \text{pour la mesure géométrique du volume} \quad (3.58)$$

$$p = [M_{T(S_r=1)} - M_{T(S_r=0)}] / [M_{T(S_r=1)} - M_H] \quad \text{pour la mesure hydrostatique du volume} \quad (3.59)$$

### 3.8.3 Caractérisation des propriétés des blocs individuels

#### 3.8.3.1 Forme

Pour assurer le respect des spécifications relatives à la forme, le contrôle de la production en carrière selon l'EN 13383 repose sur la détermination du pourcentage de blocs présentant un élanement  $LT$  supérieur à 3. La méthode de détermination de  $l$  et  $d$  utilise deux tasseaux droits placés parallèlement l'un à l'autre et perpendiculairement à la dimension la plus longue  $l$ , puis à la dimension la plus courte  $d$ . Les dimensions  $l$  et  $d$  sont mesurées à l'aide d'une règle, d'un mètre ou, pour davantage de précision, d'un pied à coulisse (voir la Figure 3.81).

Les indicateurs de forme, notamment l'élanement  $LT$ , la cubicité,  $(L + G)/(2E)$ , et le blockiness,  $BLC$ , sont présentés à la Section 3.8.4.

#### 3.8.3.2 Masse et taille

La masse des blocs est rarement déterminée seule, mais sert plutôt à déterminer :

- la distribution blocométrique, en combinant les masses individuelles ;
- les données d'entrée et de sortie des essais d'intégrité destructifs ;
- le blockiness (important pour les couches dont les blocs sont placés individuellement).

**Pour les petits enrochements**, l'EN 13383-2 recommande d'utiliser des tamis à fils d'acier munis d'ouvertures carrées de 250 mm, 180 mm, 125 mm, 90 mm et 63 mm, fixés sur des récipients, et un tamis à ouverture unique de 360 mm. Pour les ouvertures inférieures à 63 mm, il faut utiliser des tamis d'essais dont les ouvertures sont conformes à l'ISO 3310-2. Il existe une alternative aux tamis à fils d'acier, très pratiques, présentés dans la Figure 3.40. Les tôles perforées présentant des diamètres conformes aux recommandations de l'EN 933 peuvent aussi être utilisées pour les essais.



**Figure 3.40** Tamis à fils d'acier utilisés pour déterminer la distribution granulométrique des petits enrochements (source : G. Laan)

**Pour les enrochements moyens et gros**, il est nécessaire de peser des blocs individuellement, si l'on utilise la méthode de référence de l'EN 13383-2. Le pesage des enrochements pesant moins de 60 à 100 kg peut parfaitement s'effectuer à l'aide d'une balance de laboratoire. Pour les enrochements plus gros, il est possible d'utiliser la bascule du site ou de la carrière, dès lors que celle-ci est conforme aux exigences de précision de l'EN 13383 (voir la Figure 3.41). On peut également employer des capteurs de force ou des poutres de pesées (voir la Figure 3.42). Là encore, il faut toutefois prêter une attention particulière à la précision des équipements. Outre leur étalonnage, il est recommandé de disposer d'une série de blocs de référence de masses connues pour ajuster la calibration à intervalles réguliers lors du pesage ou, au moins, la vérifier avant chaque mesure.



**Figure 3.41** Cliché d'une bascule à haute capacité faite de poutre de pesée utilisée pour les blocs de masse inférieure à 6 t (source : S. Dupray)



**Figure 3.42**  
Cliché d'un capteur de force et d'un peson à ressort  
(source : G. Laan)

### 3.8.4 Caractérisation des propriétés géométriques de l'enrochement en tant que matériau granulaire

#### 3.8.4.1 *Forme*

L'EN 13383 propose deux essais permettant d'éliminer les blocs de forme indésirable parmi les lots d'enrochements.

**Détermination de la fraction d'enrochements avec un élancement supérieur à 3.** La norme impose de contrôler cette fraction pour tous les types d'enrochements, mais en fournit différents modes de calcul, de façon à éviter tout biais (concernant la forme des blocs les plus petits, p. ex.). La méthode d'essai préconise que la valeur de  $LT$  soit estimée visuellement, et mesurée uniquement sur les blocs limites.

**Pourcentage de surfaces cassées,  $RO$ .** De toute évidence, les enrochements abattus ou concassés sont anguleux, et il est plus que probable que plus de 50 % de leur surface soit délimitée par des discontinuités naturelles, récemment ouvertes ou des fractures nouvelles. Les blocs glaciaires arrondis, les galets et les boules provenant des carrières de basalte ou de dolérite ont une apparence totalement différente. L'essai consiste à évaluer et à compter visuellement ces blocs non-anguleux. Le pourcentage de blocs sans surfaces cassées peut ensuite être déclaré par le producteur ou restreint par le rédacteur des spécifications.

**Mesure des paramètres de forme.** La mesure de l'élancement moyen et du blockiness moyen nécessite de déterminer des dimensions normalisées. Pour le blockiness, il faut déterminer, en plus des dimensions  $X$ ,  $Y$  et  $Z$  de la plus petite boîte orthogonale qui contient le bloc, la masse du bloc et la masse volumique de la roche (voir l'Encadré 3.15). Il est donc recommandé de déterminer la forme en même temps que d'autres propriétés telles que la distribution blocométrique ou l'intégrité. Il est préférable de mesurer les valeurs de  $X$ ,  $Y$ ,  $Z$ ,  $l$  et  $d$  des cinquante blocs de l'échantillon. Cela accroît la représentativité de l'essai préconisé par l'EN 13383. Cela fournit également les données nécessaires au calcul de la moyenne et de l'écart-type de  $LT$  et de  $BLc$ , qui peuvent être requis par les maîtres d'œuvre et les entreprises pour l'essai de type initial, en vue de prédire l'épaisseur de couche et la porosité (voir la Section 3.5.1.1). On emploie parfois des mètres à ruban; mais il est préférable d'utiliser un pied à coulisse *ad hoc* si l'on désire obtenir le degré de précision requis. La dimension maximale  $l$  est souvent donnée par la grande diagonale des blocs de forme tabulaire ou à blockiness plus élevé. La valeur de  $l$  est parfois mieux évaluée à l'aide du théorème de Pythagore, lorsque le pied à coulisse n'est pas pratique à utiliser.

**Encadré 3.15** Caractérisation de la forme comprenant la mesure du blockiness

Cet encadré propose les informations nécessaires à la caractérisation du blockiness et traite de la variabilité des descripteurs de forme. Le lecteur trouvera une définition du blockiness  $BLc$  et de l'élançement,  $LT$ , à la Section 3.4.1.

Pour les gros enrochements difficiles à manipuler, la détermination des dimensions  $X$ ,  $Y$  et  $Z$  repose sur un jugement subjectif.  $X$ ,  $Y$  et  $Z$  sont les dimensions théoriques correspondant aux dimensions de la boîte de volume minimal contenant l'enrochement. Les directions de  $X$ ,  $Y$  et  $Z$  peuvent être évidentes, ce qui en facilite alors l'estimation ; les directions peuvent, à l'inverse, être difficiles à visualiser pour les enrochements de blockiness plus faibles. Les valeurs de  $l$  et  $d$  sont définies de manière plus objective.  $LT$  est malgré tout sujet à des erreurs importantes pour les blocs irréguliers, du fait de l'incertitude relative à la détermination de  $d$ , parfois à l'origine de résultats très erronés pour le rapport  $l/d$ .

Pour réaliser l'essai de caractérisation de blockiness, on choisit un échantillon représentatif de 50 blocs. Les blocs sont évalués les uns après les autres ; pour chacun d'entre eux, il faut déterminer tout d'abord l'épaisseur minimale  $d$  (espacement minimal des lattes permettant le passage du bloc) et la noter comme dimension et direction  $Z$ . On considère (ou visualise) ensuite l'axe parallèle à la dimension  $Z$ . Il faut envisager différentes directions possibles des orthogonales  $X$  et  $Y$  dans le plan perpendiculaire à  $Z$  (et  $d$ ). On choisit, pour  $X$  et  $Y$ , les directions qui englobent le bloc dans une boîte imaginaire présentant un minimum pour le produit  $XY$ , donc pour la totalité du bloc. On prend ces directions en tant que  $X$  et  $Y$ .

**NOTE :** le système adopté en France pour mesurer la cubicité repose sur un ensemble alternatif – mais là encore potentiellement subjectif - de dimensions orthogonales pour caractériser la forme d'un bloc. Dans un premier temps, on mesure la longueur  $l$  ( $= L$ ), puis on fixe  $E$  et  $G$  selon un axe perpendiculaire à la direction de  $L$ , où  $L$  peut être la plus grande diagonale d'un bloc de blockiness élevé. Dans la pratique, l'exigence selon laquelle  $L$  doit être la dimension la plus longue est assouplie dans le cas de blocs présentant, de toute évidence, un blockiness élevé.

On **reporte** alors les valeurs de  $X$ ,  $Y$  et  $Z$  (et  $l$  si nécessaire) sur une feuille d'analyse en rédigeant une note décrivant l'utilisation d'un pied à coulisse, des lattes et des mètres à ruban. Il faut noter que la mesure de  $BLc$  nécessite également de déterminer la masse et la densité, ce qui est généralement simple si l'essai est associé à un contrôle de la blocométrie ou à des essais d'intégrité.

**Variabilité des paramètres de forme**

On considère généralement que la mesure du blockiness est plus subjective que celle de l'élançement ; toutefois dans le cadre d'une étude de terrain (Newberry, 2003), la précision obtenue s'est avérée supérieure aux prévisions. Le coefficient de variation de  $BLc$  et de  $LT$  a été déterminé sur un échantillon de 46 gros blocs typiques. Chaque bloc a été mesuré par sept techniciens à l'aide de mètres de poche. Pour les deux paramètres de forme, on a déterminé la valeur de l'écart-type, divisée par la moyenne des mesures relevées par les sept opérateurs qui disposaient des mêmes instructions et présentaient une expérience variable. Le coefficient de variation  $CoV$  des sept opérateurs a été obtenu puis moyenné sur les 46 blocs. La valeur moyenne du  $CoV$  était de 0.13 pour la  $BLc$  et de 0.11 pour le  $LT$ , en éliminant théoriquement toute influence de la variabilité des pesages et des calculs de masse volumique. Cela suggère que les conditions de terrain peuvent conduire à des valeurs de  $BLc$  et de  $LT$  de précision comparable, même si  $l$  et  $d$  sont définies de façon moins subjective que  $X$ ,  $Y$  et  $Z$ . Il en ressort que la caractérisation de  $d$  est très sujette à variations. Il faut noter que la  $BLc$  moyenne de l'échantillon, déterminée par chaque opérateur, était située entre 61.0 % et 57.2 %, et que la valeur moyenne de  $LT$  se situait entre 2.03 % et 2.21 %. Cela suggère qu'en utilisant correctement le pied à coulisse et les tasseaux présentés dans l'EN 13383-2, il serait possible d'assurer une meilleure reproductibilité de  $LT$ . L'échantillon n'était constitué que de 46 blocs et de deux types de roches, ce qui indique que des recherches plus poussées sont nécessaires en vue d'étudier la similitude apparente des caractérisations de la valeur moyenne de  $LT$  et de la valeur moyenne de  $BLc$  en termes de précision.

**3.8.4.2 Distribution blocométrique**

L'EN 13383-2 spécifie les deux méthodes suivantes pour déterminer la distribution blocométrique des enrochements moyens et gros :

- la méthode « de référence », qui doit être utilisée en cas de litige ;
- la méthode « alternative », qui est plus rapide et plus adaptée au contrôle de la production que la méthode de référence, mais moins précise.

Le nombre minimal de blocs (à l'exclusion des fragments) nécessaires pour constituer une prise d'essai dépend de la classe granulaire de l'enrochement.

La méthode de référence consiste à peser tous les blocs individuellement et à utiliser la masse des blocs ainsi obtenue. Selon la méthode alternative, les blocs sont répartis visuellement en classes, et peuvent être pesés en vrac. Ces deux approches sont présentées dans l'EN 13383-2. L'Encadré 3.16 illustre les méthodes de base qui sous-tendent le tracé des courbes blocométriques. À l'Encadré 3.17, les résultats obtenus à l'aide de ces méthodes sont représentés parallèlement à ceux d'une autre méthode utilisable pour le contrôle de la production, basée sur des comparaisons visuelles.

ASTM D6092-97 (2003) pour les enrochements de lutte contre l'érosion et EM 1110-2-1601 (1994) applicable au rip-rap présentent d'autres méthodes de mesure de la blocométrie.

**Encadré 3.16** *Recommandations concernant les calculs des courbes blocométriques*

Un échantillon de blocs présente généralement une certaine gamme de masses ou de diamètres. Le pourcentage de la masse/taille totale plus légère/plus petite qu'une masse/taille donnée sert souvent à élaborer des courbes cumulées permettant d'évaluer les distributions blocométriques et granulométriques.  $M_y$  exprime la masse de bloc pour laquelle  $y$  % de la masse totale de l'échantillon sont plus légers. Par exemple,  $M_{50}$  est la masse d'un bloc théorique pour laquelle la moitié de la masse de l'échantillon est plus légère. La distribution des masses ou des tailles de blocs peut être représentée par des courbes cumulées en se référant (i) au pourcentage de la masse totale ou (ii) au pourcentage du nombre total de blocs. Cette différence est source de confusion. La caractérisation des matériaux granulaires en géotechnique et en génie côtier utilise le pourcentage de la masse totale. Il est intéressant de donner un exemple de la façon dont les différents résultats sont obtenus à partir des premiers principes, à l'aide de données réelles issues d'un échantillon de 25 blocs. Dans cet exemple, proposé au Tableau 3.21, les résultats obtenus en insérant des valeurs discrètes sont également comparés à ceux produits en regroupant des masses similaires en intervalles (classes) avant de tracer la courbe cumulée. Les écarts entre les résultats sont représentés graphiquement à la Figure 3.43 et résumés au Tableau 3.22.

**Tableau 3.21** *Calcul des courbes blocométriques cumulées*

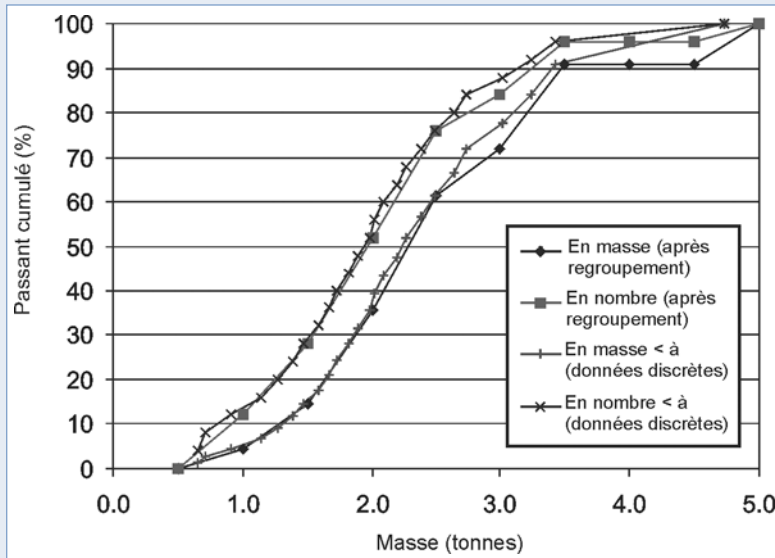
C1	C2	C3	C4	C5	C6	C7	C8	C9	C10	C11	C12
Masse des blocs (tonne)	Masse cumulée (tonne)	Fraction cumulée de masse inférieure à (%)	Fraction cumulée de nombre de blocs inférieurs ou égales à la masse des blocs (%)	Intervalle de masse (tonne)	Masse dans l'intervalle (tonne)	Masse cumulée (tonne)	Fraction cumulée de masse inférieure à la masse de référence (%)	Nombre dans l'intervalle (-)	Nombre cumulé inférieur à la masse de référence (-)	Fraction cumulée de nombre inférieur à la masse de référence (%)	Masse de référence (tonne)
0.65	0.65	1.26	4								
0.71	1.36	2.65	8	0.00-0.49	0.00	0.00	0.00	0	0	0	0.5
0.91	2.27	4.42	12								
1.14	3.42	6.64	16	0.50 - 0.99	2.27	2.27	4.42	3	3	12	1.0
1.27	4.69	9.11	20								
1.39	6.07	11.80	24	1.00-1.49	5.27	7.54	14.65	4	7	28	1.5
1.47	7.54	14.65	28								
1.59	9.13	17.73	32	1.50-1.99	10.68	18.22	35.40	6	13	52	2.0
1.67	10.79	20.97	36								
1.73	12.52	24.33	40	2.00-2.49	13.45	31.66	61.53	6	19	76	2.5
1.82	14.34	27.87	44								
1.89	16.23	31.54	48	2.50-2.99	5.38	37.04	71.98	2	21	84	3.0
1.99	18.22	35.40	52								
2.02	20.24	39.33	56	3.00-3.49	9.68	46.72	90.80	3	24	96	3.5
2.09	22.33	43.39	60								
2.19	24.52	47.64	64	3.50-3.99	0.00	46.72	90.80	0	24	96	4.0
2.26	26.78	52.04	68								
2.39	29.17	56.68	72	4.00-4.49	0.00	46.72	90.80	0	24	96	4.5
2.50	31.66	61.53	76								
2.64	34.31	66.66	80	4.50-4.99	4.74	51.459	100	1	25	100	5
2.74	37.04	71.98	84								
3.02	40.06	77.84	88								
3.25	43.30	84.15	92								
3.42	46.72	90.80	96								
4.74	51.46	100.00	100								

La colonne C1 représente, par ordre croissant, les masses de 25 blocs pesés individuellement. La colonne C2 présente la masse cumulée obtenue en ajoutant chaque nouvelle masse au total précédent. La colonne C3 divise la colonne C2 par la masse totale et exprime le résultat sous forme de pourcentage. La colonne C4 donne le pourcentage de blocs dont la masse est inférieure à celle de la colonne C1 ; l'augmentation est donc de 4 % pour chaque nouveau bloc, puisque l'échantillon compte 25 blocs au total. Pour un échantillon de 90 blocs, les entrées de la colonne C4 augmenteraient de 100/90, soit 1.1 %. Les données figurant dans les colonnes C1 à C4 servent à tracer les courbes cumulées dans lesquelles chaque masse est représentée par un point. Ces courbes, appelées « courbes cumulées point par point », offrent donc le meilleur degré d'exactitude.

Les colonnes C5 à C12 correspondent aux étapes de calcul nécessaires au tracé des courbes cumulées par intervalles. C5 représente les intervalles de masse choisis, et leur valeur supérieure correspond à la masse de référence donnée dans la colonne C12, requise pour tracer ces courbes cumulées correspondant aux enrochements plus légers. Les colonnes C6 à C8 comportent les données de base de ces courbes segmentées représentant le pourcentage cumulé en masse, tandis que les colonnes C9 à C11 contiennent les données de base des courbes par intervalles correspondant au pourcentage cumulé en nombre de blocs.

**Encadré 3.16** *Recommandations concernant les calculs des courbes blocométriques (suite)*

La Figure 3.43 représente les colonnes de C3 et de C4 en fonction de C1, ainsi que les courbes de C8 et de C11 en fonction de C12. Ces quatre courbes sont différentes : les courbes par intervalles sont décalées sur la droite par rapport aux courbes discrètes, et les courbes basées sur le pourcentage en nombre glissent généralement vers la gauche des courbes basées sur le pourcentage en masse. En résumé, l'approche par segment induit une variation légère, mais parfois importante, par rapport aux résultats discrets ; moins les segments sont nombreux, et plus cet écart est important. Les courbes cumulées en masse sont fondamentalement différentes des courbes cumulées en nombre. Le lecteur doit être conscient que, pour générer des courbes cumulées, le logiciel de traçage est doté de fonctions automatiques qui supposent toujours que les histogrammes et les courbes cumulées se basent sur le pourcentage en nombre (c'est-à-dire sur la fréquence de la masse ou de tout autre paramètre étudié).



**Figure 3.43**  
Exemples de différentes courbes de blocométrie cumulées obtenues pour le même jeu de données

Dès lors que l'on a tracé l'une des quatre courbes, il est possible de déterminer les masses caractéristiques de la courbe cumulée ( $M_{50}$ ,  $M_{85}$  et  $M_{15}$ , p. ex.), notamment par interpolation linéaire entre des points adjacents encadrant les masses recherchées, ou encore par ajustement de courbe d'interpolation. Au Tableau 3.22, basé sur une interpolation linéaire, il apparaît que les masses utilisées pour le dimensionnement par exemple, peuvent présenter des valeurs différentes selon le mode de calcul. Pour étudier les distributions blocométriques en ingénierie, on utilise la valeur du pourcentage en masse et les données discrètes. Il faut noter que la masse moyenne effective,  $M_{em}$ , est la même dans chaque cas. Le rapport  $M_{50}/M_{em}$  par la méthode « en masse » est supérieur à 1, tandis que le rapport  $M_{50}/M_{em}$  par la méthode « en nombre » est inférieur à 1.

**Tableau 3.22** *Variation des paramètres de dimensionnement en fonction de la méthode de calcul utilisée*

Paramètres	Valeurs discrètes		Valeurs segmentées	
	En masse	En nombre	En masse	En nombre
$M_{50}$ (tonnes)	2.23	1.94	2.28	1.93
$M_{15}$ (tonnes)	1.48	1.09	1.51	1.09
$M_{85}$ (tonnes)	3.27	3.18	3.08	3.04
$M_{85}/M_{15}$ (-)	2.21	2.84	2.04	2.78
$M_{em}$ (tonnes)	2.06	2.06	2.06	2.06
$M_{50}/M_{em}$ (-)	1.08	0.94	1.11	0.94

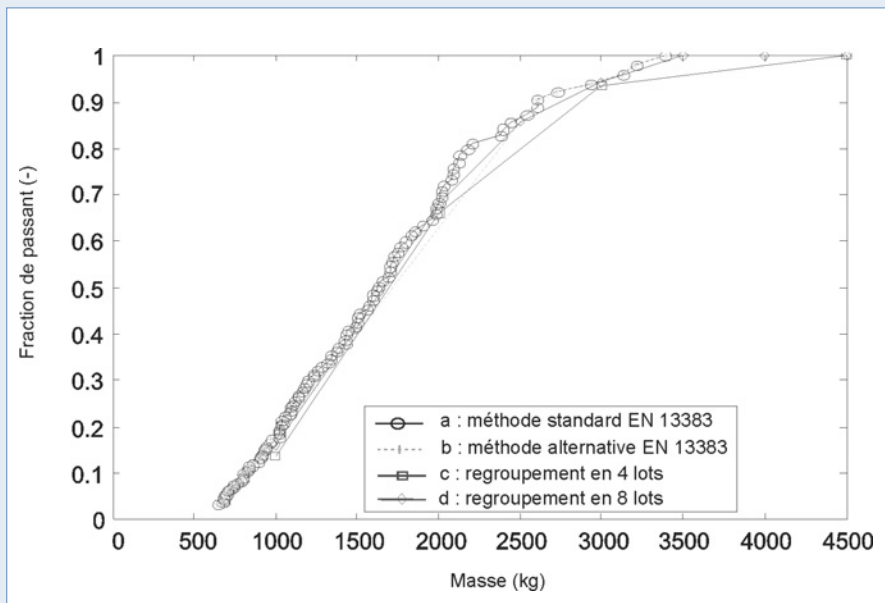
Dans le cas des distributions granulométriques déterminées par tamisage, il est en général impossible de compter les blocs ; la seule méthode d'analyse possible est donc celle basée sur le pourcentage en masse, à l'aide d'intervalles correspondants aux tailles de tamis disponibles. Le pourcentage en masse et les méthodes de calcul par intervalles sont donc associés pour élaborer les courbes de distribution granulométrique et les valeurs caractéristiques. Le pourcentage en nombre s'utilise, par exemple, pour analyser la distribution des descripteurs de forme au sein d'un échantillon de blocs. Cette approche permet alors d'exprimer la fréquence des formes extrêmes de façon plus pertinente.



**Encadré 3.17 Méthodes alternatives de détermination de la distribution blocométrique**

Cet encadré présente la distribution blocométrique (voir la Figure 3.44) déterminée conformément à la méthode standard (courbe a) et à la méthode alternative (courbe b) proposées par l'EN 13383. La courbe (c) représente la distribution blocométrique déterminée sans pesage, mais par répartition visuelle des enrochements en 4 classes de masse (soit 4 segments) définies par les cinq limites suivantes : ELL, NLL,  $(NLL + NUL)/2$ , NUL et EUL. L'opération de répartition peut être simplifiée en utilisant 5 blocs-témoins de masse connue présentant approximativement ces mêmes masses-limites, et en mettant ces blocs en évidence en vue d'une comparaison et d'une évaluation visuelles.

L'intervalle 1 correspond aux blocs dont la masse se situe, après estimation visuelle, entre ELL et NLL ; le nombre de blocs du segment 1 est  $N_1$ . De même, le segment 2 correspond aux  $N_2$  blocs compris entre NLL et  $(NLL + NUL)/2$ , le segment 3 correspond aux  $N_3$  blocs compris entre  $(NLL + NUL)/2$  et NUL, et le segment 4 correspond aux  $N_4$  blocs compris entre NUL et EUL. On suppose que chaque segment contient des blocs dont la masse moyenne est égale à la masse moyenne des limites qui le définissent. Le segment 1 contient donc  $N_1$  blocs de masse moyenne  $m_1 = (ELL + NLL)/2$  et présente une masse totale estimée égale à  $N_1 \times m_1$ . Le pourcentage cumulé de chaque segment est donné par  $X_1 = m_1/M_T$ ;  $X_2 = X_1 + m_2/M_T$ ;  $X_3 = X_2 + m_3/M_T$ . La masse cumulée plus légère est déterminée en traçant  $X_i$  en fonction de la limite supérieure du segment. La masse moyenne est estimée à l'aide de la formule  $(N_1 \times m_1 + N_2 \times m_2 + N_3 \times m_3 + N_4 \times m_4)/(N_1 + N_2 + N_3 + N_4)$ . La courbe (d) présente la distribution blocométrique déterminée suivant la même méthode pour 8 segments.



**Figure 3.44** Distributions blocométriques déterminées (a) suivant la méthode de référence (b) suivant la méthode alternative de l'EN 13383, (c) et (d) par comptage et répartition visuelle en intervalles

### 3.8.5 Propriétés mécaniques

#### 3.8.5.1 Résistance à la rupture

Les essais présentés dans l'EN 13383 sous l'intitulé « Résistance à la rupture » ne concernent que la résistance de la matrice rocheuse déterminée sur des prises d'essais pluricentimétriques ou sur des granulats. En tant que telle, la « résistance à la rupture » ne sert qu'à évaluer le risque de rupture mineure de l'enrochement, et ne donne pas forcément d'indication sur son intégrité (voir Section 3.3.4). L'EN 13383 stipule que la résistance à la rupture de la matrice rocheuse de l'enrochement doit être déterminée à l'aide de l'essai de résistance à la compression selon l'Annexe A de l'EN 1926. Cette méthode d'essai ne diffère que légèrement des méthodes d'essais de mécanique des roches plus classiquement utilisées pour déterminer la résistance à la compression simple.

Pour réaliser l'essai présenté dans l'EN 1926 - Annexe A, on prépare 10 prises d'essais à partir de blocs différents. Ces prises d'essais doivent être soit des cubes dont les arêtes mesurent 50 mm, soit des cylindres dont le diamètre et la hauteur sont égaux à 50 mm. Il faut noter que dans le cas de matériaux dont la résistance à la compression estimée est inférieure à 40 MPa, des prises d'essais de 70 mm peuvent être utilisées. Les prises d'essais doivent être testées à l'état saturé, obtenu

par immersion dans l'eau pendant  $(48 \pm 4)$  h. Si l'on détecte la présence d'un plan d'anisotropie, celui-ci doit être indiqué clairement sur chaque prise d'essai au moyen de deux lignes parallèles et figurer sur le compte rendu d'essai. Le résultat de l'essai présente (i) la moyenne des neuf meilleures valeurs et (ii) les résistances des deux plus faibles, qui seront ensuite comparées avec les impératifs de la norme.

L'**essai Franklin** (ISRM, 1985) constitue un moyen portable et rapide d'évaluer la résistance à la rupture de la roche ; il peut être réalisé sur des carottes, sur des blocs sciés ou découpés grossièrement au burin. Les résultats sont corrigés pour obtenir une valeur équivalente à l'échantillon de 50 mm, puis exprimés sous forme d'indice Franklin, noté  $I_s$  (ou  $I_{s(50)}$ ). Sa valeur se corrèle bien à la résistance à la compression, où  $UCS \approx 22 I_s$  (EN 1926 - Annexe B). Simple et peu coûteux à mettre en œuvre, cet essai peut être utilisé de façon appropriée en vue de l'évaluation en carrière et du contrôle de la qualité.

D'autres essais fournissent des informations concernant la résistance de la matrice rocheuse :

- l'essai de résistance à la traction indirecte (ou Brésilien), présenté dans l'ASTM D3967-95a (2004) et dans ISRM (1978), et dont le rapport à la résistance à la compression donne une indication de la fragilité de la roche ;
- la résistance à la propagation de fracture (ou ténacité) (ISRM, 1988), qui décrit la résistance à la propagation des fissures nouvelles dans la matrice rocheuse ; il est parfois recommandé, mais difficile à mettre en œuvre.
- l'essai Los Angeles (EN 1097-2) est actuellement appliqué aux granulats dans le cadre du contrôle de la production en carrière, et peut être utilisé comme procédure de contrôle de la qualité dès lors qu'une corrélation établie et sûre est obtenue avec la résistance à la compression ;
- l'essai d'impact de Schmidt (ISRM, 1988) et l'auscultation sismique (EN 14579) sont des essais non-destructifs indirects permettant de détecter la présence de fissures.

Le guide d'évaluation de la durabilité (Tableau 3.12) s'appuie sur les résultats pour ces différents essais.

### 3.8.5.2 Intégrité des enrochements

Dans les spécifications, les exigences consacrées à l'intégrité, basées uniquement sur des critères visuels et subjectifs, ne suffisent souvent pas à empêcher les rejets « injustifiés » du point de vue du fournisseur, ni les acceptations « injustifiables » du point de vue de l'acheteur. À l'heure actuelle, l'EN 13383 ne préconise aucun essai standard d'intégrité de l'enrochement. L'Annexe B de cette norme recommande des approches de caractérisation de l'intégrité. L'évaluation visuelle subjective peut être appuyée par deux méthodes permettant de quantifier le risque de rupture majeure :

- **les essais destructifs** visent (i) à reproduire une charge caractéristique à laquelle l'enrochement peut être exposé (essai de chute ou DT) ou (ii) à exposer la prise d'essai à une sollicitation normalisée (essai d'écrasement *in situ* ou FSCT, essai de fendage *in situ* ou FSST). Il faut noter que l'essai de chute, qui est un essai courant réalisé en carrière dans le cadre du contrôle de la qualité, ne permet toutefois pas de prédire les changements de blocométrie. Les projecteurs préféreront généralement disposer des résultats du FSCT ou du FSST qui, associés aux outils de dimensionnement, permettent de prédire les variations de la courbe blocométrique. Ces essais sous sollicitation normalisée peuvent être réalisés comme essais de type initial lors du choix d'une carrière ;
- **les essais non-destructifs** consistent à ausculter les enrochements au moyen d'ondes sonores. Si le son se propage de façon inhabituellement lente dans un bloc d'enrochement, cela peut indiquer la présence de fissures ouvertes. Il faut noter que les résultats des essais sont très sensibles aux conditions expérimentales, notamment à la présence de petites fissures à proximité du dispositif de mesure et du couplant. Ces méthodes d'essais sont présentées en détail à l'Encadré 3.18. Les essais non-destructifs peuvent être utilisés pour effectuer le contrôle de la qualité lors des livraisons, notamment dans le cas de gros enrochements « douteux ». Il est préférable de calibrer les valeurs-seuils à l'aide d'essais destructifs.

Bien que l'on recommande en principe de caractériser l'intégrité à l'aide de méthodes non-destructives, et que celles-ci puissent s'avérer meilleures car elles permettent d'évaluer la qualité du matériau utilisé, les essais destructifs existants sont actuellement les plus viables.

**Encadré 3.18** *Caractérisation de l'intégrité de l'enrochement par des méthodes d'essais non-destructives basées sur l'auscultation sonique*

Encouragés par les bons résultats obtenus sur des petites prises d'essais avec l'auscultation sonique, la France et les Pays-Bas ont mis au point des méthodes de détection des défauts dans les blocs d'enrochements. Cet encadré présente les principes de chaque approche, mais aussi les détails de la méthode d'évaluation de l'intégrité de l'enrochement utilisant l'indice de continuité  $I_c$ , basée sur 15 années d'expérience en France pour la spécification et la caractérisation de l'enrochement.

L'indice de continuité,  $I_c$  (%), est défini par l'Équation 3.60 :

$$I_c = 100 \frac{V_p}{V^*} \quad (3.60)$$

où  $V_p$  est la vitesse de l'onde P mesurée à travers l'éprouvette d'enrochement et où  $V^*$  est une valeur théorique déterminée à partir de la composition minéralogique de la roche, donnée au Tableau 3.23.

Pour les autres types de roches,  $V^*$  peut être obtenue à partir d'une analyse pétrographique détaillée (Denis *et al.*, 1979). Les valeurs d' $I_c$  diminuent si la fissuration et/ou la porosité augmentent. Le degré de fissuration  $D_f$  permet de distinguer l'effet des discontinuités de l'effet de la porosité naturelle  $p$ .  $D_f$  introduit par Tourenq *et al.* (1971) est défini par l'Équation 3.61 :

$$D_f = 100 - 1.4p - I_c \quad (3.61)$$

**Tableau 3.23** Valeurs théoriques  $V^*$  de la vitesse du son utilisées pour calculer  $I_c$  (Denis *et al.*, 1979)

Type de roche	Granite Gneiss	Diorite	Gabbro Amphibolite	Quartzite Grès	Schiste	Calcaire	Dolomie
$V^*$ (m/s)	6000	6500	7000	6000	5800	6600	7200

La valeur caractéristique d' $I_c$  à déclarer pour chaque bloc est la valeur minimale déterminée d'après la mesure effectuée dans les trois directions orthogonales. Les mesures doivent être réalisées sur 30 blocs au moins. Pour attribuer à un échantillon un indice d'intégrité d'enrochement tel qu' $I_c$  (60) ou  $I_c$  (80), deux conditions doivent être préalablement remplies : (i) la valeur moyenne est supérieure à  $x$ , et (ii) moins de 10 % des blocs présentent une valeur inférieure à  $x$ , où  $x$  est le nombre entre parenthèses (exprimé sous forme de pourcentage).

Aux Pays-Bas, Niese *et al.* (1990) donnent un autre exemple de méthode. Il faut disposer de 20 mesures de la vitesse de l'onde P par bloc (l'étude en a réalisé entre 17 et 25 selon les blocs). La dispersion des résultats est ensuite tracée sous forme de pourcentage cumulé des blocs en nombre (axe des  $y$ ) pour lesquels la vitesse est inférieure à une vitesse donnée (axe des  $x$ ). Une dispersion importante et une vitesse moyenne faible sont le signe d'une intégrité médiocre. Un **indice normalisé d'anisotropie de vitesse**  $I_d$  a ainsi été défini pour chaque bloc :

$$I_d = (R_{90} / R_{10}) / R_{50} \quad (3.62)$$

où  $R_y$  est la vitesse représentée à  $y$  %, égale à  $V_{p,y} / V_{p,max}$  où  $V_p$  est la vitesse de l'onde P (m/s).

Parmi les difficultés pratiques rencontrées figurent notamment : la durée nécessaire à chaque relevé, le fait que ces méthodes sont applicables aux blocs de masse inférieure à 6 t environ, la nécessité de disposer d'équipements adaptés et de techniciens qualifiés.

**Tableau 3.24** Classification possible des valeurs d'intégrité obtenues par mesure non-destructive

Excellente intégrité	Bonne intégrité	Intégrité limitée	Intégrité médiocre
$D_f < 20$ %	$D_f < 20$ %	$D_f < 20$ %	$D_f \geq 20$ %
$I_c(80) \leq I_c$	$I_c(70) \leq I_c \leq I_c(80)$	$I_c(50) < I_c \leq I_c(70)$	$I_c < I_c(50)$
$I_d \leq 1.25$	$1.25 < I_d \leq 2$	$2 < I_d \leq 3$	$I_d > 3$

Les essais destructifs constituent l'approche la plus directe pour évaluer la résistance d'une population d'enrochements à la rupture majeure. Parmi les méthodes d'essais de ce type, l'**essai de chute** ou **DT** (Latham et Gauss, 1995), l'**essai d'écrasement *in situ*** ou **FSCT** (Tørum *et al.*, 2000) et l'**essai de fendage *in situ*** ou **FSST** (Dupray, 2005) sont les seuls essais dont la description ou les résultats sont suffisamment détaillés pour être utilisés couramment.

Lors de l'essai de chute, le processus de dégradation est reproduit en lâchant des blocs individuels d'un lot d'enrochements d'une hauteur représentative de la sollicitation moyenne subie lors de la construction. L'essai de fendage *in situ* permet un meilleur contrôle des conditions d'impact : un impacteur est lâché d'une hauteur standard sur les blocs d'un lot ; on obtient ainsi un résultat qui n'est pas directement représentatif de la dégradation subie, mais qui peut servir à prédire les changements de blocométrie.

Les paramètres de l'essai sont présentés et expliqués à l'Encadré 3.19. Les approches détaillées d'essai et d'analyse à appliquer pour l'essai de chute et l'essai de fendage *in situ* sont proposées à l'Encadré 3.20 et à l'Encadré 3.21, respectivement.

On recommande d'adopter l'essai de chute comme essai de référence pour le contrôle de l'intégrité en carrière (voir l'Encadré 3.20). Lorsque l'on doit disposer d'une prédiction plus précise de l'effet de l'intégrité au niveau d'un nouveau gisement, et qu'un concepteur souhaite prédire la dégradation liée aux ruptures, il est préférable de mettre en œuvre le FSST (Encadré 3.21) dans le cadre d'un essai de type initial. Il est également possible d'utiliser le FSCT, bien que celui-ci ne soit pas présenté ici en détail car il est difficile à réaliser du fait des équipements nécessaires. Le compte rendu de Tørum *et al.* (2000) contient davantage de précisions à ce sujet.

La combinaison des résultats d'essais pour chaque enrochement de l'échantillon testé permet de disposer d'une valeur d'intégrité caractéristique de la population d'enrochements. Ci-dessous sont présentés les indicateurs utiles pour analyser les résultats des essais destructifs, mais aussi pour caractériser la dégradation subie sur le terrain par une population d'enrochements :

- $B_n$  est le rapport entre le nombre de blocs qui présentent une rupture majeure et le nombre total de blocs de la population (lot ou échantillon). Il est recommandé d'utiliser les Équations 3.63 et 3.64 pour déterminer la valeur de  $B_n$  de façon objective.

$$B_n = (\text{nombre de blocs avec } L_m \geq 10\% \text{ après essai}) / (\text{nombre de blocs testés}) \quad (3.63)$$

$$L_m = (M_i - M_f^*) / M_i \quad (3.64)$$

où  $L_m$  = perte de masse (%) ;  $M_i$  = masse de l'enrochement avant l'essai (kg) ;  $M_f^*$  = masse du plus gros morceau d'enrochement restant après l'essai (kg) ;

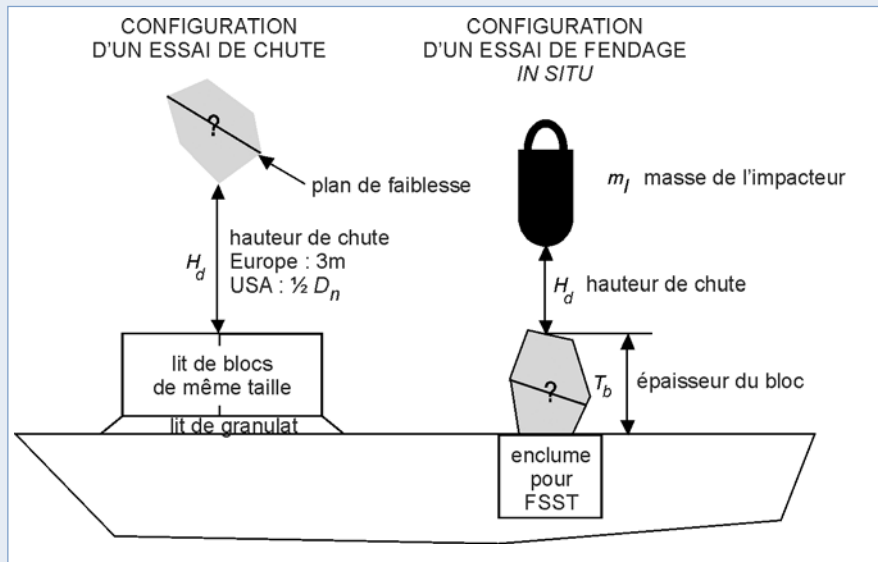
- $I_{Mx}$  représente la décroissance relative d'une masse caractéristique de la blocométrie par rapport à la masse initiale avant dégradation, déterminé à une valeur donnée de passant sur la courbe cumulée (voir l'Équation 3.4).

**Encadré 3.19** Configurations des essais d'intégrité destructifs *in situ*

Les paramètres des essais sont présentés à la Figure 3.45.

L'**essai de chute** (DT) consiste à lâcher des blocs d'enrochement individuellement sur une enclume faite d'une couche d'autres enrochements de même taille. La surface de l'enclume doit être nivelée et disposée en une seule couche compacte sur une couche de granulats d'une épaisseur de  $0.5 \pm 0.05$  m.

L'**essai de fendage *in situ*** (FSST) consiste à lâcher un impacteur sur le bloc d'enrochement à tester, préalablement placé sur une enclume. Celle-ci est constituée d'un bloc du même type de roche ; sa masse  $M_A$  doit être égale à  $EUL \pm 5\%$  ; l'enclume doit être enfouie dans le remblai de la carrière compacté et nivelé à la même hauteur que le sol.



**Figure 3.45** Comparaison des configurations de l'essai de chute et de l'essai de fendage *in situ*

Lors de la réalisation de ces essais, il faut prêter une attention particulière à la hauteur et à l'alignement du bloc (DT) ou de l'impacteur (FSST). Ces paramètres peuvent être réglés en fixant une chaîne de contrôle de longueur adaptée au grappin (DT) ou le long de l'impacteur (FSST). Lors de l'essai de chute, il faut éviter tout vrillage ou toute rotation indésirable du bloc lors de la chute ; cela s'effectue notamment à l'aide d'équipements appropriés tels qu'un grappin.

**NOTE :** la réalisation de ces essais en carrière est une opération inhabituelle, qui peut n'être répétée que tous les deux à cinq ans. Il faut élaborer et appliquer une procédure d'évaluation des risques et des mesures de sécurité spécifiques. Les techniciens doivent notamment recevoir des instructions concernant les mesures de protection *ad hoc* et les distances de sécurité permettant d'éviter les projections de fragments. Les machines doivent également être équipées de systèmes de protection adéquats. L'Annexe B propose un modèle d'évaluation des risques.

**Les deux types d'essai destructif sont relativement laborieux. Ils nécessitent l'aide des producteurs, une préparation, du temps, des équipements spécifiques, de l'espace et des mesures de sécurité. Les essais destructifs doivent donc être spécifiés et réalisés uniquement lorsque cela est nécessaire.**

**Encadré 3.20** Détermination de l'indice de rupture de l'essai de chute,  $I_{d50}$ 

L'essai de chute est appliqué aux gros enrochements; il sert à reproduire la dégradation induite par la construction. Les résultats obtenus sont exprimés sous la forme du taux de rupture  $B_n$  ou de l'indice  $I_{d50}$ . L'échantillon doit contenir au moins 50 blocs choisis selon la procédure d'échantillonnage de l'EN 13383-2 parmi les masses supérieures à l'ELL de la classe blocométrique étudiée. Les équipements et autres instruments se composent d'un grappin hydraulique adapté (on recommande d'utiliser un grappin), de dispositifs de pesage présentant une précision de 2 % par rapport à ELL et d'une enclume (voir l'Encadré 3.19).

**Réalisation de l'essai :**

1. Déterminer la masse de chaque bloc d'enrochement avant l'essai, ainsi que la distribution blocométrique initiale, suivant la méthode standard de l'EN 13383.
2. Soumettre tour à tour chaque bloc de l'échantillon à une chute sur l'enclume, en veillant à ce que la hauteur de chute soit égale à  $3 \text{ m} \pm 0.1 \text{ m}$ .
3. Mettre de côté tous les éléments ainsi obtenus dont la masse est supérieure à la masse ELL, ou dont la masse est évaluée proche de la masse ELL, en vue d'effectuer une autre pesée.
4. Relever les résultats de chaque chute; ces relevés doivent mentionner le nombre et le type de fissures visibles dans les blocs, et le nombre et le type de blocs ou de fragments ainsi obtenus.
5. Enlever tous les fragments présents sur l'enclume, afin que les surfaces soient propres avant de lâcher l'enrochement suivant.
6. Après avoir soumis chaque bloc de l'échantillon à l'essai de chute, peser un par un chaque fragment d'enrochement et relever toutes les masses supérieures à la valeur d'ELL. Relever la masse  $M_f^*$  du plus lourd des morceaux correspondant à chaque bloc testé.

**Calculer la valeur de  $B_n$**  à l'aide des Équations 3.63 et 3.64.

**Calculer l'indice de rupture de l'essai de chute,  $I_{d50}$** , de la façon suivante : tracer les courbes de distribution blocométrique cumulées correspondant à la totalité de l'échantillon (soit 50 blocs) avant l'essai, puis la distribution blocométrique cumulée de tous les fragments de masse supérieure à ELL après l'essai de chute. Par interpolation linéaire de la courbe cumulée, calculer la masse médiane de l'échantillon avant l'essai ( $M_{50}$ ), puis la masse médiane de tous les fragments de masse supérieure à ELL après l'essai ( $M_{fELL50}$ ). L'indice de rupture de l'essai de chute,  $I_{d50}$ , s'obtient à l'aide de la formule :

$$I_{d50} = \left( M_{50} - M_{fELL50} \right) / M_{50} \quad (3.65)$$

**NOTE :** à l'issue de l'essai de chute, il ne reste généralement qu'un fragment de masse supérieure à ELL, parfois deux. La distribution blocométrique cumulée calculée à partir de chaque fragment le plus lourd après l'impact (masse  $M_f^*$ ) est donc, le plus souvent, quasiment identique à celle obtenue avec tous les fragments de masse supérieure à ELL. Il faut donc faire preuve de prudence lors de l'étude des courbes de distribution blocométrique cumulées obtenues à l'aide de tous les fragments de masse supérieure à ELL ou à l'aide de  $M_f^*$ . Dans les deux cas, les courbes ne correspondent pas à la distribution blocométrique réelle après l'essai car elles excluent les fragments les plus fins. L'indice  $I_{d50}$  sous-estime donc la décroissance anticipée de la valeur de  $M_{50}$  au cours de la construction.

**NOTE :**  $I_{d50}$  caractérise à la fois l'intégrité et la résistance de la matrice rocheuse à la rupture sans distinction.

**Déclarer** les données suivantes : valeur de l'indice de rupture de l'essai de chute,  $I_{d50}$  (référence à cet encadré) description de l'échantillon (blocométrie, notamment); origine de l'échantillon; date de l'essai. Si cela a été convenu au préalable, il faut fournir les distributions blocométriques cumulées avant et après l'essai (de préférence sur une seule et même courbe), ainsi que la valeur de  $B_n$ .

**Encadré 3.21** Détermination de l'indice de l'essai de fendage *in situ*  $I_{FSST50}$  et de la valeur d'intégrité  $C_{FSST}$ 

Le FSST sert à déterminer l'effet maximal des discontinuités sur la distribution blocométrique. Les résultats expérimentaux fournissent une valeur de résistance au FSST appelée  $C_{FSST}$ . La variation réelle de la distribution blocométrique de l'enrochement peut être déterminée à l'aide du modèle de dégradation de la Section 3.6.6. **L'échantillon** doit contenir au moins 30 blocs échantillonnés conformément à l'EN 13383-2, et de masse supérieure à NLL. Les blocs présentant une valeur de  $LT$  supérieure à 3 doivent être éliminés lors de la préparation de l'essai.

**Équipements et données nécessaires**: la masse de l'impacteur  $M_I$  est proche de l'enrochement moyen considéré, soit  $M_I = (NLL + NUL)/2 \pm 5\%$ ; le rayon de l'impacteur doit être approximativement égal au rayon du bloc moyen, soit  $r_I \approx 0.5 (M_I / \rho_{app})^{1/3}$ . Le dispositif de largage de l'impacteur doit permettre un contrôle optimal de la hauteur et de la position de l'impacteur. Pour assurer un contrôle efficace, il est possible de manipuler l'impacteur au moyen d'une jante, plus facile à prendre par le grappin, d'une élingue ou d'une sangle. On peut également employer une manille dédiée dont l'ouverture est actionnée depuis une pelle. **Les dispositifs de pesage** doivent présenter une précision de 2 % par rapport à ELL.

**Procédure de l'essai**:

1. Chaque bloc de l'échantillon est pesé avant l'essai et sa masse  $M_i$  est relevée.
2. Chaque bloc est examiné afin de détecter d'éventuels plans de faiblesse; on peut réaliser une auscultation sonore en vue de déterminer quantitativement la direction la plus fragile, le cas échéant.
3. L'éprouvette est placée sur l'enclume de sorte que le plan de faiblesse soit aussi vertical que possible.
4. L'impacteur est soulevé à la verticale du centre de l'échantillon jusqu'à la hauteur  $H_d$  requise, puis lâché.
5. Tous les fragments (définis à la Section 3.4.3.5) de masse supérieure à 10 % de NLL sont pesés individuellement, puis leur masse  $M_f$  est relevée.
6. Relever le nombre total de blocs de l'échantillon soumis au FSST,  $n_{FSST}$ .

**NOTE**: le FSST a été réalisé et évalué sur le terrain avec des enrochements standard de 1 à 3 t, un impacteur de masse  $M_I = 2$  t et une enclume de masse  $M_A = 4.5$  t. La hauteur de chute,  $H_d$ , était de 2 m (Dupray, 2005).

**Calculer la valeur de  $B_n$**  à l'aide des Équations 3.63 et 3.64.

**Calculer** l'indice de FSST de la façon suivante: tracer les courbes de distribution blocométrique cumulées point par point correspondant à l'échantillon avant l'essai de chute. Tracer la distribution blocométrique cumulée point par point après le FSST en utilisant la masse totale initiale comme masse de référence selon la méthode standard de l'EN 13383-2 (Article 6.5.1); le dénominateur ( $\sum M_i + M_f$ ) doit être égal à la masse totale de l'enrochement avant le FSST. Calculer la masse médiane de l'échantillon avant l'essai ( $M_{50}$ ) et la masse médiane de l'ensemble des éléments de masse supérieure à ELL après l'essai ( $M_{50}$ ). L'indice de FSST  $I_{FSST50}$  s'obtient à l'aide de la formule:

$$I_{FSST50} = (M_{i50} - M_{f50}) / M_{i50} \quad (3.66)$$

**NOTE**:  $I_{FSST50}$  représente la décroissance maximale de la distribution blocométrique risquant d'être induite par une propagation des discontinuités. Comme  $I_{50}$  dans l'essai de chute,  $I_{FSST50}$  intègre l'effet de la rupture mineure.

**Calculer** la résistance au FSST de la façon suivante: tracer les distributions blocométriques avant et après le FSST. Déterminer le glissement vertical de la courbe de distribution blocométrique après FSST pour la masse  $M = 0.1NLL$ , afin d'obtenir la valeur de  $F$ , qui doit être relevée (voir la Figure 3.35).  $F$  est un indicateur de résistance à la rupture de la matrice rocheuse. Déterminer la surface de la zone située sous la courbe de distribution blocométrique avant FSST ( $A_f$ ) et après FSST ( $A_i$ ). Déterminer  $C_{FSST}$  à l'aide de l'Équation 3.67:

$$C_{FSST} = \frac{g n_{FSST} M_I H_d}{M_T} \sqrt[3]{\frac{A_f - A_i - F(NLL + NUL)/2}{(NLL + NUL)/2}} \quad (3.67)$$

où  $M_T$  = masse totale de l'échantillon;  $n_{FSST}$  = nombre de blocs testés;  $A_f$  et  $A_i$  peuvent être déterminées par intégration numérique de la surface sous les courbes de distribution blocométrique. Le lecteur peut également se référer à la Figure 3.34.

**NOTE**:  $C_{FSST}$  tient compte spécifiquement de l'effet des discontinuités. Les lots de blocs qui présentent des fissures ouvertes ont généralement une valeur de  $C_{FSST}$  inférieure à 27, tandis que celles dépourvues de discontinuités notables ont une valeur de  $C_{FSST}$  supérieure à 35.

**Déclarer** les données suivantes: taux de rupture  $B_n$ , indice de fendage *in situ*  $I_{FSST50}$  et valeur de résistance au FSST  $C_{FSST}$  (intégrité); référence à cet encadré; description de l'échantillon (blocométrie, notamment); source de l'échantillon; date de l'essai. Si cela a été convenu au préalable, il faut fournir les blocométries cumulées avant et après l'essai, notamment en vue de prédire la dégradation. Ces informations figurent de préférence sur une seule et même courbe.

L'essai de chute est un outil de contrôle de la qualité dont la mise en œuvre nécessite 2 jours car les équipements nécessaires sont disponibles en carrière. Néanmoins, le résultat de l'essai de chute est extrêmement variable, car la configuration de l'impact est difficile à contrôler (mouvement du bloc, orientation des discontinuités et point d'impact sur le bloc, p. ex.).

L'essai de fendage *in situ* est un outil de prédiction des changements de distribution blocométrique pour le projeteur. Cet essai est plus long à réaliser (3 jours) et nécessite un impacteur. Il permet par contre de contrôler les conditions expérimentales lors de l'impact, et d'obtenir des résultats qui tiennent compte de l'effet spécifique des discontinuités. Le FSST constitue un moyen de lier la dégradation due aux manipulations de routine et la dégradation en service aux résultats de l'essai, comme l'explique la Section 3.6.6.

### 3.8.6 Durabilité et essais d'altération accélérée

Théoriquement, les essais simulant des contraintes cycliques (gel-dégel, croissance cristalline, humidification-séchage, cycles thermiques, p. ex.) doivent être réalisés sur des blocs de la même taille que ceux qui seront utilisés sur site; ce principe est toutefois difficile à suivre dans la pratique, et il est nécessaire de recourir à un compromis pour les essais courants. Pour évaluer les matériaux d'un gisement pour lequel on ne dispose d'aucune expérience en service, il est parfois recommandé d'appliquer des procédures d'essais spéciales sur de gros fragments (de masse supérieure à 20 kg, p. ex.). Si la taille de la prise d'essai recommandée ne permet pas de rendre compte des caractéristiques étudiées de l'enrochement, il faut utiliser des prises d'essais non-standard de grandes dimensions. L'essai d'intégrité réalisé sur de l'enrochement grandeur nature est un autre moyen de détecter ces caractéristiques à grande échelle, bien que ce type d'essai ne permette pas de mettre en évidence une éventuelle fragilité due aux contraintes cycliques et à l'origine de l'ouverture de macrofissures. La dimension maximale des prises d'essais utilisées dans les essais de résistance au gel-dégel selon la norme EN 13383 est de 10 à 20 kg. Les ouvrages de McElroy et Lienhart (1993) et de Magoon et Baird (1991) présentent de nombreux essais et études spécialisés relatifs à la dégradation de l'enrochement.

#### 3.8.6.1 Essai de résistance au gel-dégel

La dégradation due aux cycles gel-dégel est très rarement observée dans les roches dont la valeur d'absorption en eau,  $WA$ , est inférieure à 0.5 %. L'EN 13383 considère que les roches ayant  $WA < 0.5$  % sont résistantes au gel-dégel.

La méthode d'essai proposée (EN 13383-2, Section 9) consiste à effectuer une évaluation visuelle de la fissuration et à fixer une valeur-seuil pour la perte de masse des prises d'essais soumises à 25 cycles de gel-dégel. La température varie de +20 °C à -17.5 °C, avec un palier à 0 °C. Pour que le matériau étudié soit considéré comme résistant aux cycles gel-dégel, il faut que, sur les 10 prises d'essais testées, une au maximum présente des signes de dégradation.

S'appuyant sur la pratique courante des essais de durabilité de la roche et du béton, il a été proposé des moyens d'améliorer cette méthode, notamment en effectuant une auscultation sonore des enrochements avant et après les cycles gel-dégel (voir l'Encadré 3.22). Ces améliorations, proposées par plusieurs pays tels que la France et l'Autriche, doivent être envisagées pour procéder à l'évaluation des gisements dans les environnements exposés au gel/dégel.

#### 3.8.6.2 Essai de résistance à la croissance cristalline

La méthode d'essai recommandée en Europe pour tester la résistance de l'enrochement à la croissance cristalline (EN 1367-2, Article 8), parfois appelée « essai d'altérabilité au sulfate de magnésium », est basée sur l'essai standard applicable aux granulats de taille 10-14 mm et effectué à l'aide d'une solution de sulfate de magnésium. L'immersion répétée dans des solutions saturées de sulfate de magnésium est suivie d'un séchage destiné à déshydrater, totalement ou partiellement, le sel précipité dans les pores perméables. La force d'expansion interne, issue de la réhydratation du sel lors de la ré-immersion, devait à l'origine simuler l'action des cycles gel-dégel. On considère que ce mécanisme est le plus représentatif de la précipitation du sel de mer des zones intertidales et des zones d'exposition aux embruns des environnements côtiers chauds et secs que les essais de résistance au gel-dégel utilisant de l'eau douce. L'essai comporte 5 cycles de précipitation et peut nécessiter jusqu'à 3 semaines. Son seul objectif est de mesurer la résistance de l'enrochement à l'échelle des minéraux de la matrice rocheuse.



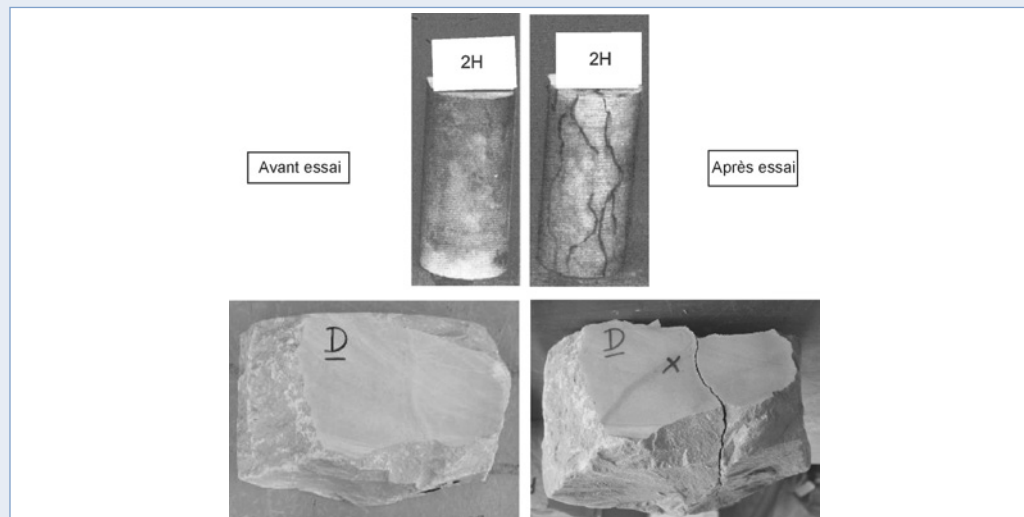
Si la roche présente une  $WA > 0.5 \%$ , et s'il existe un impératif en matière de résistance à la croissance cristalline, celle-ci doit être fixée à  $MS < 25 \%$  selon l'EN 13383-1, Annexe C; la mesure s'effectue à l'aide de l'essai de caractérisation des propriétés thermiques et des propriétés de résistance à l'altération préconisé par l'EN 1367-2 (essai d'altérabilité au sulfate de magnésium). Aux États-Unis, cet essai est souvent réalisé à l'aide de sulfate de sodium, et non de sulfate de magnésium. Dans ce cas, le pourcentage de perte est généralement 1.5 à 2 fois supérieur à la valeur obtenue lors de l'essai au  $MgSO_4$ , le coefficient variant en fonction du type de roche.

L'essai américain équivalent (ASTM C88-9a) nécessite davantage de manipulation et une durée de 3 semaines. Il utilise une gamme de tailles de granulats allant jusqu'à 125 mm, et pondère les résultats obtenus en fonction de la classe granulaire. Cela permet de détecter l'effet des fissures mésoscopiques éventuelles dans les plus gros granulats. La norme européenne relative aux ballasts (EN 13450) introduit un essai au sulfate de magnésium applicable aux granulats de 31.5 à 50 mm. Ce type d'essai permet également d'obtenir des résultats intéressants pour comparer différentes sources d'enrochement.

La réaction chimique qui se produit entre le carbonate et le sulfate en solution peut poser problème. Cet essai n'est peut-être pas adapté à tous les types de roche, et certains ont exprimé des réserves concernant certains granulats contenant du carbonate et certains granulats à teneur élevée en minéraux contenant du magnésium, ou en quartz cryptocristallin. L'essai d'altérabilité au sulfate présente donc toujours une variabilité élevée, et l'obtention des résultats nécessite généralement 3 semaines. En matière d'altérabilité des microfissures visibles, un examen visuel des carottes ou blocs soumis à un essai d'altérabilité au sulfate à 5 cycles, effectué par un géologue expérimenté, peut s'avérer plus utile que les données chiffrées issues de l'essai standard.

**Encadré 3.22** *Aperçu de la méthode d'essai française de résistance aux cycles gel-dégel basée sur une auscultation sonore*

On sélectionne en carrière un échantillon représentatif constitué d'au moins 5 blocs. Les éprouvettes sont préparées en forant un cylindre d'au moins 15 cm de diamètre et 30 cm de long, ou en sciant les blocs de façon à ce que deux faces sciées soient perpendiculaires et présentent, en vue d'un examen visuel, une surface supérieure à 15 cm x 15 cm, et une épaisseur de 10 cm (voir la Figure 3.46). Avant l'essai, on prend des clichés des faces sciées et on mesure la vitesse d'une onde P dans les 3 directions perpendiculaires. La taille de l'échantillon est suffisamment réduite pour utiliser un dispositif d'auscultation sonore tel que ceux employés couramment pour tester le béton. Conformément à l'EN 1367-1, les échantillons sont exposés à 25 cycles de gel-dégel, et l'enrochement est considéré comme résistant si (i) aucune fissure ouverte n'est observée après les cycles **et** (ii) moins de 20 % des éléments testés présentent une décroissance de la vitesse du son supérieure à 15 %.

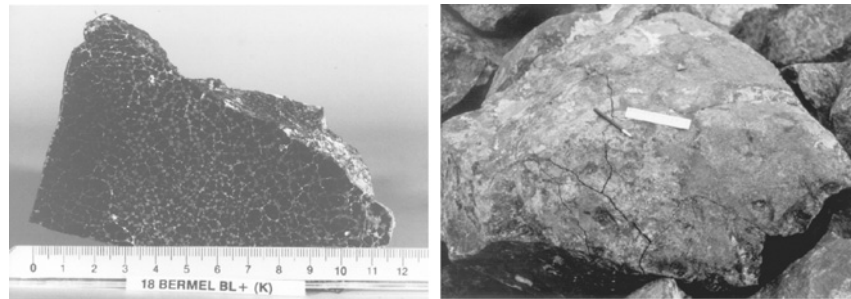


**Figure 3.46** *Échantillons avant et après l'essai de résistance au gel-dégel effectué par auscultation sonore (source : S. Dupray et J. Perrier)*  
*En haut : éprouvette mouillée présentant des discontinuités et une décroissance significative de la vitesse du son après l'essai*  
*En bas : éprouvette présentant des fissures ouvertes et une décroissance significative de la vitesse du son*  
*Avant l'essai :  $V_p = 5\,100$  m/s,  $I_c = 76 \%$ ; Après l'essai :  $V_p = 2\,600$  m/s,  $I_c = 40 \%$*

### 3.8.6.3 Essai de dégradation par « coup de soleil »

L'EN 13383-2 définit le « coup de soleil » comme un type de dégradation de la roche parfois observé dans certains basaltes, qui se manifeste sous l'influence des conditions atmosphériques. Le phénomène de « coup de soleil » débute avec l'apparition de taches étoilées de couleur grise à blanche. Généralement, des craquelures radiales se forment à partir de ces taches interconnectant celles-ci. Cela réduit la résistance de la matrice rocheuse ; aussi la roche se dégrade-t-elle en formant de petits blocs.

L'échantillon de laboratoire utilisé pour l'essai de dégradation par « coup de soleil » est constitué d'un seul bloc d'enrochement en basalte, qui est découpé en deux prises d'essai présentant chacune une surface sciée supérieure à 0.005 m<sup>2</sup>. Après avoir séjourné dans un bain bouillant pendant 36 h, l'une des prises d'essai est examinée pour détecter d'éventuels signes de « coup de soleil ». Toute formation de taches étoilées de couleur gris blanche et de fissures (craquelures ou fissures plus importantes) et toute rupture de la prise d'essai font l'objet d'un relevé. Pour renforcer l'examen de la prise d'essai ayant subi l'ébullition, il est possible d'utiliser l'autre prise d'essai comme témoin de référence. La Figure 3.47 illustre les taches étoilées et les fissures associées caractéristiques d'une dégradation par « coup de soleil ».



**Figure 3.47** Blocs affectés par une dégradation de type « coup de soleil » (source : G. Laan)  
 À gauche : motif observé sur la surface d'un bloc de basalte, à l'origine de ruptures sévères ;  
 À droite : fissure importante attribuée principalement aux effets du « coup de soleil »

### 3.8.6.4 Essais réalisés en dehors de l'UE – Autres essais d'évaluation en carrière

La géométrie des pores constituant la microstructure de la matrice rocheuse est un bon indicateur de la tendance à l'altération sur la durée de vie. Lorsque le rapport de la microporosité à la macroporosité est relativement élevé, les contraintes cycliques liées à l'infiltration d'eau et aux effets de la croissance cristalline sont bien plus élevées, car les solutions restent à l'intérieur de la roche. Lienhart (2003) présente une procédure permettant de caractériser ce risque.

Les essais conçus pour mettre en évidence les faiblesses dues aux effets des minéraux argileux peuvent être particulièrement adaptés aux roches sédimentaires argileuses, aux calcaires micritiques impurs, et à de nombreuses roches ignées présentant des signes d'altération. Parmi les exemples d'essais de ce type figurent notamment : l'essai de résistance aux cycles humidification-séchage (ASTM D5313-04), et l'essai d'absorption de bleu de méthylène (EN 933-9). L'Encadré 3.23 présente une nouvelle approche expérimentale de prédiction de la dégradation d'enrochements en climat chaud, utilisant des cycles thermiques.

### 3.8.6.5 Analyse chimique, matières organiques et essais de lixiviation

Ce type d'analyses et d'essais n'est en général pas nécessaire pour les enrochements naturels, mais s'utilise lorsque l'on soupçonne la présence de matières organiques ou de grandes quantités de minéraux solubles dans la roche. La teneur en matières organiques peut être déterminée en éliminant celles-ci de l'échantillon, ou encore par procédé chimique (EN 1744-1). L'EN 1744-3 fournit des recommandations concernant la lixiviation. Les échantillons de roche provenant de zones d'extraction susceptibles de présenter des traces de minéraux toxiques peuvent être envoyés à des laboratoires en vue d'une analyse de leurs constituants élémentaires.

**Encadré 3.23** Essai de résistance aux cycles thermiques – climats chauds

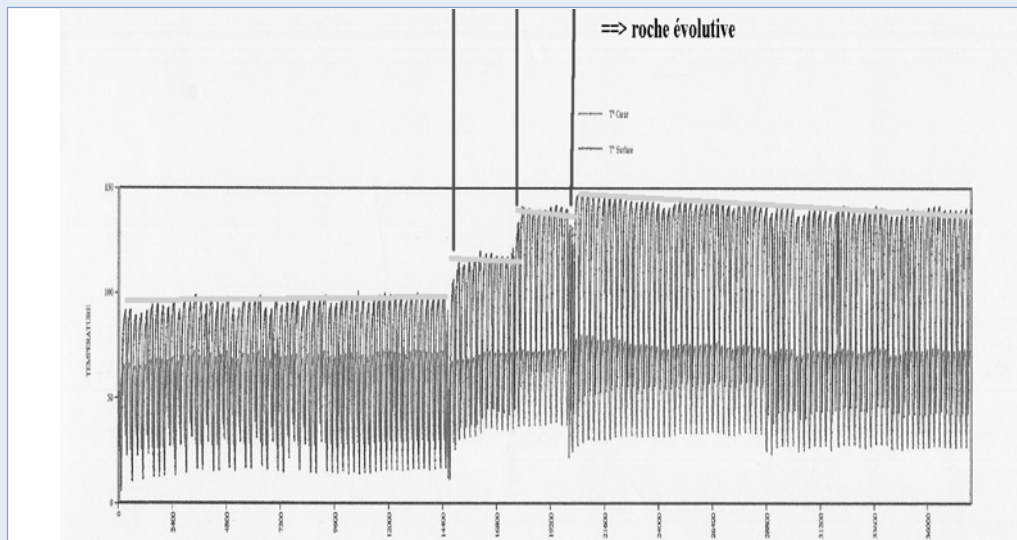
L'essai présenté dans cet encadré a été conçu pour les berges de rivières du sud de la France en vue de prédire la dégradation subie par des calcaires impurs à grains fins et par certains granites, induite par les cycles thermiques alternés du jour et de la nuit, et par le refroidissement rapide observé lors des tempêtes estivales. Cet essai vise à reproduire ce type de conditions de site.

Les éprouvettes parallélépipédiques de 20 × 10 × 10 cm sont préparées en sciant des blocs individuels d'enrochement. La partie basse de l'échantillon est bloquée, tandis que la partie haute est chauffée. Une face identifiée est régulièrement pulvérisée avec de l'eau. L'éprouvette est exposée à 160 cycles de 4 h comprenant :

1. 3 h de chauffage, de la température ambiante à 80 °C : l'éprouvette est placée dans un récipient isolé chauffé par une série de résistances électriques.
2. 10 min au cours desquelles le chauffage est arrêté.
3. 40 min de refroidissement brutal par pulvérisation d'eau, effectuée à l'aide d'une série de buses.
4. 10 min sans humidification ni chauffage.

Toutes les 10 minutes, on mesure les dimensions verticales et horizontales de l'éprouvette, ainsi que ses températures internes et superficielles. Il est alors possible de comparer les observations visuelles, les modes de dégradation, la dilatance et la température des éprouvettes. Au sein de l'échantillon, celle-ci peut varier de 25 à 60 °C.

Cet essai est proposé à titre de complément majeur à l'analyse pétrographique, dans le cas de projets où l'environnement chaud peut induire un risque de dégradation par voie thermique. Il constitue un outil précieux pour le choix des gisements de roche présentant un certain degré d'altération ou contenant des minéraux susceptibles d'évoluer avec le temps. Bien que la réalisation de cet essai requiert plus d'un mois, celui-ci peut faciliter une compréhension objective de la prédiction de dégradation, du mécanisme à l'oeuvre et du choix des gisements alternatifs. La Figure 3.48 présente les résultats représentatifs du comportement classique des calcaires micritiques évolutifs.



**Figure 3.48** Tracé obtenu lors des chauffages/pulvérisations

**Note :** température interne (tracé inférieur) et température de surface (tracé supérieur) ; les paliers indiquent que la roche a présenté une dégradation (source : J. Perrier).

## 3.9 OPÉRATIONS EN CARRIÈRE

Les carrières qui fournissent les blocs d'enrochement sont classées en trois catégories.

**Les carrières de granulats :** en règle générale, l'activité de ces carrières se concentre sur la production de granulats routiers ou de granulats pour béton. Par conséquent, la production d'enrochement est abordée pour minimiser la perturbation des productions traditionnelles. Les exploitants de carrières examinent ainsi toutes les opportunités commerciales au regard des coûts supplémentaires liés à la production, à la manutention, au stockage, au contrôle et à la certification d'enrochements. Les carrières de granulats qui sont disposées à ajuster leurs techniques d'abattage et de sélection afin d'améliorer les rendements en enrochement sont idéales. En effet, elles offrent des coûts très raisonnables dans la mesure où les déclassés non utilisés comme enrochements rejoignent la production habituelle de granulats. En effet, le coût d'une carrière dédiée est essentiellement lié aux frais de mise en route et aux quantités de matériaux qui ne peuvent pas être utilisées comme enrochement. Ce problème est résolu lorsque l'on adapte les méthodes d'une carrière de granulats aux impératifs des enrochements.

**Les carrières dédiées en sites vierges:** les carrières dédiées sont établies spécifiquement pour assurer la production d'encrochements nécessaires à un projet donné. Les cadences de production des encrochements peuvent donc être adaptées à l'ensemble de la carrière, de manière à ce que l'approvisionnement du chantier de construction ne prenne aucun retard. Le principal inconvénient est qu'il pourra rester une quantité considérable d'excédents de matériaux, tels que du tout-venant ou des fines ou des blocométries sous-utilisées. Le coût de ces excédents doit alors être inclus dans le prix des produits vendus ou utilisés. De plus, l'ouverture d'une carrière sur un site vierge est une démarche rendue de plus en plus difficile, du fait des autorisations nécessaires et des études d'impact ou environnementales, en particulier si les délais sont courts. Pour des projets de digue importante, on préférera de plus en plus adapter des carrières existantes.

**Les carrières de pierres de taille:** les carrières de pierres de taille rejettent des blocs qui conviennent parfaitement à la fourniture d'encrochement de très grandes dimensions. Habituellement, les blocs de pierres de taille sont extraits ou découpés par un procédé pneumatique. De nombreux blocs ainsi extraits ne subissent pas de transformation ultérieure (taille et polissage) soit à cause de leur apparence, soit parce qu'ils présentent des fissures. De la même manière, les blocs naturels délimités par des discontinuités n'ont aucune utilité en pierre de taille. S'ils sont trop gros, ces blocs sont brisés au BRH. Ces « déchets » sont alors mis en dépôts où ils peuvent être récupérés et vendus comme sous-produits sous forme d'encrochement. Lorsque de tels stocks sont disponibles près des ports, ils forment d'excellents gisements de gros encrochements. La production de plus petits blocs nécessite généralement une fragmentation secondaire. Pour certaines applications, il pourra être nécessaire de prêter une attention spécifique à la forme de certains blocs particulièrement rectangulaires.

La Section 3.9 est divisée en deux parties: les Sections 3.9.1 à 3.9.5 traitent essentiellement de l'évaluation des carrières et des prévisions du rendement – les Sections 3.9.6 à 3.9.9 traitent des questions plus pratiques liées à l'exploitation de la carrière.

### 3.9.1 Exploration et évaluation

Cette section résume les principes de localisation et d'évaluation d'une carrière. L'étude des discontinuités et l'évaluation de la blocométrie *in situ*, présentées à la Section 3.9.2, sont des parties importantes de ce processus. Le réglage du tir d'abattage spécifique à la production d'encrochement est brièvement expliqué à la Section 3.9.3, tandis que la Section 3.9.4 met l'accent sur l'utilisation des courbes de Rosin-Rammler et sur la prévision des courbes de rendement de carrière. Pour les grands projets exigeant des carrières dédiées, la prévision du rendement de la carrière est un élément essentiel de l'optimisation du dimensionnement. La Section 3.9.5 propose des méthodes d'ajustement du rendement, afin de vérifier si le projet proposé se traduira par une sur- ou une sous-consommation de la production de la carrière.

#### 3.9.1.1 Généralité

L'analyse de la blocométrie *in situ* et l'analyse de la qualité de la roche (abordées à la Section 3.6) sont des étapes essentielles et distinctes. Dans la pratique, elles sont toutes deux effectuées au moment des reconnaissances du site de la carrière. Il convient à ce moment de rassembler les informations nécessaires et de les traiter de manière systématique (voir schéma général de la Figure 3.7). L'évaluation des données de site et les outils d'analyse nécessaires pour réaliser l'évaluation d'une source potentielle font appel aux Sections 3.2, 3.3, 3.4 et 3.6 ainsi qu'à la présente Section 3.9 qui inclut l'analyse des blocs *in situ* et l'analyse de la taille des blocs abattus.

#### 3.9.1.2 Carrière dédiée en site vierge

Le processus d'exploration et d'évaluation qui peut mener à la décision d'ouvrir une nouvelle carrière d'encrochements a pour objet de :

- localiser des ressources cibles;
- identifier des gisements;

- déterminer la qualité et le rendement pour les différentes tailles de blocs ;
- déterminer les données économiques liées à l'extraction ;
- déterminer le coût de production jusqu'à la sortie de la carrière ;
- programmer et estimer le coût environnemental de l'extraction, de la production et de la remise en état du site ;
- optimiser la distance au chantier ou aux équipements de transport ;
- s'assurer que les infrastructures situées à proximité de la carrière ont la capacité de transporter les enrochements jusqu'aux installations de déchargement. Ceci inclut la capacité des routes et des grues dans le port local ;
- aménager un espace de stockage pour les petites carrières où cela peut poser un problème ;
- identifier l'ingénieur en charge de la production ou l'exploitant de la carrière.

Plusieurs de ces points sont développés par Smith (1999). La recherche documentaire et les reconnaissances de terrain se concentrent sur des zones contraintes par une géologie adéquate pour produire la blocométrie de taille et de qualité visées et par la distance entre la carrière et le site du projet qui doit être économiquement viable. L'ouverture d'une nouvelle carrière d'enrochement suit les mêmes principes de base que pour les autres gisements minéraux - matériaux de construction et granulats et matériaux routiers et matériaux pour barrages - indépendamment de l'ampleur des besoins en matériaux. Dans la plupart des pays, il est de plus en plus difficile d'obtenir les autorisations nécessaires à l'ouverture d'une nouvelle carrière, voire à l'ouverture d'un emprunt pour des projets de plus petite taille.

L'objectif premier est de localiser une source dans laquelle les blocs naturels sont suffisamment grands, c'est-à-dire un site présentant une blocométrie *in situ* (IBSD – *In situ Block Size Distribution*) convenable. De grands espacements entre les discontinuités, en moyenne supérieurs à 1 m, indiquent habituellement un massif rocheux qui permettra de produire des volumes suffisants de blocs de grande taille (voir le Tableau 3.25). En règle générale, les sources qui peuvent fournir de gros blocs présenteront également des propriétés physiques et une durabilité satisfaisantes. Il existe cependant des exceptions. Les gisements sont, par nature, variables et il est toujours nécessaire d'évaluer la qualité de la roche par des essais. Van Meulen (1998) présente de nombreux renseignements sur les aspects pratiques de l'établissement d'une carrière dédiée à l'enrochement sur un site vierge, ainsi que des recommandations pour obtenir de manière efficace les blocométries d'enrochements nécessaires pour un projet de digue de grande envergure.

### 3.9.1.3 Principes de l'évaluation du rendement de la production d'enrochements

La clé de l'évaluation du potentiel en enrochements des nouvelles carrières dédiées est la prévision de la distribution des tailles des blocs abattus (BBSD, *Blasted Block Size Distribution*) ; cela s'applique aussi à l'adaptation des carrières de granulats à la production d'enrochement. Les approches modernes de la modélisation de l'abattage, appliquée de plus en plus à l'abattage pour les granulats et les minerais, requièrent une estimation de la blocométrie du massif rocheux qui existe avant l'abattage, et une indication de la taille maximale des blocs *in situ*. Ce type d'approche est d'autant plus applicable à la production d'enrochements que de gros blocs ne peuvent pas être produits que s'ils sont présents dans le massif. Une fois qu'il a été établi qu'une bonne proportion de blocs de grande taille existent naturellement dans le massif rocheux avant l'abattage, de nombreux blocs *in situ* seront simplement détachés et conservés et donneront des gros enrochements, si la conception du tir d'abattage est convenable. Cette blocométrie naturelle du gisement, due au réseau de discontinuités, est appelée distribution blocométrique *in situ* ou IBSD (parfois aussi noté ISBD).

Pour évaluer les tailles maximales et les rendements des différentes blocométries d'enrochement, l'analyse du gisement est réalisée suivant la logique suivante (voir Figure 3.49) :

Analyse des discontinuités *in situ* → prédiction de l'IBSD → conception et modélisation du tir d'abattage → prédiction et évaluation de la BBSD.

L'importance de l'IBSD et les différentes méthodes pour son évaluation sont discutées dans l'étude sur la fragmentation des massifs rocheux par Widzyk-Capehart et Lilly (2002). Même s'il existe de nombreux spécialistes de l'abattage en carrière, l'expérience dans le domaine de l'extraction d'enrochements reste relativement rare. Les méthodes de production et les techniques de prévision du rendement applicables aux enrochements font l'objet de peu de publications dans la documentation spécialisée. Les Sections 3.9.2 à 3.9.4 réunissent différentes approches pertinentes. Il faut noter que la conception de tirs d'abattage et la prédiction de rendement d'enrochement ne sont pas des sciences exactes ; les approches suggérées ci-après sont essentiellement qualitatives, sujettes à des variations importantes et il convient donc d'y ajouter, dans la mesure du possible, une véritable expertise en matière d'abattage. Ces approches constituent néanmoins des méthodologies qui peuvent véritablement aider une équipe de production à réduire les coûts d'un projet et à atteindre ses objectifs.

### 3.9.2 Évaluation de la blocométrie *in situ* (IBSD)

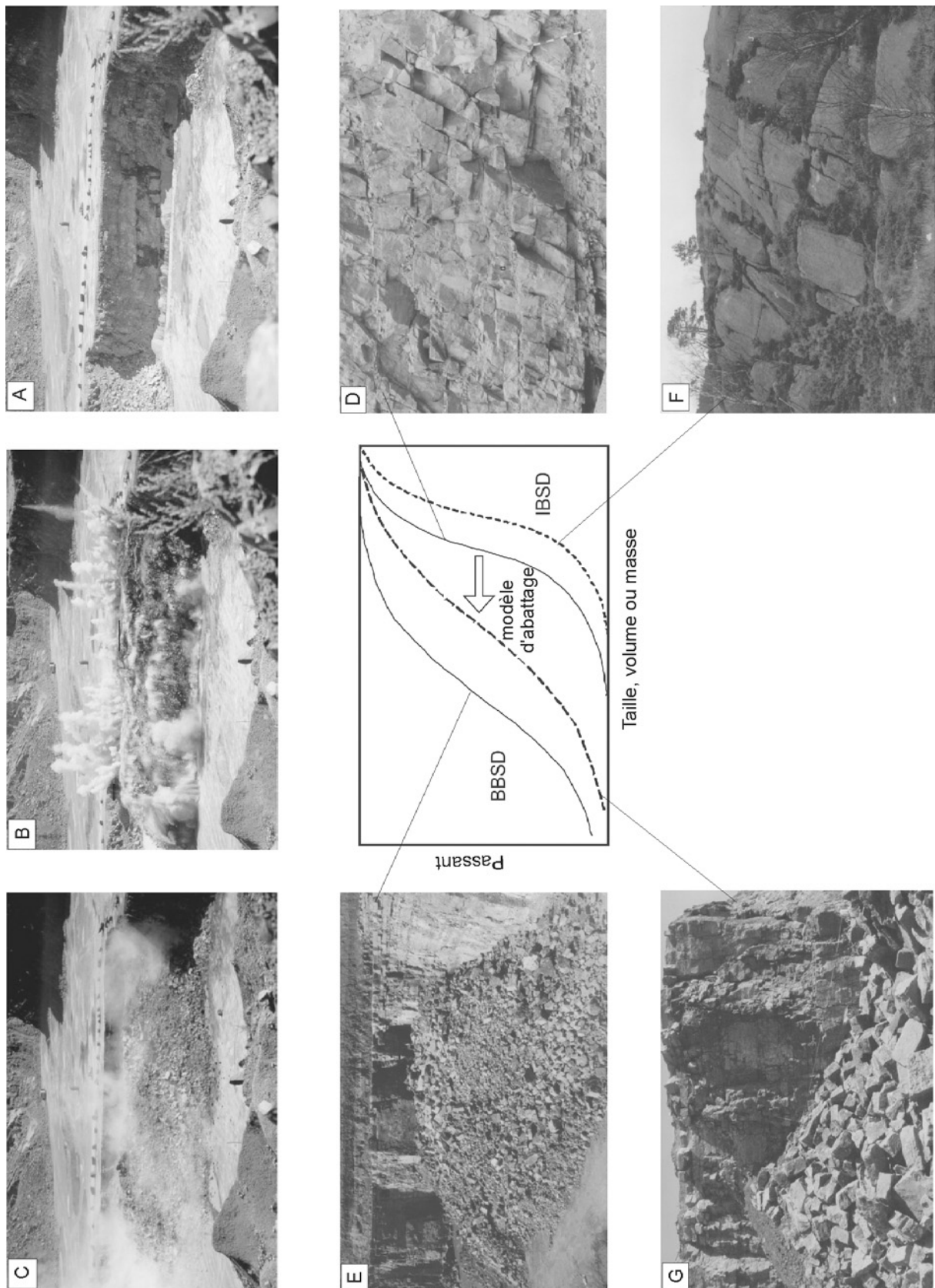
Les données géotechniques les plus directement pertinentes, nécessaires à la prédiction de l'IBSD, sont issues d'une étude en 3D des discontinuités du massif rocheux à abattre. Si pour cette étude l'affleurement en surface n'est pas facile à réaliser ou trop cher, il existe des techniques d'exploration qui donnent des résultats corrélés avec la fracturation du massif ou à la taille moyenne des blocs *in situ*, à partir de forage, de l'indice RQD (*Rock Quality Designation*) ou de mesures sismiques. Palmström (2001) passe en revue un ensemble de méthodes d'évaluation du degré de fracturation et sa conversion en volumes moyens de blocs *in situ*. D'autres approches indirectes sont l'enregistrement de la vitesse de foration et de la résistance à l'avancement ou les diagraphies de la mesure de la vitesse du son lors de la foration (Rat, 1973 ; Allard et Blanchier, 1980). Voir aussi Segui et Higgins (2001).

Dans la plupart des massifs rocheux, les discontinuités peuvent être classées en familles selon leur orientation. Il y a d'ordinaire trois familles parce que les massifs rocheux d'origine sédimentaire stratifiés à fissuration orthogonale sont fréquents. Lors de la reconnaissance d'un site vierge avec peu d'affleurement, l'orientation du sondage est essentielle si l'on souhaite récupérer les données relatives à l'espacement des discontinuités pour les principales familles de discontinuités. Dans de nombreuses circonstances, la seule approche pratique pour échantillonner le massif rocheux est le forage vertical. Ce type de reconnaissance se concentrera sur la variabilité des espacements verticaux et sur la résistance de la matrice rocheuse, déduites des sondages. En règle générale, un examen détaillé du site conduit à des économies plus importantes. Les données issues du sondage d'exploration peuvent servir à évaluer les dimensions moyennes des blocs *in situ* à l'aide de la méthode de Palmström (2001), si l'espacement et l'obliquité des discontinuités par rapport à l'axe du sondage sont enregistrés. Cette méthode est la dernière méthode d'IBSD présentée ci-dessous.

Outre la mesure des espacements entre discontinuités sur des carottes, la visualisation des traces de joints dans le sondage peut constituer un investissement rentable. Elle fournit les informations nécessaires pour mettre au point une prévision d'IBSD au fur et à mesure que l'orientation des discontinuités dans l'espace est détectée.

Avec les rapides progrès de l'imagerie numérique, le levé semi-automatisé du front de taille, qui inclut la cartographie des joints, est en cours de développement pour alimenter de nombreuses solutions logicielles appliquées à la mécanique des roches. Ces systèmes pourraient bientôt permettre de déterminer l'IBSD informatiquement, sans cartographie manuelle des joints. Certains de ces outils sont identifiables sur internet. Jusqu'à ce que ces systèmes deviennent plus robustes et soient capables de dégager des informations sur les familles de joints et sur leur espacement (un exemple de ce type d'évolution technologique est décrit par Slob *et al.*, 2005), la cartographie manuelle, par analyse photographique ou par balayage au laser, constitue le meilleur outil pratique pour obtenir les données complètes nécessaires à la détermination de l'IBSD.

L'analyse de tirs d'essai dans une zone de carrière potentielle présente un intérêt si on prend soin d'évaluer également la variabilité en 3D de l'espacement des discontinuités, par exemple avec la profondeur et dans des zones qui présentent un intérêt potentiel.



**Figure 3.49**

*Illustration schématique de la prédiction du rendement d'une carrière; A, B, C: avant, pendant et après un tir d'abattage à rangées de trous multiples et à haute énergie de fragmentation dans une carrière de granulats; D: blocs in situ dans un massif de quartzite très fracturé, présentant deux familles de discontinuités avec un espacement moyen d'environ 0.4 m. Cette carrière ne peut donc pas produire de gros enrochements (échelle d'1 m en bas à droite); E: tir d'abattage de granulats à haute énergie de fragmentation, peu de blocs libérés, principalement dans la zone de bourrage; F: blocs in situ au niveau d'un affleurement de gneiss identifié comme un site possible de production d'enrochements (espacement moyen des discontinuités d'environ 2 m); G: tir spécial pour enrochements dans une carrière de granulat présentant un rendement élevé en blocs désolidarisés du front de taille (source: J.P Latham)*

### 3.9.2.1 Cartographie des discontinuités par balayage

L'évaluation de l'IBSD commence par la collecte et l'analyse des données relatives aux discontinuités. La méthode brièvement décrite ici est la méthode par balayage (Figure 3.50). Wang (1992) divise les méthodes par balayage en deux groupes :

- le balayage rapide : il s'intéresse uniquement à l'emplacement de chaque discontinuité le long d'une ligne de balayage, par rapport à un point d'origine pris à une extrémité de la ligne de mesure. Habituellement, un mètre ruban (p. ex. de 30 m) est déroulé sur la paroi dans une direction dont le pendage et l'azimut sont enregistrés. Il est possible d'obtenir des données similaires par balayage rapide à partir de photographies ou de levés lasergramétriques des parois ou à partir du trou de sondage et des carottes ;
- le balayage détaillé : l'orientation de chaque plan de discontinuité est mesurée à l'aide d'une boussole et d'un clinomètre et est associée à son intersection avec la ligne de mesure. La Figure 3.51 montre une feuille de saisie de données pour une inspection de ce type. Il est utile de coder le degré de persistance des discontinuités. Par exemple, on peut parler de discontinuités non-persistances (notées « n ») si la longueur maximale du tracé est inférieure à 3 m, les autres cas étant considérés comme persistants (et notés « p »). De nombreux programmes modernes d'analyse des modèles de fissuration exigent également l'enregistrement de la longueur du tracé des discontinuités et de la géométrie des troncatures. La Section 3.2.2 traite plus en détail de l'identification des discontinuités.

**NOTE :** l'objectif est de représenter l'IBSD du volume en 3D de la masse rocheuse avant le tir. Les fractures engendrées par un tir précédent peuvent altérer de manière significative le modèle de fissuration du front visible d'une carrière par rapport aux seules discontinuités géologiques naturelles. Les discontinuités causées par les tirs de mine seront généralement superficielles et peuvent donc être négligées dans l'étude des discontinuités ou ne se voir attribuer qu'une faible persistance.

À l'aide des données issues du balayage et de méthodes simplifiées mises au point en mécanique des roches (voir l'Encadré 3.24), il est possible d'évaluer l'IBSD à l'aide de la méthode de Wang par exemple.

### 3.9.2.2 Détermination de l'IBSD par la méthode de Wang

#### Étape 1

On détermine l'espacement moyen principal (*Principal Mean Spacing* ou *PMS*) pour les trois familles du massif, tel qu'expliqué à l'Encadré 3.24. On peut également programmer l'algorithme de Karzulovic et Goodman (1985) pour qu'il donne les valeurs du *PMS* à partir des données obtenues par balayage rapide.

#### Étape 2

On détermine les trois angles caractéristiques  $\alpha$ ,  $\beta$  et  $\phi$  qui définissent la divergence de ces trois familles par rapport à la perpendiculaire. Les angles entre les trois paires de perpendiculaires par rapport aux familles  $\alpha$ ,  $\beta$  et  $\phi$  sont égaux à  $90-\alpha$ ,  $90-\beta$  et  $90-\phi$ . Il est donc facile de trouver  $\alpha$ ,  $\beta$  et  $\phi$  à partir d'une représentation stéréographique en projection de Wülf, à l'aide des trois pôles par exemple. À cause de leur interdépendance, peu importe quelles paires sont assignées à  $\alpha$ ,  $\beta$  et  $\phi$ .

#### Étape 3

On représente les espacements principaux sous forme d'histogrammes et on détermine la distribution statistique la plus appropriée.



#### Étape 4

On applique l'Équation 3.68 en utilisant les valeurs du Tableau 3.25. Cette équation a été calibrée par Wang *et al.*, (1992) à l'aide de multiples simulations numériques et une analyse statistique.

$$V_{i,p} = C_{i,p} \frac{PMS_A}{\cos \alpha} \frac{PMS_B}{\cos \beta} \frac{PMS_C}{\cos \phi} \quad (3.68)$$

où  $V_{i,p}$  = volume de blocs *in situ* (m<sup>3</sup>), identifié par l'indice  $i$ , à une valeur de pourcentage de passant donnée, exprimée par l'indice  $p$ ;  $p = 10, 20, \dots, 100$  (%).

Par exemple, le volume de blocs *in situ* de passant 50 % est noté  $V_{i50}$  (m<sup>3</sup>) et est donné par l'Équation 3.68 à l'aide du coefficient  $C_{i50}$  du Tableau 3.25, en fonction des répartitions des espacements observés. En cas de doute, on considère qu'il est raisonnable de choisir comme hypothèse que les trois familles ont une distribution soit exponentielle, soit log-normale. Pour certains massifs rocheux sédimentaires, une distribution uniforme (tous les espacements sont égaux) peut être appropriée pour les espacements de stratification et utilisée avec deux familles exponentielles (p. ex. pour les diaclases). Lu et Latham (1999) analysent en détail l'utilisation de cette méthode.

Pour illustrer l'utilisation du Tableau 3.25, on considère trois familles de discontinuités avec chacune une distribution exponentielle des espacements,  $PMS_A = PMS_B = PMS_C = 1.0$  m et des familles orthogonales. Les volumes correspondant à des passants de 50 % et 80 % sont respectivement  $V_{i50} = 2.7$  m<sup>3</sup> et  $V_{i80} = 8.9$  m<sup>3</sup>.

Lorsque l'on effectue une analyse de la blocométrie naturelle *in situ* à partir des données pour lesquelles la persistance des discontinuités a été mesurée (voir la Figure 3.51), il est souvent utile de considérer conjointement l'espacement et la persistance en :

- incluant à la fois des discontinuités persistantes (codées « p ») et non-persistantes (codées « n ») – voir l'Encadré 3.24, ce qui donne une limite inférieure de l'IBSD ;
- n'incluant que les discontinuités persistantes (codées « p ») afin de déterminer une limite supérieure de l'IBSD – voir l'Encadré 3.27, étude de cas B.

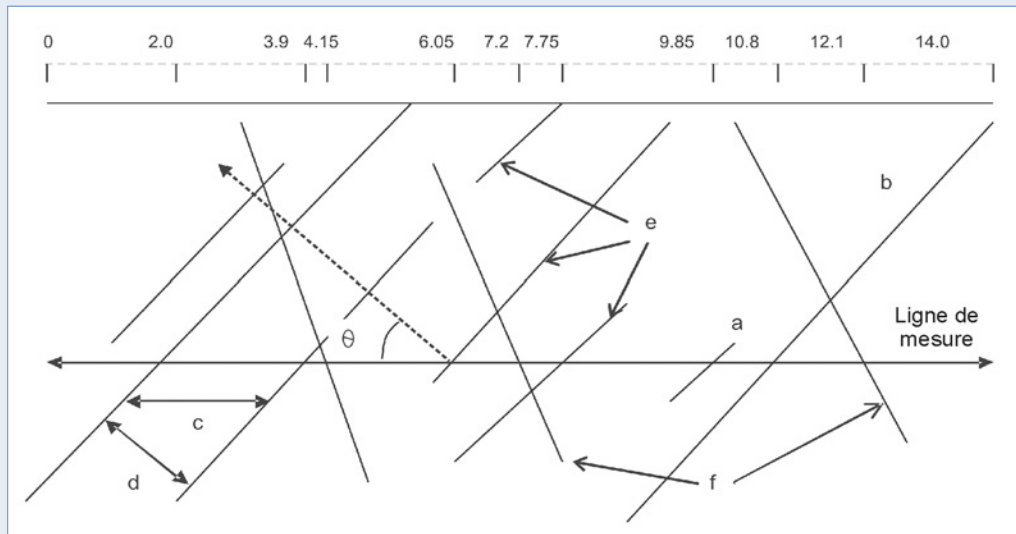
Pour des sites avec des discontinuités de distributions inconnues, une estimation sécuritaire de la blocométrie *in situ* peut être obtenue en choisissant par défaut une distribution uniforme et en incluant les discontinuités persistantes et non-persistantes au calcul.

**Tableau 3.25** Coefficients  $C_{i,p}$  (-) utilisés dans la méthode d'évaluation de l'IBSD pour plusieurs de types de fonctions

$V_{i,p}$ (m <sup>3</sup> )	3 exponentielles	3 uniformes	2 exponentielles + 1 uniforme	3 log-normales
$V_{10}$	0.332	0.375	0.420	0.469
$V_{20}$	0.710	0.700	0.825	0.949
$V_{30}$	1.207	1.052	1.282	1.511
$V_{40}$	1.852	1.460	1.824	2.225
$V_{50}$	2.708	1.939	2.487	3.094
$V_{60}$	3.980	2.548	3.325	4.283
$V_{70}$	5.867	3.343	4.439	5.949
$V_{80}$	8.948	4.495	6.151	8.498
$V_{90}$	15.332	6.623	9.144	13.376
$V_{100}$	38.922	17.772	24.905	38.207

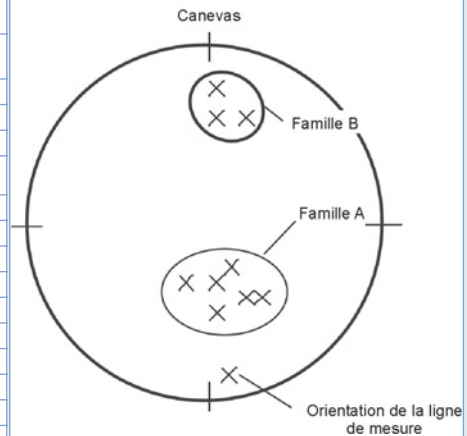
## Encadré 3.24 Relevé sur le site et mesure des espacements

Cet encadré présente la terminologie et les méthodes nécessaires pour réaliser une prédiction d'IBSD à l'aide de la Méthode de Wang.



**Figure 3.50** Cartographie par balayage montrant l'espacement entre les familles de discontinuités et des exemples de mesures (a) discontinuité non persistante : longueur < 3m; (b) discontinuité persistante : longueur  $\geq$  3m; (c) espacement (DS); (d) espacement principal (PS); (e) famille A; (f) famille B;  $\theta$  est l'angle entre la ligne de balayage et la normale à une famille de discontinuités

Données sur la discontinuité						
Informations générales						
Projet n° 1	Nom de la carrière : Scandanavian		Type de roche : gneiss granite			
Enregistrement n° 1	Attitude de l'enregistrement : azimuth 176		Angle de plongement : (+/-) 15 (bas)			
N° de pages 1/5						
Données de discontinuités						
N°	Type	Intercept		Attitude		
		(m)	Direction de pendage	Pendage	Persistante	Remarques
1	2	3	4	5	6	7
0	Début	0.00				
1	Famille A	2.00	358	48	p	
2	Famille A	3.90	360	46	p	
4	Famille A	6.05	348	50	p	
6	Famille A	7.75	10	46	p	
7	Famille A	9.85	340	45	n 1.4	
8	Famille A	10.80	358	42	p	
3	Famille B	4.15	190	73	p	
5	Famille B	7.20	212	68	p	
9	Famille B	12.10	175	65	p	



**Note :** le tracé des discontinuités sur un canevas de Wülf a permis de les classer en familles et de les réorganiser. Les caractéristiques des discontinuités sont reportées dans le tableau, ce qui permet le calcul de l'espacement moyen (*MS*) pour chaque famille. Les mêmes conventions que précédemment sont utilisées. La direction du vecteur pendage (entre 0 et 360°) est utilisée comme repérage non-ambigu de la direction du plan de la discontinuité.

**Figure 3.51** Illustration des données de la Figure 3.50 présentées sur une fiche de saisie modifiée présentant les informations obtenues par balayage et représentation polaire des discontinuités sur un canevas de Wülf

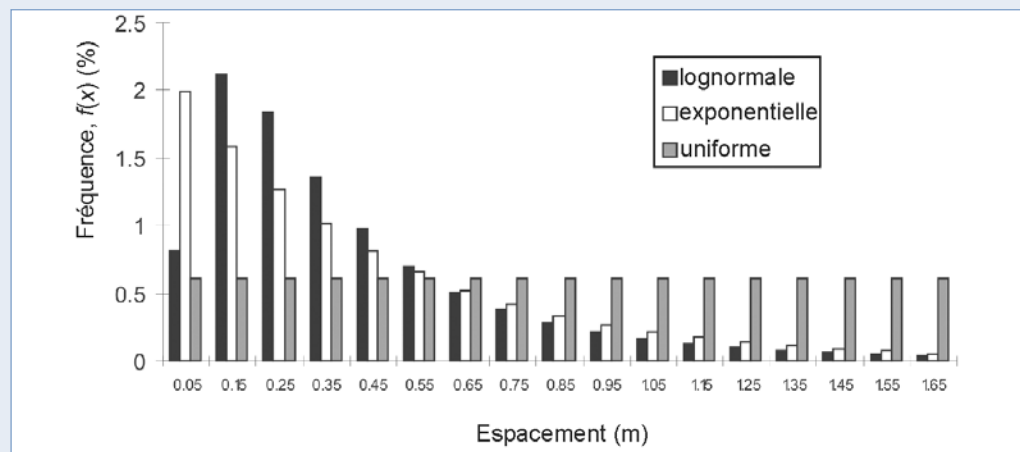
**Les familles de discontinuités** renvoient aux systèmes de discontinuités ayant approximativement la même inclinaison et la même orientation. Du fait de leur processus de formation, la plupart des discontinuités s'organisent en familles qui ont des directions préférentielles. Dans certains cas, ces familles sont clairement définies et faciles à identifier, mais dans d'autres cas, le motif structural est plus désordonné. Des logiciels de projection stéréographique, utilisant les pôles et des analyses en iso-densités sur des canevas de Schmidt sont utilisés pour le regroupement en familles. **DS** est l'**espacement entre les discontinuités**, défini comme étant la distance entre deux discontinuités adjacentes, mesurée suivant une direction d'orientation donnée dans le massif rocheux ou à sa surface. **MS** est l'**espacement moyen** le long d'une ligne de mesure donnée, calculé à partir des valeurs du **DS**.

**Encadré 3.24** Relevé sur le site et mesure des espacements (suite)

Si les joints ont été codés comme appartenant à des familles données, il sera possible, à partir de différentes méthodes (p. ex. Priest, 1993), de définir l'orientation moyenne de cette famille. **Les espacements principaux (PS)** se rapportent à une famille donnée de discontinuités et représentent les distances entre paires de discontinuités voisines dans la même famille – mesurées le long d'une ligne de balayage virtuelle dont la direction est perpendiculaire à l'orientation moyenne de la famille considérée. À l'aide d'un canevas, il est facile de déterminer l'angle entre l'orientation de la ligne de balayage (enregistrée sous la forme de l'azimut et de l'inclinaison de la bande) et la perpendiculaire à la famille A (le centre du groupe de pôles pour la famille A, voir la Figure 3.51),  $\theta$ . La valeur essentielle est l'**espacement moyen principal (PMS)** qui peut alors être déterminé à partir de l'équation  $PMS_A = MS_A \cos \theta$  pour la famille A par exemple. De la même manière, il sera possible d'obtenir  $PMS_A$ ,  $PMS_B$  et  $PMS_C$  pour les trois familles. Ce travail peut nécessiter plus d'une seule ligne de balayage pour obtenir des données de qualité. Pour les massifs à structure plus irrégulière, il est possible d'appliquer un algorithme dans lequel on attribue à chaque discontinuité un numéro de famille différent. Ensuite, l'angle minimal entre deux discontinuités individuelles est analysé pour rassembler les couples les plus proches en une famille de discontinuité. Ce processus itératif est poursuivi jusqu'à ce qu'il ne reste que trois familles de discontinuités avec leur orientation moyenne.

**La distribution des espacements principaux** pour chaque famille peut être représentée; la moyenne et l'écart-type sont alors faciles à trouver. La fréquence d'occurrence de certains intervalles d'espacement peut être tracée sous forme d'histogramme des données discrètes; une distribution générale peut être ajustée à l'histogramme et utilisée pour représenter une fonction continue. Les distributions des espacements sont généralement bien représentées par une fonction exponentielle négative, une fonction log-normale ou, plus rarement, par une fonction uniforme (Figure 3.52). Les fonctions fractales (c'est-à-dire les lois puissances) ont également démontré une bonne adéquation aux données (Lu et Latham, 1999). Le type de fonction qui s'adapte le mieux aux données doit être déterminé. Cela peut être fait visuellement ou à l'aide de logiciels d'analyse de données. Lorsque les trois familles ont chacune une distribution différente, la Méthode de l'Équation peut s'avérer moins précise aux extrémités des interpolations (voir la colonne 3 du Tableau 3.25).

**NOTE :** les espacements associés à chaque famille de discontinuités peuvent être déterminés à partir des données obtenues par balayage rapide (seuls les espacements sont relevés), pour autant qu'il y ait suffisamment de lignes de balayage et que les orientations moyennes de chaque famille aient déjà été déterminées, par exemple, par un échantillonnage approfondi des orientations de toutes les discontinuités dans le domaine étudié (voir Karzulovic et Goodman, 1985).



**Figure 3.52** Illustration des trois distributions des espacements principaux habituellement observées pour les familles de discontinuités

### 3.9.2.3 Détermination de l'IBSD par la méthode de la dissection

Cette méthode (Wang *et al.*, 1991b) nécessite les données d'un balayage détaillé, effectué dans des directions qui coupent les principales familles de discontinuités et, de ce fait, échantillonne convenablement la structure du massif rocheux. Des programmes informatiques propriétaires (voir Wang *et al.*, 1992b) parfois disponibles sur internet permettent de mettre en œuvre l'algorithme. Ce type de programmes utilise les coordonnées des plans de discontinuités (obtenues lors du balayage détaillé, voir Figure 3.50), contenant l'orientation des discontinuités et leur intersection avec la ligne de mesure, afin de déterminer les volumes compris entre les plans. Le massif rocheux est représenté comme le « bloc limite ».

L'algorithme se présente généralement comme suit :

- division du bloc limite en deux blocs de formes différentes en prenant la première discontinuité dans le fichier de données ;
- dissection de ces deux blocs à l'aide de la discontinuité suivante dans le fichier pour obtenir 3 ou 4 blocs ;
- poursuite de la dissection jusqu'à la dernière discontinuité, en conservant les coordonnées de tous les coins de chaque bloc naturel ;
- calcul du volume de chaque bloc (la longueur et le diamètre nominal maximum de chaque bloc peuvent également être déterminés).

L'analyse de l'IBSD à l'aide des programmes de dissection comportera classiquement les étapes suivantes :

- **étape 1 :** l'utilisateur définit le *bloc limite* qui inclut le massif rocheux à évaluer, en choisissant 6 plans de discontinuité ;
- **étape 2 :** le fichier d'entrée est lu et donne chaque plan de discontinuité successif, pour un ou plusieurs segment(s) de ligne de balayage, et le programme de dissection est lancé ;
- **étape 3 :** le résultat est analysé sous la forme de vues en 3D du massif rocheux, d'histogrammes, de courbes de distribution, de tracés stéréo de pôles de discontinuité etc., comme l'illustre l'étude de cas B de l'Encadré 3.27

#### 3.9.2.4 Détermination de l'IBSD par modélisation stochastique

Une autre approche consiste à simuler de manière aléatoire le découpage du massif rocheux par des disques sécants (ou d'autres figures géométriques) ayant une répartition et des tailles adéquates, afin de créer un réseau stochastique qui ressemble, du point de vue statistique, au motif de fissuration mesuré. La démarche commence par la caractérisation de chaque famille de discontinuités *in situ* puis par le choix des distributions les mieux adaptées pour le pendage, l'azimuth, l'espacement et la persistance. Dans le cadre d'une simulation, on peut alors obtenir une gamme de blocométries *in situ*, voir Aler *et al.* (1996). D'autres programmes (p. ex. voir Dershovitz *et al.* (1999)) peuvent également générer une IBSD avec une correspondance statistique entre les figures géométriques représentant les discontinuités et celles qui sont mesurées. On procède habituellement à une simulation de Monte Carlo pour obtenir de nombreux résultats d'IBSD et adopter une IBSD caractéristique (p. ex. moyenne). Ces approches sont souvent considérées comme particulièrement appropriées lorsque les blocs ont des formes très irrégulières. Voir également Thornton *et al.* (2002) pour une analyse de la modélisation stochastique de la fragmentation.

#### 3.9.2.5 Détermination de l'IBSD à partir des données des sondages

La densité volumétrique  $J_v$  (1/m) est une mesure du nombre de discontinuités qui coupent un volume du massif rocheux, exprimée sous la forme du nombre de joints par m<sup>3</sup>.  $J_v$  est généralement calculé à partir des espacements moyens principaux et vaut  $J_v = 1/PMS_A + 1/PMS_B + 1/PMS_C$ . Il peut également être calculé pour une fissuration aléatoire et irrégulière. Palmström (2001) a proposé un coefficient lié à la forme des blocs,  $\beta$  (-), qui vaut 36 par défaut. Multiplié à  $J_v^{-3}$ , il fournit une estimation du volume médian des blocs,  $V_{i50}$ , en supposant un massif rocheux à découpage orthogonal. En prenant en considération les espacements potentiels maximaux et minimaux typiques des différentes familles de joints, il est possible d'estimer les limites supérieure et inférieure de  $J_v$ , qui peuvent de la même manière donner une estimation approximative des volumes maximum et minimum des blocs *in situ*.

Palmström a également suggéré une méthode simple pour obtenir la densité pondérée des joints  $JD_w$  (1/m), similaire à la densité volumétrique des joints,  $J_v$  ( $JD_w \approx J_v$ ), mais déterminé soit à partir de données 1D obtenues sur des carottes, soit à partir de données en 2D obtenues à partir d'affleurements. Les mesures pondérées de fissuration en 1D qui peuvent être effectuées sur les carottes afin d'en déduire  $JD_w$  sont obtenues comme suit :

- pendant l'analyse du sondage, mesurer l'angle  $\alpha$  entre l'axe du forage et le pendage de chaque discontinuité pour lui affecter une pondération,  $f$ :
  - pondération du joint  $f = 1$  pour  $\alpha > 60^\circ$ ,
  - pondération du joint  $f = 1.5$  pour  $31^\circ < \alpha < 60^\circ$ ,
  - pondération du joint  $f = 3.5$  pour  $16^\circ < \alpha < 30^\circ$ ,
  - pondération du joint  $f = 6$  pour  $\alpha < 16^\circ$ ;
- compter le nombre de joints ( $n_1, n_2, n_3, n_4$ ) dans une longueur,  $L$  (m), de carotte présentant un intérêt et attribuer une des 4 pondérations possibles  $f = 1, 1.5, 3.5$  ou  $6$  suivant l'obliquité du joint;
- calculer la densité pondérée des joints,  $JD_w$ , à l'aide de l'Équation 3.69:

$$JD_w = [(n_1 \times 1) + (n_2 \times 1.5) + (n_3 \times 3.5) + (n_4 \times 6)] / L \quad (3.69)$$

La valeur de  $JD_w$  peut être interprétée comme un nombre de discontinuités par  $m^3$  et peut alors être utilisée de la même manière que  $J_v$  comme un moyen d'évaluer le volume typique des blocs *in situ*,  $V_{i50}$ , représentatif d'un échantillon de longueur de carotte. L'examen d'échantillons de sections de la carotte, de 5 m de longueur, sur les longueurs de carotte les plus intactes, peut servir à estimer le volume maximum des blocs *in situ*,  $V_{i100}$ , pour l'ensemble de la carrière.

L'inconvénient est que cette interprétation repose souvent sur des sondages verticaux qui, en dépit des pondérations, peuvent se révéler incapables d'échantillonner de manière représentative les discontinuités du massif. Il est recommandé de procéder à des sondages horizontaux et/ou perpendiculaires aux principales familles de joints, afin de compléter les reconnaissances.

### 3.9.3 Abattage à l'explosif

Cette section présente tout d'abord une rapide introduction sur les facteurs d'abattage qui concernent la production d'enrochement et de granulat (Section 3.9.3.1). Le processus de fragmentation est brièvement décrit (Section 3.9.3.2), puis les différences de base entre le réglage des tirs pour les granulats et pour les enrochements (Section 3.9.3.3) sont présentées, de même que des mesures concrètes souvent utiles pour maximiser le rendement en enrochements (Section 3.9.3.4).

#### 3.9.3.1 Facteurs qui affectent l'abattage des enrochements

Certains aspects de la production d'enrochement requièrent une attention à des aspects qui ne sont généralement pas développés dans l'abondante documentation sur l'abattage (p. ex voir JKRCM (1996), Jimeno *et al.* (1997) et Persson *et al.* (1993)). Dans le cadre de la production d'enrochement, on cherche à produire des blocs d'une taille supérieure à celle qui est obtenue lors d'un abattage classique. L'objectif de toute conception d'un tir d'abattage est de produire des blocs dont la taille et la forme faciliteront les opérations ultérieures et minimiseront les coûts totaux. Le réglage du tir d'abattage est un processus important qui doit garantir la fragmentation souhaitée. Il y a cependant beaucoup de difficultés à surmonter, notamment parce qu'il existe de nombreux facteurs qui affectent la fragmentation et qui ne sont pas contrôlables.

#### Facteurs non maîtrisables:

- l'espacement et l'orientation des discontinuités (stratification, joints, failles, fragilités locales);
- la résistance et la déformabilité (liées au type de roche et à ses caractéristiques d'altération);
- la densité, la porosité, la perméabilité;
- la présence d'eau dans les trous de mine, dans les fractures et les joints;
- les variations spatiales de la géologie et des types de roches en général.

**NOTE:** ces facteurs sont essentiellement des caractéristiques géologiques du massif rocheux ou

bien découlent de l'altération. Bien que non maîtrisables, ils peuvent généralement être mesurés et leur effet pris en compte lors de la conception ou du réglage du tir d'abattage.

**Facteurs maîtrisables:**

- les propriétés et les méthodes de détonation des explosifs utilisés, y compris la séquence du tir;
- la conception du tir d'abattage (configuration et plan de foration).

Pour être réussi, l'abattage doit avoir des objectifs clairement définis tels que la blocométrie requise du matériau abattu, la facilité de manutention des matériaux abattus, une perturbation minimale dans la poursuite de l'exploitation etc. Une compréhension théorique du processus de fragmentation est requise ainsi que la connaissance des caractéristiques de la roche, des effets de l'utilisation de différents explosifs et techniques de détonation et des contraintes environnementales. L'expérience et l'expertise du mineur combinent tous ces éléments, parfois à l'aide d'un logiciel d'abattage. Pour ce qui concerne spécifiquement l'abattage pour la production d'enrochements, les principaux objectifs de la fragmentation sont :

- l'abattage pour améliorer le rendement en gros blocs dans les fronts de carrière de granulats spécialement réservés à cet usage;
- l'abattage pour augmenter ou réduire le rendement en gros blocs dans les carrières dédiées.

La réussite économique dans ce dernier cas est contrainte par la nécessité de produire, autant que possible, uniquement le matériau requis par le dimensionnement. Cela peut nécessiter qu'une fragmentation secondaire soit pleinement intégrée comme moyen de production au moment où sont fixés les objectifs d'abattage, en particulier la proportion des plus gros blocs (voir l'Encadré 3.28).

### 3.9.3.2 **Processus de fragmentation**

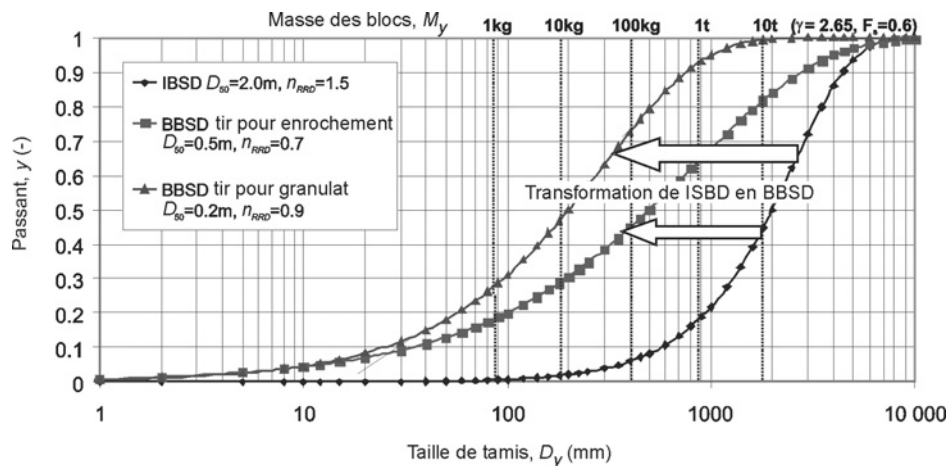
L'Encadré 3.27 illustre la manière dont la stratification, la fissuration et les autres discontinuités *in situ* découpent le massif rocheux en bloc présentant des distributions de formes et de tailles prédéfinies (voir la Figure 3.60) avant l'abattage. La libération concentrée d'énergie provenant des explosifs confinés dans des trous de mine transforme l'IBSD en une BBSD de matériaux plus fins (Figure 3.49). L'élévation soudaine de la pression des gaz induite par l'explosion et la transmission d'une onde de choc entraîne un écrasement par compression à proximité du trou, une fracturation par traction radiale et une fissuration par décollement sous l'effet de la traction sur les fronts libres. La fracturation et la fragmentation sont accompagnées d'une circulation de gaz dans les fissures, ce qui accroît encore leur volume. Les gaz, aidés par la gravité, poussent les blocs du front de taille vers le tas abattu. La capacité à atteindre la BBSD souhaitée dépend de la connaissance de l'IBSD, de la résistance et de la persistance des discontinuités naturelles et :

- d'autres facteurs incontrôlables (voir plus haut) qui conditionnent l'« abattabilité » du massif;
- de l'énergie explosive mobilisée dans le tir.

### 3.9.3.3 **Comparaison du réglage de tir pour les enrochements et pour les granulats**

Un **tir d'abattage pour granulats** a pour objectif de minimiser les tailles de gros blocs – la fragmentation secondaire est onéreuse – en maintenant la BBSD moyenne à moins de 10 % des blocs supérieurs à 3 t environ. Il faut aussi veiller à limiter le pourcentage de roches réduites, par une énergie d'explosion excessive, à des particules fines inutilisables. En règle générale, une charge spécifique de 0.4 à 0.7 kg/m<sup>3</sup> (kg d'explosif par m<sup>3</sup> de roche *in situ*) est utilisée en deux ou trois rangées de tirs pour une fragmentation suffisante.

Pour la production d'enrochements, les responsables de tir devraient être avertis des différences fondamentales, en termes de conception et de mise au point du tir, par rapport à la fragmentation pour des granulats (voir la Figure 3.53 et la Section 3.9.3.4). Pour **un tir d'enrochements**, on utilise souvent une charge spécifique faible jusqu'à 0.2 kg/m<sup>3</sup>.



**Note :**  $F_s$  est le facteur de forme – voir Section 3.4.2;  $n_{RRD}$  est le coefficient d'uniformité de la granulométrie – voir Section 3.4.3.3. Les blocométries *in situ* (IBSD) et abattues (BBSD) sont représentées par les courbes de Rosin-Rammler.

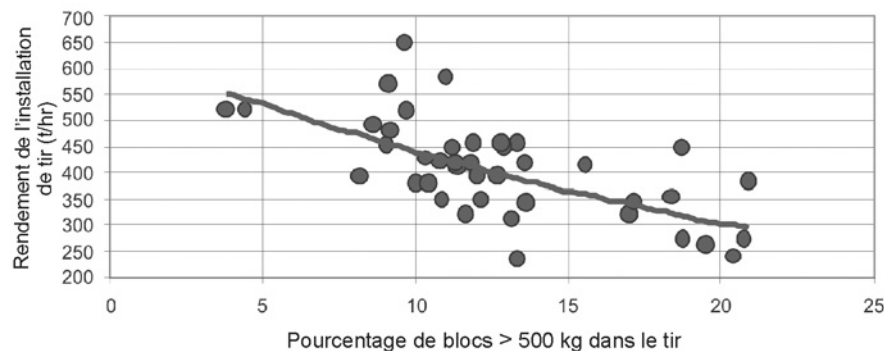
**Figure 3.53** Illustration des scénarios théoriques d'un abattage de granulats et d'un abattage d'enrochements appliqués au même massif rocheux

### 3.9.3.4 Suggestions d'amélioration du rendement en enrochements

En règle générale, la proportion de blocs abattus utilisables comme enrochements augmente avec la résistance à la traction et le module d'Young de la roche et avec l'espacement des discontinuités. Les abattages conventionnels (p. ex. pour les granulats et les minerais) visent une fragmentation élevée. En revanche, de plus grands pourcentages d'enrochements peuvent être obtenus en ajustant les pratiques usuelles et en tenant compte des éléments suivants (la Figure 3.55 définit les termes relatifs à l'abattage) :

1. Une faible **charge spécifique**. En règle générale, on peut utiliser une charge spécifique faible comprise entre 0.11 et 0.25 kg/m<sup>3</sup>. Si possible, l'explosif utilisé doit avoir une vitesse de détonation,  $VOD$  (m/s) plus faible. Pour ces charges spécifiques faibles, il est essentiel d'avoir une grande précision de foration afin d'éviter une fragmentation insuffisante entre deux trous.
2. Le **ratio espacement/banquette** doit habituellement être inférieur ou égal à 1 avec une banquette plus grande que l'espacement entre les discontinuités dans une masse rocheuse fissurée.
3. Si la hauteur des **gradins** est trop élevée ou trop faible, la production d'enrochement sera mauvaise. Pour une estimation initiale, on peut choisir une hauteur de gradin égale à deux ou trois fois la banquette. Lors de la planification des niveaux des gradins, les bancs (épais) ou zones favorables à partir desquels les enrochements pourraient être produits doivent être situés près du sommet du gradin, le long des sections de bourrage des trous.
4. On recommande en général une grande **longueur de bourrage**, supérieure à la banquette.
5. Les **forages** doivent être faits en petit diamètre – il est préférable d'opter pour un diamètre inférieur à 100 mm.
6. Une seule rangée de trous est préférable à plusieurs rangées. Si cela est autorisé, les trous doivent être déclenchés simultanément plutôt que successivement mais ceci peut entraîner de fortes vibrations.
7. Une forte concentration d'énergie est nécessaire avec une **charge en fond** de trou, pour un détachement net du pied de tir.
8. Une **charge répartie** à base de nitrate fioul **en cartouche** est efficace pour obtenir des blocs de 300 à 3 000 kg – la répartition uniforme de l'explosif donne une fragmentation relativement homogène.
9. Dans la plupart des situations, on cherche à obtenir des enrochements supérieurs à 3 t, il sera alors nécessaire de concentrer la **charge en pied** et – pour casser la continuité des explosifs – soit de la recouvrir avec des granulats ou soit de la laisser à l'air libre.

L'objectif courant des tirs d'enrochement est d'obtenir une blocométrie abattue avec un pourcentage maximal de gros blocs. Ce type de tir doit engendrer un minimum de nouvelles fractures tout en ayant une concentration d'énergie suffisante pour détacher complètement les blocs du massif et pour produire un front net. La meilleure blocométrie abattue (BBSD) réalisable sera située, pour sa partie supérieure, près de la partie supérieure de la courbe d'IBSD (juste à sa gauche) et se déploiera considérablement pour les tailles les plus réduites – voir par exemple l'étude de cas B de l'Encadré 3.27 (Figure 3.62). Lorsque l'espacement moyen des discontinuités donne des blocs *in situ* de taille excessive, la conception du tir doit en garantir une rupture suffisante pour limiter la proportion de blocs supérieurs à 20 t, dont la manutention devient difficile. Il est souvent plus économique de récupérer un peu moins de gros enrochements – même si cela nécessite davantage d'abattage et donc une surproduction – que d'avoir à gérer des blocs excessivement gros. L'excavation des matériaux abattus et le maintien de fronts et de pieds convenables deviennent plus difficiles dès lors que la production de très gros blocs augmente et que la charge spécifique diminue. Le rythme de production des pelles, des chargeuses et de l'installation de tri ralentit également (Figure 3.54).



**Figure 3.54** Influence de la récupération des enrochements sur la production d'une installation de tri (source : J. Van Meulen)

### 3.9.4 Prédiction et évaluation des courbes de rendement

Plusieurs modèles de prédiction des courbes de rendement sont proposés ici. Des références supplémentaires concernant de nouveaux modèles d'abattabilité et un tableau simplifié à consulter pour estimer approximativement les rendements (Tableau 3.26) sont aussi fournis. Cette section identifie les méthodes d'évaluation des blocométries des matériaux abattus et inclut des études de cas dans lesquelles l'IBSD et la BBSD sont utilisés pour prédire le rendement en enrochements.

**NOTE :** les termes relatifs à l'abattage apparaissent à la Figure 3.55.

La prédiction de blocométrie de l'enrochement abattu – BBSD – (courbes de fragmentation et de rendement) fait l'objet d'un effort de recherche particulier car le risque d'erreurs de prédiction reste très élevé. Sa précision est limitée parce que les conditions géologiques ne peuvent pas être aisément déterminées pour chaque tir et que la mise en œuvre de la conception du tir peut se heurter à des contraintes pratiques. Dans le cas des carrières dédiées, la prédiction des courbes de rendement de carrière, que ce soit par le biais de tirs d'essai ou d'études des discontinuités par balayage ou à l'aide de reconnaissances par sondage, associées à la modélisation du tir, joue un rôle crucial dans l'optimisation du dimensionnement de l'ouvrage (p. ex. voir l'étude de cas sur la digue à berme à la Section 6.1.6). Plusieurs approches de prédiction de la fragmentation sont décrites ci-après :

- **modèle de Kuz-Ram**, Section 3.9.4.1 : il est utilisé dans de nombreuses applications logicielles et peut servir si l'on connaît mal l'IBSD. Il convient de vérifier que le  $n_{RDD}$  est réaliste ;
- **modèle de Bond-Ram (BRM)**, Section 3.9.4.2 : il fait un bon usage de l'IBSD, c'est pourquoi on le préfère généralement dans le cas des enrochements ; il présente des incertitudes quant à la fiabilité de l'indice de Bond ; il peut être mis en œuvre de deux manières différentes ;



- **modèle de Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony (KCO)**, Section 3.9.4.3: l'équation de Rosin-Rammler  $y$  est remplacée par une nouvelle approche prometteuse qui convient à l'évaluation des particules fines; ce modèle exige une évaluation raisonnablement précise de l'IBSD maximal pour une bonne prévision des rendements d'embrochements;
- **tableau simplifié**, Section 3.9.4.4: il constitue une alternative simplifiée aux modèles. Dès lors que l'on dispose d'un minimum d'informations sur les discontinuités dans le cas d'abattages de granulats ou d'embrochements classiques, il est possible de suivre les recommandations simplifiées présentées dans ce tableau.

Après les tirs d'essai ou de production, il est essentiel de pouvoir évaluer la BBSD produite sur site. Les méthodes d'évaluation des courbes de rendement exposées dans ce guide incluent :

- **l'analyse d'images**, Section 3.9.4.5: elle est à la base des logiciels commerciaux et illustre comment une image photographique peut être convertie en courbes de rendement;
- **le balayage photo**, Section 3.9.4.6: elle donne une méthode d'estimation simplifiée des distributions des tailles à partir de photographies, aucun outil logiciel spécialisé n'est requis;
- **tri et mesure directe des blocs**, Section 3.9.4.7: il s'agit de méthodes directes pour déterminer la taille des matériaux abattus; elles permettent de déterminer plusieurs points sur la courbe de rendement.

### Recommandations pour le choix des méthodes de prédiction des courbes de rendement

Jusqu'à présent, l'expérience n'a pas permis de déterminer de manière tranchée quelle était la méthode de prédiction la plus appropriée. La situation est plus claire pour la fragmentation avec un niveau plus élevé d'énergie pour les carrières de granulats, car on dispose de davantage d'études bien documentées, contenant des évaluations suffisamment précises des matériaux abattus (associée au tamisage d'échantillons à échelle réelle ou à une analyse d'image bien maîtrisée) ainsi qu'une analyse détaillée de l'IBSD du massif rocheux. Dans le cas des embrochements, la base de données est trop modeste pour analyser toutes les variables propres au réglage du tir d'abattage. On dispose d'encore moins de données relatives aux tirs à faible énergie ayant souvent comme seul objectif de libérer des blocs *in situ* utilisés comme embrochements. Les études de cas (voir Encadrés 3.26 et 3.27) illustrent bien la recherche permanente de méthodologies adaptées pour la prédiction de l'abattage d'embrochement.

Si les reconnaissances sur le site sont minimales, mais peuvent fournir les valeurs de  $RQD$  (voir la Section 3.2.2) ou de  $PMS$  (voir l'Encadré 3.24) relatives au massif rocheux, le Tableau 3.27 est un point de départ pour la prédiction, sans qu'il soit nécessaire d'appliquer un modèle de tir.

Si l'on peut réaliser une bonne estimation du facteur de massif,  $A$  (-) (voir Encadré 3.25), mais que l'espacement entre les discontinuités est mal connu, le modèle de Kuz-Ram donnera une courbe de prédiction complète. La valeur du coefficient d'uniformité  $n_{RDD}$  risque d'être trop élevée; voir par exemple les données du Tableau 3.29 qui suggèrent une valeur de  $n_{RDD}$  généralement comprise entre 0.7 et 0.9 pour l'abattage d'embrochement. Les abattages d'embrochement typiques ont des coefficients d'uniformité inférieurs à ceux des tirs à haute fragmentation; il est donc vital d'appliquer la correction déterminée par Spathis (2004) à chaque fois que l'on utilise l'équation de Kuznetsov dans les modèles de BBSD appliquée à la production d'embrochements.

Pour tirer parti de l'importance connue des discontinuités *in situ*, il est toujours utile d'obtenir des données permettant d'estimer le volume caractéristique et maximal des blocs *in situ*. La méthode de la densité pondérée des joints (Section 3.9.2.5), basée sur des données issues de sondage, convient bien aux sites vierges avec peu d'affleurements dans lesquels les levés par balayage et la cartographie des affleurements sont impossibles.

Si une reconnaissance minutieuse du site peut révéler les variations essentielles des propriétés du massif rocheux, la courbe d'IBSD donnant les valeurs de passant de 100, 80 et 50 % sera extrêmement utile à la prédiction d'abattage. Les modèles de Bond-Ram font un bon usage de l'IBSD dans son ensemble et semblent prometteurs dès lors que l'indice de Bond,  $W_i$ , est suffisamment

bien calibré pour le massif rocheux en question. Ils ont comme avantage de ne pas reposer sur la précision de la taille maximale *in situ* et de se concentrer sur le passant à 80 % qui a une importance accrue pour la production d'engrènement.

Le modèle KCO semble généralement bien convenir à la prédiction des tailles plus petites (en dessous de 50 mm) quelle que soit la conception du tir. Il apparaît également que si l'IBSD permet de contraindre  $D_{b100}$  ( $\approx D_{i100}$ ) avec précision, il peut aussi très bien fonctionner pour l'engrènement. Il faut alors choisir entre les deux approches proposées pour déterminer le paramètre  $b$  (voir Équations 3.78 et 3.79). Chacune peut fortement influencer la proportion de gros blocs entre  $D_{b100}$  et  $D_{b50}$ . La pertinence du modèle KCO à la prédiction des tirs d'engrènement sera accrue par les futurs résultats confortant l'Équation simplifiée 3.76 et par la détermination pertinente des coefficients de massif  $A$  et de  $D_{b100}$ .

**NOTE:** l'indice  $i$  correspond à la situation *in situ* avant tir; l'indice  $b$  correspond à la situation après tir.

Pour finaliser le dimensionnement d'un ouvrage, comme une digue à talus, à partir d'une prédiction du rendement moyen pour l'ensemble d'une carrière dédiée, il est recommandé que la courbe de rendement choisie soit sécuritaire et que le pourcentage de blocs de taille maximale soit raisonnable. Opter pour des tailles légèrement inférieures permettra au mineur d'utiliser une fragmentation plus élevée si le massif tend à surproduire des blocs de très grosse taille; il est alors possible d'assurer une production plus conforme à la prédiction. En revanche, il est rarement possible d'ajuster les tirs pour produire des blocs avec des tailles plus importantes. Une fois que le tir a été mis au point et finaliser sur la base d'une prédiction de courbe de rendement et d'une exploitation maximale de la carrière, l'équipe de production doit tout mettre en œuvre pour rester au plus près de la courbe cible.

Une fois la carrière ouverte, l'évaluation de l'abattage est essentielle et il convient d'analyser activement des courbes hebdomadaires de rendement, les indicateurs d'IBSD et les données de l'abattage de production. Il sera souvent possible d'utiliser l'un des modèles de prédiction suggérés plus haut et de le recalibrer en fonction des propriétés intrinsèques du massif rocheux (comme l'indice de Bond,  $W_i$ , ou le coefficient de la masse rocheuse,  $A$ ). Ceci doit permettre d'ajuster la charge spécifique pour intégrer les variations régionales d'IBSD dans la carrière en développement.

### 3.9.4.1 Modèle de Kuz-Ram

Cunningham a mis à jour les travaux de Kuznetsov (1973) et a introduit le modèle de Kuz-Ram en 1983. Dans des révisions ultérieures de ce modèle, Cunningham (1987) a inclus une meilleure estimation du coefficient du massif rocheux,  $A$ , sur la base de l'indice d'abattabilité de Lilly (1986). Il existe trois équations importantes qui, par une simple combinaison, fournissent la courbe de BBSD. Le modèle de Kuz-Ram – ou de modèles similaires – doit s'utiliser avec précautions. Des facteurs dont l'importance est reconnue, tels que la séquence de détonation, ne sont pas inclus dans le modèle de Kuz-Ram. L'effet de la structure du massif et le rapport entre la banquette et l'espacement requièrent un examen attentif (Konya *et al.*, 1990).

#### Équation de Rosin-Rammler

L'équation porte le nom de ses auteurs (Rosin et Rammler, 1933) et donne la forme de base de la BBSD à attendre, en fonction de  $D_{b50}$  et  $n_{RRD}$ . La fraction de passant,  $y$ , correspondant à une certaine taille de tamis  $D_y$  sont donnés (voir également la Section 3.4.3.3):

$$y = 1 - \exp \left\{ \ln \left( \frac{1}{2} \right) \left( \frac{D_y}{D_{b50}} \right)^{n_{RRD}} \right\} \equiv 1 - \exp \left\{ -0.693 \left( \frac{D_y}{D_{b50}} \right)^{n_{RRD}} \right\} \quad (3.70)$$

Une fois que  $D_{b50}$  et  $n_{RRD}$  ont été déterminés à partir des Équations 3.71 et 3.72 ci-dessous, la substitution des valeurs de  $D_y$  donnera les valeurs de fraction de passant à partir desquelles la courbe de BBSD complète peut être déduite. Pour une prédiction de BBSD qui se concentre sur des tailles d'engrènements de 0.1 à 1 ou 2 m, l'équation de Rosin-Rammler est considérée comme

l'option simple la plus intéressante. Il est à noter que si les données provenant des matériaux abattus tamisés ou analysés selon la méthode photographique dévient de manière surprenante de la fonction d'ajustement de Ros-Ram aux alentours des tailles maximales, cela peut être dû à un mauvais échantillonnage de la fraction la plus grosse, ce qui peut écarter les résultats ponctuels mesurés de la production moyenne en question. D'autres points faibles de l'équation de Ros-Ram sont cités ci-dessous :

- elle correspond parfois insuffisamment aux résultats de tirs qui ont des rendements élevés en différentes tailles d'enrochements (Lizotte et Scoble, 1994);
- elle ne parvient pas à donner une taille maximale d'enrochement parce que la fonction est asymptotique à la valeur de passant à 100 %;
- elle est généralement incapable de décrire avec une précision raisonnable les proportions de particules dont la taille est inférieure à 50 mm dans le tir. Ceci est particulièrement ennuyeux si l'on souhaite prédire avec précision la nature du tout-venant d'abattage et, par conséquent, le comportement des matériaux constitutifs du noyau provenant de la carrière.

### Équation de Kuznetsov

Cette équation donne  $D_{b50}$  (m) en fonction de  $(A, V, Q, E)$ , ce qui situe la position de la courbe de BBSD :

$$D_{b50} = 100A \left( \frac{V}{Q} \right)^{0,8} Q^{0,167} \left( \frac{E}{115} \right)^{0,633} \quad (3.71)$$

où

$A$  = coefficient de massif;  $A = 1$  pour une roche tendre,  $A = 7$  pour une roche moyenne,  $A = 10$  pour une roche dure fortement facturée;  $A = 13$  pour une roche dure faiblement fracturée;

$V$  = volume de roches abattu par trou ( $m^3$ );

$Q$  = charge par trou de mine (kg);

$E$  = puissance relative de l'explosif (ANFO:  $E = 100$ , TNT:  $E = 115$ );

$Q/V$  = **charge spécifique** ( $kg/m^3$ ), une mesure générale de la puissance explosive du tir.

En complément des valeurs indicatives ci-dessus, il existe désormais différentes méthodes permettant d'estimer  $A$  de façon plus précise, par exemple à l'aide de l'algorithme original d'abattabilité de Lilly – voir Cunningham (1987), Widzyk-Capehart et Lilly (2002) – dont l'essentiel est exposé dans l'Encadré 3.25

Spathis (2004) a signalé une hypothèse implicite dans l'application Kuz-Ram que fait Cunningham de l'équation d'origine de Kuznetsov. Cette hypothèse est de moins en moins vérifiée pour des valeurs de  $n_{RRD}$  basses – typiques des tirs de mine pour les enrochements – parce que la taille moyenne diffère de manière plus significative de la taille médiane avec la diminution de  $n_{RRD}$ . Spathis a tracé la correction nécessaire sous la forme d'une fonction de  $n_{RRD}$  qui indique que pour un  $n_{RRD}$  aussi faible que 0,8, la taille caractéristique,  $D_{b50}$ , serait 1,8 fois trop élevée si l'Équation 3.71 était utilisée sans la correction. Ceci pourrait en partie expliquer pourquoi des applications sans correction du modèle de Kuz-Ram donnent souvent des prédictions optimistes vis-à-vis de la taille des enrochements. En effet, pour les tirs de mine destinés à produire des enrochements, les valeurs de  $n_{RRD}$  sont en général faibles et comprises entre 0,7 et 1.

### Algorithme de l'indice d'uniformité de Cunningham

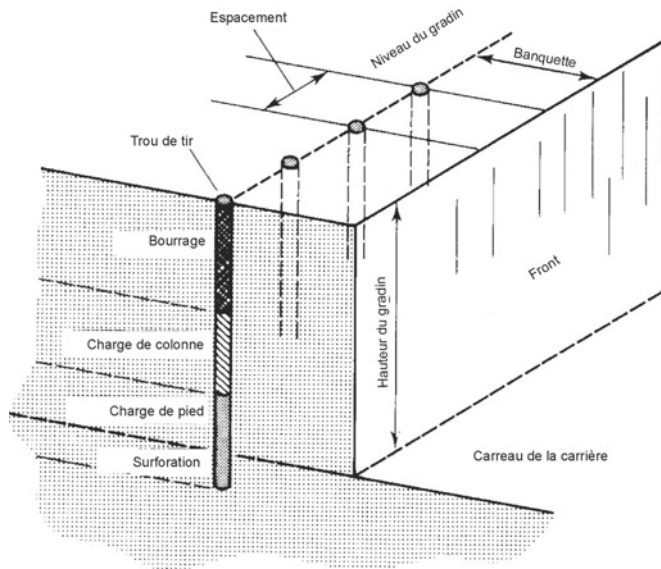
La formule empirique de l'Équation 3.72 détermine  $n_{RRD}$  (-) qui représente l'étalement de la blocométrie du tir, en fonction de la géométrie du réglage du tir d'abattage (voir la Figure 3.55).

**NOTE:** il n'existe aucun élément s'appuyant sur des courbes granulométriques déterminées par tamisage pour étayer cette équation. Néanmoins, elle reste très fréquemment utilisée.

$$n_{RRD} = \left( 2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) \left[ 0.5 \left( 1 + \frac{S}{B} \right) \right]^{0.5} \left( 1 - \frac{W}{B} \right) \left[ \text{abs} \left( \frac{BCL - CCL}{L} \right) + 0.1 \right]^{0.1} \frac{L}{H} \quad (3.72)$$

où

- $d$  = diamètre du trou de mine (mm), généralement de 70 mm au minimum;
- $B$  = banquette (m), voir la Figure 3.55;
- $S$  = espacement entre les trous de mines (m);
- $BCL$  = hauteur de la charge de pied (m);
- $CCL$  = hauteur de la charge par trou (m);
- $L$  = hauteur de la charge totale ( $BCL + CCL$ ) (m);
- $H$  = hauteur du gradin ou profondeur du trou (m);
- $W$  = écart-type de la précision du forage (m);
- $\text{abs}(x)$  = opérateur « valeur absolue de  $x$  ».



**Figure 3.55**  
Terminologie de la géométrie  
d'abattage

**Encadré 3.25** Recommandations pour la détermination du coefficient de massif,  $A$ , utilisé dans la prédiction d'abattage

Cet encadré est un guide pour l'établissement des paramètres de massif rocheux, à partir desquels le coefficient de massif rocheux  $A$ , nécessaire pour les modèles de Kuz-Ram et de KCO, peut être estimé. Les valeurs de  $A$  d'un massif rocheux dépassent très rarement 14. Pour que l'on envisage qu'une roche puisse servir à fournir des enrochements,  $A$  sera probablement compris entre 9 à 14.

$$A = 0.6(RMD + JF + RDI + HF) \quad (3.73)$$

où

- $RMD$  = indicateur de la qualité du massif rocheux = 10 si poudreux ou friable, =  $JF$  si fissuré verticalement, = 50 s'il s'agit d'une roche massive;
- $JF$  = facteur de fissuration = espacement avec le plan de fissuration,  $JPS$  + angle avec le plan de fissuration,  $JPA$ ;
- $JPS$  = 10 si le  $PMS$  moyen est inférieur à 0.1 m; = 20 si le  $PMS$  moyen est compris entre 0.1 m et 1 m; = 50 si le  $PMS$  moyen est supérieur à 1 m. Le  $PMS$  moyen est calculé comme la racine cubique du produit des trois espacements principaux moyens;
- $JPA$  = 20 si la fracturation a un pendage vers l'excavation; = 30 si elle est perpendiculaire au front; = 40 si elle pend vers l'intérieur du massif;
- $RDI$  = influence de la densité de la roche =  $0.025\rho_{roche} - 50$  avec  $\rho_{roche}$  exprimée en ( $\text{kg}/\text{m}^3$ );
- $HF$  = index de dureté, qui dépend de la résistance à la compression simple  $UCS$  (MPa) ou du module de Young  $E$  (GPa),  $HF = E/3$  si  $E < 50$ , ou =  $UCS/5$  si  $E > 50$ .

### 3.9.4.2 Modèles de Bond-Ram

Da Gama (1983) a appliqué la troisième théorie de fragmentation de Bond à l'abattage en utilisant sa relation (Équation 3.74) pour fixer la taille correspondant à 80 % de passant dans le tir d'abattage. La relation de Bond a été appliquée en utilisant l'Équation 3.70 de Rosin-Rammler, avec le coefficient d'uniformité de Cunningham dans l'Équation 3.72, par Wang *et al.* (1992b). Cette approche combinée a été désignée sous le nom de modèle de Bond-Ram, désigné par l'acronyme BRM(A) dans ce guide.

#### Modèle de Bond-Ram(A): BRM(A)

L'équation de **Bond**, qui est basée sur sa troisième théorie de fragmentation, exprime que la réduction de la taille correspondant à 80 % de passant pendant l'abattage est fonction de l'énergie du tir,  $W$  (kWh/t), et d'une propriété du matériau à fragmenter,  $W_i$  (kWh/t) (voir Équation 3.74):

$$W = 10 W_i \left( \frac{1}{\sqrt{D_{b80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{i80}}} \right) \quad (3.74)$$

où  $D_{b80}$  = diamètre de passant à 80 % après abattage ( $\mu\text{m}$ );  $D_{i80}$  = diamètre de passant à 80 % *in situ* ( $\mu\text{m}$ );  $W$  = énergie nécessaire pour la fragmentation.  $W$  est fonction de  $E$ ,  $V$ ,  $Q$  et  $\rho_{\text{roche}}$ , et peut être estimée à l'aide de l'Équation 3.75:

$$W = \frac{0.00365 E \left( \frac{Q}{V} \right)}{\rho_{\text{roche}}} \quad (3.75)$$

où

$E$  = puissance spécifique de l'explosif (%) par référence au nitrate-fioul;

$\rho_{\text{roche}}$  = masse volumique de la roche ( $\text{t/m}^3$ );

$V$  = volume de roche fragmentée par trou de mine ( $\text{m}^3$ );

$Q$  = charge par trou (kg);

$Q/V$  = **charge spécifique** ( $\text{kg/m}^3$ ).

$W_i$  (kWh/t) est analogue à l'indice de Bond pour le broyage, mais il est calibré ici pour l'abattage (Da Gama, 1983) comme suit:

$$W_i = 15.42 + 27.35 \frac{D_{i50}}{B} \quad (3.76)$$

où  $B$  = banquette (m), voir la Figure 3.55;  $D_{i50}$  = diamètre de passant à 50 % des blocs *in situ* (m).

**NOTE:** dans le cas du broyage, les valeurs de l'indice de Bond figurent dans des tableaux correspondant au broyage de différents minerais ou elles sont déterminées grâce à des essais de broyage. Ces valeurs d'indices peuvent être trompeuses si elles sont utilisées directement dans des modèles d'abattage sans facteur de correction.

**NOTE:** les coefficients empiriques des Équations 3.74 à 3.76 ont des dimensions qui tiennent compte des unités indiquées de telle sorte que  $W$  et  $W_i$  sont exprimés en kWh/t.

Pour appliquer BRM(A), on remplace dans l'Équation 3.74 les valeurs de  $W$  and  $W_i$ , ainsi que  $D_{i80}$  issu des informations d'IBSD et on détermine ainsi  $D_{b80}$ . En remplaçant  $y$  par 0,8,  $D_y$  par  $D_{b80}$ , et la valeur de  $n_{RRD}$  déterminée à partir de l'Équation 3.72, dans l'Équation 3.70, on obtient  $D_{b50}$ , à partir duquel on peut déduire l'intégralité de la courbe de Rosin-Rammler pour la BBSD.

### Modèle de Bond-Ram(B) : BRM(B)

Chung et Katsabanis (2000) ont démontré que l'Équation 3.72 donnait des valeurs de  $n_{RRD}$  systématiquement trop élevées par rapport aux résultats tels que mesurés sur des tirs par tamisage. Ils ont suggéré de lier  $D_{b50}$  (déterminé à partir de l'Équation 3.71 de Kuznetsov) avec  $D_{b80}$  (déterminé à partir de la théorie de Bond) afin d'obtenir  $n_{RRD}$  dans l'équation de Ros-Ram (Équation 3.12). Ceci fournit une alternative à l'Équation 3.72 de Cunningham. Ce faisant, la valeur de  $n_{RRD}$  (-) est donnée sous une forme analytique par  $0.842/(\ln D_{b80} - \ln D_{b50})$ . Dans le cas où le  $D_{b50}$  de l'équation de Kuznetsov (Équation 3.71) est utilisé, il a été prouvé que ceci donnait de meilleurs coefficients de Ros-Ram dans l'Équation 3.70. Ainsi, les courbes finales de prédiction de la BBSD sont plus proches des données d'exploitation. Cette approche de Bond-Ram présentée par Chung et Katsabanis est une approche prometteuse de prédiction du rendement dans le cadre de la production d'enrochements. Elle est désignée dans ce guide par l'acronyme BRM(B).

**NOTE :** pour que les prédictions de Bond-Ram soient plus précises, il est recommandé d'effectuer un étalonnage supplémentaire d'une valeur appropriée de  $W_i$ , dans le cadre de l'abattage d'un gradin de carrière pour obtenir des enrochements. Da Gama (1983) a suggéré l'utilisation de l'Équation 3.76 qui est une relation tirée de l'étude empirique d'un petit ensemble de données relatives à des tirs de mine dans une carrière de basalte. À partir d'une analyse rétrospective d'études de cas, les résultats présentés par Lu et Latham (1998) ont suggéré une gamme de résultats sensiblement plus basse, par exemple  $W_i = 6.7 \pm 1.1$  kWh/t pour une carrière de calcaire carbonifère donnée et  $W_i = 10 \pm 4$  kWh/t pour des roches magmatiques. Ces valeurs de  $W_i$  plus basses impliquent une plus grande facilité d'abattage et de fragmentation. Il est conseillé avant d'utiliser l'Équation de Bond de consulter les ouvrages récents, notamment Kahriman *et al.* (2001) pour documenter leur choix entre les valeurs suggérées par Da Gama pour le basalte (~25 kWh/t) et la valeur sensiblement inférieure de 10 kWh/t, suggérée ci-dessus et récemment par Chung et Katsabanis (2000). Alternativement, un calibrage de la valeur  $W_i$  en fonction de la situation spécifique et propre au site est conseillé. La gamme de valeurs de  $W_i$  possibles pour les massifs rocheux considérés dans le modèle Bond-Ram s'étend de 5 à 40 kWh/t.

On utilise de plus en plus les approches qui considèrent le processus d'abattage en fonction du travail effectué pour maîtriser l'abattabilité inhérente du massif rocheux au cours d'une désintégration dynamique.

#### 3.9.4.3 Modèle de KCO

Reconnaissant le faible ajustement pour la proportion de fines offert par le modèle de Rosin-Rammler à deux coefficients et par les équations de loi puissance, des équations plus complexes ont été introduites avec quatre ou cinq coefficients d'ajustement. Les formes de ces courbes peuvent palier le problème de sous-estimation des particules fines souvent rencontré avec les courbes de Rosin-Rammler. Elles sont conçues pour expliquer des combinaisons plus complexes de mécanismes de rupture, comme le broyage au niveau de la mine, le développement des particules fines qui se produit le long des fissures ramifiées qui se propagent, et la fragmentation plus grossière due à la fissuration par traction (Djordjevic, 1999; Kanchibotla *et al.*, 1999). Ouchterlony (2005a) a proposé une fonction de blocométrie cumulative à 3 paramètres sans réduction de la précision d'ajustement de la courbe, donnée ici sous la forme de l'Équation 3.77:

$$y = \frac{1}{1 + \frac{\left[ \ln \left( \frac{D_{bmax}}{D_y} \right) \right]^b}{\left[ \ln \left( \frac{D_{bmax}}{D_{b50}} \right) \right]^b}} \quad (3.77)$$

où

$D_{b50}$  = taille médiane des blocs abattus (m). Elle est donnée par l'Équation 3.71;

$y$  = pourcentage passant (%);

$b$  = paramètre de forme de la courbe, voir les Équations 3.78 et 3.79;

$D_{bmax}$  = limite supérieure de taille des blocs abattus (m). Elle peut être considérée comme égale à la taille maximale des blocs *in situ*,  $D_{i100}$  ou à l'épaisseur de recouvrement ou à l'espacement s'ils sont inférieurs à  $D_{i100}$ .

Lorsque l'on introduit les paramètres qui conviennent dans l'Équation 3.77, elle devient un modèle de prédiction de la BBSD. Ce modèle s'appelle le modèle KCO d'après les noms de ses contributeurs Kuznetsov, Cunningham et Ouchterlony.

Ouchterlony a proposé deux méthodes de prédiction de la valeur de  $b$  :

1. La première consiste à adopter l'indice d'uniformité de Cunningham,  $n_{RRD}$  (-), de l'Équation 3.72 et à introduire également la relation entre  $D_{b50}$  et l'inclinaison de la courbe de blocométrie. Cela permet une bonne approximation de  $b$ , donnée ici par l'Équation 3.78 :

$$b = n_{RRD} 2 \ln 2 \ln \left( \frac{D_{bmax}}{D_{b50}} \right) \quad (3.78)$$

2. La seconde consiste à utiliser la formule empirique de l'Équation 3.79, calculée à partir des résultats du tamisage de nombreux tirs de mine à échelle réelle (Ouchterlony, 2005b) :

$$b = 0.5 D_{b50}^{0.25} \ln \left( \frac{D_{bmax}}{D_{b50}} \right) \quad (3.79)$$

La fonction présentée à l'Équation 3.77 correspond remarquablement bien aux résultats du tamisage de la BBSD d'un grand nombre de types de roches et de conditions de tir. Elle s'intègre facilement dans le modèle Kuz-Ram, en améliorant la capacité de prédiction de la fraction fine et la troncature à la limite supérieure, en particulier s'il est possible de remplacer  $D_{bmax}$  par une bonne estimation de  $D_{i100}$ .

Son adéquation à l'abattage d'enrochements semble également prometteuse. On pense que le modèle de KCO offre un grand potentiel dans la plupart des opérations d'abattage en gradin. Dans le cas de la prédiction d'abattage d'enrochements, comme dans tout modèle de prédiction, il doit être appliqué avec précautions, en particulier dans la mesure où il a été mis au point pour des tirs de mine avec des charges spécifiques et des ratios banquette/espacement relativement plus élevés que ceux utilisés habituellement pour l'abattage d'enrochements. Il est également à noter que de nombreuses méthodes non conventionnelles d'abattage, comme le découplage et la détonation simultanée, servent spécifiquement à produire des enrochements. Enfin, la précision du modèle de KCO et de la fonction donnée par l'Équation 3.77 n'a pas été analysée avec minutie dans la gamme des tailles de passant de 80 à 100 %, critiques pour la prédiction des enrochements.

#### 3.9.4.4 **Recommandations pour la prédiction simplifiée de la BBSD**

Lorsque les méthodes ci-dessus ne peuvent pas être appliquées, il peut être instructif de faire une rapide prédiction des rendements de la production d'enrochements. Il suffit alors de réaliser une caractérisation rapide de l'espacement entre les discontinuités du massif rocheux, à l'aide du *PMS* moyen par exemple. Si seule une valeur de *RQD* globale peut être obtenue, celle-ci peut donner une indication, mais avec une faible fiabilité. On peut alors classer les rendements de carrière potentiels en trois catégories I, II et III en supposant que le massif rocheux a trois familles de joints orthogonaux, chacune ayant le même *PMS* et la même distribution exponentielle négative des espacements, et en utilisant les concepts élaborés à partir de la Méthode de Wang donnée ci-dessus. Le Tableau 3.26 donne une série de valeurs de *PMS* allant de 0.1 à 1.2, qui couvre presque toutes les valeurs de *PMS* caractéristiques, susceptible d'être rencontrées dans les massifs rocheux naturels. La colonne 2 du tableau montre comment l'espacement peut apparaître bien plus petit si la ligne de balayage est oblique et coupe les trois familles; le chiffre donné correspond à l'espacement moyen le plus petit possible pour la direction la plus défavorable de la ligne de mesure. Habituellement, les espacements entre les discontinuités le long d'un sondage ou déduits d'un forage d'exploration sont exprimés sous forme de *RQD*, défini comme la proportion de la ligne de balayage ou de la carotte du sondage constituée de morceaux intacts de 0.1 m ou plus. La valeur du *RQD* dépend fortement de la direction du sondage ou de la ligne de balayage ;

les colonnes 3 et 4 donnent les gammes de  $RQD$  correspondant aux différentes valeurs de  $PMS$  de ce système orthogonal.

**NOTE:** une réduction de la taille de 50 % de passant, par exemple de 0.2 m *in situ* à 0.1 m après abattage, correspond à un coefficient de réduction de taille 2 et à un coefficient de réduction de volume de  $2^3 = 8$ . De la même manière, un indice d'uniformité exprimé en taille est 3 fois plus élevé que s'il est exprimé pour un volume ou une masse, soit :  $n_{RRD} = 3 n_{RRM}$ .

**Tableau 3.26** Évaluation rapide des tailles de bloc *in situ* et après abattage ( $V_{i80}$  et  $V_{b80}$ ) par rapport aux espacements principaux moyens ( $PMS$ ) (Wang et al. 1991a)

$PMS$ (m) (*)	$MS$ (m)	$RQD$ max (%)	$RQD$ min (%)	$V_{i80}$ <i>in situ</i> (m <sup>3</sup> )	$V_{b80} = V_{i80} / 6$ Abattage d'enrochements (m <sup>3</sup> )	$V_{b80} = V_{i80} / 20$ Abattage de granulats (m <sup>3</sup> )	% $V_b > 1.2$ (m <sup>3</sup> )	Catégorie
0.1	0.06	74	48	-	-	-	-	I
0.2	0.12	91	78	0.1	-	-	-	
0.3	0.17	96	89	0.2	-	-	-	
0.4	0.23	97	93	0.6	0.1	-	7	II
0.5	0.29	98	95	1.1	0.2	0.1	18	
0.6	0.35	99	97	1.9	0.3	0.1	30	
0.7	0.40	99	97	3.1	0.5	0.2	40	
0.8	0.46	99	98	4.6	0.8	0.2	52	
0.9	0.52	99	98	6.5	1.1	0.3	62	III
1.0	0.58	100	99	9.0	1.5	0.5	70	
1.1	0.64	100	99	11.9	2.0	0.6	75	
1.2	0.69	100	99	15.5	2.6	0.8	> 80	

**Notes:** travaux réalisés sur un calcaire carbonifère et une charge spécifique de  $\sim 0.2$  kg/m<sup>3</sup> pour l'abattage d'enrochement et  $\sim 0.4$  kg/m<sup>3</sup> pour l'abattage de granulats. (\*) Dans le tableau, le  $PMS$  peut être remplacé par la racine cubique du produit des trois valeurs de  $PMS$ .

Pour une valeur de  $PMS$  de 1 m,  $V_{i80}$  dans la colonne 5 indique que le volume correspondant à 80 % de passant est de 9 m<sup>3</sup>. Le Tableau 3.26 donne toutes les valeurs correspondant aux pourcentages de passant. À partir de  $V_{i80}$ , le volume correspondant à 80 % de passant après abattage,  $V_{b80}$ , a été étalonné en supposant un coefficient de réduction du volume (adapté à la valeur correspondant à 80 % de passant) de 6 pour un abattage d'enrochements et de 20 pour un abattage à haute fragmentation. Ces facteurs sont considérés comme raisonnablement généraux bien qu'ils aient été obtenus à partir de tirs de mine tests à échelle réelle dans une carrière de calcaire, voir l'étude de cas A dans l'Encadré 3.26. Les coefficients de réduction du volume doivent dépendre notamment de la charge spécifique, du type de roche et des détails des espacements et de la banquette. L'application d'un coefficient de réduction du volume destiné à l'abattage d'enrochements au cas de blocs *in situ* de 1.2 m<sup>3</sup> donnera un volume de bloc de 0.2 m<sup>3</sup> ou des masses de blocs à peine supérieures à 0.5 t pour la plupart des types de roches. Les pourcentages donnés dans la colonne 8 et associés à chaque  $PMS$  peuvent donc être considérés comme les pourcentages maximums de blocs d'enrochement lourds (plus gros que 1.2 m<sup>3</sup>), en supposant que l'on a eu recours à un tir d'abattage efficace pour produire des enrochements. Le Tableau 3.26 présente trois catégories de  $PMS$  avec les caractéristiques suivantes:

- catégorie I:  $PMS < 0.4$  m, il est quasiment impossible de produire plus de 5 % de blocs d'un poids supérieur à 0.5 t;
- catégorie II:  $0.4 \text{ m} < PMS < 0.9$  m, il est nécessaire de maximiser la fraction de blocs de grande taille et d'un poids supérieur à 0.5 t;

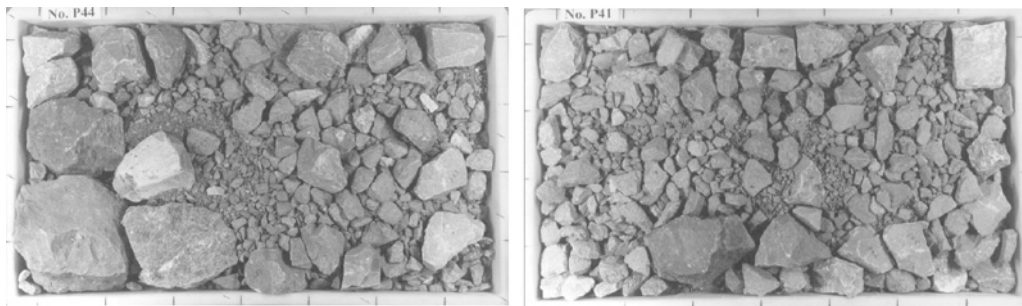


- catégorie III:  $PMS > 0.9$  m, un pourcentage très élevé de blocs de grande taille – y compris des blocs « mammoth » – peut apparaître suite à un tir d'abattage réglé dans le but de maximiser le nombre de blocs de grande taille. Ceux-ci peuvent être perturbateurs. Il convient de chercher à obtenir un tir d'abattage optimal réglé dans le but de produire le pourcentage maximal de blocs dans la catégorie définie dans le contrat.

### 3.9.4.5 Évaluation de la distribution blocométrique par analyse des images

Les méthodes d'analyse automatique d'images sont de plus en plus répandues pour déterminer les distributions blocométriques dans les tas de blocs abattus lors d'opérations minières et en carrière. Les photographies numériques prises pendant le chargement (afin de représenter la profondeur complète du stock) et au-dessus de camions, donnent des informations qu'un logiciel d'analyse des images transformera en distributions blocométriques à l'aide d'algorithmes sophistiqués de correction. Un test en aveugle de différents logiciels commerciaux d'analyse d'image (Latham *et al.*, 2003) donne un aperçu de leurs performances. La Figure 3.56 présente des images avec des distributions blocométriques connues, du type de celles qui sont souvent utilisées pour calibrer un logiciel d'analyse d'images. Franklin et Katsabanis (1996) ont produit une monographie sur ce type de méthodes.

Au moins une demi-douzaine de systèmes automatiques commerciaux sont désormais largement utilisés, non seulement pour l'évaluation du rendement de l'abattage, mais également pour le contrôle de la production. Il existe un potentiel d'élargissement de l'utilisation de ces systèmes dans le domaine du contrôle qualité des enrochements (p. ex. pour les livraisons par chaland de petits enrochements).



**Note :** intervalles de graduation = 1 m; Planche 44:  $n_{RRD} = 0.7$  -  $D_{63.2} = 800$  mm -  $D_{50} \sim 460$  mm; Planche 41:  $n_{RRD} = 0.9$  -  $D_{63.2} = 350$  mm -  $D_{50} \sim 240$  mm. Ces mêmes distributions sont présentées à la Figure 3.53. Noter que Kuz-Ram prédit souvent que  $n_{RRD} > 1.0$ .

**Figure 3.56** Distributions blocométriques classiques après abattage, d'apparences similaires

### 3.9.4.6 Méthodes de balayage photographique

Une autre méthode d'analyse des données photographiques, simple et ne nécessitant aucun logiciel (Lu *et al.* 1996), consiste à superposer les lignes de balayage directement sur les photographies mises à l'échelle. De nombreuses lignes de balayage sont dessinées sur chaque photo avec des directions choisies de manière à minimiser les erreurs. Comme avec toutes les méthodes s'appuyant sur des images, il faut prendre soin de corriger les distorsions de perspectives. À l'aide de toutes les photos qui constituent un échantillon représentatif, on crée une distribution de longueurs à partir des mesures des longueurs des segments définies par les intersections entre les bords des blocs et la ligne de balayage. On trouve invariablement que la forme cumulée de cette distribution de longueurs est similaire à celle de Rosin-Rammler. Les paramètres de balayage photographique de Rosin-Rammler les mieux ajustés,  $n_{RRDp}$ ,  $D_{63.2p}$  pour l'uniformité et la longueur caractéristique, peuvent être obtenus à partir d'un tracé linéarisé. Pour linéariser l'équation de Rosin-Rammler, il suffit de considérer que la partie gauche de l'Équation 3.80 est la variable  $Y$  et que  $\log D_p$  est la variable  $X$ , puis d'appliquer une régression linéaire de  $Y$  sur  $X$  pour obtenir la pente et l'ordonnée à l'origine qui donnent  $n_{RRDp}$  et  $D_{63.2p}$ .

$$\log \left[ \ln \left( \frac{1}{1-y} \right) \right] = n_{RRDp} \log D_p - n_{RRDp} \log D_{63.2p} \quad (3.80)$$

Les équations de calibration permettant de passer des coefficients de distribution des longueurs de segments (identifiés par l'indice  $p$ ) aux coefficients de diamètre,  $n_{RRD}$  et  $D_{63,2}$ , sont les suivantes :

$$D_{63,2} = 1.119 D_{63,2p} \quad (3.81)$$

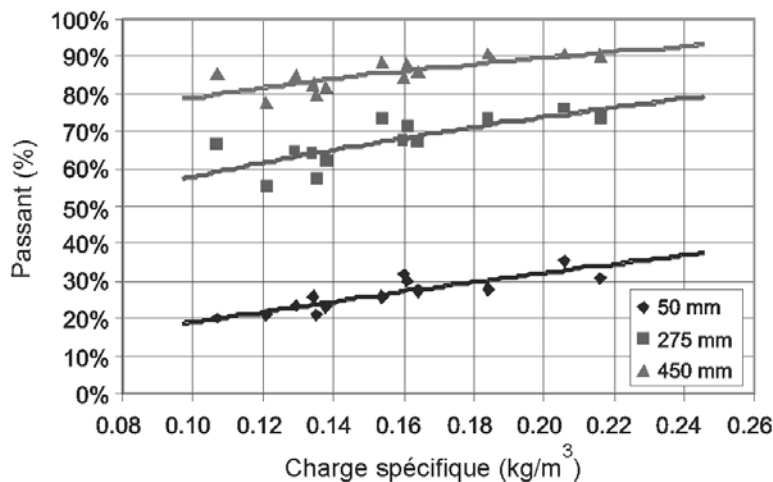
$$n_{RRD} = 1.096 n_{RRD} - 0.175 \quad (3.82)$$

Comme pour toute évaluation de matériaux granulaires qui n'échantillonne que les blocs visibles en surface, les résultats sont susceptibles de donner des prédictions de BBSD supérieures à celles représentant le lot dans son intégralité. Il est préférable de prendre de nombreux clichés pendant le chargement du stock d'enrochements.

### 3.9.4.7 Criblage direct et mesure des blocs

Il peut parfois être pratique de compter le nombre de blocs,  $N$ , dans la catégorie « déclassé supérieur » de l'intégralité du matériau – à savoir les gros enrochements potentiels – produit par un tir d'abattage et de mesurer les dimensions de ces blocs sur un échantillon représentatif de  $N/5$  blocs, par exemple. Les tailles peuvent être converties en masses à l'aide de coefficients de formes (voir Section 3.4.2). Avec la masse totale estimée ou mesurée du tir d'abattage et la masse totale de matériaux « déclassés supérieurs », il est possible de tracer la partie supérieure de la BBSD (voir l'Encadré 3.27, étude de cas B, Figure 3.62) et de la fusionner avec les résultats du balayage photographique ou de l'analyse des images.

Dans une production sans concassage, il est possible d'évaluer les proportions du tir d'abattage si l'intégralité de la production est exploitée. Les données de la courbe de rendement présentées par Ouchterlony (2005a) reposent exclusivement sur un tamisage des tirs. Les volumes de matériaux triés sont enregistrés pendant la production à l'aide d'un dispositif de criblage (p. ex. crible à trommel; voir la Section 3.9.7). Sous réserve de pouvoir estimer les proportions de matériaux les plus grands issus du tir d'abattage, par exemple en comptant les blocs dans les classes des gros enrochements ou suivant la méthode indiquée ci-dessus, il est possible de tracer une courbe basée sur une évaluation en trois points. À la Figure 3.57, trois points importants de la courbe de rendement ont servi à représenter graphiquement le changement de BBSD avec la diminution de la charge spécifique.



**Figure 3.57** Utilisation d'une méthode à trois points pour caractériser la fragmentation et démontrer la diminution de  $D_{50}$  lorsque la charge spécifique de nitrate fioul augmente – données mesurées sur site (source : J. van Meulen)

**Encadré 3.26 Étude de cas A: améliorer les rendements en enrochement d'une carrière de granulats**

Des tirs d'essai à échelle réelle ont été menés dans une carrière produisant des granulats, avec pour objectif d'améliorer le rendement en enrochement. Les résultats sont résumés par Wang *et al.* (1992b), qui donnent également des informations sur le contrôle qualité pour la blocométrie, la forme et l'intégrité des blocs. La carrière de calcaire a un motif orthogonal classique avec une stratification sub-horizontale (certaines strates présentant de nombreux stylolites) et deux familles de diaclases verticales observées dans les deux fronts de droite. La Figure 3.58 montre la fissuration verticale et la stratification dans le front Est de la carrière, qui révèle une famille de joints à espacements étroits non visible dans le front principal de la carrière au Nord (qui apparaît également partiellement à l'extrémité gauche de la figure). Les données provenant de 13 balayages rapides sur deux faces et sur la surface exposée du massif rocheux au sommet de la carrière ont été utilisées pour déterminer les valeurs représentatives des trois familles de discontinuités résumées au Tableau 3.27. La Méthode de Wang a été appliquée avec les coefficients de distribution log-normale du Tableau 3.25 et les valeurs de *PMS* du Tableau 3.27. À la Figure 3.59, l'IBSD est tracée sous la forme d'une gamme de distributions possibles qui représente les possibilités extrêmes, c'est-à-dire en utilisant à la fois toutes les discontinuités non-persistantes et persistantes et en utilisant seulement les discontinuités persistantes. Avec une densité de roche de 2.66 t/m<sup>3</sup>, on peut ainsi estimer qu'environ 50 à 70 % des blocs *in situ* (c'est-à-dire dans le massif) ont une masse supérieure à 2 t et 1 t, respectivement, et que les blocs *in situ* les plus gros peuvent atteindre 15 m<sup>3</sup>.

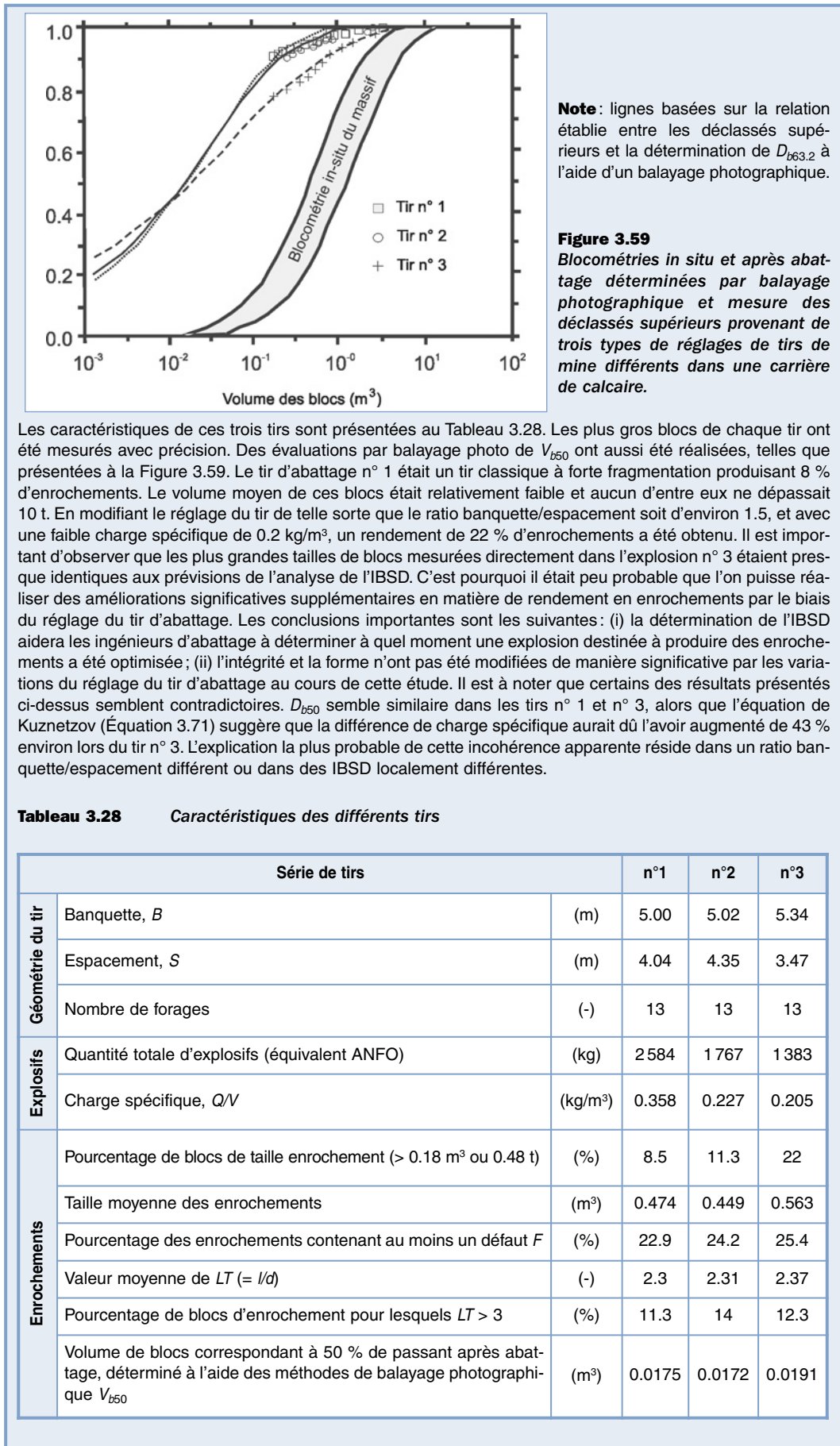


**Figure 3.58** Fissuration verticale et stratification du front Est d'une carrière de calcaire. Remarquer la personne qui donne l'échelle

**Tableau 3.27** Valeurs caractéristiques de l'orientation des discontinuités et des espacements mesurés pour chaque famille

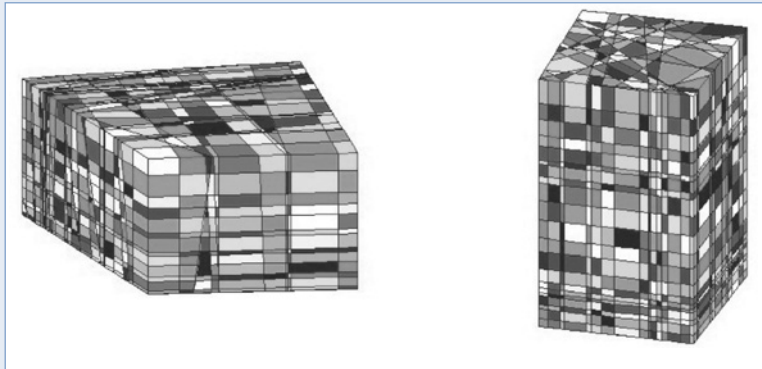
Numéro de la famille	Orientation moyenne		Espacements moyens principaux ( <i>PMS</i> ) et écart-type ( $\sigma$ )			
			Discontinuité persistante et non persistante		Discontinuité persistante	
	Direction du pendage (°)	Pendage (°)	<i>PMS</i> (m)	$\sigma$ (m)	<i>PMS</i> (m)	$\sigma$ (m)
Stratification	261	12	0.598	0.392	0.598	0.392
Famille de joints I	90	79	0.399	0.265	0.575	0.301
Famille de joints II	185	83	0.659	0.594	1.259	0.969

## Encadré 3.26 Étude de cas A : améliorer les rendements en enrochement d'une carrière de granulats (suite)



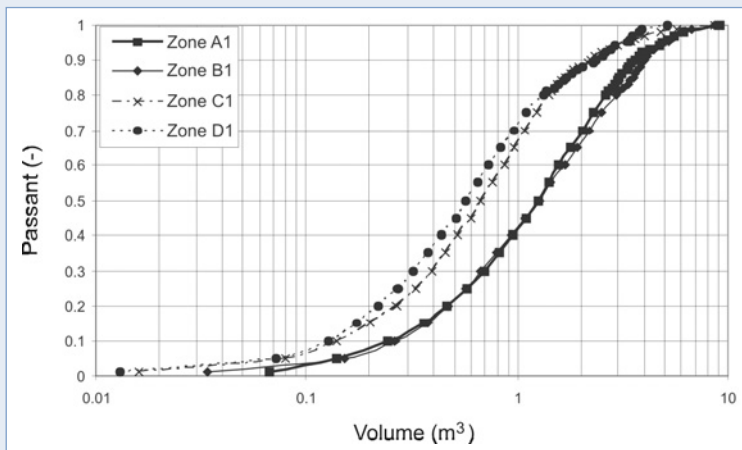
**Encadré 3.27** Étude de cas B : évaluation du potentiel en enrochement

Il était nécessaire d'évaluer le potentiel en enrochement d'une carrière de granulats. La reconnaissance comportait l'analyse de l'IBSD de quatre zones de la carrière à l'aide de la méthode de dissection (Wang *et al.*, 1991b), voir les Figures 3.60 et 3.61. La BBSD d'un tir d'essai destiné à produire de l'enrochement a été évaluée à l'aide de balayages photographiques sur toute la surface du tas de matériaux abattus et par une mesure directe des plus gros blocs ( $> 3$  t). Ces évaluations des matériaux après abattage ont été comparées aux rendements prévus à l'aide des modèles de tirs de mine (Figure 3.62). À l'aide de paramètres réels des tirs et d'informations sur l'IBSD, on a constaté que le modèle de Bond-Ram BRM (A) correspondait à la plus grosse donnée par les mesures des blocs et anticipait des tailles légèrement plus petites que ce que donnait l'évaluation par balayage photographique de la surface de l'empilement de roches abattues. Il a été considéré comme peu probable que le réglage du tir puisse être amélioré de manière significative puisque la partie supérieure de la courbe de BBSD prévue et les plus gros blocs mesurés dans le tir étaient de la même taille que ceux qui avaient été prédits à partir de l'analyse de l'IBSD ( $3 \text{ à } 10 \text{ m}^3$ ). Le modèle de tir qui a produit des courbes de rendement correspondant étroitement aux mesures a ensuite été utilisé pour proposer à la carrière ces réglages des tirs pour maximiser les enrochements. Les prédictions de rendement ont été faites pour différentes zones de la carrière. Cet exemple repose sur les travaux de McKibbins (1995).



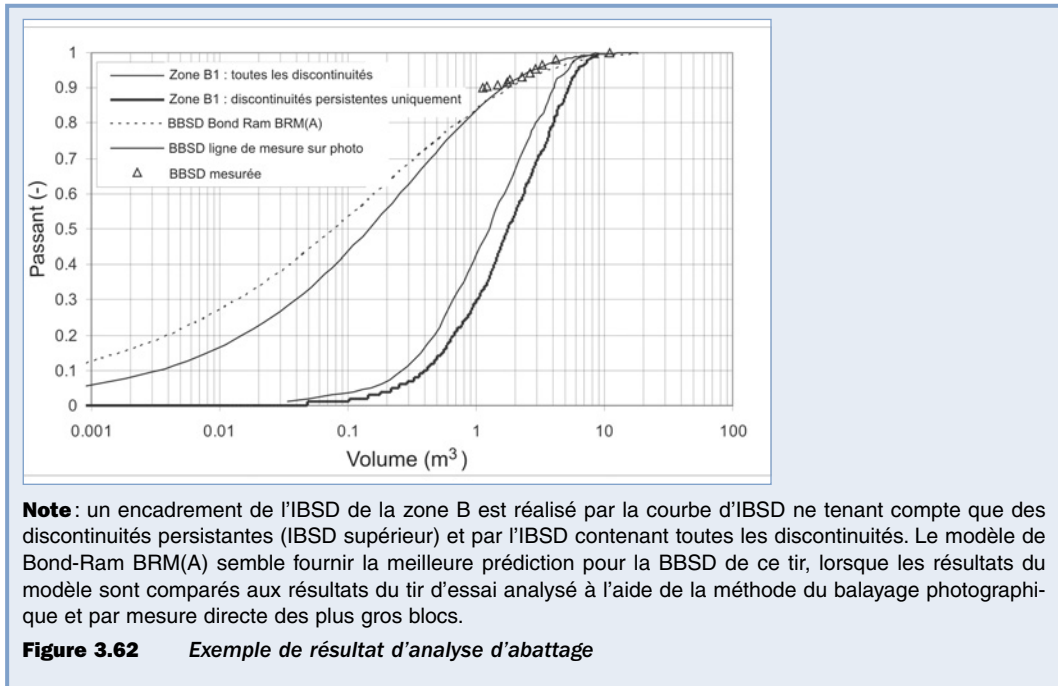
**Note** : à gauche, la zone B fait  $2\ 100 \text{ m}^3$  et, à droite, la zone D fait  $975 \text{ m}^3$ . Les modèles ont été réalisés en utilisant des données relatives à l'emplacement et à l'orientation des discontinuités de trois segments de balayage perpendiculaires.

**Figure 3.60** Dissection informatisée de massifs rocheux



**Note** : les zones A et B sont identifiées comme étant plus appropriées à la production d'enrochements que les zones C et D.

**Figure 3.61** Récapitulatif de l'IBSD obtenue par la méthode de dissection – le volume de plusieurs milliers de blocs individuels a été déterminé

**Encadré 3.27** Étude de cas B: évaluation du potentiel en enrochement (suite)**3.9.5 Faire correspondre la production et la demande**

La méthode qui permet de faire correspondre la courbe de rendement d'une carrière à la demande du projet en différents tonnages des différentes tailles d'enrochement est utile pour toutes les carrières, mais elle l'est particulièrement dans les carrières dédiées :

- pour planifier la production ;
- pour étudier les avantages éventuels d'une fragmentation secondaire ;
- pour calculer la quantité de matériaux abattus mais non utilisable dans le projet ;
- pour optimiser le dimensionnement des digues à berme et des digues conventionnelles eu égard à une utilisation maximale des enrochements disponibles en carrière.

Pour une courbe de rendement BBSD moyenne prévue pour la production d'une carrière, les coefficients de Rosin-Rammler, tels que  $M_{50}$  et  $n_{RRM}$ , permettent de définir une estimation de la blocométrie produite. Il est alors intéressant de représenter, sur le même graphe, les proportions requises des différentes blocométries. Par exemple, le dimensionnement des digues à berme et celui des digues conventionnelles peuvent exiger des proportions très différentes de blocs les plus gros, ce qui peut entraîner des différences significatives d'utilisation des matériaux de carrière. Il est parfois possible d'éviter de valoriser de grandes quantités de matériaux en faisant un usage judicieux de la fragmentation secondaire.

La courbe de rendement BBSD prévue forme la base des hypothèses de production de la carrière. Sa forme cumulée est transformée en fractions de la production. Note : ces valeurs sont divisées par  $M_{50}$  (t) pour que l'aire sous la nouvelle courbe soit égale à 1.

La BBSD tracée sous la forme d'une « courbe de rendement fractionnée par classes d'une tonne » peut être obtenue à partir l'Équation 3.83 :

$$y_{pt} = \frac{1}{M_{50}} 0.693 n_{RRM} \left( \frac{M_y}{M_{50}} \right)^{n_{RRM}-1} \exp \left\{ -0.693 \left( \frac{M_y}{M_{50}} \right)^{n_{RRM}} \right\} \quad (3.83)$$

Pour une valeur de la masse  $M_y$  (t) donnée, la valeur de  $y_{pt}$  donne une approximation de la fraction du tir avec une précision estimée à  $M_y \pm 0.5$  t. Afin que les impératifs de blocométrie complexes puissent être convertis, la demande et les rendements sont examinés par tranches d'une tonne par exemple. Si on considère une commande d'engrèvements destinés à une digue qui correspond à 20 % de matériaux compris entre 3 et 6 t, cet impératif de dimensionnement (converti en volume abattu requis) serait représenté par une zone de l'histogramme qui occupe une fraction totale de 0.2 de la zone sous la courbe, soit une hauteur moyenne de 0.2/3 unités entre les valeurs de masse de 3 et de 6 t, c'est-à-dire pour 3 à 4 t, 4 à 5 t et 5 à 6 t. Ceci peut ensuite être comparé directement avec la zone située sous la courbe  $y_{pt}$ , entre 3 et 6 t, qui représente la proportion de la production de la carrière qui appartient à cette fourchette. Une bonne correspondance signifie que le besoin en engrèvement de 3 à 6 t est compatible avec le reste de la commande. Les autres fourchettes doivent également présenter une bonne correspondance pour que l'utilisation de la carrière approche les 100 %.

Les méthodes de correspondance des rendements et de la demande sont illustrées dans l'Encadré 3.28 et expliquées en détail par Vrijling et Nooy van der Kolf (1990) dans un contexte de comparaison de l'utilisation des matériaux de carrière selon différents dimensionnements de digues. Latham et Wang (1992) présente une analyse équivalente dans le cadre de l'étude des taux d'approvisionnement en engrèvement. Il faut noter que les courbes de BBSD exprimés en fraction de la production peuvent également être exprimées comme la dérivée de toute fonction de la courbe cumulée de rendement ou d'une équation équivalente à l'Équation 3.83, mais utilisant la taille des engrèvements plutôt que leur masse comme variable. Le Tableau 3.29 présente des meilleurs paramètres de Rosin-Rammler pour des courbes moyennes de rendement de production, ainsi que des informations supplémentaires sur les caractéristiques des tirs. Ces valeurs moyennes ont été obtenues à partir d'une analyse rétrospective des matériaux fournis dans le cadre de projets de digues sur des périodes de production prolongées et répondant à différents impératifs de taille d'engrèvements.

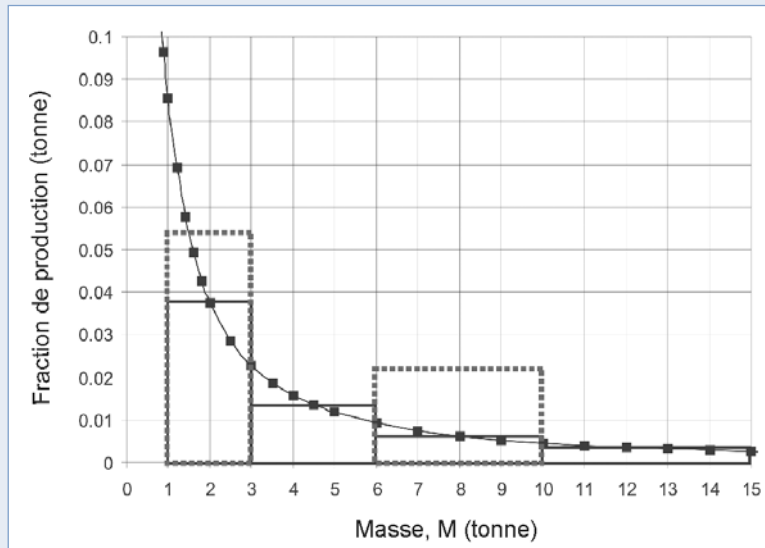
**Tableau 3.29** Exemples de courbes de rendement dans les carrières dédiées, d'après Vrijling et Nooy van der Kolf (1990) (source : J. van Meulen)

Type de roche	$I_s$ MPa	Masse volumique t/m <sup>3</sup>	$M_{50}$ kg	$M_{80}$ kg	$D_{50}$ tamis m	$n_{RRM} =$ $n_{RRD}/3$	$Q/V$ kg/m <sup>3</sup>	Cible kg
Diorite	-	2.70	39.19	0.435	0.289	0.35	-	-
Grès grauwacke	-	2.67	5.13	0.042	0.147	0.40	-	-
Granite	-	2.67	347.63	8.192	0.601	0.267	-	-
Granite	-	2.67	295.58	6.965	0.569	0.267	-	-
Basalte	-	2.80	210.45	2.85	0.50	0.323	-	-
Tuf	-	2.71	5.32	0.088	0.148	0.30	0.175	30-150
Granite	9.7	2.64	4.88	0.115	0.145	0.267	0.325	500-2000
Granite	9.7	2.63	29.91	1.107	0.267	0.233	0.225	2000-5000
Andésite	7.4	2.76	14.12	0.523	0.204	0.233	0.216	60-300
Calcaire coquillé	1.0	1.89	15.8	0.279	0.241	0.293	0.431	500-2000
Calcaire	5.8	2.66	9.89	0.366	0.184	0.233	0.265	1000-3000
Calcaire dolomitique	4.7	2.70	95.62	1.586	0.389	0.30	0.133	4000-8000
Granite	-	2.65	23.98	0.887	0.247	0.233	-	-

**Notes:**  $I_s$  = indice Franklin,  $Q/V$  = charge spécifique, Cible = classe d'engrèvement représentant la plus grande proportion des besoins du chantier.

**Encadré 3.28** Faire correspondre le rendement d'une carrière et les volumes nécessaires au projet

La courbe de rendement fractionné par tonne  $y_{pt}$  (Figure 3.63) et le tableau d'analyse de la Figure 3.64 déroulent un exemple de planification de la production pour minimiser les coûts de production grâce à l'utilisation maximale de la carrière.



**Figure 3.63** Exemple de correspondance entre le rendement de carrière et les besoins en enrochement d'un projet

Les zones en pointillé représentent les besoins en enrochements de 1 à 3 t et de 6 à 10 t sous forme de fraction de la quantité totale de matériaux nécessaires pour la digue. Il est possible d'utiliser des tracés similaires à des échelles différentes pour étudier les besoins en matériaux de 0 à 1 t. Les zones en trait continu représentent les fractions idéales pour une utilisation totale de la carrière. Ces rectangles sont tracés à partir de modèle de BBSD, à savoir la courbe  $y_{pt}$  caractérisée par  $M_{50} = 24$  kg et  $\eta_{RRM} = 0.233$  (correspondant à  $D_{n63.2} = 350$  mm et  $\eta_{RRD} = 0.70$  comme indiqué dans la feuille d'analyse de la Figure 3.64). Il apparaît nettement que le déficit le plus important (environ quatre fois) concerne les blocs de 6 à 10 t. Les besoins complets en enrochements se montent à 197 500 t pour l'ensemble du projet. L'obtention de la quantité de 6 à 10 t requise par le projet impose l'exploitation d'environ 800 000 t de matériau, soit une utilisation de la carrière à environ 25 %.

L'étude du diagramme  $y_{pt}$  illustre le potentiel de fragmentation secondaire des blocs supérieurs à 10 t pour compenser le déficit en blocs de 6 à 10 t. Les blocs non nécessaires de 3 à 6 t correspondent de manière quasi parfaite aux besoins supplémentaires en blocs de 1 à 3 t, en supposant une efficacité donnée au cours de la fragmentation secondaire. La feuille d'analyse ci-dessous illustre plus avant l'application détaillée du plan de production, qui permet d'atteindre un bien meilleur taux d'utilisation des matériaux abattus, égal à 61,8 %.

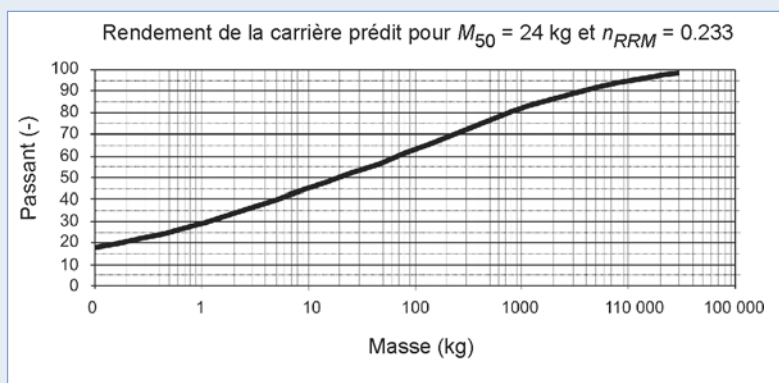
**NOTE :** cet exemple montre clairement que l'abattage est nécessaire pour les blocs de grande taille, ici de 6 à 10 t, mais qu'il est également intéressant de considérer les catégories de 60 à 300 kg et de 300 à 1 000 kg. Si le besoin en blocs de 6 à 10 t avait été inférieur, les enrochements plus petits seraient devenus critiques. L'abattage aurait alors pu être orienté vers une BBSD plus appropriée à cette commande, c'est-à-dire qui se serait concentré sur la réalisation d'une fragmentation légèrement plus importante afin d'obtenir des blocs de taille inférieure.

À partir d'une simple estimation suggérant que le coût unitaire d'un abattage courant et d'une fragmentation secondaire est de 1,5 €/t, et avec une production totale ( $y$  compris après fragmentation secondaire) de 352 324 t, le prix par tonne d'enrochements commandés serait de  $1,5 \times 352\,324 / 197\,500$ , soit environ 2,68 €/t.



**Encadré 3.28** Faire correspondre le rendement d'une carrière et les volumes nécessaires au projet (suite)

Demande sur la production de la carrière				Estimation du rendement de la carrière et adéquation					
Hypothèses de BBSD par la courbe de Rosin Rammler : $D_{r63.2} = 350 \text{ mm}$ , $n_{RRD} = 0.7$ , $\rho_{\text{roche}} = 2.65 \text{ t/m}^3$									
Classes des matériaux	Demande totale p. ex. pour la digue	NULL	Production	Production d'après l'estimation du BBSD	Balance	Fragmentation secondaire des blocs à 10 t (efficacité 65 %)	Balance	fragmentation secondaire des 1-10 t (efficacité 90 %)	Excédent de la balance
	t	kg	%	t	t	t	t	t	t
> 10 t	0			18 628	18 628	-18 628	0		0
		10 000	94.2						
6 – 10 t	17 500			7 008	-10 492	12 108	1 616	-1 616	0
		6 000	92.0						
3 – 6 t	0			11 728	11 728		11 728	-11 728	0
		3 000	88.3						
1 – 3 t	22 500			23 336	836		836	-836	0
		1 000	81.0						
300 – 1 000 kg	39 375			30 466	-8 909	3 260	-5 650	5 650	0
		300	71.5						
60 – 300 kg	55 625			43 836	-11 789	3 260	-8 529	8 529	0
		60	57.7						
1 – 60 kg	62 500			94 375	31 875		31 875		31 875
		1.0	20.2						
Fines				90 139	90 139		90 139		90 139
Total	197 500			319 516		0	122 014	0	122 014
Utilisation de la carrière = 61.8 %					Fragmentation secondaire totale = 32 808 t				



**Figure 3.64** Feuille de calcul et d'analyse du rendement de la carrière pour planifier l'ajustement du rendement de la carrière à la demande (source : J. van Meulen)

### 3.9.6 Organisation de la carrière

La production d'enrochement influencera l'organisation et éventuellement l'aménagement de la carrière. L'objectif de la présente section n'est pas d'exposer les détails de l'organisation de la carrière mais plutôt de mettre en avant les principaux sujets qui doivent être étudiés par les producteurs d'enrochement ou par les clients lorsqu'ils visitent une carrière qui pourrait produire des enrochements. L'impact de la production d'enrochement sur l'organisation de la carrière dépendra en réalité de la quantité, des blocométries et du mode de production des enrochements.

#### 3.9.6.1 Fronts d'extraction

L'extraction des enrochements peut ne pas être possible sur tous les fronts d'extraction. Le choix du front approprié est fortement déterminé par les propriétés géotechniques du massif rocheux, en particulier par la distance entre les discontinuités et les tailles des blocs naturels pour les gros enrochements. Ceci peut limiter le nombre de fronts ou de zones disponibles dans la carrière aux zones les moins affectées par les discontinuités, s'il est nécessaire de produire de gros enrochements (voir les Sections 3.2.3, 3.9.1 et 3.9.2 pour une analyse plus détaillée).

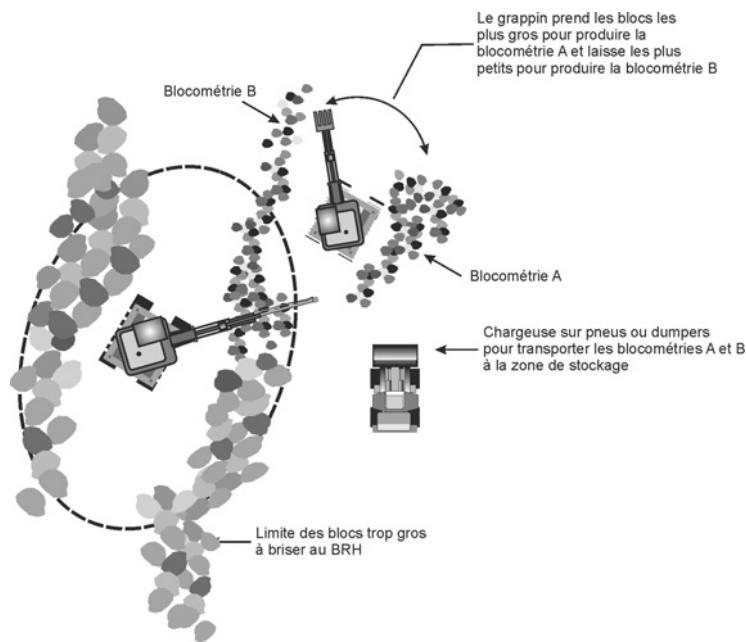
#### 3.9.6.2 Tri et sélection

Des méthodes spécifiques de tri et de sélection des enrochements sont présentées de manière approfondie à la Section 3.9.7. Elles sont généralement divisées en deux catégories en fonction du type d'équipement requis : les équipements lourds et fixes et les équipements mobiles ou semi-mobiles. Dans le cas des équipements lourds, le coût de leur achat est significatif. Les coûts associés au déplacement dans la carrière, de trommels ou de cribles de grande capacité par exemple, sont élevés et il est important de déterminer leur emplacement optimal. Il convient aussi de veiller à optimiser la distance de déplacement des tombereaux entre le front de taille et le concasseur primaire. Par exemple, la présence d'un trommel près du concasseur primaire permet d'alimenter les deux équipements à leur capacité maximale et de limiter les déplacements des tombereaux. Les équipements plus légers, tels que les cribles statiques, peuvent être construits en régie au meilleur coût.

#### 3.9.6.3 Fragmentation secondaire

La fragmentation secondaire est un outil essentiel pour ajuster le rendement de la carrière aux besoins réels en enrochement du projet. En d'autres termes, il est possible de réduire l'excès de matériaux déclassés supérieurs en les fragmentant en enrochement de la taille inférieure requise sans affecter l'abatage total. Bien que la production totale d'une blocométrie donnée par fragmentation secondaire ne soit pas financièrement avantageuse, lorsqu'on l'envisage dans le contexte de la production totale de la carrière et des autres blocométries requises, il s'agit souvent de la solution la plus rentable (voir l'Encadré 3.28).

La fragmentation secondaire peut s'avérer dangereuse et ne doit être utilisée que lorsqu'aucune autre technique n'est possible. L'utilisation de la poudre noire peut être très efficace. Lorsque la fragmentation secondaire est nécessaire, il faut y consacrer une zone suffisante pour que le travail s'effectue dans des conditions pleinement satisfaisantes de sécurité et de productivité. Le matériau doit être suffisamment étalé pour que le brise-roche hydraulique (ou d'autres équipements) puisse(nt) aisément atteindre tous les blocs. Il peut être disposé en lignes entre lesquelles le dispositif et les équipements de fragmentation, de tri et de transport (depuis le front jusqu'à la zone de fragmentation et depuis celle-ci jusqu'aux stocks) peuvent travailler sans interférence significative. Étant donné que la gestion de l'espace est primordiale dans les opérations impliquant des enrochements, il est recommandé d'adopter des plans d'aménagement tels que celui présenté à la Figure 3.65, afin de travailler dans les meilleures conditions de sécurité.



**Figure 3.65** Organisation de la zone de fragmentation secondaire

#### 3.9.6.4 Stockage

En ce qui concerne l'organisation du stockage d'engrochements, les principes essentiels à respecter sont les suivants :

- réduire la distance parcourue par l'engin qui transporte les matériaux depuis le front de taille ;
- faciliter le mouvement des machines pendant la mise en stock ou le chargement ;
- limiter la hauteur des stocks afin de réduire les ruptures et les dégradations si cela pose un problème ; il faut toutefois noter qu'il est nécessaire de disposer de grandes surfaces.

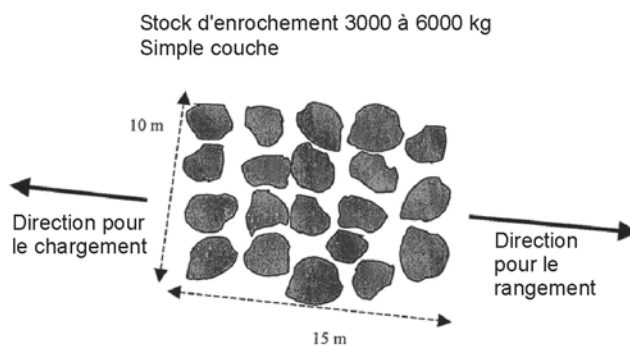
Par conséquent, les stocks peuvent être situés à différents endroits dans la carrière, comme :

- près du **front d'extraction**. Ceci peut être efficace pour séparer l'activité consacrée aux engrochements de celle consacrée aux granulats. En outre, cela limitera le nombre de manipulations et, de ce fait, d'éventuelles ruptures dues à la manutention. Si la pente des pistes d'accès est peu importante (p. ex. inférieure à 5 - 7 %), il est même possible que les camions de livraison aient accès à ces zones pour le chargement des blocs ;
- des **stocks temporaires** peuvent être disposés dans une zone non utilisée adaptée à la fragmentation secondaire ou à la re-sélection. Les stocks temporaires peuvent également être nécessaires en cas de chargement sur des trains ;
- lorsqu'un espace suffisant est disponible, il est commode d'organiser le stockage dans une **zone de la carrière réservée**, afin de séparer l'exploitation de la carrière du chargement.

Les stocks sont organisés de manière à séparer les différentes blocométries, comme illustré à la Figure 3.66. L'organisation des zones de stockage doit permettre aux engins de circuler facilement et minimiser les manipulations lors de la constitution ou du prélèvement de blocs dans les stocks. Le sol de la zone doit être approprié pour éviter la contamination de l'engrochement par des fines et pour permettre la circulation des véhicules par toutes les conditions météorologiques. S'il y a un risque de rupture des blocs, les stocks de gros blocs peuvent comporter un nombre limité de couches, deux ou trois. La capacité habituelle d'un stock peut atteindre 100 t en une couche de  $HM_{3\,000-6\,000}$  sur une surface de 10 m × 15 m (voir la Figure 3.67), soit 200 t sur deux couches. Les petits engrochements ou les engrochements moyens peuvent être empilés sur une hauteur pouvant atteindre 3 m et environ 1500 t peuvent être stockées sur une zone de 10 m × 40 m. Respectivement, la capacité de stockage peut aller jusqu'à 1.5 t/m<sup>2</sup> pour les engrochements de 6 à 10 t, 2.0 t/m<sup>2</sup> pour les engrochements de 3 à 6 t et 2.5 t/m<sup>2</sup> pour les engrochements de 1 à 3 t.



**Figure 3.66** Stocks organisés suivant les différentes blocométries standard



**Figure 3.67** Mise en stock et reprise d'enrochement de 3 000 à 6 000 kg en couches

**NOTE:** une couche représente approximativement 100 t.

### 3.9.6.5 Zones de chargement

Le chargement est généralement effectué par le client à partir des stocks de la carrière afin de minimiser les coûts de manutention. La qualité de l'accès, de même que la pente des stocks, doivent donc convenir à ce type de circulation quelles que soient les conditions météorologiques. Il convient de prêter une attention particulière aux problèmes de sécurité qui en découlent, en particulier associés à la circulation sur un même site de poids lourds et d'engins de carrière. Si l'on pratique une re-sélection pour le contrôle de la blocométrie, elle doit être effectuée au moment du chargement.

### 3.9.7 Sélection, tri et préparation

Cette section traite de la production d'enrochement et propose différentes approches pour contrôler la blocométrie. Les aspects liés à la forme et à l'intégrité des blocs sont abordés à la Section 3.10. Lors du choix des moyens les plus appropriés pour la sélection, le tri ou la transformation des enrochements, il convient d'étudier les éléments suivants :

- la blocométrie à produire ;
- la nécessité d'une fragmentation secondaire et d'une re-sélection s'il faut produire des enrochements petits ou moyens ;
- la quantité à produire ;

- le temps disponible avant la livraison;
- la cadence de production;
- le prix/coût de production.

Le système généralement adopté juste après l'abattage consiste à utiliser des pelles de capacité suffisante pour extraire les gros blocs. Une chargeuse peut alors emporter les matériaux plus petits. L'objectif est de dégager le front de taille le plus rapidement possible et d'éviter que trop de machines n'encombrent la zone du front. Le matériau doit être acheminé vers des emplacements convenables pour séparer les différentes fractions, par exemple les gros enrochements vers des zones de stockage pour une re-sélection, les enrochements moyens vers une installation de sélection (trommel, crible, grille statique, etc.), et les matériaux destinés à devenir de petits enrochements vers les installations de concassage.

Les équipements les plus appropriés doivent être choisis parmi les trois catégories suivantes :

- **équipements lourds fixes**: leurs coûts d'investissement et de fonctionnement sont élevés et leur installation requiert des aménagements importants. On ne peut que très rarement les déplacer dans la carrière une fois qu'ils ont été installés. Les trommels de grande capacité, les cribles ou grilles statiques et les installations fixes de transformation des granulats en sont des exemples;
- **équipements légers**: ils peuvent être déplacés dans la carrière et parfois construits en régie, comme les grilles statiques à barreaux;
- **équipements non spécialisés**: ils peuvent également être utilisés pour la production d'enrochements. Il peut simplement s'agir d'équipements utilisés dans la production de granulats ou d'autres types de machines qui sont disponibles dans la carrière pour d'autres activités, comme des pelles ou des grappins.

Des informations détaillées sur la capacité des engins sont disponibles dans la documentation technique des fabricants (voir la Section 9.3.1, qui donne les liens des sites internet des fabricants).

### 3.9.7.1 **Technique de production des gros enrochements**

Pour la sélection des gros enrochements, une estimation visuelle de la masse à l'aide de blocs témoins peut suffire, si elle est effectuée par un opérateur formé ou expérimenté. La qualité de l'estimation visuelle de ce dernier doit être vérifiée par une pesée réelle. Il est recommandé d'utiliser des pesons spéciaux pour les enrochements les plus lourds (supérieurs à ~6 t). Pour les enrochements lourds et les enrochements moyens les plus gros, il existe deux options :

- pour les gros blocs manipulés individuellement, l'enrochement peut être sélectionné au front puis transporté directement dans la pile de stockage qui convient;
- les blocs déclassés supérieurs peuvent tous être transportés vers une pile de stockage temporaire où ils sont alors re-sélectionnés. Ceci peut accroître les taux de production (voir l'Encadré 3.29). Il faut signaler qu'il s'agit d'un bon moyen de garantir un contrôle de la qualité du matériau pendant la préparation de la blocométrie.

Il convient de connaître les caractéristiques des blocométries nécessaires et de savoir si le contrôle de la distribution blocométrique sera effectué selon la méthode de référence ou selon d'autres procédés (voir la Section 3.8.3.2).

**Encadré 3.29** Re-sélection des enrochements

La re-sélection des blocs les plus gros peut parfois donner de meilleurs rendements que la sélection directe sur le front de taille parce que les blocs sont disponibles dans des tailles moins variées. Les blocs doivent être étalés afin que les engins puissent accéder facilement à chaque bloc. Le principe de la re-sélection est le suivant : une chargeuse équipée d'un dispositif de pesage et d'une fourche (plutôt qu'un godet) pèse et transporte chaque bloc vers la bonne blocométrie standard. S'il y a un doute sur la conformité du stock avec les impératifs de la commande, il est possible de faire des sous-classes et d'y placer les blocs. Les sous-classes peuvent être de 1 à 2 t, 2 à 3 t, 3 à 4 t, 4 à 5 t, 5 à 6 t, 6 à 8 t, 8 à 10 t, 10 à 12 t, etc. On peut utiliser une pelle mais il faut prêter une attention particulière à l'organisation des stocks afin de minimiser les trajets. Le Tableau 3.30 donne la taille adéquate des machines et les rendements, d'après l'expérience.

**Tableau 3.30** Relation entre la capacité des machines (t) et la taille des blocs à re-sélectionner

Dimension des blocs	> 10 t	6 – 10 t	3 – 6 t	1 – 3 t	0,3 – 1 t	60 – 300 kg
Chargeuse frontale avec fourche (la benne n'est pas appropriée) (t)	45.0	30.0	22.5	----- non recommandée -----		
Pelle (t)	60.0	50.0	37.5	27.5	17.5	10.0
Pince (t) (à monter sur la pelle)	3.65	3.05	2.30	1.70	1.10	0.60
Cadence de sélection moyen (t/h)	250	215	160	95	43	15

**NOTE :** le rendement moyen d'une chargeuse frontale est difficile à déterminer car il dépend de nombreux paramètres (p. ex. distance parcourue).

La blocométrie visée est produite par recombinaison au chargement en carrière et non pas au moment de la livraison. Il en résulte que la blocométrie finale peut être standard ou non standard. On détermine la proportion de blocs requis de chaque sous-classe pour une bonne adéquation avec la courbe blocométrique moyenne visée. Le mélange des livraisons à l'arrivée garantira que la blocométrie adéquate sera disponible pour la construction.

Le Tableau 3.31 donne un exemple de tableau de contrôle qualité pour la production par recombinaison d'enrochement de 6 à 10 t avec  $M_{50}$  comprise entre 8.5 et 7.5 t. Les deux dernières colonnes peuvent être utilisées comme programme de fabrication pour un lot de 1 000 tonnes. Cette consigne servira au conducteur de l'engin de chargement des wagons, des barges ou des camions. L'exploitant garde une trace du nombre de blocs chargés provenant de chaque sous-classe et, une ou deux fois par jour, une courbe blocométrique de contrôle est tracée. Si les tailles s'éloignent des courbes blocométriques cibles, les chargements suivants peuvent être ajustés.

**Tableau 3.31** Programme de vérification des gros enrochements

Sous-classe	Fraction cumulée dans les sous-classes (%)	Fraction dans les sous-classes (%)	Poids dans les sous-classes (t)	Poids moyen des blocs (t)	Nombre de blocs (-)
< 4.0 t	0.0	0.0	0		
4.0 – 5.0 t	2.5	2.5	25	4.5	6
5.0 – 6.0 t	5.0	2.5	25	5.5	5
6.0 – 7.0 t	27.5	22.5	225	6.5	35
7.0 – 8.0 t	50.0	22.5	225	7.5	30
8.0 – 9.0 t	67.5	17.5	175	8.5	21
9.0 – 10.0 t	85.0	17.5	175	9.5	18
10.0 – 12.0 t	91.0	6.0	60	11.0	5
12.0 – 14.0 t	97.0	6.0	60	13.0	5
14.0 – 16.0 t	100.0	3.0	30	15.0	2
Total :			1 000 t		126

**NOTE :** bien que la norme l'autorise, il ne devrait pas y avoir de blocs inférieurs à 4 t à ce stade. Cette tolérance de la norme autorise quelques fragments qui seront produits pendant la manutention des matériaux, le transport et la mise en place.

### 3.9.7.2 **Technique de production des petits enrochements et des blocométries les plus petites des enrochements moyens**

Il n'est généralement pas économiquement intéressant de sélectionner de grandes quantités d'enrochement des classes les plus petites (inférieures à 300 kg) par tri individuel à l'aide de pelles et de grappins, à cause des faibles cadences de production. Les méthodes suivantes sont préférables :

- installations classiques pour la production de granulats (p. ex. concasseur convenablement réglé en conséquence ; voir l'Encadré 3.30) ;
- crible vibrant et grizzly ;
- sélection à la butte (voir l'Encadré 3.31) ;
- trommel (voir l'Encadré 3.32) ;
- barres statiques (voir l'Encadré 3.33) ;
- crible à barreaux (voir l'Encadré 3.34) ;
- Side Kick (voir l'Encadré 3.35).

Pour tous ces équipements, on peut utiliser l'Équation 3.84 qui relie les dimensions de l'ouverture et la masse des blocs :

$$D_{sp} = f \left( \frac{M}{\rho_{app}} \right)^{1/3} \quad (3.84)$$

où

$D_{sp}$  = dimension de l'ouverture (supérieure ou inférieure) (m) ;

$M$  = masse de sélection (supérieure ou inférieure) requise, c'est-à-dire  $M_{70}$  ou  $M_{10}$  (kg) ;

$\rho_{app}$  = masse volumique de la roche ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ) ;

$f$  = coefficient de forme, nécessaire au réglage des équipements en fonction du type de système utilisé pour le tri.

L'expérience indique que, pour obtenir des réglages adéquats pour toute une série de méthodes, les valeurs du coefficient de forme,  $f$ , sont les suivantes :

- sélection visuelle : 0.60 ;
- crible :  $0.60 \times (\text{longueur des trous carrés})$  ;
- grizzly :  $0.55 \times (\text{ouverture à l'extrémité})$  ;
- crible à barreau :  $0.45 \times (\text{ouverture aux extrémités})$  ;
- barres statiques :  $0.40 \times (\text{ouverture moyenne})$  ;
- trommel :  $0.35 \times (\text{racine carrée de la surface de la maille de criblage})$ .

**NOTE :** ces valeurs du coefficient de forme,  $f$ , ont été déterminées à partir des données provenant de plusieurs carrières ; elles doivent donc être considérées comme une valeur empirique de détermination de la taille. Lorsqu'une prévision précise est nécessaire, il convient d'effectuer des mesures spécifiques de la taille produite afin de confirmer que les réglages sont adéquats.

### 3.9.7.3 **Production du matériau du noyau, directement à partir du tir**

La technique de sélection utilisée pour la production du matériau constitutif du noyau dépend essentiellement (i) de la quantité attendue et réalisable, (ii) de la quantité nécessaire spécifiée dans le contrat et (iii) des équipements disponibles dans la carrière ou de leur coût, s'il faut se les procurer.

Comme cela a été identifié à la Section 3.4.4, il existe deux types de matériaux constitutifs du noyau, dont les méthodes de production diffèrent.

**Tout-venant d'abattage.** Ce matériau contient toutes les fractions, depuis les matériaux les plus fins du tir jusqu'à une taille maximale prélevée au front. Ils sont mieux exprimés sous la forme 0 à  $M$  kg. Par conséquent, la production du tout-venant d'abattage consiste simplement à retirer les blocs déclassés supérieurs, ce qui s'effectue aisément à l'aide d'une chargeuse ou d'une pelle. Dans le premier cas, les grandes dimensions du godet et la visibilité limitée du conducteur feront qu'il sera pratiquement impossible de produire un tout-venant de noyau de taille inférieure à 0 - 1 000 kg. Une pelle avec un godet plus petite, utilisée en rétro, permet d'obtenir un tout-venant du type 0 - 500 kg. Il faut noter que la blocométrie du tas abattu diminue au fur et à mesure que l'on progresse vers le cœur du tas.

**Tout-venant sélectionné.** Ce matériau constitutif du noyau est obtenu en enlevant à la fois les blocs trop gros et les fines. Cela s'effectue aisément à l'aide d'un crible statique solide (voir l'Encadré 3.33). Il convient de prêter attention à la valeur de la coupure inférieure. En effet, cette valeur affecte de manière significative la quantité de sous-produits pour lesquels il faut trouver une autre utilisation. Faire passer la limite inférieure de 1 kg à 5 kg par exemple, peut conduire à rejeter 10 % de plus de la production (voir également la Section 3.4.4).

#### 3.9.7.4 Technologies disponibles pour les différentes méthodes de production

Cette section présente différentes techniques et les outils qui conviennent à la production d'enrochements qu'il s'agisse de sélection ou de transformation, illustrés aux Encadrés 3.30 à 3.35 comme suit :

- concasseur (Encadré 3.30);
- sélection à la butte (Encadré 3.31);
- trommel (Encadré 3.32);
- barres statiques (Encadré 3.33);
- unité de calibrage (Encadré 3.34);
- Side Kick (Encadré 3.35).

Les cribles vibrants et grizzly peuvent être utilisés pour la production de petits enrochements, sous réserve que leur conception soit plus robuste que celle des cribles classiques destinés aux granulats. Ils peuvent être placés après le concasseur primaire, qui aura éventuellement été réglé afin de produire des enrochements dont la limite nominale supérieure peut atteindre 100 kg ou 200 kg (voir l'Encadré 3.30). Ceci peut convenir à la production d'enrochement de remplissage pour gabions, par exemple. Le châssis vibrant doit être adapté pour résister à des blocs plus gros qu'à l'habitude. En limitant la blocométrie maximale d'alimentation et la plus petite ouverture de maille, on évite en général les dommages. Le Tableau 3.32 donne les limites classiques.

**Tableau 3.32** Limites des équipements de criblage pour restreindre les dommages

	Taille max. de l'alimentation	Taille de passant minimale
Grizzly	~ 120 kg	~ 100 mm (1.7 kg)
Tôle d'acier perforée	~ 200 mm (13.0 kg)	150 mm (5.6 kg)
Treillis métallique	~ 125 mm (3.2 kg)	75 mm (0.7 kg)

**NOTE :** en atelier, il est plus facile de percer des trous ronds que faire des trous carrés dans une tôle d'acier. Le diamètre à utiliser vaut 1.23 fois la largeur d'une ouverture carrée nécessaire pour un résultat de criblage similaire. Toutefois, une tôle perforée avec des trous ronds a une capacité de criblage inférieure. Pour obtenir des taux de production comparables, il faut donc des surfaces plus grandes.



**L'utilisation de side kicks** (Encadré 3.35) peut constituer une alternative aux grizzlys qui sont souvent coûteux à l'usage. Dans la pratique, on peut traiter la production en sortie de concasseur à l'aide d'un side kick qui est adapté à l'extrémité de la bande transporteuse. La taille maximale de la blocométrie est ainsi contrôlée par le réglage de l'ouverture du concasseur et la taille minimale par le réglage du grizzly.

Lorsque l'on utilise les installations classiques pour granulats pour produire des enrochements, il faut prêter une attention particulière à la capacité de la **bande transporteuse** qui se trouve à la sortie du concasseur. La résistance, la largeur, le nombre de rouleaux porteurs et la vitesse de la bande devraient normalement convenir à des blocs plus gros que la normale. Néanmoins, la règle empirique veut que la largeur de la bande soit au moins égale à trois fois la longueur du bloc le plus gros (voir la Section 3.4.3). La vitesse de déplacement ne doit généralement pas excéder 1 à 1.5 m/s, ce qui peut réduire le débit de concassage.

**Encadré 3.30** Production de petit enrochement à l'aide d'un concasseur

Lorsque de grandes quantités d'enrochement d'une masse inférieure à 60 kg sont nécessaires, la solution la plus efficace n'est pas nécessairement de trier le tout-venant d'abattage à l'aide de cribles ou de barres dans la mesure où (i) la taille du matériau d'alimentation pourrait endommager les cribles les plus petits, (ii) le pourcentage de la granulométrie recherché en alimentation de l'installation pourrait être insuffisant pour que cette méthode soit efficace. Un minimum de 15 %, par exemple, est requis pour que la méthode soit efficace. Il est en revanche possible de produire des blocs de 10 à 60 kg à l'aide d'un concasseur à mâchoires de taille standard, tel que ceux qui sont disponibles dans les carrières de granulats. Cependant, le concasseur fait en général partie intégrante de la chaîne de production de granulats, et son utilisation pour produire de l'enrochement pourrait perturber fortement le processus de l'ensemble de l'installation.

Si l'on considère un concasseur à mâchoires dont l'ouverture entre la plaque fixe et la plaque mobile est  $W$  (mm) et la longueur totale est  $L$  (mm), la masse maximale,  $M$  (t), des matériaux d'alimentation – sans risque de blocage/dommage – est d'environ :

$$M = 2.3 \left( \frac{L}{1000} \frac{W}{1000} \right)^{0.17} \quad (3.85)$$

La taille des produits est contrôlée par le réglage du côté de l'ouverture de la mâchoire du concasseur (*closed side setting* ou *CSS*), qui peut être ajusté selon les produits requis. L'usure des plaques du concasseur doit être prise en compte et l'intervalle d'ajustement est d'environ 50 mm. Le Tableau 3.33 donne des valeurs typiques de réglage de concasseurs à mâchoires à genouillère unique pour la production d'enrochements de 5-40 kg à 40-200 kg.

**Tableau 3.33** Réglage des concasseurs à mâchoires à genouillère unique

Taille $W \times L$ (mm)	Taille $W \times L$ (pouces)	CSS min. (mm)	CSS max. (mm)	Blocométrie maximale	Puissance (kW)
360 × 500	14 × 20	40	75	Petit enrochement	20
500 × 760	20 × 30	50	115	Petit enrochement	55
760 × 1067	30 × 42	100	175	5/40 kg	110
1067 × 1220	42 × 48	140	210	5/40 kg	160
1220 × 1500	48 × 59	165	250	10/60 kg	215
1500 × 1800	59 × 71	175	300	40/200 kg	300

La production d'un concasseur (t/h) est d'environ  $0.0016 \times L \times CSS$  où  $L$  (mm) est la longueur de l'ouverture du concasseur et  $CSS$  (mm) est le réglage de l'ouverture de la mâchoire.

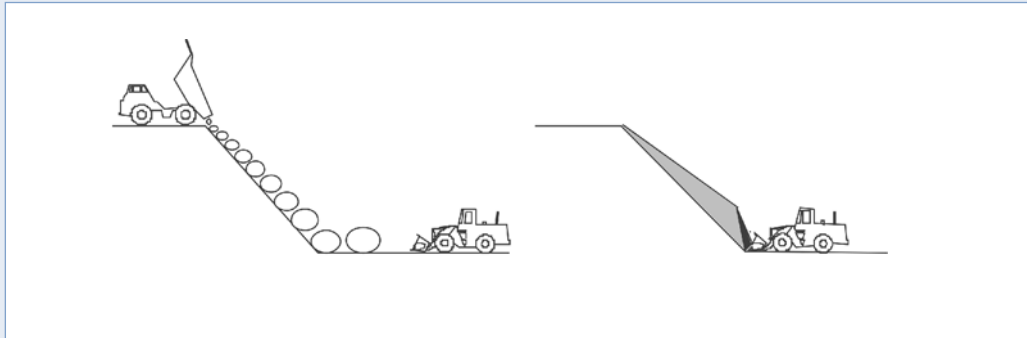
**Encadré 3.31** Production de petit enrochement à la butte

Pour produire du matériau de noyau sans fines, on peut utiliser la technique de sélection à la butte. La ségrégation des matériaux se fera en déversant le tout-venant d'abattage sur un talus. Pour de meilleurs résultats, le talus doit faire au moins 10 m de haut. Il est possible d'obtenir des matériaux de 5 à 500 kg (voir la Figure 3.68).

Les procédures de sécurité doivent être strictement appliquées. La manière de procéder la plus sûre est qu'un tombereau déverse son chargement en haut du talus de sélection puis qu'un bulldozer pousse le matériau sur le flanc du talus. Il est également possible qu'un aide guide le conducteur du tombereau jusqu'au bord de la butte. En outre, aucune activité ne doit se dérouler au bas du talus pendant le déversement, en particulier lorsqu'il y a de grands blocs dans le tout-venant d'abattage, susceptibles de dévaler la pente.

Le bas de la butte, où se trouvent les plus gros blocs, est excavé de manière sélective. Les blocs les plus gros sont extraits et mis en stock. La taille supérieure de la blocométrie est contrôlée par l'excavation au niveau du front de taille et la taille inférieure de la blocométrie par l'excavation au bas de la butte. Avec le raidissement de la pente, il se produira des glissements entraînant les fines vers le bas, qui devront être écartées de la production.

La qualité de la granulométrie obtenue est fortement dépendante de la formation et de l'expérience de l'opérateur.



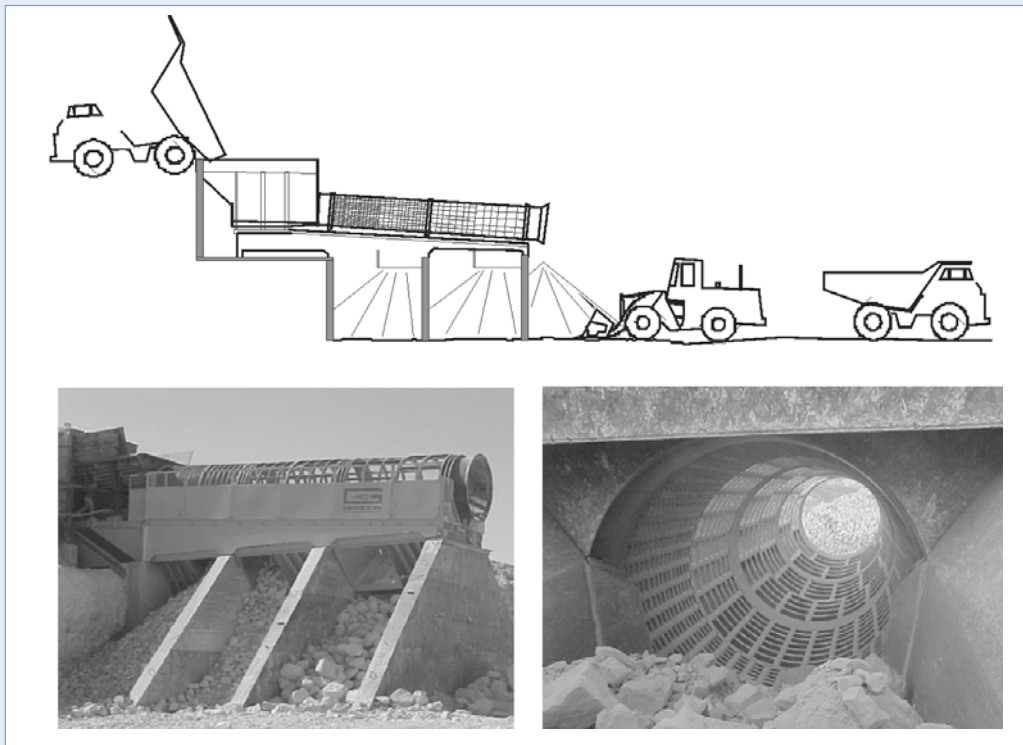
**Note :** (à gauche) déversement du tout-venant d'abattage par un tombereau sous la direction d'un aide (non représenté) puis tri des blocs les plus imposants par ségrégation naturelle au pied de la colline.

**ATTENTION :** pour des raisons de sécurité, la procédure consiste à décharger d'abord, puis à pousser sur le flanc ensuite, et non pas à déverser directement comme cela est illustré ici ; (à droite) enlèvement des fines après excavation des blocs les plus gros.

**Figure 3.68** Schéma d'un tri à la butte

**Encadré 3.32** Production d'engrochements moyens à l'aide d'un trommel

Les cribles à tambour ou trommel sont des dispositifs qui conviennent particulièrement bien à la production de petits engrochements et d'engrochements moyens. L'équipement doit être placé à un endroit approprié dans la carrière pour optimiser l'emploi de la chargeuse et des dumpers (voir la Section 3.9.6). Un trommel est constitué d'une trémie de chargement, d'un distributeur à mouvement alternatif et d'un tambour composé d'anneaux avec des barreaux d'écartement variés (voir la Figure 3.69). Grâce à l'inclinaison et à la rotation, le matériau se déplace vers l'aval du dispositif, en passant sur et à travers des grilles de tailles croissantes. Des parois de séparation suffisantes doivent être construites pour éviter un éventuel mélange des différentes blocométries après le criblage. Lorsqu'il ne faut qu'un nombre limité de blocométries, il est possible d'accélérer le rythme de production en plaçant deux anneaux identiques à la suite dans le tambour, dans la même zone de déversement. S'il existe des risques quant à la teneur en fines du matériau d'alimentation, il est recommandé de doubler la première section de criblage, de réduire le rythme d'alimentation du distributeur en amont du tambour, la vitesse de rotation restant normale.



**NOTE :** en haut : coupe d'un trommel en action, alimentation de la trémie par un tombereau, enlèvement des matériaux triés par une chargeuse. En bas à gauche : vue latérale d'un tambour, noter la largeur des murs de séparation. En bas à droite : vue du trommel depuis la trémie de chargement.

**Figure 3.69** Trommel

**Encadré 3.33** Utilisation d'un grizzly statique ou barres statiques

Le grizzly statique (ou les barres statiques) est un type d'équipement de sélection polyvalent (voir la Figure 3.70). Il permet de retirer les fines des matériaux pour noyau. Il peut aussi servir à la production d'enrochement moyen ou de petit enrochement. Il peut être construit en régie sur le site et l'espacement des barreaux peut également y être ajusté. Il convient de prêter une attention particulière à sa longueur, qui doit être suffisante pour garantir un criblage approprié et à son angle qui doit être suffisant pour garantir qu'aucun matériau ne restera coincé sur la surface de criblage. Il faut une séparation physique adéquate afin d'éviter que les produits ne se mélangent après avoir été séparés.



**Figure 3.70**  
Barres statiques pour traiter les matériaux du noyau en enlevant les fines (à gauche) et barres statiques pour la production d'enrochements de moyenne et de petite taille (à droite)

Un système de barres statiques est une structure relativement simple constituée de poutres en H ou en I - convenablement construit, il peut être très efficace. Le tri d'un seul crible est possible, par exemple pour enlever la fraction inférieure à 5 kg d'un tout-venant d'abattage pour produire un matériau de noyau compris entre 5 et 500 kg. Construit de manière suffisamment solide, ce type de crible peut atteindre de bonnes performances, même s'il est exposé à des charges quotidiennes importantes.

Il faut trouver le bon équilibre entre la vitesse à laquelle le matériau s'écoule sur les barres et le rythme auquel le matériau tombe à travers les ouvertures. Si l'inclinaison est faible, le matériau ne s'écoule pas suffisamment ce qui peut produire des blocages. Si l'inclinaison est trop forte, le matériau passe trop rapidement sans avoir le temps de tomber à travers les ouvertures.

La vitesse d'écoulement des matériaux dépend :

- du type d'équipement utilisé pour le chargement : tombereau ou chargeuse, chargement par déversement ou par un système d'alimentation ;
- de l'humidité du matériau : les matériaux humides tendent à être plus lents ;
- de la forme du matériau : les blocs ronds sont souvent plus rapides ;
- du pourcentage de fines : les matériaux avec beaucoup de fines sont plus lents.

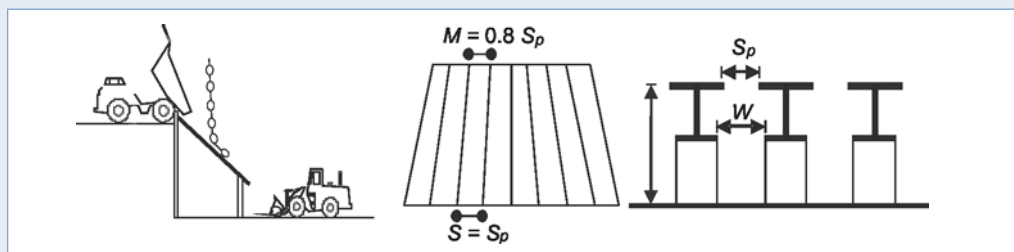
Le réglage de l'angle des poutres est une opération longue et délicate. On peut aussi contrôler la vitesse des matériaux grâce à des chaînes placées sur le trajet des matériaux. Ces chaînes peuvent être soulevées ou baissées, leur masse peut être augmentée ou réduite en y ajoutant ou en enlevant des poids. La dernière option est souvent la plus facile.

Les composants et les réglages recommandés pour la construction d'un crible statique sont les suivants :

- l'inclinaison des poutres doit être d'environ 26 à 28 degrés ;
- le rideau de chaînes peut être constitué de vieilles chaînes d'ancrage ou de chenilles d'engins usagés ;
- l'ouverture entre les poutres doit passer de  $M = 0.8 \times S_p$  (en haut) à  $S_p$  (en bas), où  $S_p$  est l'ouverture entre les barreaux à l'extrémité, pour garantir qu'aucun bloc ne restera coincé (Figure 3.71) ;
- le profil des poutres utilisées doit présenter une partie inférieure moins large que la partie supérieure, pour garantir qu'aucun bloc ne restera coincé lors de sa chute (voir la Figure 3.71, à droite) ;
- pour éviter un quelconque blocage à cause des connexions au châssis de maintien entre les poutres, l'espacement entre ces supports devra être d'au moins  $2.5 \times S_p$ .

Les blocs qui tombent entre les poutres vers l'extrémité du crible viendront heurter le mur d'extrémité. La structure de ce dernier devra donc être suffisamment solide pour résister aux impacts répétés des blocs. S'il est en béton, il devra être protégé par une plaque en acier dans le cas où les blocs triés pèsent plus d'1 kg. Si les barres statiques produisent plusieurs blocométries, la distance entre les murs de séparation devra être supérieure à la largeur de la benne de la chargeuse, c'est-à-dire en général supérieure à 4 m.

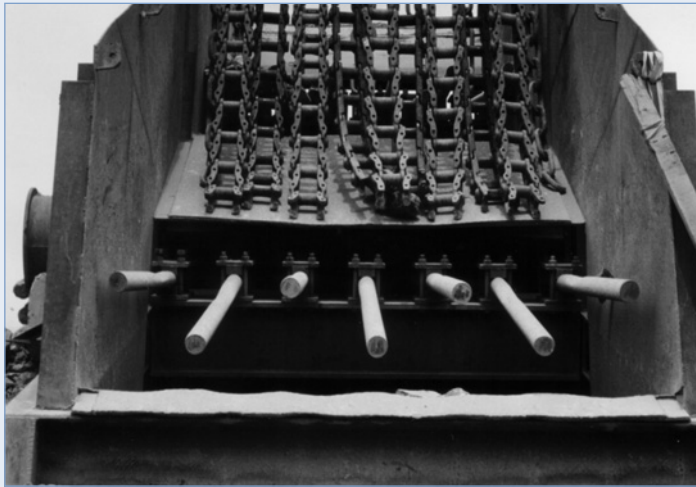
Plus le dispositif est long, plus il est efficace. On peut trouver un équilibre raisonnable en utilisant des poutres d'acier de 6 m, une longueur facilement disponible dans le commerce. Cette longueur permet à un engin de passer sous le crible, ce qui garantit un bon taux de récupération.



**Figure 3.71** Grizzly statique ou crible statique à barres. (gauche) : vue latérale, (centre) : vue de dessus, (droite) : vue latérale des poutres du crible depuis l'extrémité d'arrivée.

**Encadré 3.34** Utilisation d'une unité de calibrage à barreaux

Une unité de calibrage à barreaux est constituée de barreaux cylindriques en acier pour essieux, fixée à une extrémité tandis que l'autre peut osciller librement lorsqu'elle est frappée par les blocs. Il faut éviter de charger et décharger la calibreuse en même temps.



**Note :** les barres et les chaînes oscillent librement permettent de contrôler le flux de matériau.

**Figure 3.72**  
Vue d'une calibreuse côté sortie

Le diamètre des barres est généralement de 100 mm pour les enrochements allant jusqu'à 1.5 t et 115 mm pour les blocs allant jusqu'à 3 t. Pour les enrochements plus petits, par exemple pour une NUL de 8 kg ou 8.5 kg, des barres de 70 mm ou de 85 mm devraient suffire. L'angle varie entre 23 et 26 ° pour les barreaux supérieurs, et entre 28 et 30 ° pour les barreaux inférieurs, selon la forme et l'humidité des blocs. La longueur des barres est comprise entre 2800 et 3000 mm. Les attaches qui fixent les barres à la poutre principale sont les principales faiblesses du dispositif. La possibilité de desserrement et de mouvement des fixations soumises à un usage répété peut affecter l'écartement des barres à l'extrémité libre. L'équipement nécessite donc une surveillance fréquente et des réglages adaptés.

Comme pour les barres statiques, la qualité des produits est affectée par la vitesse d'écoulement des matériaux. De fait, l'angle des barres est critique et des chaînes doivent réduire la vitesse. La vitesse à laquelle le matériau d'alimentation est chargé est également d'une importance primordiale. Si l'alimentation est continue (par opposition à une alimentation « au compte-gouttes »), le produit est mieux trié (bien que le rythme de production soit inférieur).

Lorsque l'on dispose d'une hauteur suffisante, il est possible d'en installer plusieurs en série. À cet effet, on peut utiliser un mur ou un ancien front (voir la Figure 3.73). Il convient de construire des murs de séparation résistants qui doivent délimiter correctement les différentes blocométries et résister aux impacts. L'expérience montre qu'un mur de béton armé muni de tôles d'acier de 8 à 10 mm peut suffire pour des blocs allant jusqu'à 500 kg.

Les compartiments de collecte doivent avoir une capacité suffisante, notamment le compartiment qui reçoit le plus de matériau, à savoir la plus petite taille de matériau séparé. Dans le cas contraire, l'installation de sélection devra peut-être être arrêtée au moment de la récupération des matériaux dans les compartiments. Comme le matériau tombe depuis un point haut, il est possible de laisser les compartiments partiellement pleins afin de réduire la fragmentation secondaire lors de la chute.



**Note :** les blocométries triées sont 0-10 kg, 10-60 kg et plus de 60 kg.

**Figure 3.73**  
Vue d'une série de deux calibreuses destinées à produire des enrochements

**Encadré 3.35** Utilisation de side kicks pour trier les blocs par taille

Le side kick, qui sert généralement à retirer les boules d'argile dans la carrière, est une machine idéale pour la production des blocométries de 5 à 40 kg et de 10 à 60 kg, voir la Figure 3.74. Le side kick est installé sur la bande transporteuse en provenance du concasseur primaire. Les roues, qui tournent grâce au matériau qui heurte les dents d'entraînement, poussent le matériau hors de la bande transporteuse vers un stock temporaire. La taille des blocs est contrôlée par la hauteur des dents d'entraînement au-dessus de la bande transporteuse. Cette méthode, si elle est disponible, est bon marché et simple tout en étant plutôt efficace. Elle permet d'éviter de modifier l'organisation de l'installation pour y loger d'autres équipements. La productivité dépend du réglage et du rendement du concasseur.



**Figure 3.74**  
Exemples de side kick en action

**3.9.7.5** **Fragmentation secondaire**

La fragmentation secondaire peut être nécessaire pour réduire des blocs trop gros ou les blocs d'une blocométrie en excès. Elle peut également servir pour les blocs dont la forme est insatisfaisante. La fragmentation secondaire peut représenter une partie significative de l'activité d'une carrière de pierres de taille qui produit des enrochements.

Il est possible d'effectuer une fragmentation secondaire grâce à :

- un micro-minage (voir l'Encadré 3.36) ;
- une boule de démolition suspendue à une grue à câble sur chenilles (voir l'Encadré 3.37) ;
- un brise roche hydraulique fixé à une pelle (voir l'Encadré 3.38) ;
- une boule de démolition associée à une pelle mécanique (voir l'Encadré 3.39) ;
- un marteau hydraulique fixé à une chargeuse ou à une pelle (voir l'Encadré 3.40).

**Encadré 3.36** *Micro-minage*

Outre le refaçonnage ou la réduction de taille, le micro-minage peut être utilisé pour des blocs de taille extrême. Cette méthode comporte un véritable danger – connu – de projection. Elle doit donc être appliquée avec un soin particulier et évitée autant que possible. Les blocs soumis à un tir secondaire doivent être placés, si possible, dans un endroit sécurisé à l'écart des opérations quotidiennes. Le fractionnement des blocs à l'aide de trous de minage soigneusement positionnés et chargés de poudre noire est moins dangereux et plus efficace.

Avant la foration, le bloc doit être examiné pour rechercher d'éventuels signes de faiblesse pouvant affecter le minage. Des petits trous de 33 mm à 51 mm sont réalisés dans le bloc, en rangée ou selon un motif triangulaire ou carré, selon les résultats attendus. Dans les carrières de pierres de taille, les machines utilisées pour la production peuvent servir à préparer le tir et forent généralement environ 1.4 m par heure des trous de 33 mm. La profondeur des trous est à peine supérieure à la moitié de l'épaisseur du bloc. La charge spécifique est généralement égale à un tiers de celle du tir d'abattage. On peut employer de la poudre noire, des explosifs brisants ou du cordeau détonnant. Le bourrage doit être effectué avec soin pour éviter les projections. Il est très efficace de bourrer les trous avec de l'eau lorsque l'on utilise des explosifs brisants. Le contrôle sur le résultat est faible et les morceaux produits peuvent se révéler inutilisables.

**Encadré 3.37** *Boule de démolition et grue à câble sur chenilles*

Un boulet de démolition suspendu à une grue à câble (Figure 3.75) est un dispositif ancien qui a une faible productivité. Le personnel doit se maintenir à une distance de sécurité à cause des projections de pierres. On consacre généralement une vieille grue sur chenilles à cette activité.

Le boulet est en acier au manganèse et sa masse est habituellement comprise entre 3.5 et 5 t. Il est soulevé puis lâché sur les blocs à fragmenter. Il est possible que le boulet manque sa cible ou que l'ampleur de la fragmentation soit mal maîtrisée. Les fragments produits peuvent ne pas être utilisables à cause d'une forme ou d'une taille inappropriée.



**Figure 3.75** *Grue sur chenilles avec un boulet de démolition en acier au manganèse*

**Encadré 3.38** *Brise roche hydraulique pour fragmentation secondaire*

Il est facile de se procurer un brise roche hydraulique (BRH) fixé à une pelle hydraulique, ce dispositif est donc très fréquemment utilisé pour réduire la taille et corriger la forme des blocs (voir la Figure 3.76). Toutefois, il convient de sélectionner la bonne taille de brise roche et de pelle pour que cette technique soit efficace. Un petit marteau ne fera qu'écailler les blocs.

À partir des expériences passées, le Tableau 3.34 donne une relation entre les tailles de BRH, de pelle et de blocs à fragmenter. La blocométrie à produire sera plus petite d'une classe de blocs que ce qui est indiqué dans le tableau.



**Figure 3.76** *Pelle hydraulique équipée d'un BRH de 3.5 t*

**Tableau 3.34** *Relation entre les tailles de marteau, de pelle et de blocs à briser*

	Blocométrie initiale					
	> 10 t	6 – 10 t	3 – 6 t	1 – 3 t	0.3 – 1 t	60 – 300 kg
Taille de la pelle (t)	60.0	50.0	42.5	32.5	22.5	15.0
Taille du BRH (t)	4.25	3.50	3.00	2.25	1.50	1.00
Taux de production (t/h)	275	225	170	115	65	35

**NOTE** : lorsque le matériau est étalé et facilement accessible au marteau, il est possible d'obtenir de meilleurs rendements.

**Encadré 3.39** *Fragmentation secondaire à l'aide d'une pelle frontale (ou pelle bute) et d'une boule de démolition*

Une pelle mécanique avec benne frontale à fond ouvrable peut à la fois ramasser un boulet de démolition et le laisser tomber sur un bloc pour le briser. Cette fragmentation peut être efficace mais la maîtrise du résultat est faible. L'utilisation de ce type de machine est optimale dans la mesure où la pelle peut fragmenter à l'aide du boulet lors de l'attente de camions à charger. Il est généralement nécessaire de re-sélectionner les blocs ainsi produits – ceci est bien fait en sélectionnant individuellement les blocs nécessaires à l'aide d'une pelle équipée d'un grappin. La chargeuse peut alors enlever les blocs et les fragments plus petits qui ne conviennent pas. Si l'opérateur est suffisamment habile, il peut être capable de produire des tailles de blocs inférieures (p. ex. 60 à 300 kg) sans devoir effectuer une autre re-sélection que l'élimination des fines. Le produit de la fragmentation secondaire peut alors être immédiatement collecté et enlevé par la chargeuse.



**Encadré 3.40** Marteau-hydraulique pour fragmentation secondaire

Le marteau-hydraulique (Figure 3.77) n'est très répandu, mais c'est un outil approprié pour fragmenter de gros blocs et obtenir une taille de blocs légèrement inférieure. À l'intérieur d'un tube, un percuteur lourd est lâché sur une pointe située au contact du bloc, ce qui fait que l'énergie d'impact de chaque coup est à peu près 5.5 fois supérieure à celle d'un brise roche hydraulique de même poids. Cette grande énergie d'impact permet de briser les blocs en deux alors que l'action d'un BRH conventionnel est beaucoup plus progressive. Le marteau-hydraulique peut être monté sur une pelle de plus petite taille ou sur une chargeuse. Dans ce dernier cas, il est plus difficile de placer le marteau dans la position verticale optimale, mais le rythme de production dans le cas des gros blocs est similaire à celui d'un BRH.



**Figure 3.77**  
Exemple de marteau-hydraulique monté sur une chargeuse

### 3.9.8 Manutention et transport dans la carrière

Cette section donne un bref aperçu des types d'équipements actuellement utilisés pour manipuler et transporter les enrochements en carrière. La manutention fait généralement partie du processus de sélection. Les chargeuses ou les pelles qui travaillent au niveau des installations ou du front servent habituellement à séparer les plus gros blocs, alimenter et vider les cribles statiques ou les trommels, etc. Les machines utilisées peuvent donc être équipées des dispositifs de pesage adéquats tels que des capteurs de force sur le système hydraulique ou dans la structure à proprement parler.

#### 3.9.8.1 Choix des chargeuses et des camions

Les principales considérations dans le choix des bons équipements sont les suivantes :

- la machine sera-t-elle utilisée uniquement pour la sélection ou pour le chargement ?
- quelle est la blocométrie cible ? peut-elle être manipulée en vrac ou individuellement ? quelle est la capacité adéquate ?
- quelle est la distance de déplacement dans les stocks, ou entre les stocks et la zone de travail ?
- des bennes renforcées sont-elles disponibles, ce qui permet une manutention des enrochements sans précaution particulière, en supposant qu'il n'y a pas de problème de rupture des blocs ?
- la contamination par les fines est-elle un problème ?

Le Tableau 3.35 fait une synthèse des équipements de manutention généralement utilisés. Le Tableau 3.36 résume les moyens de transport généralement utilisés.

**Tableau 3.35** Caractéristiques des équipements de manutention

Équipement	Blocométrie typique	Commentaire
Chargeuse à godet	Selon la capacité	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Ne convient pas au tri de gros enrochements.</li> <li>• Un effort doit être fait pour éviter la prise de fines. Les godets ajourés évitent rarement les fines.</li> <li>• Excellent chargement sur des distances courtes de matériaux en vrac et de blocs individuels sur une barge ou un train depuis le stock.</li> <li>• Peut appliquer assez de pression pour entrer dans le stock pour charger plusieurs blocs à la fois.</li> </ul>
Chargeuse à fourche (voir la Figure 3.79)	Selon la capacité	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Bonne option pour les blocs individuels &gt; 3 t.</li> </ul>
Pelle à godet (voir la Figure 3.78)	Selon la capacité	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Excellent pour le chargement de matériaux en vrac au niveau du front de taille. Peut attraper les blocs surdimensionnés et effectuer un tri.</li> </ul>
Pelle à godet ajouré (voir la Figure 3.78)	Selon la capacité	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Peut sélectionner des blocs plus petits (&lt; 300 kg). Il faut secouer le godet pour y faire passer les fines.</li> </ul>
Pelle à godet ajouré	< 1 000 kg	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Convient au chargement mais peut emporter des fines.</li> <li>• Ne convient pas à la sélection.</li> </ul>
Pelle avec grappin	> 60 kg	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Peu indiqué pour la sélection de blocs plus petits mais convient au chargement, sans dommage, de certaines blocométries inférieures allant p. ex. jusqu'à 1 000 kg (plusieurs blocs à la fois) dans des tombereaux.</li> <li>• Convient à la sélection d'enrochements moyens.</li> <li>• Peut appliquer assez de pression pour entrer dans le tas de matériau stocké afin de charger plusieurs blocs à la fois.</li> </ul>
Pelle avec pince (trois dents)	> 60 kg	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Convient à la sélection de blocs individuels mais les grappins sont chers pour les blocs supérieurs à 5 t.</li> <li>• Peut appliquer assez de pression pour entrer dans le tas de matériau stocké afin de charger plusieurs blocs à la fois.</li> <li>• Peut être coûteux à entretenir.</li> </ul>
Pelle à pince (trois à cinq dents) (voir la Figure 3.78)	300 kg à 30 t	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Très bonne pour la sélection visuelle des gros blocs individuels.</li> <li>• Convient au chargement sur un train ou sur un wagon plat car le repositionnement du bloc est aisé.</li> </ul>
Grue à câble avec grappin	> 60 kg	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Dépassé ; outil de sélection performant, mais lent.</li> </ul>

**Note :** le choix de la taille de l'engin et le type de manipulation doivent se faire suivant la blocométrie.

Dans le cadre de la production d'enrochement, une pelle peut avoir plusieurs rôles différents dans la carrière, tels que la sélection ou le chargement des camions pour les livraisons, etc. On préférera donc les pelles montées sur pneus plutôt que sur chenilles qui sont plus appropriées pour le dégagement du front. Le coût de l'installation d'autres grappins sur une pelle représente environ 10 % du coût de la pelle. Il faut le prendre en compte lors de la préparation du plan de développement de la production d'enrochement.



**Figure 3.78** Utilisation de pelles pour la manutention d'enrochement. En haut à gauche : montée sur chenilles, elle dégage un front et trie les gros blocs (source : T. Wojnowski); en haut à droite : montée sur chenilles avec un godet ajouré qui sélectionne les blocs après fragmentation secondaire à l'aide d'un brise-roche hydraulique (source : S. Dupray); en bas : avec une pince à 5 dents de grande capacité pour la manipulation individuelle de gros blocs (Source : J. van Meulen).



**Figure 3.79** Chargeuse équipée d'une fourche pour la manutention de gros enrochements (Source : J. van Meulen)

**Tableau 3.36** Caractéristiques des camions utilisés en carrières

Type de camion	Blocométrie	Commentaire
Tombereau de chantier	Selon la capacité	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Essieux rigides ou articulés</li> <li>• Pour les blocs d'un poids supérieur à 3 t, on préfère le chargement à la pelle</li> <li>• Les pelles peuvent placer les blocs dans la benne du tombereau alors que les chargeuses les déversent et, par conséquent, causent plus de dommages aux blocs et au camion.</li> <li>• Prendre soin de limiter les fines.</li> </ul>
Camion et remorque avec benne en aluminium ou acier	< 40 kg	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Très approprié pour les petits enrochements.</li> <li>• Il convient de prendre des précautions lors du chargement pour éviter d'endommager la remorque.</li> </ul>
Camion et remorque avec benne en acier	< 2 000 kg	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Très approprié pour les petits enrochements.</li> <li>• Pour les gros enrochements (300 kg à 2 t), le wagon doit avoir un revêtement en acier renforcé.</li> <li>• Il convient de prendre des précautions lors du chargement pour éviter d'endommager la benne.</li> </ul>
Camion et remorque plateau	> 1 000 kg	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Convient à tous les types de gros enrochements.</li> <li>• Il convient de prendre des précautions lors du chargement pour éviter d'endommager la remorque.</li> <li>• La sécurisation de chaque bloc sur le plateau à l'aide de chaînes peut prendre du temps.</li> </ul>

### 3.9.8.2 Anneaux de manutention

L'entreprise doit contacter la carrière pour certains cas particuliers où il est nécessaire de fixer des dispositifs de levage aux blocs. Par exemple, la grue du site pouvant atteindre ou dépasser sa capacité de levage à cause du poids du grappin, l'utilisation de dispositifs de levages permet d'utiliser malgré tout la grue du site. Il faut alors fixer un anneau de levage dans les blocs, par foration, en insérant l'anneau de levage puis en le scellant, pour pouvoir soulever le bloc à l'aide du crochet. Les anneaux de levage ne sont pas très pratiques si le bloc doit être déplacé à plusieurs reprises, dans la mesure où ils sont susceptibles de se plier et de ne plus être accessibles pour le crochet après quelques manipulations. On préférera souvent des anneaux en câble souple.

Le personnel qui place les blocs doit indiquer l'emplacement de l'anneau sur le bloc, en tenant compte de sa forme et de l'épaisseur de la couche dans laquelle le bloc doit être placé. En carrière, les blocs sont généralement posés sur leur côté plat, ce qui est le plus facile et le plus naturel. Toutefois, deux blocs plats posés l'un sur l'autre auront probablement une épaisseur inférieure à celle requise pour la couche dans l'ouvrage. Ainsi, les anneaux doivent être placés dans les blocs de sorte que, lorsqu'ils sont soulevés et placés l'un sur l'autre, deux blocs font approximativement l'épaisseur requise de la couche.

Le foreur doit généralement monter sur le bloc avec son perforateur, c'est pourquoi les blocs doivent être disposés de manière stable. Les blocs plus petits sont plus difficiles à forer à cause de leur taille plus réduite. Il est souvent impossible d'utiliser un engin du type foreuse sur chenilles à cause du petit diamètre de trous requis. Le coût de la main-d'œuvre pour cette opération est donc élevé. Pour garantir une fixation satisfaisante et si l'anneau est fait d'un câble en acier, celui-ci doit être complètement dégraissé avant le scellement. Pour ce faire, il faut utiliser du câble neuf non graissé ou dégraisser du câble usagé. Il existe sur le marché des résines appropriées à cet usage. Les trous doivent être séchés et dépoussiérés avant l'injection de la résine. Le trou doit être rempli de résine jusqu'aux trois quarts avant d'y mettre le câble ou l'anneau. La résine doit sécher pendant 3 jours au minimum avant que le bloc ne puisse être soulevé. Le Tableau 3.37 présente les caractéristiques des anneaux métalliques.

À terme, les câbles rouilleront. L'effet à long terme de ce phénomène sur le bloc est inconnu. Il faut également tenir compte de l'impact visuel des câbles, en particulier pour les blocs placés au-dessus des basses eaux et dans la carapace extérieure.

**Tableau 3.37** Caractéristiques des anneaux métalliques en fonction de la taille des blocs

Caractéristiques des anneaux métalliques	unité	< 5 t	5 – 10 t	10 – 18 t
Diamètre du trou de forage	mm	32	42	42
Profondeur du trou de forage	mm	200	200	350
Distance entre les deux trous	mm	500	500	600
Diamètre du câble en acier	mm	24	32	32
Longueur du câble en acier	mm	1 250	1 250	1 500
Rendement quotidien du foreur (10 h de travail)	nombre	45	50	40
Nombre de blocs par sachet de résine de 8 kg	nombre	24	17	11

### 3.9.9 Chargement de camions ou de trains à la carrière

Les chauffeurs de camions doivent connaître les règles de sécurité applicables au sein du site ainsi que toutes les procédures et restrictions spécifiques au site. Ils doivent en particulier connaître les horaires des tirs et les pistes à emprunter. Le Tableau 3.38 présente les équipements recommandés pour le chargement des camions en fonction de la blocométrie concernée. La Figure 3.80 montre le chargement d'un train et le chaînage des enrochements sur des camions à la carrière.

**Tableau 3.38** Types d'équipements de chargement pour les camions dans la carrière, en fonction de la blocométrie

Blocométrie	Type de machine de chargement
< 40 kg	Chargeuse
40 - 300 kg	Chargeuse, pelle avec un godet, pelle avec un grappin
300 - 1 000 kg	Pelle avec un grappin ou une pince à 3 ou 5 dents
> 1 000 ou 2 000 kg	Chargeuse avec une fourche, pelle avec un grappin ou une pince de taille appropriée

Le chargement doit être effectué avec précaution afin d'éviter les éventuels dommages aux ben-nes des camions ou aux wagons, ainsi que la casse des enrochements, causés par :

- une chargeuse, qui déverse les enrochements ;
- une pelle avec un godet – le chargement par l'arrière risque moins d'endommager la benne ; dans le cas du chargement par le côté, la zone de dépose du bloc est plus réduite, ce qui accroît les risques de dommages ;
- une pelle avec un grappin – il faut prendre garde, lorsque le grappin se balance, à ne pas heurter les flancs de la benne ;
- une pelle avec un grappin/pince – avec les gros blocs, il faut s'assurer que les blocs ne peuvent pas tomber du grappin/de la pince dans le camion ;
- les mouvements des blocs pendant le transport – les blocs individuels peuvent être chaînés pour éviter tout mouvement.



**Figure 3.80**

Chargement d'engrochements sur un camion et sur un train

(source : A. Moiset). La photo de gauche montre des engrochements chaînés sur le camion

### 3.10 CONTRÔLE DE LA QUALITÉ DES ENROCHEMENTS

L'objectif de cette section est de fournir au lecteur des informations pratiques sur les différents objectifs et les différentes méthodes disponibles pour effectuer des contrôles pendant la production et l'achat d'engrochement. Le lecteur peut également se référer à la norme ISO 9000 pour des informations sur le contrôle de la qualité ou à la norme EN 13383-1 pour des informations sur la maîtrise de la production en carrière telle qu'elle est définie en Europe. Des informations pratiques sur le contrôle de la qualité sont disponibles dans les travaux de Laan (1995) et de Read (1988).

Le contrôle de la qualité permet de suivre et de s'assurer des propriétés des engrochements. Il ne doit pas être considéré comme une mesure supplémentaire accessoire qui ne sert qu'à augmenter les coûts, mais comme une partie intégrante de la production et de l'utilisation des engrochements qui, à long terme, permet toujours de réaliser des économies. Il doit se référer à un ensemble d'exigences à atteindre issues du dimensionnement (p. ex. blocométrie) ou se rapportant aux résultats des essais de type initial (p. ex. masse volumique ou intégrité).

Le contrôle de la qualité de l'engrochement porte principalement sur le maintien des exigences en matière de blocométrie, mais aborde également tous les aspects relatifs à la qualité de la roche et aux exigences de durabilité. Le contrôle de la qualité est nécessaire à différentes étapes de la vie de l'engrochement et il est effectué par divers organismes dont les objectifs ne sont pas tous identiques (voir le Tableau 3.39):

- le contrôle de la qualité doit avoir lieu pendant la **production de l'engrochement** et doit être effectué régulièrement par le producteur, parfois assisté par un laboratoire extérieur (voir la Section 3.10.1);
- **durant la phase d'appel d'offres**, un client doit évaluer les processus de contrôle de la qualité des fournisseurs potentiels d'engrochements et déterminer leur capacité à produire des engrochements (voir la Section 3.10.2);
- **pendant l'approvisionnement**, le client peut effectuer un contrôle de la qualité du matériau avant qu'il ne quitte la carrière ou au moment de la livraison (voir la Section 3.10.3). Il peut parfois faire appel à un laboratoire extérieur.

**Tableau 3.39** Types de contrôles de la qualité

Étape	Producteur	Entreprise	Client	Laboratoire extérieur
Production (voir 3.10.1)	***	*	*	*
Appel d'offres (voir 3.10.2)	**	**	***	**
Approvisionnement (voir 3.10.3)	**	***	*	**

**Notes:** \* peut être impliqué dans certaines conditions, \*\* impliqué voire responsable, \*\*\* très impliqué ou responsable

### 3.10.1 Contrôle de la qualité de la production

Il relève de la responsabilité de la carrière d'effectuer des contrôles suffisants de la qualité pour garantir la compatibilité de la production avec les propriétés attendues. En Europe, le concept de « maîtrise de la production en carrière » est désormais étendu aux enrochements. Il s'agit principalement de mesures et de procédures d'ajustement conçues pour maintenir la production de l'enrochement à la qualité certifiée. **L'annexe D de la norme EN 13383** donne des recommandations en matière de contrôle de la qualité à la carrière au cours de la production (p. ex. fréquence des essais). Il relève clairement de la responsabilité du producteur de documenter correctement les procédures et les résultats s'il souhaite déclarer CE ses produits et obtenir la satisfaction de ses clients.

Le contrôle de la qualité se concentre sur les **propriétés intrinsèques** et les **propriétés induites par la production**, en particulier la blocométrie. Une bonne connaissance du gisement par le biais de l'évaluation de sa capacité à produire des enrochements (voir les Sections 3.2.3 et 3.9.1) est nécessaire pour déterminer les valeurs initiales de ces propriétés et le contrôle qualité optimal de la production. Un aspect du contrôle de la qualité consiste à s'assurer que l'enrochement provient des zones appropriées à la production d'enrochement et identifiées dans le plan d'extraction. Les variations significatives au sein du gisement doivent être détectées par un contrôle qualité s'intéressant à la pétrographie, à la masse volumique, à la porosité et aux discontinuités. En ce qui concerne l'enrochement produit dans les zones de la carrière connues pour présenter une variabilité géologique significative, le programme de surveillance des propriétés intrinsèques et des propriétés induites par la production doit être intensifié en conséquence. Il convient également de tenir compte de la méthode de production afin de déterminer le contrôle qualité optimal. Ainsi, le contrôle de la qualité des enrochements doit être plus fréquent si la sélection a été visuelle, par opposition à des enrochements produits par des machines.

L'agent qui effectue le contrôle de la qualité doit être formé aux caractéristiques de l'enrochement et aux méthodes utilisées pour effectuer, et faire le compte rendu des contrôles. Un effort significatif est exigé au début de la préparation des livraisons afin d'établir les meilleures procédures à adopter. Une formation et des équipements spécifiques seront peut-être nécessaires pour effectuer les contrôles suivants :

- **contrôle de la blocométrie** : un dispositif de pesage ou un capteur de force situé sur le bras du grappin est nécessaire pour effectuer la mesure et le contrôle. La précision de l'instrument doit être régulièrement vérifiée, par exemple via un pesage répété d'un ensemble de blocs de référence de masse connue correspondant approximativement à la masse moyenne ou aux limites nominales des blocométries en question. Avant chaque pesée, l'étalonnage de l'instrument devra être validé. Le contrôleur doit être formé à évaluer visuellement la masse des blocs de blocométries différentes, par exemple en comparant ses prédictions aux résultats réels du pesage, et à effectuer un échantillonnage et des mesures de blocométrie (voir la Figure 3.81). Pendant la production par sélection visuelle des enrochements, les blocs témoins doivent être visibles par l'opérateur depuis sa machine afin qu'il évalue les limites nominales inférieure et supérieure. Des blocs témoins supplémentaires représentant la masse moyenne améliorent en général la vérification de la masse moyenne. Pour les blocométries étroites, des contrôles plus stricts peuvent être requis. L'affectation d'un opérateur formé au tri des blocs contribue à mieux contrôler la blocométrie. En ce qui concerne la production mécanique, une partie du

contrôle de la qualité est couverte par le réglage de l'équipement en particulier par l'espacement des barreaux, leur longueur active et la cadence d'alimentation des équipements, dans le but d'obtenir la distribution blocométrique désirée de l'enrochement produit. Si le matériau d'entrée subit une modification significative, il se produit généralement aussi une variation de la quantité de fines ou de la forme des blocs. L'usure et la détérioration des cribles, etc. sont une source potentielle de dérive des propriétés de l'enrochement produit, et ces dispositifs doivent être régulièrement vérifiés ;

- **contrôle de l'intégrité** : pour les gros enrochements, le contrôle s'effectue généralement sur chaque bloc par inspection visuelle. Le contrôleur devrait être formé par un ingénieur géologue. Pour les blocs douteux, il peut être nécessaire de recourir à des équipements de mesure de la vitesse du son (voir la Section 3.8.5), et à l'assistance d'un laboratoire extérieur pour déterminer la valeur seuil adéquate pour une bonne intégrité des blocs et pour effectuer les mesures et déterminer les critères d'acceptation. Des chutes pendant les manipulations des blocs à la carrière peuvent s'avérer appropriées lorsque la hauteur de chute est raisonnable, par exemple depuis l'engin de chargement ;
- **contrôle de la forme** : ce contrôle est généralement effectué au cours de la sélection visuelle. Dans le cas de la production mécanique, la forme est une caractéristique du produit. Le contrôle de la qualité consiste alors à s'assurer qu'il n'y a aucune déviation par rapport à la forme cible, ce qui impliquerait un changement dans le massif rocheux. Un pied à coulisse (voir la Figure 3.82) peut être nécessaire et le contrôleur doit être expérimenté pour faire cette mesure. Les blocs témoins sont utiles au contrôleur pour vérifier les formes limites et, si nécessaire, des mesures doivent être effectuées pour les blocs ayant un élancement proche de 3, en particulier pour les gros enrochements et les enrochements moyens ;
- **suppression des fines et petits enrochements** : dans le cas du matériau constitutif du noyau, pour lequel un contrôle des fines est requis, l'utilisation d'un grizzly ou de barres statiques (voir les Figures 3.83 et 3.84) peut être un moyen simple d'éliminer mécaniquement les fines, préférable à l'utilisation de godets ajourés. Lors de la production d'enrochements moyens ou petits à l'aide de systèmes mécaniques, il convient de prêter une attention particulière au mélange des produits finis et, si cela est nécessaire, des cloisons convenables doivent être installées (voir les Figures 3.69 et 3.73).

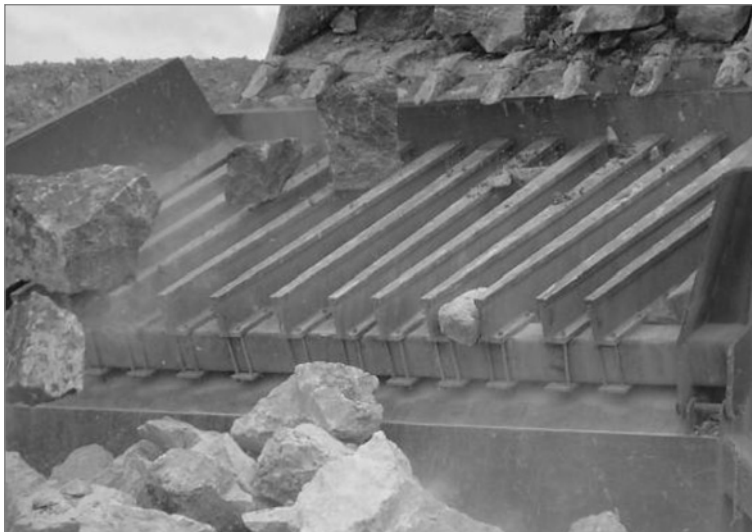


**Figure 3.81** Contrôle des blocométries d'un enrochement 300-1000 kg au cours de la production, à l'aide de poutres de pesée (source : A. Moiset). Ce dispositif a permis de peser 140 blocs par heure.





**Figure 3.82**  
Utilisation d'un pied à coulisse pour mesurer l'élanement de blocs lors du contrôle de la qualité, et aussi pour le choix de blocs témoins utilisés pour le contrôle de la forme (source : A. Moiset)



**Figure 3.83**  
Dispositifs à base de courtes barres statiques pour le contrôle des fines, alimenté par une chargeuse (source : A. Moiset)

**Note :** les précautions d'usage sont appliquées pour éviter les ruptures et les blocages.



**Figure 3.84**  
Grandes barres statiques pour la production de différentes tailles d'enrochements (source : S. Dupray)

1

2

3

4

5

6

7

8

9

10

### 3.10.2 Inspection de la carrière

Pour de nombreux projets, il est possible que le client et le maître d'œuvre aient identifié des gisements potentiels et qu'ils aient besoin d'informations supplémentaires sur la carrière et sur ses capacités opérationnelles avant de poursuivre le dimensionnement ou de choisir une carrière. Il faudra peut-être une inspection de la carrière, pour le compte du maître d'œuvre, incluant une visite du site et quelques essais de type initial pour obtenir des informations détaillées dont le producteur ne dispose pas, comme les paramètres de forme, tels que l'élanement (*LT*) moyen ou le blockiness (*BLc*) ou les paramètres d'intégrité tels que la vitesse du son ou l'essai de fendage *in situ* (*FSST*). Ces essais auront normalement été effectués largement en amont de l'inspection de contrôle de la qualité décrite dans la présente section. Dans les cas où l'ouvrage est conçu pour utiliser au mieux la production de la carrière calculée à partir d'une évaluation complète (voir les Sections 3.9.1 et 3.6.3), les données présentées ci-dessous seront déjà disponibles.

Avant d'attribuer un marché ou un contrat, le client doit organiser une visite des installations de production et de transport, à savoir la carrière et les terminaux de chargement, afin d'évaluer leur capacité à fournir le matériau nécessaire en conformité avec les spécifications, et afin d'identifier dès le départ les éventuels points critiques qui pourraient présenter un risque pour le projet. En particulier, l'inspection a pour objectif de s'assurer que la quantité et la qualité des matériaux, les délais de production, l'organisation et les installations de la carrière permettent de procéder aux livraisons dans des conditions acceptables. S'il n'y a aucun stock, le contrôle est impossible, c'est pourquoi le client doit normalement insister sur la présence de stock sur site. Le client doit savoir que le risque de non-conformité aux spécifications est beaucoup plus élevé si le contrôle a lieu pendant la production. Les clients exigent en général qu'un stock correspondant à trois jours de livraison soit disponible sur le site pour pouvoir effectuer le contrôle.

Des suggestions pour l'inspection sont proposées ci-dessous, ainsi qu'une fiche aide-mémoire (Tableau 3.40). Bien qu'elle soit destinée à l'inspecteur qui la complétera lors de la visite afin que son évaluation des éléments intéressants de la carrière et de ses installations soit détaillée et structurée, cela intéressera peut-être le producteur d'en conserver un exemplaire. Il faut prêter une attention aux indices de qualité du front qui sont susceptibles de changer pendant la période d'approvisionnement. Il s'agit de s'assurer de l'intégrité et l'absorption d'eau qui, si elles sont inacceptables, peuvent indiquer qu'il n'est pas nécessaire de poursuivre la collecte d'informations. Les photographies des stocks, des fronts d'extraction et des installations de production sont généralement utiles plus tard dans le projet.

L'inspection des stocks a pour objectif de garantir que la quantité et la qualité des enrochements disponibles, notamment en ce qui concerne la blocométrie et l'intégrité, sont conformes aux spécifications. Si nécessaire on peut demander l'aide d'un laboratoire extérieur afin de mesurer la blocométrie des matériaux disponibles et d'effectuer les essais qui conviennent, *in situ* ou en laboratoire. De plus, une évaluation des volumes et de l'organisation des stocks, indépendante de celle du producteur, permettra de confirmer que les estimations de délais de livraison de la carrière sont réalistes. Dans la pratique, un fournisseur d'enrochement qui n'a pas en stocks les blocométries nécessaires aura besoin d'une période plus longue pour les préparer. La planification de la sélection visuelle et de la manutention des stocks et, si nécessaire, la fragmentation secondaire voire l'ouverture de fronts d'extraction supplémentaires, peuvent demander un temps considérable avant que le rythme d'approvisionnement ou de livraison nécessaire puisse être établi. L'accessibilité et les moyens de transport des stocks doivent être étudiés au regard de la manutention supplémentaire qui peut être nécessaire pour atteindre les principales installations de transport.

Le processus d'extraction doit être étudié afin d'identifier les caractéristiques du tir telles que la charge spécifique, le plan de foration, la séquence de mise à feu, ou encore le type d'explosif et la charge par trou. S'il existe des informations sur le rendement de la carrière lié à la méthode d'abattage, comme la quantité de blocs déclassés supérieurs, la quantité de fines, les tailles caractéristiques, etc., il est utile de les intégrer à toute détermination du rendement de la carrière.

L'inspection du/des front(s) d'extraction dans la carrière a pour objectif d'identifier et d'évaluer la qualité des fronts de production et leur capacité à produire les quantités de blocs requises. Les fronts d'extraction où les enrochements seront produits doivent être indiqués sur une carte (une échelle de 1 : 25 000 est préférable) et leurs propriétés géotechniques caractéristiques doivent être notées. Ces zones doivent être inspectées et une attention spécifique portée aux faciès exposés, à leur épaisseur et à leur altération, ainsi qu'à la quantité et aux variations de leurs discontinuités. Des indicateurs simples tels que la couleur ou la texture doivent être identifiés car ils sont souvent utiles pour aider à déterminer l'origine du matériau dans les stocks inspectés au cours du contrôle de la qualité de la production. L'observation d'autres parties de la carrière peut fournir des informations sur les autres fronts d'extraction possible. L'aide d'un ingénieur géologue peut être requise au cours de l'inspection ou pour une étude plus approfondie. Il est possible de prélever des échantillons de roche pour une caractérisation plus poussée de la matrice rocheuse, effectuée en laboratoire. La conclusion de cette inspection peut être de limiter la production d'enrochement à certains fronts plutôt qu'à d'autres.

L'inspection des installations de production a pour objectif de s'assurer que les méthodes et équipements, par exemple la capacité des engins ou les caractéristiques des dispositifs de tri mécanique, sont adaptés à la qualité requise et qu'ils peuvent être utilisés de manière raisonnable. Elle vise également à déterminer le délai de production. L'inspection doit être effectuée au cours d'une période de production pour garantir une observation réaliste des procédures de la carrière. Le sujet principal de l'inspection dépend de la blocométrie concernée et des volumes produits, car ces deux paramètres influencent les techniques et les équipements impliqués. Dans le cas d'une production mécanique (concasseur primaire, crible, trommel ou barres statiques, p. ex.), la longueur active et l'espacement entre les barreaux peuvent faire l'objet d'une vérification ; la précision du dispositif de pesage, tels que les ponts-bascules ou les capteurs de force montés sur le grappin, peut être contrôlée. Dans le cas d'une sélection visuelle, la précision de la classification blocométrique effectuée par les opérateurs dans la carrière peut être vérifiée en pesant certains blocs. Il peut être nécessaire d'échantillonner le matériau et de déterminer la distribution blocométrique des produits fabriqués pendant la visite, afin de s'assurer que les techniques de production sont adéquates ou encore de déterminer les actions à entreprendre pour que les impératifs soient remplis. La rupture que subissent les enrochements pendant le tri mécanique peut donner des informations sur l'intégrité du matériau.

Il convient d'établir une liste des types et des capacités des machines disponibles ou impliquées dans la production d'enrochement. Les situations critiques dans lesquelles il pourrait y avoir un conflit d'utilisation d'une machine doivent être identifiées et clarifiées. Par exemple, en cas de production par sélection visuelle de gros enrochements et de chargement simultanés, les périodes durant lesquelles la machine munie du grappin travaille à la production d'enrochements doivent être soigneusement réparties dans la journée. Des machines supplémentaires (voire réservées) peuvent également être nécessaires pour accroître la production. Les zones de travail dans lesquelles le tri visuel ou le chargement sont prévus doivent être identifiées et visitées pour s'assurer que la qualité du sol est adéquate, afin de ne pas charger des fines indésirables avec les enrochements au cours de la manutention, du stockage ou de la re-sélection dans la carrière.

Le terminal de chargement (à savoir pour la route, pour le train, le port fluvial ou maritime) doit être inspecté, et il faut collecter des informations sur les tailles et capacités des équipements mécaniques, par exemple pour s'assurer que la capacité du grappin sur le quai est conforme à la blocométrie à manipuler. La période durant laquelle se déroulent les opérations peut également être critique. Il peut ainsi y avoir des restrictions qui ne permettent pas aux navires fluviaux d'atteindre le terminal pendant l'hiver, aux navires maritimes d'y accéder à marée basse ou aux camions d'être chargés pendant la nuit dans les zones urbaines. Lorsque cela est nécessaire, il convient d'identifier suffisamment tôt les mesures permettant d'atténuer les dommages subis par le terminal, par exemple en plaçant du tout-venant sur un quai pour en limiter les dommages.

**Tableau 3.40** Fiche d'inspection de carrière pour un contrôle qualité effectué par le client

<b>Généralités</b>			
Nom :	_____	Société :	_____
Contact :	_____	Fonction :	_____
Adresse :	_____	Ville :	_____
Tél. :	_____	Fax :	_____
Date de l'autorisation :	_____	Durée de l'autorisation :	_____
Autres : _____			
Utilisation principale de la carrière : Carrière de granulats <input type="checkbox"/> Carrière dédiée <input type="checkbox"/> Carrière de pierres de taille <input type="checkbox"/>			

<b>Gisement</b>			
Synthèse géologique (âges et faciès de la source, degré d'altération, etc.) : _____			
Géométrie (épaisseur utilisée pour la production d'enrochements, orientation des couches, etc.) : _____			
Discontinuités (tectoniques et principales failles, etc.) : _____			
Propriétés géotechniques (valeurs caractéristiques, lorsqu'elles sont disponibles) :			
Absorption d'eau :	[ _____ ] %	EN 13383	Catégorie <i>WA</i> [ _____ ]
Résistance à la compression :	[ _____ ] MPa	EN 13383	Catégorie <i>CS</i> [ _____ ]
Micro-Deval :	[ _____ ] %	EN 13383	Catégorie <i>M<sub>DE</sub></i> [ _____ ]
Élancement :	[ _____ ]	EN 13383	Catégorie <i>LT</i> [ _____ ]
Durabilité : Catégorie <i>FT</i>	[ _____ ]	Catégorie <i>MS</i> [ _____ ]	Catégorie <i>SB</i> [ _____ ]
Masse volumique :	[ _____ ] t/m <sup>3</sup>		
Intégrité : <i>B<sub>n</sub></i>	[ _____ ] %	Vitesse du son sur blocs :	[ _____ ] m/s
Autres : sulfate de sodium - bleu de méthylène – essai Franklin - essai d'usure Los Angeles : _____			

<b>Équipements et installations</b>	
Zone de stockage : superficie _____ ha ; capacité _____ tonnes ; accessibilité camions de livraison <input type="checkbox"/>	
Machines de manutention : pelle <input type="checkbox"/> grappin <input type="checkbox"/> pince <input type="checkbox"/> chargeuse <input type="checkbox"/>	
Autres : _____	
Transport : route principale à [ _____ ] km – nom [ _____ ]	
Terminal fluvial à	[ _____ ] km – nom [ _____ ] – capacité [ _____ ] t/h
Port maritime à	[ _____ ] km – nom [ _____ ] – capacité [ _____ ] t/h
Terminal ferroviaire à	[ _____ ] km – nom [ _____ ] – capacité [ _____ ] t/h
Restriction d'utilisation des terminaux : _____	
Autres : _____	

<b>Caractéristiques du tir</b>
Volume abattu [ _____ ] tonne ; diamètre du trou [ _____ ] mm ; épaisseur de recouvrement [ _____ ] mm ; espacement [ _____ ] m ;
Hauteur du front [ _____ ] m
Type d'explosif [ _____ ] ; charge spécifique [ _____ ] kg/m <sup>3</sup> ; retards [ _____ ] ms

**Tableau 3.40** Fiche d'inspection de carrière pour un contrôle qualité effectué par le client (suite)**Production de la carrière**

Production moyenne totale de la carrière [ \_\_\_\_\_ ] milliers de t / an

Y a-t-il présélection des enrochements ? : [ O/N ]

Petits enrochements standard (mm)	<i>CP</i> <sub>45/125</sub>	<i>CP</i> <sub>63/80</sub>	<i>CP</i> <sub>90/250</sub>	<i>CP</i> <sub>45/180</sub>	<i>CP</i> <sub>90/180</sub>
Ratio de production (%)					
Disponible en stock (millier de t)					
Enrochements moyens standard (kg)	<i>LM</i> <sub>5-40</sub>	<i>LM</i> <sub>10-60</sub>	<i>LM</i> <sub>40-200</sub>	<i>LM</i> <sub>60-300</sub>	<i>LM</i> <sub>15-300</sub>
Masse moyenne contrôlée (O ou N)					
Rendement de carrière (%)					
Disponible en stock (millier de t)					
Gros enrochements standard (t)	<i>HM</i> <sub>0,3-1</sub>	<i>HM</i> <sub>1-3</sub>	<i>HM</i> <sub>3-6</sub>	<i>HM</i> <sub>6-10</sub>	<i>HM</i> <sub>10-15</sub>
Masse moyenne contrôlée (O ou N)					
Rendement de carrière (%)					
Disponible en stock (millier de t)					

Autres enrochements : \_\_\_\_\_

**Contrôle de la production**visuel  pesage en vrac sur un pont-bascule  pesage individuel  tri mécanique 

autre : \_\_\_\_\_

**Qualité de la production dans les stocks**Intégrité : bonne  acceptable  limitée  [ \_\_\_\_\_ ] % (en nombre) de blocs présentant une rupture majeureRésistance à une rupture mineure : bonne  acceptable  limitée Forme : équidimensionnelle  tabulaire  allongée  [ \_\_\_\_\_ ] % (en nombre) de blocs non conformes

Durabilité : altération [O/N]; Signes de dommage dû au gel/dégel : [O/N]; Signes d'altération due au coup de soleil : [O/N]

Autre : \_\_\_\_\_

**Identification**

Date : [ \_\_\_\_\_ ]

Inspecteurs : Nom [ \_\_\_\_\_ ] Fonction : [ \_\_\_\_\_ ]

Nom [ \_\_\_\_\_ ] Fonction : [ \_\_\_\_\_ ]

Représentants de la carrière : Nom [ \_\_\_\_\_ ] Fonction : [ \_\_\_\_\_ ]

Nom [ \_\_\_\_\_ ] Fonction : [ \_\_\_\_\_ ]

### 3.10.3 Contrôle de la qualité pendant les livraisons et la construction

Cette section s'intéresse au contrôle de la qualité de l'enrochement qui doit être entrepris pendant la construction, et en particulier au cours des livraisons. On insiste ici sur le fait que la plupart des contrôles doivent être effectués à la carrière pour limiter le transport de matériaux qui se révéleraient inappropriés. Une fiche aide-mémoire destinée au contrôleur du client est fournie (voir le Tableau 3.42), pour le suivi dans la carrière ou sur le site de construction. Le contrôle de la qualité pendant l'exécution, c'est-à-dire lors de la pose des enrochements, afin de contrôler les tolérances de construction pour l'épaisseur de la carapace, est abordé au Chapitre 9 et à l'Annexe 1.

Ce contrôle qualité a pour objectif de vérifier que l'enrochement est conforme aux spécifications. Il est nécessaire de tenir compte de la variation des propriétés de l'enrochement à cause de la variabilité naturelle du gisement, de même que de la technique de production, c'est-à-dire visuelle ou mécanique. Le contrôle doit avoir lieu, lorsque cela est possible, avant que le lot n'ait quitté les installations du producteur afin de limiter les dépenses dans le cas où une livraison serait refusée. Sinon, elle peut avoir lieu dans une zone de stockage temporaire ou durant une phase convenable du transport. Il est recommandé de procéder à un contrôle approfondi par tranches de 10 % de livraison ou au moins toutes les 5000 tonnes. Cette fréquence doit être ajustée afin de tenir compte de la variabilité de l'extraction ou de la production, par exemple augmentée pour les gisements à grande variabilité et diminuée en cas de production mécanique (voir le Tableau 3.41).

La fréquence des essais choisie doit être représentative de lots de production homogène. Elle doit être déterminée en tenant compte de la fourchette de variabilité potentielle de la propriété considérée. Elle doit également être liée à l'unité de production (production hebdomadaire ou calendrier de livraisons, p. ex.). De la même manière, si le matériau est livré par barge, trains ou camions, la fréquence doit être liée à la taille de ces unités ou sous-unités. Par exemple, si la livraison totale tient sur deux barges, la charge totale peut être contrôlée en considérant des godets de chargeuse comme sous-unité. Par conséquent, le contrôle peut consister à mesurer la blocométrie d'un godet tous les dix pendant la période de chargement.

Lorsque le projet a recours à des stocks temporaires, ceux-ci doivent être inspectés eu égard aux éléments énumérés ci-dessous. L'entreprise est généralement responsable de ce contrôle, mais certains clients peuvent mandater un laboratoire extérieur qui sera partie prenante au contrôle. Le contrôle de la qualité se concentre sur les éléments suivants :

- **L'origine du matériau** est contrôlée afin de s'assurer que c'est bien le gisement ayant fait l'objet du contrat qui a été utilisé, voire les fronts de taille sélectionnés au cours de la visite initiale effectuée à la carrière. Des indicateurs tels que la pétrographie, la couleur et la texture de la roche sont utiles à cet effet ;
- **la distribution blocométrique** est contrôlée. Le respect des limites nominales peut être contrôlé visuellement par un inspecteur expérimenté. Les Sections 5 et 6 (partie 2) de la norme relative aux enrochements EN 13383 contiennent des recommandations sur des méthodes quantitatives de mesure ; les impératifs sont donnés à la Section 4 (partie 1). La Section 3.8.4 propose des explications détaillées. Pour les gros enrochements, le calcul de la masse moyenne à partir de chaque pesée en vrac, tout en relevant le nombre de blocs contenus dans chaque unité de transport, peut être pratique pour le transport par la route ou par le train. La distribution blocométrique détaillée peut être déterminée sur les premières livraisons et les vérifications peuvent être moins fréquentes une fois qu'il a été établi que la distribution blocométrique des lots livrés était conforme à la distribution blocométrique du matériau dans la carrière. Ceci est particulièrement important s'il existe un risque potentiel de rupture ou de contamination par des fines. Le contrôle de la distribution blocométrique est illustré à la Figure 3.85. Il convient de prêter une attention particulière à la contamination avec d'autres enrochements ou du sol au cours du transport et du stockage temporaire (voir la Figure 3.86) ;
- en règle générale, le **contrôle visuel de la forme** suffit (voir la Figure 3.85). La détermination quantitative de la forme en référence à la norme EN 13383-2, paragraphe 4.3, ne doit être effectuée par un laboratoire extérieur qu'en cas de désaccord entre le producteur et le client.

La Figure 3.87 montre un exemple de stock de chantier contenant des enrochements dont la forme est inappropriée de toute évidence ;

- les **contrôles de l'intégrité et des microfissures** doivent être effectués et renforcés lorsque l'intégrité pose un problème. Pour les gros enrochements (plus de 10 t p. ex.), les blocs limites peuvent être mis de côté en vue d'une inspection ultérieure ou d'un contrôle d'intégrité. Un inspecteur formé peut procéder à une inspection continue pendant le chargement, en se concentrant spécifiquement sur divers indicateurs tels que le type et l'importance (longueur et ouverture) des discontinuités. Cette mesure a réduit de manière significative la quantité de ruptures majeures lorsque l'intégrité posait problème. En France, la vitesse du son sert d'indicateur pour surveiller l'intégrité de l'enrochement pendant les livraisons. La valeur de la vitesse du son déterminée lors de l'essai de type initial (l'équipement utilisé est représenté sur la Figure 3.88) et étalonnée par rapport à l'essai de chute, sert à garantir qu'aucune diminution significative de l'intégrité ne s'est produite ;
- les **dispositifs de tri mécanique**, une fois réglés les ouvertures à travers lesquelles les blocs sont triés, donneront une production bien contrôlée si la fragmentation ou la blocométrie d'entrée est suffisamment constante. Ces équipements peuvent être contrôlés au début de la production (voir la Section 3.10.2) ; des inspections supplémentaires peuvent ensuite être entreprises, et des actions correctives renforcées, si l'on constate une non-conformité au cours des livraisons ou si la quantité de fines change de manière significative. Dans ce cas, il convient de s'intéresser à l'usure ou au desserrement des pièces mobiles ou exposées au flux d'enrochements. Il peut être nécessaire d'ajuster les réglages à cause de l'usure ou pour compenser les variations du brut.



**Figure 3.85** Contrôle de la blocométrie sur le site de la carrière avant les livraisons. En haut à gauche : contrôle d'enrochements moyens, supervisé par les représentants de l'acheteur et du producteur (source : J. van Meulen) ; en haut à droite : contrôle de petits enrochements à l'aide d'un grappin portatif (source : J. Perrier) ; en bas à gauche : contrôle de petits enrochements à l'aide d'un filet portatif (source : J. Perrier) ; en bas à droite : contrôle de gros enrochements à l'aide d'une balance portative (source : A. Moiset)



**Figure 3.86** *Vue d'un stock temporaire de blocs de 800-2 000 kg où la contamination par des fines et par le sol est visible (source : S. Dupray). Le panneau à l'avant porte des indications claires de la blocométrie. Cela permet aux conducteurs de déposer leurs chargements dans les stocks qui conviennent.*



**Figure 3.87** *Vue d'un stock temporaire de 1 000-3 000 kg pour lequel le contrôle qualité est inadéquat (source : S. Dupray). Les livraisons contiennent des blocs dont la forme et la masse ne conviennent pas. Les différentes catégories d'engrènement sont à peine séparées et identifiées sur le site.*



**Tableau 3.41** Recommandations sur la fréquence du contrôle des propriétés des enrochements pendant les livraisons

Propriété considérée	Fréquence pour des enrochements triés mécaniquement	Fréquence pour des enrochements triés individuellement
Taille – petits enrochements	Toutes les 3 000 – 5 000 t	s.o.
Masse – enrochements moyens	Toutes les 3 000 – 5 000 t	s.o.
Masse – gros enrochements	Toutes les 3 000 – 5 000 t	Toutes les 1 500 – 2 500 tonnes
Noyau – masse	Toutes les 10 000 – 25 000 t	s.o.
Forme – enrochements moyens et petits	Comme pour les mesures de blocométrie (voir ci-dessus) mais prend en compte le type d'utilisation (carapace ou sous-couche)	
Forme – gros enrochements	50 % des blocs par inspection visuelle	
Intégrité	Inspection visuelle de tous les blocs pour les gros enrochements, un contrôle supplémentaire peut être requis pour les blocs limites ou en cas de mauvaise intégrité.	
Masse volumique de la roche, absorption d'eau, durabilité, résistance mécanique (en utilisant l'essai Franklin en carrière, p. ex.)	Adapter en fonction de la variabilité connue de la source et des risques que l'altération ne se poursuive : au moins toutes les 20 000 tonnes	

**Note** : s.o. : sans objet.

Les procédures à suivre en cas de résultats négatifs lors du contrôle qualité des enrochements pendant la construction doivent être convenues entre l'acheteur et le producteur en amont pour éviter tout retard et toute discussion, tout en essayant de résoudre les problèmes de qualité. La responsabilité du coût associé aux actions correctives doit être convenue à l'avance pour éviter les discussions et retards éventuels. Il existe généralement trois types d'actions pouvant convenir selon la gravité du manquement. Néanmoins, chaque situation est spécifique et il est habituellement possible d'éviter d'interrompre les livraisons grâce à des réactions rapides entre le client et le producteur, l'objectif étant d'éviter de se retrouver dans une impasse. Dans presque tous les cas :

- en cas de **conformité et de non-conformité non préoccupante**, on corrige la situation en enlevant les blocs individuels dont la masse, la forme ou l'intégrité pose un problème. À l'occasion, des matériaux supplémentaires d'une masse définie peuvent être demandés pour corriger les livraisons dont la blocométrie était limite. **Lorsque le contrôle d'un échantillon provenant d'un stock** échoue pour des raisons de masse ou de forme, on prélève un second échantillon. Si les deux échantillons (traités comme s'il n'y en avait qu'un seul) ne remplissent toujours pas les critères, la partie du stock représentée par les deux échantillons est disqualifiée. Le producteur doit alors supporter le coût de la re-sélection de l'intégralité du stock. Si le fournisseur et le client s'accordent à l'avance sur **une approche de tolérance**, cette répétition d'essais peut être évitée en définissant des domaines de tolérance à l'intérieur desquels le matériau remplit les exigences requises. L'étendue de la tolérance doit être déterminée en fonction de la sensibilité de l'ouvrage à ce paramètre et de la précision avec laquelle elle peut être déterminée ;
- en cas de **non-conformité significative**, qui peut être définie dans le contrat, une livraison peut être refusée par le client. La fréquence d'inspection du client est alors généralement intensifiée et peut même conduire à une supervision systématique des opérations jusqu'à ce que les critères soient remplis ;
- en cas de **non-conformité majeure**, les livraisons risquent d'être interrompues parce qu'une pause est généralement nécessaire dans le processus de production, sauf si le problème porte sur la forme. La technique d'extraction, la technique de production et le contrôle de la qualité de la production peuvent être ajustés ; de nouveaux fronts de taille peuvent être choisis dans la carrière, selon un accord entre le producteur et l'entreprise, parfois même avec le client. Dans certains cas, l'entreprise et/ou le client peut décider de s'approvisionner chez un autre producteur. La responsabilité financière doit être définie et convenue aussi tôt que possible.

Dans certains cas, le maître d'œuvre, l'entreprise ou le fournisseur peuvent mandater un laboratoire extérieur pour effectuer les essais, mesures et rapports de contrôles qualité nécessaires. L'expert évaluera l'ampleur de la non-conformité et proposera des actions pour corriger l'écart et éviter que cela ne se reproduise.

**Tableau 3.42** Fiche d'information pour l'inspection des livraisons sur site, effectuée par le client

<b>Contrôle pendant la construction et les livraisons</b>		
Contrat: [_____]		
Enrochements contrôlés: Blocométrie [_____] Fournisseur [_____]		
Lieu du contrôle: Zone de stockage <input type="checkbox"/> Zone de chargement <input type="checkbox"/> Transport <input type="checkbox"/> Site de construction <input type="checkbox"/>		
Taille de l'échantillon: [_____] kg		
<b>Origine des enrochements</b>		
conforme <input type="checkbox"/> non-conformité significative <input type="checkbox"/> non-conformité majeure <input type="checkbox"/>		
En cas de non-conformité, nature de l'écart et correction proposée _____		
<b>Distribution blocométrique</b>		
conforme <input type="checkbox"/> non-conformité significative <input type="checkbox"/> non-conformité majeure <input type="checkbox"/>		
En cas de non-conformité, nature de l'écart et correction proposée _____		
<b>Forme</b>		
conforme <input type="checkbox"/> non-conformité significative <input type="checkbox"/> non-conformité majeure <input type="checkbox"/>		
Si non, proportion (en quantité) de blocs hors des spécifications <input type="checkbox"/> %		
Action corrective _____		
<b>Intégrité</b>		
conforme <input type="checkbox"/> non-conformité significative <input type="checkbox"/> non-conformité majeure <input type="checkbox"/>		
Un essai de chute a été effectué [O/N]		
Des mesures de vitesse du son ont été effectuées [O/N]		
Si non, proportion (en quantité) de blocs hors des spécifications <input type="checkbox"/> % observée pendant l'essai <i>in situ</i> ou <input type="checkbox"/> % pendant la manutention		
Action corrective _____		
<b>Identification</b>		
Date: [_____]		
Contrôleur:	Nom [_____]	Fonction: [_____]
	Nom [_____]	Fonction: [_____]
Représentant de la carrière:	Nom [_____]	Fonction: [_____]
	Nom [_____]	Fonction: [_____]

### 3.10.4 Contrôle de la qualité effectué par un laboratoire extérieur

Le producteur, l'entreprise ou le client peuvent solliciter l'aide d'un laboratoire extérieur ou d'un cabinet de conseil en matériaux, pour aider lors des contrôles en apportant des connaissances spécifiques, par exemple en géologie appliquée, sur des équipements comme les instruments de pesage, de mesure de la vitesse du son (voir la Figure 3.88) ou en équipements d'essai... Des laboratoires extérieurs peuvent également être consultés pendant la formation du personnel chargé du contrôle de la qualité des opérations de production des enrochements en carrière.

Dans certains cas, l'expertise impartiale d'un laboratoire extérieur peut être requise pour régler des différends entre le producteur et le client. La mission du laboratoire extérieur doit alors être clairement définie. Les normes et procédures en question doivent également être clairement identifiées, de même que les critères d'acceptation et les tolérances associées. Le laboratoire doit pouvoir échantillonner librement le matériau, en général avec l'aide du personnel de la carrière qui doit lui fournir les équipements de manutention nécessaires pour les gros enrochements. Le laboratoire doit être en mesure d'inspecter les installations et les fronts de taille de manière aussi approfondie que nécessaire afin qu'il puisse accomplir sa tâche dans de bonnes conditions. Le laboratoire est placé sous la direction de celui qui l'a mandaté.



**Figure 3.88** Contrôle de l'intégrité de gros enrochements à l'aide d'un appareil de vitesse du son. Noter la présence de stocks en arrière-plan (source : A. Moiset)

### 3.11 COÛT DE L'ENROCHEMENT NATUREL

Il est difficile d'évaluer le coût de l'enrochement, car il dépend de nombreux facteurs liés à la carrière mais aussi au projet lui-même. Au final, le coût de l'enrochement couvre le coût de l'extraction, de la production, de la sélection et de la manutention des matériaux acceptables et des matériaux rejetés, ainsi que le coût d'élimination de ces derniers, le cas échéant. En moyenne, 75 % du coût de l'enrochement est lié aux équipements mécaniques et à la main-d'œuvre.

Les coûts peuvent être divisés en éléments fixes et variables :

- l'importance des **coûts fixes** sera liée au type de carrière considéré. Par exemple, les blocs d'enrochement d'une carrière de pierres de taille (voir la Section 3.9) constituent un déchet et peuvent ne représenter que des éléments de coûts fixes très limités dans la production d'enrochements. En revanche, les carrières dédiées ou de granulats qui ouvrent des fronts de taille et mettent en place de nouvelles installations pour des chantiers d'enrochement devront récupérer tous les coûts associés à l'évaluation, l'extraction et la production. Dans le détail, les coûts fixes sont associés à l'évaluation de la carrière et à la reconnaissance du site (voir la Section 3.9), à l'enlèvement des terrains de couverture, à l'ajustement des tirs, à l'établissement d'un front de production, à la construction des pistes d'accès et aux éventuelles mesures de réhabilitation du site et de protection de l'environnement (p. ex. réaménagement de la zone une fois l'extraction terminée). Le coût de l'investissement en équipements pour une carrière de taille moyenne peut être de l'ordre de 3 à 5 millions d'euros. Le temps nécessaire pour les activités préparatoires d'une carrière de ce type est de l'ordre de 3 mois à partir du moment où les équipements adéquats se trouvent sur place. Si le site doit être acheté, les autorisations des différentes autorités concernées peuvent exiger bien plus de temps ;
- les **coûts de fonctionnement** sont proportionnels au volume de matériau produit et sont associés aux opérations d'extraction et de transformation telles que l'abattage, la mobilisation des équipements pour la sélection, le transport et le stockage. Ils sont étroitement liés à la blocométrie produite. Le coût total de la production est généralement compris entre 5 et 8€ par tonne. Il est parfois nécessaire de l'augmenter pour couvrir les redevances et les taxes.

Le coût total de la production varie considérablement avec le type d'enrochement et la production annuelle. S'il faut des équipements spécialisés, le producteur peut vouloir stipuler dans un contrat une production quotidienne minimale afin de minimiser les coûts par tonne. Le stockage et la manutention renouvelée des blocs d'enrochement sont considérés comme très coûteux et il est généralement reconnu que près des deux tiers des coûts sont associés à la mobilisation des machines, qui peuvent être répartis comme suit :

- 20 à 30 % pour le forage, l'abattage et l'enlèvement des terrains de couverture ;
- 30 à 40 % pour le chargement et la sélection au niveau du front de taille ;
- 20 % pour le transport jusqu'à la zone de stockage ;
- 10 % pour le criblage ou le tri ;
- 10 % pour le chargement dans la zone de stockage avant le transport.

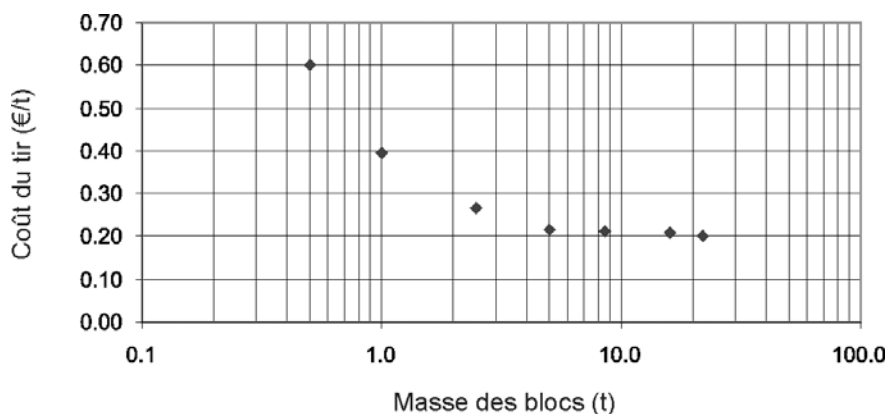
Les principaux éléments de coût qui sont susceptibles de modifier cette répartition et, de ce fait, le coût final du matériau peuvent être résumés comme suit :

- **facteurs de coûts primaires** : correspondance adéquate entre la production de la carrière et l'utilisation qui en est faite dans le cadre du projet d'ouvrage (utilisation de toutes les tailles produites dans une carrière dédiée), ou bonne correspondance entre les blocs non utilisables dans le processus de production de granulats demandés par les contrats d'enrochement et le matériau qui convient à la production de granulats dans une carrière de granulats. Toute variation significative du rendement de la carrière peut donc affecter le coût ;
- **facteurs de coûts secondaires** : correspondance adéquate entre le calendrier du projet et la production d'enrochements ; tonnage de pré- ou de post-production qui peut être absorbé pour limiter les matériaux non utilisés ; programme de pose pour limiter les manutentions supplémentaires et le stockage à la carrière ; météorologie ; période qui peut être allouée à la production. Si ce temps est insuffisant, il peut être nécessaire de mobiliser du personnel et des équipements supplémentaires qui peuvent être onéreux ou perturbateurs pour l'activité générale de la carrière. La sous-traitance d'une partie de l'activité de la carrière consacrée à la production d'enrochements peut alors être recommandée.

Une bonne correspondance entre le rendement de carrière et la production d'enrochement (voir la Section 3.9.4) est un facteur essentiel qui réduit la nécessité de fragmentation secondaire et de re-sélection. Par conséquent, les projets qui exigent une série incomplète de blocométries engendrent des coûts de production supplémentaires associés à la manutention, à l'élimination et au stockage. Les tailles non désirées peuvent être transformées par fragmentation secondaire et concassage, ce qui peut être coûteux.

En ce qui concerne les carrières spécialisées, la production de matériaux en excès peut être la cause d'une hausse significative des coûts, par exemple si certains enrochements produits ne sont pas pris en compte pendant la phase de dimensionnement, ou si la quantité de fines éliminées est importante mais qu'elles ne sont pas utilisées comme granulats – pour fabriquer des blocs artificiels en béton, par exemple. Les matériaux non utilisés par le projet restent stockés à la carrière en tant que déchets. On considère généralement qu'une utilisation de la carrière à 60-70 % est un succès. L'écueil classique consiste à sous-estimer le volume de fines non désirées.

Dans le cas des gros enrochements qui sont essentiellement triés individuellement, la blocométrie elle-même et la taille de la machine affectent le coût de tri et de placement par tonne. En tenant compte du fait que les matériaux à sélectionner sont faciles d'accès et manipulés séparément, le coût du tri des enrochements d'un poids supérieur à 3 t est d'environ 0.25 €/t (sans compter le chargement des blocs sélectionnés et des matériaux en excès/déchets). Pour les enrochements plus petits, le coût par tonne augmente rapidement à cause du nombre accru d'opérations de manutention (voir la Figure 3.89).



**Note :** des écarts apparaissent dès que l'on associe le coût plus élevé engendré par l'utilisation d'un engin de capacité supérieure et la cadence de travail plus élevée.

**Figure 3.89** Estimation du coût associé à la sélection des différentes blocométries.

Lorsqu'il faut modifier une carrière de granulats pour produire de gros enrochements, des coûts apparaissent, associés à la modification de l'aménagement et des opérations de la carrière. L'Encadré 3.41 propose une répartition des coûts pour ce type de projet.

**Encadré 3.41** Évaluation du coût de l'approvisionnement en gros enrochements depuis une carrière de granulats

L'évaluation des coûts de production des enrochements est particulièrement importante pour les carrières de granulats car cette activité peut perturber de manière significative les pratiques traditionnelles d'exploitation de la carrière. Ceci requiert une étude détaillée du marché de l'enrochement en général. Le coût doit également inclure l'usure et les dommages supplémentaires infligés aux équipements et machines, qui sont plus importants dans la production d'enrochement que dans celle des granulats et proportionnellement plus élevés si le type de roche est plus résistant et abrasif. Voici un exemple de détermination des coûts.

Dans une grande carrière de granulats qui produit plusieurs millions de tonnes de granulat par an, l'opportunité de fournir un contrat de 20 000 tonnes d'enrochements de blocométrie comprise entre 5 et 7 tonnes a été acceptée. Le processus de production consistait en un tri par sélection individuelle des blocs, à l'aide d'un grappin, parmi les blocs trop gros pour être utilisés pour la production de granulat, accompagné de quelques fragmentations secondaires. Le coût peut être divisé comme suit :

- coûts des modifications apportées à l'aménagement de la carrière de granulat, y compris les coûts associés à l'activité de production de granulats (environ 25 %) ;
- forage et abattage (environ 11 %) ;
- sélection dans le marinage (environ 12 %) ; fragmentation secondaire (environ 12 %) ;
- sélection et tri supplémentaires (environ 13 %) ;
- contrôle de la qualité et pesage individuel (environ 11 %) ;
- chargement des moyens de transport du client (environ 15 %).

Le coût de l'enrochement aurait pu être réduit au mieux si les exigences du contrat avaient été connues suffisamment à l'avance pour permettre le stockage anticipé des blocs déclassés supérieurs.

Pour les enrochements moyens ou petits, l'utilisation de dispositifs de tri mécanique (voir la Section 3.9.7) doit être étudiée avec soin car elle peut améliorer de manière significative la rentabilité de la production d'enrochements. Les coûts unitaires concernent le chargement des matériaux sur l'installation de sélection, c'est-à-dire que le déversement direct par camion n'est pas plus important pour les enrochements que pour les autres matériaux. La dépréciation des équipements et machines à cause de l'usure a une influence considérable sur le coût et doit être évaluée avec soin. Le Tableau 3.43 donne un aperçu des coûts - à l'heure de la rédaction de ce guide - associés à diverses méthodes de sélection. Ces données sont basées sur l'expérience accumulée et elles doivent être adaptées à chaque situation.

**Tableau 3.43** Coûts classiques associés aux méthodes de sélection des enrochements moyens et petits, incluant certains matériaux constitutifs du noyau (niveau de coût de 2005)

	Coût d'achat (€)	Coût d'installation (€)	Constitution des stocks (semaines)	Sélection (étapes)	Durée de vie (t de matériaux traités)	Qualité (voir la note)	Production (t/h)	Coût unitaire (€/t d'alimentation)
Tri à la butte	0	0 – 2500	0	1	n.d.	6	250	0.40
Barres statiques	15 000	10 000	3 + 1	1	250 000	5	250	0.30
Grizzly	75 000	5 000	13 + 1	1	1 000 000	3	150	0.80
Calibreuse sans dispositif d'alimentation	50 000	15 000	8 + 4	2	1 000 000	2	150	0.90
Calibreuse avec dispositif d'alimentation	175 000	125 000	13 + 4	3	4 000 000	2	300	0.50
Petit trommel	300 000	75 000	13 + 2	4	6 000 000	1	300	0.60
Grand trommel	375 000	75 000	13 + 2	6	6 000 000	1	600	0.50
Sidekick	35 000	5 000	13 + 1	1	1 000 000	4	50	0.70

**Note** : n. d. : non disponible; niveaux de qualité de la production: 1 = supérieure; 6 = inférieure.

### 3.12 ENROCHEMENT ARTIFICIEL

Lors de la recherche de gisements d'enrochement naturel et des options d'approvisionnement pour les matériaux de la carapace, il est possible que l'on ne parvienne pas à trouver les enrochements naturels nécessaires ou que cette option ne soit pas la plus économique. Pour remplacer les enrochements naturels en milieu maritime, les blocs d'enrochement artificiel sont une alternative, en particulier lorsqu'il faut de gros enrochements. Les blocs d'enrochement artificiel sont des éléments préfabriqués en béton. Il en existe une grande variété, dont certains exemples sont énumérés et illustrés dans cette section.

L'utilisation d'enrochement artificiel peut présenter des avantages comme l'utilisation maximale de la ressource en matériaux. Le type d'enrochement le plus adapté doit être sélectionné sur la base de :

- la stabilité hydraulique et structurelle, y compris le risque de dommage progressif (voir la Section 5.2);
- la performance hydraulique – réduction du franchissement et de la réflexion (voir la Section 5.1.1);
- la disponibilité des enrochements naturels en quantité, taille et qualité suffisantes (voir la Section 3.9);
- la fabrication, le stockage, la manutention et le placement des blocs artificiels;
- la maintenance et les réparations de la carapace;
- l'aspect visuel.

Il existe un grand nombre de blocs différents sur le marché. Les principaux éléments à prendre en compte lors de la sélection d'un type de bloc sont les suivants :

- la **stabilité hydraulique** du bloc dans différentes configurations de densité de pose (Équation 3.91);
- la **résistance structurelle** du bloc, en particulier la résistance aux chocs et à la fatigue ainsi qu'à d'autres risques de dégradations potentielles. En général, les blocs artificiels de grande taille sont plus sensibles à la rupture causée par les forces très importantes associées aux mouvements des blocs, alors que la résistance à la traction du béton reste constante;
- le **coût de fabrication** du bloc localement;
- les **conditions d'utilisation** du bloc (y compris des restrictions identifiées d'expérience ou à partir d'essais).

Ces informations peuvent être réunies à partir du suivi de la performance de certains ouvrages, d'essais en laboratoire ou être fournies par les concepteurs des blocs.

La présente section rassemble des informations nécessaires au dimensionnement de plusieurs types de blocs artificiels. La Section 3.12.1 traite des propriétés de ces blocs et en donne une classification. La Section 3.12.2 s'intéresse aux blocs les plus couramment utilisés et à leurs caractéristiques. La Section 3.12.3 traite de leur fabrication.

De nombreux blocs artificiels font l'objet de licences ; les titulaires des licences ont bâti une expérience dans le comportement et l'utilisation des blocs, ce qui leur permet de proposer leur service pour les études et le suivi des travaux. Ils sont donc susceptibles de fournir des recommandations plus complètes ou plus récentes.

Les méthodes de calcul de la stabilité hydraulique des blocs artificiels sont présentées à la Section 5.2.2.3.

### 3.12.1 Propriétés

#### 3.12.1.1 Évolution historique des blocs artificiels

Les premiers blocs artificiels étaient de simples blocs parallélépipédiques en béton. L'évolution de ces blocs a conduit à deux concepts différents :

- les blocs à imbrication, placés de manière plus ou moins aléatoire ;
- les blocs résistant par frottement, mis en place suivant un motif régulier.

Cette section s'intéresse principalement à la première catégorie, pour lesquels les paramètres dimensionnant qui influencent la stabilité sont la masse et l'imbrication interblocs. Elle aborde également certains aspects des blocs dits de revêtement.

Dans les années 1950, les Tétrapodes sont apparus parce que la préfabrication de ces blocs permettait de leur donner une forme spécifique et donc d'accroître leur stabilité grâce à une meilleure imbrication. Les économies offertes par les Tétrapodes par rapport aux blocs massifs ont encouragé leur utilisation dans un grand nombre d'ouvrages dans le monde entier. En dépit de leur usure et de leur rupture en carapace, ils sont toujours utilisés de nos jours, au Japon par exemple.

L'évolution des blocs artificiels s'est poursuivie (voir le Tableau 3.44) avec les blocs à très forte imbrication et avec des formes plus complexes tels que les Dolos, avec des améliorations du cube, comme le bloc cubique rainuré ou le bloc dit d'Antifer, et avec une génération de blocs creux ou à ouvertures multiples, tels que les Sheds.

**Tableau 3.44** Évolution des blocs artificiels

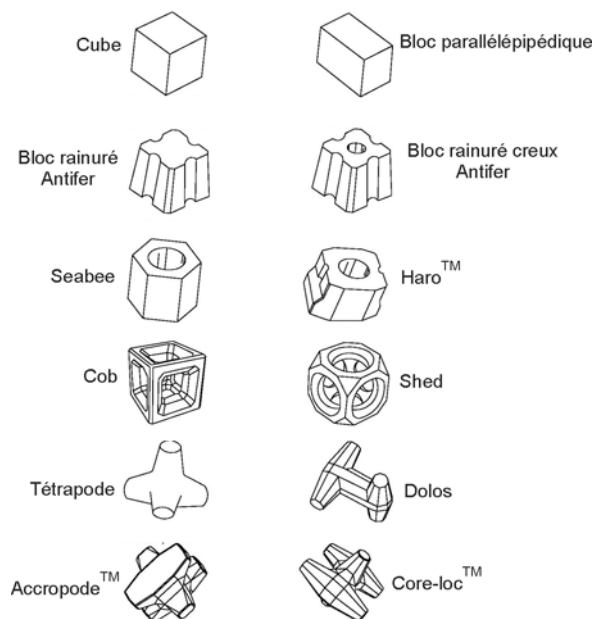
Bloc d'enrochement	Pays	Année	Bloc d'enrochement	Pays	Année
Cube	–	–	Cube Antifer	France	1973
Tétrapode	France	1950	Seabee	Australie	1978
Tribar	États-Unis	1958	ACCROPODE®	France	1980
Cube modifié	États-Unis	1959	Shed	Royaume-Uni	1982
Stabit	Royaume-Uni	1961	HARO®	Belgique	1984
Akmon	Pays-Bas	1962	Diode	Royaume-Uni	1984
Triptide	Pays-Bas	1962	Hollow Cube	Allemagne	1991
Dolos	Afrique du Sud	1963	CORE-LOC®	États-Unis	1996
Cob	Royaume-Uni	1969	Xbloc®	Pays-Bas	2003

La sécurité d'utilisation de ces blocs a été reconsidérée après la rupture de certaines digues à la fin des années 1970 et au début des années 1980, à Sines, Arzew, Tripoli et dans le Diablo Canyon. La cause de la rupture de ces digues était principalement due à la rupture structurelle des blocs élancés. Des blocs plus massifs, et plus solides, dotés d'une meilleure intégrité, placés en une seule couche avec des marges de sécurité élevées pour le dimensionnement hydraulique ont été développés. Jusqu'alors, les blocs artificiels étaient placés en deux couches pour faire face aux incertitudes liées à leur stabilité hydraulique et leur intégrité. Les Stabits ont été les premiers blocs artificiels à être mis en œuvre en une couche et suivant une disposition aléatoire à partir de 1961. Les blocs ACCROPODE ont été mis au point en 1980, suivis par les blocs CORE-LOC et Xbloc.

Les types de blocs artificiels les plus courants sont les suivants :

- les blocs de type cubique en double couche ;
- les blocs à imbrication en double couche ;
- les blocs à imbrication en simple couche ;
- les blocs résistant par frottement, à disposition régulière, en simple couche.

L'AIPCN (2005) a fait un inventaire descriptif des blocs les plus fréquemment utilisés. Plusieurs d'entre eux, qui sont largement employés, seront décrits en détail dans cette section. Il est à noter qu'il existe probablement plus de 100 types différents de blocs artificiels, dont beaucoup ont été mis au point pour une utilisation particulière – notamment au Japon ou en Corée – qui ne s'est pas répandue par la suite. La Figure 3.90 présente certains des blocs actuellement utilisés.



**Figure 3.90**  
Blocs artificiels fréquemment utilisés

De nouveaux blocs artificiels apparaissent chaque année et il est conseillé au lecteur de mettre à jour régulièrement sa base de données techniques à l'aide des informations les plus récentes issues des publications techniques.

### 3.12.1.2 Classification et résistance structurelle des blocs artificiels

On trouve plusieurs classifications pour les blocs artificiels, voir par exemple celles du CEM (USACE, 2003) et de l'AIPCN (2005). Une classification descriptive peut reposer sur le plan de pose (orientation), les caractéristiques de la couche, la forme et le coefficient de stabilité (voir le Tableau 3.45, également repris à la Section 5.2.2.3). L'intégrité des blocs artificiels est principalement contrôlée par la forme du bloc.



**Tableau 3.45** Classification des blocs artificiels par forme, disposition et coefficient de stabilité

Plan de pose	Nombre de couches	Forme	Coefficient de stabilité (principale contribution)		
			Poids propre	Imbrication	Frottement
Aléatoire	Double couche	Simple	Cube, Cube Antifer, Cube modifié		
			Tétrapode, Akmon, Tripode		
	Simple couche	Complexe		Stabit, Dolos	
		Simple	Cube		Cube
		Complexe		Stabit, ACCROPODE, CORE-LOC, Xbloc	
Uniforme	Simple couche	Simple	Haro		Seabee, HARO
		Complexe			Cob, Shed, Tribar, Diode

**Note :** le bloc HARO est également placé en double couche.

Les blocs artificiels sont généralement en béton non armé. Quelques blocs contiennent des armatures en acier ou en inox, des fibres métalliques ou plastiques. Le béton armé est rarement utilisé, essentiellement à cause des risques de corrosion. L'utilisation d'un renforcement est souvent peu rentable. En outre, l'effet négatif que peut avoir la corrosion des armatures sur la durabilité du bloc peut dépasser ses éventuels avantages.

Les blocs artificiels sont soumis à des sollicitations variées. Les ruptures de blocs peuvent être liées à des efforts statiques et à la construction. Cependant, les mouvements des blocs induits par la houle (balancement) sont la cause principale de telles ruptures. Il est nécessaire de garantir l'intégrité structurelle des blocs artificiels dans la mesure où leur stabilité hydraulique est réduite lorsque certains d'entre eux se brisent ou se désintègrent, entraînant une réduction de leur poids propre, stabilisateur, et de l'imbrication. Qui plus est, les morceaux provenant de blocs brisés peuvent être projetés par l'action de la houle et, ainsi, augmenter le nombre de rupture. Des informations utiles sur l'intégrité structurelle des blocs proviennent des expériences passées, de la modélisation par éléments finis et des essais de chute en vraie grandeur (voir la Section 3.8.5).

L'utilisation de chanfrein est recommandée pour les blocs à forme complexe qui risquent de développer des efforts de traction élevés. Ce type de changement a été appliqué à des blocs tels que le Stabit et le Dolos. Melby et Turk (1997) ont démontré par modélisation numérique aux éléments finis sur le bloc CORE-LOC qu'un chanfrein de 10 % de la hauteur du bloc d'enrochement permet de diminuer de 20 % l'effort de traction maximale.

Il convient de prêter une attention particulière à la performance connue des blocs artificiels en service. Les tempêtes sont des événements peu fréquents et il faut parfois attendre plusieurs années avant qu'un ouvrage ne soit effectivement exposé à un événement proche des conditions de dimensionnement. Les informations sur l'intégrité des blocs artificiels et sur leur domaine d'application connu (p. ex. taille maximale) sont également importantes car leur résistance intrinsèque diminue lorsque leur taille augmente. Si un type de bloc est utilisé en dehors de son domaine d'application, il peut rompre avant que le seuil de rupture hydraulique de l'ouvrage ne soit atteint. Le CEM (USACE, 2003) présente d'autres informations sur l'intégrité des blocs artificiels.

### 3.12.1.3 Description des blocs artificiels

Un bloc artificiel peut être défini par les paramètres suivants :

- **nom du bloc et variante** ;
- **volume du bloc**,  $V$  ( $m^3$ ) – volume de béton (voir le Tableau 3.46) ;
- **dimensions spécifiques** – certains blocs artificiels ont des formes complexes et leurs dimensions spécifiques doivent donc être décrites avec précision ;
- **classe de béton et type de renforcement** – la classe minimale du béton doit être indiquée conformément à la norme EN 206-1 ;
- **brevet** – il précise si le bloc est disponible s'il est libre de tout brevet/marque ou non.

#### Les carapaces en enrochement artificiel

L'enrochement naturel est presque toujours utilisé en double couche. Les blocs artificiels peuvent être disposés en simple ou double couche selon le type de blocs.

L'utilisation de placement et d'orientation spécifiques pour les blocs artificiels a été introduite pour certains types particuliers de blocs en association avec des méthodes de pose spécifiques. Il existe des exemples pour lesquels le non-respect des méthodes de placement a conduit à la rupture de l'ouvrage quelques années seulement après son achèvement. La plupart des blocs sont placés selon une méthode particulière, qui est publiée ou disponible par le biais de programmes spécifiques de formation.

Lors de la mise en œuvre, la position du bloc peut être aléatoire lorsqu'il n'y a aucun contrôle, ni sur la position du bloc ni sur l'orientation. Il devrait cependant toujours y avoir une densité de pose cible ou minimale. À l'inverse, le placement peut être ordonné lorsque le bloc a une position donnée et un contrôle de son orientation. Il n'y a pas de placement aléatoire avec un choix de l'orientation.

La géométrie de la carapace, qui dépend du type de bloc artificiel utilisé, est caractérisée par les paramètres suivants :

- **épaisseur de la carapace**,  $t_a$  (m), définie comme la distance entre la sous-couche et la moyenne des points saillants des blocs, mesurée perpendiculairement à la surface de la sous-couche. Elle diffère de l'épaisseur globale, qui est définie comme la distance de la sous-couche aux points les plus saillants ;
- **grille de pose** – la plupart des blocs sont disposés en fonction d'une grille de pose prédéfinie qui détermine l'emplacement de chaque bloc individuel par rapport aux autres blocs. De plus, on peut exiger une orientation spécifique des blocs sur le plan horizontal. La Figure 9.55 de la Section 9.7.2.6 présente un exemple de placement de blocs artificiels ;
- **porosité de la couche**,  $n_v$  (-), définie comme le ratio entre le volume des vides et le volume de la couche ;
- **coefficient de densité de pose**,  $\phi$  (-), défini comme le nombre de blocs sur une surface de côtés égaux à la taille nominale du bloc. Elle doit être comparée à la densité de pose maximale réalisable du point de vue purement géométrique et à la densité minimale en deçà de laquelle la stabilité hydraulique n'est pas assurée ;
- **nombre de blocs par surface de talus protégé**,  $N$  ( $1/m^2$ ), calculé à l'aide du coefficient de densité de pose,  $\phi$ . La consommation de béton par mètre carré de talus protégé,  $V_c$  ( $m^3/m^2$ ), peut être estimée à l'aide du nombre de blocs,  $N$ .

Le Tableau 3.46 synthétise les formules de dimensionnement géométrique ainsi que les paramètres de base pour des blocs artificiels placés de manière aléatoire. Les valeurs caractéristiques pour les blocs couramment utilisés sont présentées au Tableau 3.47 de la Section 3.12.2.5.

**Tableau 3.46** Formules de dimensionnement géométrique et paramètres de base pour les blocs artificiels placés de manière aléatoire

Paramètres		Équations
Volume du bloc, diamètre nominal et longueur caractéristique	$V = \left( \frac{M}{\rho_c} \right) = D_n^3 = k_s D^3$	(3.86)
Distance de centre à centre entre les blocs	$\Delta x = X_c D = X D_n ; X = X_c / k_s^{1/3}$ $\Delta y = Y_c D = Y D_n ; Y = Y_c / k_s^{1/3}$	(3.87)
Superficie couverte par un bloc	$A_a = \Delta x \Delta y = X_c Y_c D^2 = X Y D_n^2 = \frac{n}{N}$	(3.88)
Épaisseur de la carapace	$t_a = n k_t D_n = n k_c D ; k_c = k_t k_s^{1/3}$	(3.89)
Porosité de la carapace	$n_v = 1 - \frac{nV}{A t_a} = 1 - \frac{k_s^{2/3}}{X_c Y_c k_t} = 1 - \frac{1}{X Y k_t}$	(3.90)
Coefficient de densité de pose	$\phi = n k_t (1 - n_v)$	(3.91)
Nombre de blocs par unité de surface	$N = \phi / D_n^2 = \phi / V^{2/3}$	(3.92)
Volume de béton	$V_c = N V = t_a (1 - n_v)$	(3.93)
où	<p><math>A</math> Surface totale (m<sup>2</sup>) de la carapace parallèlement au talus</p> <p><math>A_a</math> Surface couverte par un bloc de carapace (m<sup>2</sup>), égale à : <math>nA/N_a</math></p> <p><math>D</math> Longueur caractéristique d'un bloc d'enrochement (m)</p> <p><math>D_n</math> Diamètre nominal d'un bloc (m)</p> <p><math>k_c</math> Coefficient de couche modifié (-)</p> <p><math>k_s</math> Coefficient de forme (-)</p> <p><math>k_t</math> Coefficient d'épaisseur de couche (-)</p> <p><math>N</math> Nombre de blocs par unité de surface (1/m<sup>2</sup>)</p> <p><math>N_a</math> Nombre total de blocs placés sur la surface (-)</p> <p><math>n</math> Nombre de couches (-)</p> <p><math>n_v</math> Porosité de la carapace (-)</p> <p><math>t_a</math> Épaisseur de la carapace (m)</p> <p><math>V</math> Volume des blocs (m<sup>3</sup>)</p> <p><math>V_c</math> Volume de béton par unité de surface (m<sup>3</sup>/m<sup>2</sup>)</p> <p><math>M</math> Masse des blocs (kg)</p> <p><math>X, X_c</math> Distance horizontale adimensionnelle (-)</p> <p><math>Y, Y_c</math> Distance adimensionnelle en direction ascendante de la pente (-)</p> <p><math>\Delta x, \Delta y</math> Distance de centre à centre entre les blocs, horizontale et en direction ascendante de la pente (m)</p> <p><math>\phi</math> Coefficient de densité de pose (-)</p> <p><math>\rho_c</math> Masse volumique du béton (kg/m<sup>3</sup>)</p>	

**Note** : pour être exhaustif, l'épaisseur de la carapace,  $t_a$  (m), est donnée ici (voir l'Équation 3.89) car elle est utilisée dans d'autres équations de ce tableau. Cependant, elle ne sert normalement pas pour le dimensionnement et ni pour les spécifications destinées à la construction. Pour un type de blocs prescrit, les lignes de poses et les niveaux de la sous-couche sont prescrits.

#### 3.12.1.4 Propriétés intrinsèques

##### Masse volumique du béton

Pour la plupart des blocs artificiels, la masse volumique du béton utilisé ne doit pas être inférieure à celle qui a été utilisée pour les calculs de stabilité hydraulique et testée en laboratoire. La masse volumique habituelle du béton est comprise entre 2350 et 2400 kg/m<sup>3</sup>, mais certains blocs (principalement les blocs cubiques) ont été mis en œuvre avec une masse volumique bien supérieure (p. ex. 3000 kg/m<sup>3</sup>). Lors de l'emploi de blocs artificiels denses, le volume nécessaire pour chaque bloc est réduit, de même que l'épaisseur de la couche (voir également la Section 5.2.2.3). Les avantages du béton dense peuvent être limités par les coûts supplémentaires liés aux granulats lourds et à la pose d'un plus grand nombre de blocs individuels de plus petite taille. Il convient également de prêter attention aux procédés d'obtention du béton dense, en particulier à sa durabilité.

##### Autres propriétés du béton

Les blocs artificiels sont généralement constitués de béton non armé de classe standard connue.

Le béton est défini selon la norme européenne EN 206-1. Les principaux paramètres à définir conformément à cette norme sont donnés ci-après :

- **classe d'exposition** : XS3 – zones intertidales, zones d'action des vagues et zones d'éclaboussures ;
- **diamètre maximal des granulats**,  $D_{max}$ , qui se situe généralement entre 20 et 40 mm ;
- **maniabilité** du béton : classe de consistance S2 avec un affaissement (slump) de 50 à 90 mm ; la maniabilité peut être accrue grâce à des plastifiants qui maintiennent le ratio eau/ciment inférieur ou égal à 0.45 ;
- **la résistance caractéristique à la compression**, et éventuellement la résistance caractéristique à la traction ( $N/mm^2$ ) pour les blocs élancés (EN 206-1, Tableaux 7 et 8). Ces données sont fournies par le concepteur des blocs, en fonction des retours d'expérience. Les classes habituelles de résistance à la compression sont plutôt C20/25, C25/30 et C30/37, où le premier nombre représente la résistance caractéristique minimale d'un cylindre de 300 mm de hauteur et de 150 mm de diamètre et le second est la résistance caractéristique minimale d'un cube. Pour les blocs élancés en béton non armé, la résistance à la traction est plus pertinente et elle doit être indiquée par le concepteur (EN 12390-6). Le décoffrage se fait généralement dès que possible. Une résistance minimale pour le décoffrage doit être indiquée et il est recommandé de pratiquer des tests de maturité pour confirmer cette résistance. Le rapport eau/ciment doit être minimisé afin d'éviter des problèmes de porosité et d'autres problèmes de durabilité. La valeur recommandée est de 0.45 ;
- **masse volumique du béton** (voir ci-dessus) ;
- **granulats** – on utilise généralement des granulats standard qui doivent être sélectionnés selon la norme en vigueur, comme par exemple la norme européenne EN 12620. Il est souvent facile de se procurer des granulats si l'on ne rencontre aucun problème de durabilité, car ils peuvent être considérés comme des déchets de carrières dédiées. Il est déconseillé d'employer des granulats légers dans la mesure où les formules de stabilité montrent qu'il faut des blocs de densité normale à élevée. On recommande l'utilisation de granulats de masse volumique élevée pour la stabilité hydraulique, mais la durabilité du béton doit être évaluée avec soin ;
- **ciment** – pour les ouvrages en milieu maritime, le ciment doit respecter la norme EN 206-1, qui donne une teneur en ciment de  $350 \text{ kg/m}^3$  pour des granulats de 20 mm. En France, la pratique traditionnelle consiste à recommander une teneur en ciment,  $C$  ( $\text{kg/m}^3$ ), pour les ouvrages maritimes égale à  $700/D_{max}^{1/5}$ , où  $D_{max}$  est la taille maximale des granulats (mm). La norme française P 18-011 fournit des conseils sur le choix du ciment, en fonction de l'agressivité de l'environnement.

Le lecteur est invité à se reporter à la norme EN 206-1 pour de plus amples renseignements. Allen (1998) propose également des conseils utiles à propos du béton en milieu maritime.

### Durabilité du béton

Un béton durable doit conserver non seulement sa résistance mécanique mais également un bon aspect et ne doit pas être fissuré ou présenter des changements de texture en surface.

La durabilité du béton dépend tout d'abord des procédés de fabrication, mais la composition chimique du ciment est tout aussi essentielle. On recommande l'utilisation des ciments ASTM de type 2 ou 3 résistants aux sulfates. Si du ciment Portland est utilisé, sa teneur maximale autorisée en  $C_3A$  doit être de 8 %.

L'attrition due aux galets déplacés par la houle et parfois au sable transporté par le vent peut endommager les blocs artificiels. Ce phénomène peut également se produire lorsque des blocs se balancent entre eux. Fookes et Poole (1981) font quelques recommandations sur la sélection des composants du béton pour limiter l'attrition. L'attrition des blocs artificiels peut entraîner une perte de stabilité hydraulique à cause d'une densité de pose ou une imbrication diminuée. L'étude des ouvrages existants composés de cubes, de Tétrapodes et de blocs ACCROPODE montre que l'attrition et l'usure des angles et des coins, soumis à l'attaque de la houle, peuvent être importan-

tes, en particulier sur les plages de galets actives, et qu'il faut en tenir compte lors du dimensionnement. Il est recommandé de vérifier que les blocs ont été testés face à leur résistance à l'attrition, que les conséquences de l'usure ont été identifiées et intégrées au dimensionnement. S'il y a un risque d'attrition, la masse des blocs doit être augmentée en conséquence, pour tenir compte de la probable perte de masse. Dans les cas extrêmes, il est conseillé d'utiliser des blocs très massifs. En France, une méthode très particulière d'essai de la résistance à l'abrasion d'échantillons de béton a été mise au point lors du projet BHP 2000 (ENPC, 2005).

### 3.12.2 Blocs couramment utilisés

Dans cette section, plusieurs des blocs artificiels parmi les plus rencontrés sont présentés en fonction de la classification donnée aux Sections 3.12.1.1 et 3.12.1.2. La Section 3.12.2.5 présente un résumé de leurs caractéristiques.

#### 3.12.2.1 Blocs de type cubique

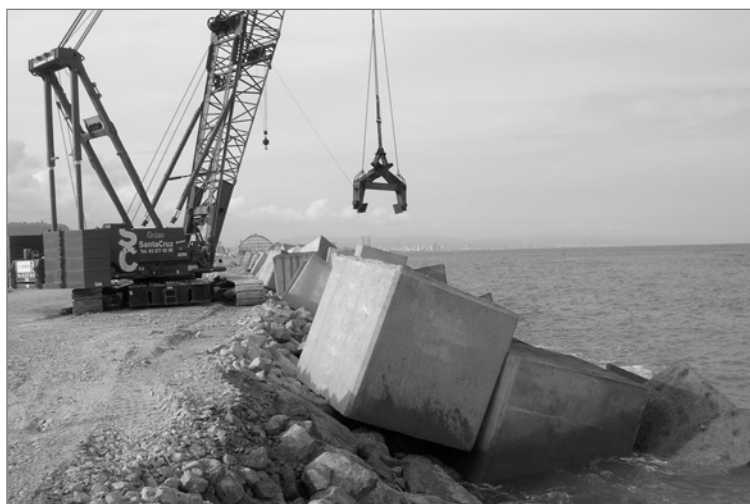
##### Bloc cubique/Cube (voir la Figure 3.91)

Le bloc cubique est le substitut le plus simple du bloc naturel et sa principale stabilité découle de sa masse. La stabilité est également influencée par le frottement entre les blocs.

Les cubes sont composés de béton non armé et fabriqués sur une surface horizontale simple, souvent à la vitesse d'un bloc par jour et par moule. Le coffrage est constitué de quatre parois qui se rejoignent aux angles. La classe de béton recommandée est C25/30 avec une classe d'affaissement S2 et du ciment à faible chaleur d'hydratation.

Les cubes sont traditionnellement disposés en deux couches, la couche inférieure servant de séparation pour les blocs de la couche supérieure. Ceci peut contribuer à empêcher la tendance qu'ont les cubes à se réorienter au cours du tassement pour former un plan de pose plus régulier dont la rugosité et la perméabilité sont alors moins élevées. Les cubes en simple couche ont récemment fait l'objet de recherches (Van Gent *et al.*, 2000, 2001 et Van Gent, 2003) qui suggèrent que, dans certains cas, cette disposition présente des avantages par rapport à une carapace en double couche (voir également la Section 5.2.2.3).

La méthode de placement des cubes est importante pour la performance hydraulique et la réponse structurelle de la carapace. Les cubes disposés de manière aléatoire conduisent à une meilleure performance hydraulique parce que le franchissement et la réflexion de la houle peuvent être réduits. Les cubes placés de manière plus uniforme peuvent être à l'origine d'une porosité moins élevée et par conséquent d'un risque plus élevé de cubes soulevés par les pressions qui se développent à l'intérieur de la digue. De plus, la consommation plus forte en béton des cubes placés régulièrement – et donc plus densément – peut accroître les coûts de manière significative. On utilise habituellement des pinces pour placer les blocs cubiques.



**Figure 3.91**  
Exemple de cubes placés sur la nouvelle digue de Barcelone à l'aide d'une grue à câbles  
(source : S. Dupray)

### Cube Antifer (voir la Figure 3.92)

Le bloc cubique rainuré ou bloc de type Antifer est une évolution du simple cube. Il a une rainure sur chacun de ses quatre côtés. Ces rainures améliorent l'imbrication et la stabilité hydraulique tout en réduisant le risque de réorientation face à face.

Les blocs sont en béton non armé et sont fabriqués sur une simple surface horizontale au rythme normal d'un bloc par jour et par moule. Le coffrage est constitué de quatre parois qui se rejoignent aux angles. Il n'existe aucune dimension standard officielle. La classe de béton recommandée est C25/30 avec une classe d'affaissement S2 et du ciment à faible chaleur d'hydratation à cause de l'épaisseur du bloc.

Les blocs cubiques rainurés sont traditionnellement disposés en deux couches, la couche inférieure servant de séparation pour les blocs de la couche supérieure. On utilise habituellement des pinces pour les mettre en place. L'orientation des blocs n'est généralement pas spécifiée bien que la plupart des blocs cubiques rainurés soient disposés avec la face la plus petite orientée vers le haut; le risque de placement indésirable en face à face est toujours possible, mais moins probable dans le cas des cubes de type Antifer que dans le cas des cubes. Le placement des cubes Antifer selon les normes recommandées est important pour garantir la porosité de la carapace.



**Figure 3.92**  
Exemple de cubes Antifer –  
Digue d'Antifer  
(source : S. Dupray)

**Autres blocs analogues :** des blocs parallélépipédiques ont déjà été utilisés. Certains cubes et blocs Antifer munis d'un trou central ont également été mis en œuvre, le trou central permettant de diminuer la quantité de béton et de diminuer les contraintes internes dues à l'hydratation du ciment lors de la prise du béton.

#### 3.12.2.2 Blocs creux

##### Cob, Shed, Seabee, HARO® et Diode (voir la Figure 3.90)

Cette famille de blocs est dérivée du bloc cubique massif. Grâce au vide central du bloc, la masse de béton utilisée est réduite et le trou central permet d'assurer une bonne performance hydraulique grâce à la dissipation d'énergie qu'il induit. Les blocs sont posés côte à côte, les faces des blocs voisins étant en contact les unes avec les autres. La carapace résiste à l'action de la houle grâce au frottement entre les blocs et les forces de la houle sont réduites par la porosité élevée de la carapace.

Les blocs sont fabriqués en béton non armé ou peuvent inclure une armature non corrodable pour augmenter leur intégrité. Le coffrage qui sert à produire ces blocs est composé de plusieurs coques intérieures et extérieures.

Il convient de prêter une attention spécifique au placement des blocs afin de s'assurer qu'ils sont étroitement disposés en lignes parallèles. Cette opération peut donc être difficile et lente; les musoirs et les courbes exigent un soin particulier. Si l'on ne parvient pas à cette étroite disposi-

tion, la stabilité globale de la couche est compromise. Il est également essentiel de bien poser la rangée de pied pour garantir une bonne organisation des rangs suivants sur le talus ; les détails constructifs du pied doivent être spécialement élaborés pour fournir une surface de support régulière et lisse.

### 3.12.2.3 Blocs à imbrication en double couche

**Dolos (voir la Figure 3.93)**

Les Dolos sont caractérisés par un corps relativement élancé et de longs membres qui permettent une très forte imbrication. L'élancement de ce bloc peut varier, avec une partie centrale d'épaisseur relative différente, définie comme le rapport entre la largeur du tronc central octogonale et la plus grande longueur du bloc. Le ratio central (diamètre au centre divisé par la hauteur) est habituellement  $r = 0.32$  et l'on recommande un ratio plus élevé pour les blocs plus grands ( $r = 0.34$  pour les blocs de 20 t et  $r = 0.36$  pour les blocs de 30 t). Le ratio central pour les Dolos de plus grandes dimensions ( $\geq 20$  t) peut être évalué à l'aide de l'Équation 3.94 :

$$r = 0.34(M / 20)^{1/6} \quad (3.94)$$

où  $M$  = masse du bloc (t).

À l'origine, le Dolos a été conçu en béton non armé, jusqu'à ce que l'on constate des dommages, dus à son élancement. En réponse à ces dommages observés dans certains ouvrages, des armatures en acier ont été rajoutées. Le dimensionnement de ces armatures peut être difficile à cause des efforts dynamiques auquel il est exposé. La corrosion des armatures qui entraîne une fissuration, de même que leur coût plus élevé dû au renforcement, sont des problèmes potentiels pour ce type de bloc. Le coffrage des Dolos est constitué de plusieurs coques et le rythme de production peut atteindre une unité par jour et par moule pour une entreprise expérimentée.



**Figure 3.93**

*Exemple du bloc Dolos mis en place sur un talus ayant une crête en gros enrochement naturel de basalte (source : S. Dupray)*

Les blocs Dolos ont représenté une véritable avancée en termes d'imbrication entre les blocs. Les essais en laboratoire ont montré que leur forme permet d'obtenir une bonne stabilité hydraulique de la carapace. Les Dolos sont disposés de manière aléatoire en double couche, avec une densité de pose fixée. La seconde couche est nécessaire pour l'imbrication.

La bonne stabilité hydraulique n'a pas toujours été accompagnée d'une bonne résistance structurale. On relate des cas de dommages sévères et de réparations nécessaires. Des recherches extensives ont été entreprises afin de minimiser les problèmes d'intégrité des Dolos et de comprendre quelles étaient leurs faiblesses structurales (Lin *et al.*, 1987 ; Hall *et al.*, 1987 ; Howell *et al.*, 1989 ; Luger *et al.*, 1995).

Dans le cas des ouvrages existants, il convient de pratiquer une surveillance régulière, au moins après les tempêtes et il est possible que les blocs cassés doivent être remplacés. Plutôt que de réparer les carapaces avec des Dolos, l'US Army Corps of Engineers a mis au point le CORE-LOC pour cela.

#### **Tétrapode (voir la Figure 3.94)**

Le Tétrapode a été le premier bloc artificiel de forme particulière. Ce bloc a été utilisé de manière extensive et on trouve des projets qui contiennent des Tétrapodes pouvant faire jusqu'à 50 m<sup>3</sup>. Aujourd'hui, le Tétrapode est utilisé principalement au Japon dans des systèmes multicouches.

L'analyse de la résistance structurelle de ce bloc et de sa stabilité hydraulique a donné lieu à des recommandations exhaustives (Sotramer-Sogreah, 1978) en matière de fabrication des coffrages, des blocs, à propos de leur stockage et de leur placement en double couche. Le coffrage qui entre dans la fabrication des Tétrapodes est composé d'une coque de fond et de trois coques latérales.

Plusieurs ouvrages ont été victimes d'usure et de ruptures, à cause du balancement des blocs de la couche supérieure. La disposition des blocs telle qu'elle est recommandée dans les spécifications est essentielle pour garantir l'imbrication et la porosité requise de la carapace.



**Figure 3.94**

*Exemple de Tétrapodes en carapace d'une digue avec mur de couronnement (source : M. Scott)*

#### **3.12.2.4 Blocs à imbrication en simple couche**

##### **ACCROPODE® (voir la Figure 3.95)**

Le bloc ACCROPODE a été mis au point à partir de l'expérience du Tétrapode et de la constatation que les systèmes en double couche pouvaient permettre des mouvements de blocs indésirables dans la carapace. Ce bloc a été utilisé de manière extensive; certains projets contiennent des blocs pouvant atteindre un volume de 20 m<sup>3</sup>.

Les analyses de l'intégrité du bloc et de sa stabilité hydraulique ont conduit à des spécifications complètes en matière de fabrication des coffrages et des blocs, de stockage et de disposition des blocs en une simple couche (Sogreah, 1988). Le coffrage se compose de deux coques latérales qui permettent la production d'un bloc par jour et par moule.

Les blocs ACCROPODE sont placés en simple couche selon un maillage prédéfini qui permet de faire varier l'orientation des blocs; cette orientation est habituellement spécifiée. Divers systèmes d'élingues sont recommandés pour le placement. La meilleure imbrication des blocs ACCROPODE est atteinte sur les talus très inclinés (de pente 4/3 ou 3/2). Pour de plus amples informations, consulter également Sogreah (2000).

Pour des situations où une apparence rocheuse naturelle est requise, l'ECOPODE (un bloc étroitement lié à l'ACCROPODE) a été mis au point.





**Figure 3.95**  
Exemple d'utilisation d'une combinaison de blocs ACCROPODE et ECOPODE (source : Sogreah)

#### **CORE-LOC® (voir la Figure 3.90)**

Le bloc CORE-LOC a été mis au point à l'origine par l'US Army Corps of Engineers dans le but de réparer les ouvrages endommagés dont la carapace était constituée de Dolos. La forme des pattes est une copie exacte de celle des Dolos. Les blocs CORE-LOC peuvent donc servir de blocs de réparation pour les carapaces en Dolos ou, ce qui est plus fréquent, pour des systèmes d'enrochement complets. La stabilité hydraulique des blocs CORE-LOC est meilleure que celle des blocs ACCROPODE (voir la Section 5.2.2.3), mais les coefficients de stabilité recommandés pour le dimensionnement sont proches de ceux des blocs ACCROPODE. Le CORE-LOC est plus mince et son intégrité structurelle risque d'être inférieure à celle de l'ACCROPODE.

Les méthodes de placement des blocs CORE-LOC et ACCROPODE sont similaires; divers systèmes d'élingues sont appliqués aux deux types de blocs. Pour plus d'informations, se reporter également à Melby et Turk (1997).

#### **Xbloc® (voir la Figure 3.96)**

Le Xbloc est un bloc artificiel compact doté d'une forte résistance structurelle (similaire à celle de l'ACCROPODE). La stabilité hydraulique des carapaces constituées de bloc Xbloc est similaire à celle des carapaces constituées de blocs ACCROPODE et CORE-LOC.

Les blocs Xbloc doivent être disposés sur une grille prédéfinie. L'orientation des blocs individuels peut varier de manière aléatoire et n'est donc pas imposée. C'est là la principale différence entre les Xblocs et d'autres blocs artificiels à imbrication en simple couche. Pour plus de précisions, consulter également DMC (2003).



**Figure 3.96**  
Exemple de manutention d'un bloc Xbloc (source : Delta Marine Consultants)

### 3.12.2.5 Dimensions des couches

Le Tableau 3.47 présente les valeurs des paramètres géométriques caractéristiques et des paramètres de la carapace définis à la Section 3.12.1.3 pour les blocs artificiels les plus fréquemment utilisés.

**Tableau 3.47** Valeurs des paramètres géométriques caractéristiques et des paramètres de la carapace pour des blocs artificiels à disposition aléatoire

Type de bloc d'encrochement	Taille (m <sup>3</sup> )	Coefficient d'épaisseur de couche $k_t$ (-)	Coefficient de forme $k_s$ (-)	Distance entre les blocs		Porosité de couche $n_v$ (-)	Coefficient de densité de pose $\phi$ (-)	Coefficient de couche modifié $k_c$ (-)	Pente recommandée $\cot \alpha$ (-)
				Horizontale $\Delta x/D_n$ (-)	Parallèle au talus $\Delta y/D_n$ (-)				
Cube (2 couches)		1.10	1.0	1.70	0.85	0.47	1.17	1.10	
Tétrapode		1.02	0.280	1.98	0.99	0.50	1.02	0.667	4/3 à 3/2
Dolos ( $r = 0.32$ ) <sup>1)</sup>		0.94	0.16	2.19	1.10	0.56	0.83	0.51	2 à 3
ACCROPODE	< 5	1.29	0.341	1.77	0.86	0.491	0.656	0.9012	4/3 à 3/2
	5 – 12			1.82	0.91	0.531	0.605		
	> 12			1.86	0.93	0.552	0.578		
CORE-LOC	< 5	1.516	0.2236	1.83	0.91	0.606	0.598	0.9201	4/3 à 3/2
	5 – 8.5			1.85	0.92	0.613	0.587		
	8.5 – 12			1.85	0.93	0.618	0.580		
	> 12			1.87	0.94	0.624	0.569		
Xbloc	< 5	1.40	0.333	1.87	0.92	0.587	0.578	0.97	4/3 à 3/2
	5 – 12			1.92	0.94	0.606	0.552		
	> 12			1.96	0.97	0.623	0.528		
Cube (1 couche)	élevée <sup>2)</sup>	1.0	1.0	1.33	1.00	0.25	0.75	1.0	
	faible <sup>2)</sup>			1.70	0.85	0.31	0.69		

1)  $r$  = ratio du centre par rapport à la hauteur (diamètre de la section centrale et hauteur totale du bloc)

2) densité de pose

### 3.12.3 Fabrication et pose

Le processus de fabrication des blocs artificiels est similaire à celui de n'importe quel élément préfabriqué en béton, et il convient de se référer dans tous les cas de figure aux normes nationales de production du béton. En Europe, on applique la norme européenne EN 206-1. Les conditions de fabrication peuvent varier de manière significative de l'Europe du Nord au Moyen-Orient ou à l'Extrême-Orient. Il est donc impossible de définir une spécification unique pour la fabrication des blocs. Toutefois, cette section présente de bonnes pratiques générales ainsi que des conseils pour la plupart des blocs. Elle décrit le processus de fabrication et la pose de ces blocs. La Section 9.7.2.6 propose plus d'informations sur la disposition des blocs.

#### 3.12.3.1 Coffrage

La plupart des blocs artificiels sont coffrés dans des moules en acier ou en fibre de verre. Seuls les cubes et les autres blocs parallélépipédiques sont fabriqués à partir de coffrages plus simples en bois ou en acier. Les moules doivent être faciles à utiliser et sont composés d'au moins deux

coques, et varient avec le type de bloc. Des mesures appropriées sont requises pour garantir une parfaite étanchéité entre les demi-moules, comme des cadres rigides au niveau des joints et des espacements courts entre les boulons d'assemblage.

Pour toutes les dimensions de coffrages, les tolérances doivent être de  $\pm 2$  mm, afin de garantir le bon assemblage des coques et la cohérence avec les spécifications en matière de volume du bloc d'enrochement. Le volume est le paramètre le plus important qui contrôle, avec la masse volumique du béton, la masse du bloc et sa stabilité.

Les blocs artificiels complexes exigent que le concepteur dessine des plans de coffrage précis. Habituellement, des tôles d'acier de 5 à 8 mm d'épaisseur sont utilisées pour fabriquer les moules. La flèche maximale produite par la poussée de béton frais ne doit pas dépasser 1/1 000 de la longueur mesurée dans n'importe quelle direction. Les chanfreins de décoffrage permettent d'enlever le moule avec facilité, sans résistance à la traction excessive.

Les moules peuvent être installés sur une plate-forme compactée ou sur une plate-forme en béton. Dans le premier cas, il faut faire particulièrement attention à la stabilité des moules et des blocs. Un tassement différentiel du sol pourrait entraîner un basculement des blocs, ce qui constituerait un risque pour l'hygiène et la sécurité des personnels. Des contreforts adaptés doivent être installés afin d'éviter toute déformation des moules et de garantir la sécurité des employés pendant la fabrication. Des plates-formes de travail doivent être mises à disposition pour les opérations de coulage et pour assurer une sécurité complète.

Par grand froid, des moules à isolation thermique sont nécessaires pour éviter que le gel n'abîme le béton fraîchement coulé.

### 3.12.3.2 **Coulage des blocs artificiels**

#### **Production du béton**

Le béton est produit dans des centrales à béton classiques. La production quotidienne peut varier de quelques mètres cubes jusqu'à plusieurs centaines de mètres cubes. Le rythme de production et les caractéristiques de la centrale à béton doivent être adaptés à la taille du projet. Il est recommandé d'utiliser des centrales à béton avec enregistrement automatique de la masse de matériau, à l'aide des équipements décrits dans l'EN 206-1, annexe G, avec un dispositif d'enregistrement automatique de classe III.

Le dosage du béton doit être synchronisé avec les opérations de coulage. Aucun nouveau mélange ne doit être commencé s'il existe un risque de retard au niveau de l'activité de coulage. On ne tolère aucun joint de reprise de bétonnage dans un béton non armé car il conduira inévitablement à la rupture du bloc.

#### **Transport du béton**

Le béton doit être transporté dans des camions conçus pour éviter toute ségrégation. La distance qui sépare la centrale à béton de la zone de préfabrication doit rester minimale, afin de s'assurer qu'il n'existe aucun risque de prise précoce du béton, et elle ne doit jamais nécessiter plus de 45 minutes de transport.

#### **Coulage du béton**

Le béton est généralement coulé en couches qui ne dépassent pas 50 à 60 cm. Chaque couche est vibrée sur la couche précédente jusqu'à ce que l'air soit intégralement sorti du béton frais. Les joints de reprise entre les couches ne sont pas tolérés. Le nombre et la taille des vibrateurs internes doivent être choisis de sorte que la vibration du béton introduit dans le moule est immédiate. Il est également possible d'utiliser des unités de vibration externes en plus des unités internes, mais leurs performances doivent être vérifiées dans chaque cas. Les vibrations externes ne peuvent pas être utilisées seules et doivent être associées à des vibrations internes.

### Décoffrage et cure du béton

La production est souvent organisée avec l'intention de réutiliser un moule toutes les 24 heures, ce qui implique que le décoffrage a lieu 18 à 20 heures après le coulage.

Dans le cas des blocs massifs et volumineux, un choc thermique dans le béton de masse pendant le processus d'hydratation peut se produire lorsque la différence de température entre le centre et la surface du bloc est trop élevée. Il faut donc une protection thermique du bloc au moment du décoffrage, en cas de froid et de vent.

Pour les blocs qui comportent des éléments saillants qui ne sont pas autoporteurs, le décoffrage ne peut être fait que lorsque l'on a obtenu une résistance structurelle minimale. Sur les plates-formes non-stabilisées, le basculement des blocs peut présenter un danger en termes de sécurité. Il convient de placer des dispositifs de maintien après le décoffrage.

Les surfaces exposées des blocs artificiels nouvellement décoffrés doivent toujours être humidifiées ou protégées par l'application d'un produit de cure. La cure doit commencer dès que possible après le coulage du béton non coffré et immédiatement après le décoffrage dans les autres cas. De la même manière, l'isolation contre les effets du gel ou d'un vent froid doit commencer immédiatement après le décoffrage (voir la Figure 3.97 pour une illustration du coulage et du décoffrage).



**Figure 3.97**  
Exemple d'un site de préfabrication de blocs artificiels :  
préparation des moules (premier plan gauche);  
coulage et vibration (premier plan droit);  
décoffrage et cure (arrière-plan).  
(source : Port Autonome du Havre)

### Réparation des défauts

On trouve trois types de défauts dans les blocs artificiels :

- les défauts de masse peuvent être des nids de cailloux, des ressuges, un bullage ou un bullage en surface. La réparation de ce type de défauts doit être évaluée avec soin lorsque le bloc est non armé. Il existe un sérieux risque que la réparation soit moins durable que le béton défectueux d'origine. Si le bloc est en béton armé, les réparations sont possibles et il faut prêter une attention particulière au risque de pénétration de l'eau de mer dans la réparation et de corrosion future de l'acier. Lorsque le volume de béton défectueux est inférieur à 5 % du volume du bloc, celui-ci doit être enregistré comme bloc défectueux et il peut servir dans la carapace sous réserve qu'il soit séparé des autres blocs défectueux. Si les blocs comportant des défauts de masse sont convenablement éloignés les uns des autres dans les carapaces, la stabilité hydraulique ne devrait pas en être affectée. Si le volume de béton défectueux dépasse les 5 %, le bloc doit être déclaré inapproprié et réparé avec soin ou utilisé comme un bloc de masse inférieure ;
- la fissuration est l'apparition soit de craquelures superficielles soit de fissures plus profondes. On tolère des craquelures superficielles d'une profondeur de quelques millimètres. La fissuration plus profonde peut être une source de rupture si elle est concentrée le long d'une zone habituellement exposée à des charges de rupture élevées, et elle doit toujours être évitée. Les

causes de cette fissuration doivent être étudiées et éliminées. La fissuration doit être étudiée au moyen d'un carottage à travers la fissure. Les réparations à l'aide d'un coulis époxydique – ou d'un autre agent similaire – ne sont pas considérées comme une option valable. Il vaut mieux éviter la fissuration à la source. Les blocs qui présentent une fissuration profonde doivent être rejetés ou peuvent être utilisés dans des zones de faible action de la houle ;

- les imperfections de surface telles que le bullage ou le ressuage ne peuvent pas être considérées comme des défauts et ne nécessitent aucune réparation dans la mesure où elles n'ont aucun effet sur la résistance structurelle des blocs. Ces imperfections sont plus le signe d'une mauvaise méthode de fabrication ou d'une mauvaise mise au point du mélange de ciment et elles doivent alerter le maître d'œuvre sur la nécessité d'améliorer les procédés de fabrication.

### 3.12.3.3 **Contrôle de la production**

#### **Matériaux constitutifs du béton**

Les méthodes de contrôle du béton relatives à la mise au point du mélange et à la production du béton sont décrites dans la norme EN 206-1. Cette norme s'applique dans les pays européens, mais doit également être utilisées dans d'autres pays qui ne disposent d'aucune recommandation locale appropriée. Il faut définir des spécifications pertinentes pour la production de béton, conformément aux normes. La variabilité du ciment et des autres composants du béton doit être prise en compte lors de la préparation de la mise au point du mélange.

Les normes de contrôle qualité des granulats, du ciment, de l'eau, du béton frais et du béton durci peuvent être directement déduites de la norme EN 206-1.

#### **Coulage des blocs artificiels**

On donne à chaque bloc un numéro d'identification unique depuis son décoffrage jusqu'à sa mise en œuvre. Cette identification permet de retrouver le jour de fabrication ainsi que toute autre donnée liée à la production du béton.

Le contrôle de la qualité implique une vérification du volume (ou de la masse) des blocs et de la masse volumique du béton. Au début du processus de fabrication, le volume du bloc peut être vérifié en mesurant le volume intérieur du moule. Une autre option consiste à peser le bloc, ce qui permet de mesurer la masse volumique du béton avec précision. Au cours de la production quotidienne, la masse volumique du béton doit être contrôlée de manière régulière dans la centrale à béton. Au minimum, 2 % des blocs produits devraient être pesés individuellement. La masse réelle doit être comprise entre  $+2/-1$  % de la masse attendue.

L'intégrité structurelle, qui inclut la fissuration et les défauts, est le second aspect qui définit l'acceptabilité des blocs d'enrochement. Tous les blocs doivent être scrupuleusement examinés. Les blocs artificiels peuvent être endommagés pendant la fabrication ou pendant la pose. Tout bloc présentant plus de 10 % de perte de masse doit être écarté. Une perte de masse est définie par une perte effective suite à une rupture ou par une perte potentielle due à un défaut d'intégrité, causé par des nids de cailloux ou des fissures profondes. Les blocs dont la masse n'est pas conforme, c'est-à-dire qui présentent une perte de masse comprise entre 1 et 10 %, doivent être rejetés. Les blocs dont la perte de masse est inférieure à 5 % peuvent éventuellement servir dans la carapace, sous réserve que les blocs abîmés ne soient pas tous concentrés dans la même zone.

### 3.12.3.4 **Stockage**

Les superficies disponibles et la capacité à superposer des blocs pour les stocker auront été prises en compte assez tôt dans le processus de conception et de planification de la construction. Les blocs sont soit conservés à l'endroit où ils ont été coulés, soit déplacés vers une zone de stockage. Le stockage peut se faire en une ou plusieurs couches, verticalement sur la base des blocs ou sur trois points. La plupart des blocs peuvent être stockés en deux couches ou plus, selon leur stabilité. Le nombre de couches peut être déterminé après analyse des conditions de sécurité, dans le

cadre de la manutention des blocs pour leur stockage ou enlèvement. L'un des paramètres clés est la stabilité du sol de fondation, en cas de stockage à long terme.



**Figure 3.98**

*Exemple de zone de stockage des blocs de Barcelone équipée d'un portique de manutention.*

*À noter que les blocs sont préfabriqués le long du site de stockage et en premier plan des moules cylindriques pour le contrôle qualité du béton*

*(source : S. Dupray)*

### 3.12.3.5 Placement

La plupart des blocs artificiels sont disposés selon une grille de pose prédéfinie qui détermine l'emplacement de chaque bloc par rapport aux autres. De plus, une orientation spécifique des blocs peut être requise. La densité de pose doit être spécifiée et rigoureusement réalisée tout au long de la mise en place des blocs et tous les efforts doivent être faits pour obtenir une imbrication maximale. Au cours de la mise en œuvre, la densité de pose peut être maintenue en spécifiant un écart moyen et un écart limite pour la distance de centre à centre entre les blocs, ou elle peut être contrôlée en comptant les unités dans une zone donnée.

Pour les blocs à imbrication, les grilles de pose sont généralement caractérisées par un décalage latéral de chaque rang de blocs artificiels par rapport au rang inférieur précédent, afin d'éviter les plans de rupture. Les blocs artificiels en simple couche sont placés sur une grille en quinconce (voir la Figure 9.55 de la Section 9.7.2.6). Les dimensions horizontales et verticales de la grille en pente ascendante (distances de centre à centre  $D_x$  et  $D_y$ , voir l'Équation 3.87) peuvent être déterminées à l'aide des valeurs présentées au Tableau 3.47.

Une attention particulière est requise pour la pose des blocs artificiels aux niveaux des points exposés, aux jonctions et aux transitions. Les titulaires de brevets détiennent une grande expérience en matière de dispositions constructives et, dans de nombreux cas, il faut procéder à des essais sur modèles physiques 3D pour vérifier le dimensionnement au niveau projet. La Section 6.1.4.3 propose une analyse supplémentaire des transitions.

Les vitesses de pose varient selon la taille des blocs, la tolérance de pose, la visibilité, la hauteur d'eau et le type de grue et de plate-forme. À Sohar (Oman), 80 000 blocs ont été placés à raison de 6 blocs par heure, mais dans des sites plus difficiles, il est plus réaliste de compter sur 2 ou 3 blocs par heure. La Section 9.7.2.6 traite plus avant de la disposition des blocs artificiels.

## 3.13 MATÉRIAUX RECYCLÉS ET SECONDAIRES

Il existe une large gamme de matériaux granulaires qui constituent des alternatives aux granulats naturels dans les travaux de génie civil. Par exemple, les fondations de chaussées peuvent absorber de nombreux matériaux déjà utilisés ou récupérés dans les flux de déchets d'autres activités. On les appelle **matériaux secondaires** (Masters, 2001). L'utilisation de matériaux secondaires disponibles localement entraîne des économies d'énergie substantielles par rapport aux gisements naturels. Les différents termes utilisés dans cette section (matériaux de substitution, matériaux secondaires, matériaux recyclés, matériaux de réemploi) sont définis dans le glossaire en début de guide.

Pour les ouvrages hydrauliques, l'utilisation de matériaux secondaires est encore très limitée à cause des difficultés que présente l'estimation du risque environnemental associé. La Figure 3.99 montre un exemple d'utilisation et l'Encadré 3.42 propose une étude de cas. Cette section synthétise les informations disponibles pour l'évaluation des différents matériaux granulaires recyclés. On peut aussi trouver de plus amples renseignements dans la publication C590 du CIRIA, qui traite de l'utilisation potentielle d'autres matériaux que les granulats naturels en génie côtier et fluvial (Brampton *et al.*, 2004).



**Figure 3.99**  
Exemple de l'utilisation du béton concassé dans une digue

Pour étudier l'utilisation possible des différents matériaux secondaires dans les ouvrages hydrauliques, il faut s'intéresser à leur fonction dans l'ouvrage (voir le Tableau 3.48). L'utilisation de ce type de matériaux, s'ils sont contenus dans une membrane ou stabilisés par un liant bitumeux ou à base de ciment, réduira l'impact sur l'environnement. Une utilisation directe sous forme de matériaux granulaires libres requiert une caractérisation environnementale fortement facilitée par les expériences antérieures. Les matériaux fins non liés, qu'ils soient d'origine naturelle ou secondaire, peuvent être considérés comme des polluants si l'on découvre qu'ils troublent des eaux claires ou entraînent une accumulation de fines.

**Tableau 3.48** Configuration et fonction des matériaux

Configuration dans l'ouvrage	Fonction
Composants granulaires contenus dans un géotextile/une géomembrane, barrière en argile ou liaison par un mélange à base de bitume ou de ciment (faible potentiel de lixiviation)	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Remplissage (pour un noyau et un remblai)</li> <li>• Enrochement (fixation des enrochements secondaires par liaisonnement – Section 3.15)</li> <li>• Enrochement (absorber des déchets fins comme filler dans les liaisonnements à base de bitume ou de ciment)</li> </ul>
Composants granulaires libres en contact avec l'eau en circulation (fort potentiel de lixiviation)	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Remplissage, filtration (noyau et sous-couches)</li> <li>• Enrochement (couches de surface)</li> </ul>

En associant des matériaux recyclés à des liants, on réduit considérablement le potentiel global de lixiviation et la perméabilité, ce qui empêche l'entrée et la sortie de l'eau dans et hors de l'ouvrage (Hill *et al.*, 2001).

Le type de liant affecte la mobilité des différentes espèces de polluants :

- les polluants potentiels peuvent être **physiquement piégés** dans la structure liante ;
- les polluants potentiels peuvent **interagir sur le plan chimique** avec l'un des composants du liant, ce qui entraîne des modifications de la composition chimique et de la solubilité. Cela interfère avec la mobilité attendue du polluant.

Le potentiel d'impacts biologiques supplémentaires issu de l'emploi de matériaux autres que les granulats naturels devra être évalué. Ces impacts peuvent provenir des effets chimiques et physiques mentionnés ci-dessus.

L'apparence des milieux côtiers et fluviaux peut être très importante, en particulier si des activités touristiques, récréatives ou connexes en dépendent. Il existe déjà une certaine résistance à l'utilisation de nouveaux types d'ouvrages dans les programmes de génie côtier et fluvial (p. ex. épis en enrochement) à cause des effets esthétiques perçus et, dans des zones qui s'illustrent par la beauté de leurs paysages, il existe souvent des recommandations constructives strictes qui peuvent limiter l'utilisation des matériaux de construction secondaires et recyclés en génie côtier et fluvial, en particulier l'utilisation de pneus usagés ou de déchets de construction et de démolition, dans le cas où ces matériaux deviendraient visibles. Pour la plupart des applications et des matériaux de remplacement, toutefois, l'impact esthétique relève plus de la perception que de la réalité. Ainsi, en Cornouailles (Royaume-Uni), de nombreuses plages principalement constituées de résidus miniers sont non seulement considérées comme acceptables mais également comme un atout pour le paysage et le tourisme.

Qu'ils soient naturels ou secondaires, les granulats doivent être élaborés pour en garantir l'homogénéité et la qualité, par exemple en éliminant les contaminants. Il est probable que ceux-ci seront très similaires pour les granulats naturels et secondaires, mais en plus grandes quantités dans les matériaux recyclés (p. ex. déchets de démolition).

### 3.13.1 Types de matériaux de réemploi

Les granulats recyclés (composés de déchets) les plus utilisés en génie civil sont présentés dans le Tableau 3.49.

**Tableau 3.49** Différents types de matériaux recyclés (caractéristiques et utilisations actuelles)

Type	Caractéristiques	Principales utilisations actuelles en génie civil
Déchets de construction et de démolition Béton recyclé	<ul style="list-style-type: none"> <li>Déchets solides provenant de la construction, de la modification, de la réparation ou de la démolition d'ouvrages (Office of the Deputy Prime Minister, 2001)</li> <li>Ces déchets peuvent inclure les matériaux suivants : décombres, pièces de bois, briques, béton, ciment, pierres, verre</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ouvrages routiers</li> <li>Remblais</li> <li>Autres travaux de terrassement</li> </ul>
Matériaux de dragage	<ul style="list-style-type: none"> <li>Sédiments collectés au fond d'une rivière, d'un lac, d'un port ou de la mer par une drague, dragline ou une drague à godet</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Travaux routiers</li> <li>Remblaiement de plages/littoraux</li> <li>Aménagement paysager pour la création d'habitats ou la restauration</li> <li>Création de terre arable ou enrichissement</li> </ul>
Laitiers d'aciérie Laitiers de hauts fourneaux	<ul style="list-style-type: none"> <li>La sidérurgie a toujours généré des sous-produits utilisés avec succès dans de nombreux champs d'application</li> </ul> <p><b>Note :</b> à cause du risque de foisonnement inhérent au laitier d'aciérie LD, son utilisation peut être limitée</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ouvrages routiers</li> <li>Remblais</li> </ul>
Sable de fonderie	<ul style="list-style-type: none"> <li>Sable siliceux ou sable de lac propre, de taille uniforme et de grande qualité fixé aux moules dans le cadre du coulage de métaux ferreux et non-ferreux</li> <li>La sidérurgie fournit environ 95 % du sable de fonderie utilisé pour le coulage</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ouvrages routiers</li> <li>Remblais</li> </ul>
Résidus d'incinérateur de déchets municipaux solides	<ul style="list-style-type: none"> <li>Sous-produit le plus important issu de l'incinération de déchets municipaux solides</li> <li>Utilisés dans les ouvrages de génie civil depuis plus de dix ans (les premiers essais ont été effectués dans les années 1970)</li> <li>Leurs caractéristiques géotechniques et environnementales réelles, de même que leur comportement à long terme, ont été analysés en profondeur, de telle sorte qu'il est possible de donner les limites de leurs utilisations. Noter que le comportement à long terme du mâchefer de l'incinérateur de déchets solides municipaux n'est pas encore complètement compris</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ouvrages routiers</li> <li>Remblais routiers</li> <li>Couches de fondations</li> </ul>
Pneus usagés	<ul style="list-style-type: none"> <li>On utilise de plus en plus de pneus et l'on s'attend à ce que cette évolution se poursuive sur les 25 prochaines années</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Dispositifs de drainage</li> <li>Ouvrages routiers</li> </ul>
Autres matériaux	Résidus de houille, résidus de mines, phosphogypse, verre, cendres volantes	



Les données expérimentales et les recommandations existantes limiteront l'emploi direct de certains matériaux.

De manière générale, le recyclage des matériaux tels que les résidus d'incinérateur de déchets municipaux solides ou les sables de fonderie dans un environnement humide, exige l'emploi d'un liant pour stabiliser leur potentiel de lixiviation. Les cendres volantes ou les laitiers de hauts fourneaux peuvent être utilisés comme liants.

Les sites Internet ci-dessous donnent des informations mises à jour sur différents types de matériaux recyclés :

- <http://ofrir.lcpc.fr> : contient la base de données de l'OFRIR (Observatoire Français du Recyclage en Infrastructure Routière);
- <http://www.ciria.org/cwr> : site Internet du CIRIA sur les déchets et ressources de construction;
- <http://www.wrap.org.uk> : le WRAP est une association à but non lucratif subventionnée par le gouvernement britannique. Elle cherche à promouvoir une gestion durable des déchets en établissant des marchés stables et efficaces pour les matériaux et produits recyclés.

### 3.13.2 Propriétés mécaniques et chimiques

Dans cette section, les paramètres nécessaires au dimensionnement des ouvrages hydrauliques sont comparés aux paramètres susceptibles d'interférer avec l'emploi des matériaux recyclés.

#### Paramètres requis pour le dimensionnement

Comme indiqué à la Section 3.1.2, la principale propriété, associée à la fonction du matériau dans l'ouvrage, est donnée par le Tableau 3.50.

**Tableau 3.50** Propriétés du matériau par rapport à la fonction dans l'ouvrage hydraulique

Fonction	Remplissage de volume	Contrôle des renards / Filtration	Enrochement
Propriété principale	Masse volumique	Porosité	Blocométrie / masse volumique

Les valeurs des paramètres liés à ces propriétés dépendront non seulement du type de matériau mais également de la complexité des processus de production. C'est pourquoi il n'est pas possible d'en présenter la gamme de valeurs. Des observations générales sont résumées au Tableau 3.51.

**Tableau 3.51** Textures habituelles des principaux matériaux recyclés

Type	Texture habituelle
Résidus d'incinérateur de déchets solides municipaux	Grave
Déchets de construction et de démolition	Grave
Laitiers de hauts fourneaux	Grès
Scories d'aciérie	Grave
Sable de fonderie	Grès
Pneus usagés	Variable (non transformés, en granulés, en balles etc.)

### Altération

L'altération peut résulter d'une désintégration physique, d'une décomposition chimique ou d'une combinaison des deux. L'altération physique entraîne l'ouverture des discontinuités existantes, la formation de nouvelles discontinuités et la séparation au niveau des grains. L'altération chimique est le résultat de changements dans la composition chimique des matériaux et il s'agit souvent d'un processus plus lent (Skarzynska, 1995). Ce paramètre doit être pris en compte dans le cas des matériaux recyclés, à cause de leur composition chimique complexe. L'altération peut être mesurée par le changement de taille des particules. Elle peut également entraîner une carbonatation de certains matériaux, conduisant à l'induration du mortier.

Gardner *et al.* (2003) a proposé la thèse selon laquelle les réactions d'altération dans les sous-produits industriels changeraient le comportement environnemental et physique de ces sous-produits. On s'attend à ce que les réactions d'altération améliorent la performance environnementale du matériau, bien que la façon dont la performance physique est modifiée reste obscure.

### Résistance à la corrosion par les chlorures

Lorsque l'on étudie les matériaux en milieu marin, l'utilisation du béton recyclé est limitée du fait de sa faible résistance à la corrosion par les chlorures. La norme européenne EN 206-1 contient des spécifications concernant les compositions et propriétés du béton en environnement salin.

### Foisonnement

La capacité de foisonnement de nombreux matériaux artificiels (p. ex. déchets de démolition) a été confirmée par différentes études et expériences. Elle doit être prise en compte lorsque l'on envisage leur réutilisation. Il n'existe encore aucune norme qui caractérise la capacité de foisonnement de ces matériaux.

### Résistance au gel/dégel

L'utilisation de certains matériaux dans les ouvrages hydrauliques situés dans des régions froides exige une analyse particulière de leur gélivité et de leur gonflement sous l'action du gel. Ces valeurs dépendent fortement de leur porosité et doivent être testées le cas échéant (voir la norme européenne EN 13383).

Si le mâchefer des incinérateurs municipaux a déjà montré une faible résistance au gel/dégel (Arm, 2003), d'autres résultats d'essais montrent que leur résistance au gel/dégel peut être satisfaisante (François *et al.* 2003).

### Caractérisation chimique

En Europe, les caractéristiques chimiques des matériaux issus des déchets doivent être identifiées en conformité avec Directive du Conseil relative aux déchets dangereux 91/689/CEE.

Pour ce qui est des autres matériaux (qui ne proviennent pas de déchets), la caractérisation chimique doit se baser sur la documentation spécialisée (comme Al-Masri *et al.*, 2004 pour le phosphogypse et Chen *et al.*, 2002, pour le verre).

### 3.13.3 Expérience tirée des utilisations actuelles dans les ouvrages hydrauliques

L'utilisation de différents matériaux recyclés et secondaires varie entre 10 et 100 %, du fait des propriétés techniques et environnementales des matériaux considérés. Les plus grands volumes de ces matériaux sont actuellement utilisés dans les applications de terrassement telles que les couches de base des routes, les remblais de fondation, les remblais en général, comme le résume le Tableau 3.49. Très peu de cas recensés portent sur l'utilisation de déchets dans les ouvrages hydrauliques.

Motz et Geiseler (2001) rapportent les utilisations suivantes de scories d'aciérie dans les ouvrages hydrauliques :

- barrages et digues ;
- stabilisation du lit des rivières ;
- remplissage de zones érodées sur les lits de rivières ;
- stabilisation des berges de rivières.

Les granulats recyclés à partir des scories d'aciérie – généralement d'une taille supérieure à 10 mm – sont fréquemment utilisés pour empêcher l'érosion des particules fines. Les **scories d'aciérie** présentent également une densité, une robustesse et un niveau de résistance à l'abrasion élevé, ainsi qu'une texture rugueuse qui garantit une résistance à long terme aux forces dynamiques induites par la houle et par les courants fluviaux.

Au milieu des années 1990, une grande quantité de scories de cuivre produites à Hambourg était régulièrement utilisée comme rip-rap de protection des berges. Ce matériau peut encore être employé dans le cadre de la norme EN 13383, pour ce qui concerne les propriétés mécaniques et blocométriques. En ce qui concerne l'évaluation environnementale, les réglementations locales doivent être prises en compte (voir la Figure 3.100).

Les propriétés des enrochements constitués de scories d'aciérie ont été étudiées ; elles sont comparables à celles de la roche naturelle, telle que le basalte.

Skazynska (1995b) cite des applications actuelles des **stériles de mines** dans les scénarios suivants :

- comme **noyau** des digues fluviales sans précédente caractérisation des matériaux ;
- comme **protection de fond** ;
- comme **barrages-réservoir** et digues.

Skazynska (1995b) a testé l'influence des ouvrages hydrauliques en stérile de mines sur l'environnement proche et a proposé les recommandations suivantes :

- les ouvrages hydrauliques composés de déchets de mines doivent être construits de telle sorte que l'eau s'écoule rapidement sur la surface de la crête et du talus ;
- ils doivent être engazonnés afin que la surface permette une colonisation écologique.

Il a également été signalé que l'intensité du lessivage des substances dangereuses par les eaux de surface qui s'infiltrent dans le corps de l'ouvrage dépend de la quantité d'eau écoulée. Les cas suivants doivent être examinés lors de l'évaluation du risque environnemental :

- **digue de lutte contre les crues** : le mouvement de l'eau souterraine se produit généralement sous la digue ;
- **dignes de surface** : une filtration constante de l'eau se produit à travers le corps de la digue ;

- **digue fluviale** qui sert également de digue pour les dépôts de sédiments: la filtration peut se produire en direction de la rivière ou en direction du dépôt;
- digues ou remblais pour les **réservoirs d'eau**: l'eau dans le réservoir est toujours au-dessus du niveau de l'eau souterraine et la filtration se produit à travers la digue ou le corps du remblai.

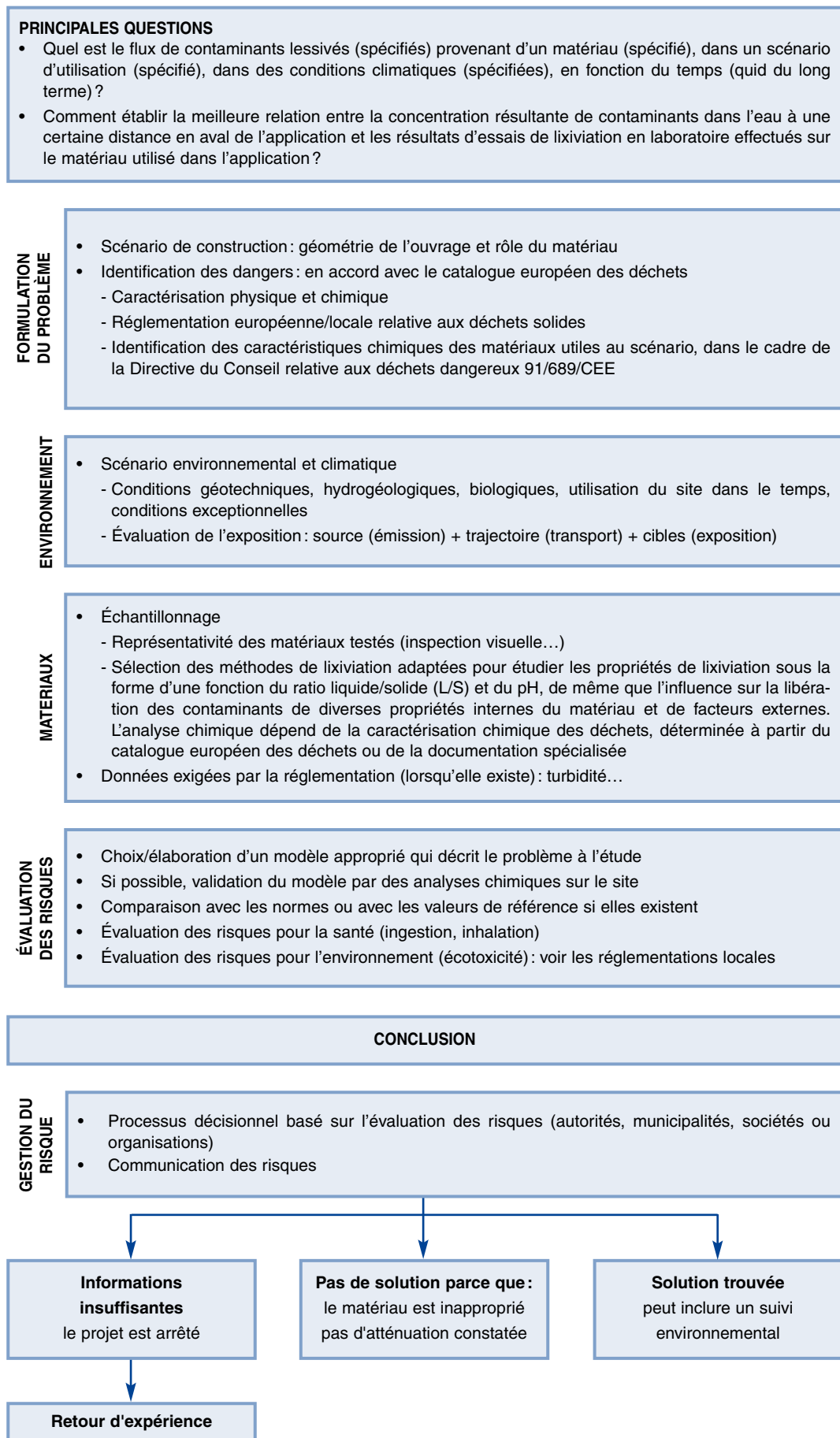
Skazynska (1995b) a suggéré d'intégrer un revêtement en polyéthylène ou des barrières en argile avec un dispositif de drainage pour évacuer les eaux d'infiltration.

Skazynska et Michlaski (1998) ont étudié par ailleurs des digues modèles constituées de **résidus de houille** et de cendres volantes et en font les recommandations suivantes:

- le matériau doit présenter une forte teneur en fraction de fines et un coefficient d'uniformité élevé afin d'obtenir un faible coefficient de perméabilité;
- la géométrie de la coupe de la digue doit être conçue de telle sorte que la baisse maximale du niveau de l'eau produise un gradient hydraulique de 0.3 au maximum;
- l'utilisation d'un joint d'étanchéité approprié (p. ex. cendres volantes ou tout autre matériau à base d'argile) peut permettre l'utilisation de matériaux présentant une perméabilité à l'eau plus élevée.

#### **3.13.4 Analyse des risques pour l'environnement**

La Figure 3.92 présente une méthodologie d'analyse du risque environnemental, sur la base d'un projet de norme intitulée « Méthodologie pour la détermination du comportement à la lixiviation d'un déchet dans des conditions spécifiées » (EN 12920).



**Figure 3.100** Méthode d'évaluation des risques environnementaux basée sur EN 12920

### 3.13.4.1 État des connaissances

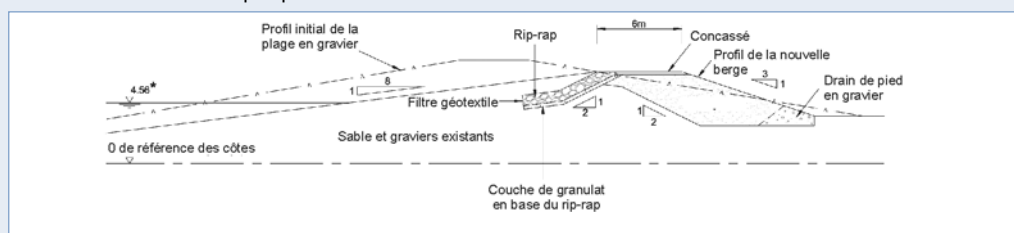
Les propriétés techniques de nombreux matériaux de réemploi sont souvent comparables – voire supérieures – à celles des granulats et enrochements naturels. Le risque de contamination qu’implique l’utilisation de ces matériaux est identifié grâce à un processus de contrôle qualité qui se déroule au cours de la transformation du matériau ou peut être estimé à l’aide d’une méthode d’évaluation appropriée, telle que celle que présente le Tableau 3.92.

Même si l’emploi de certains matériaux de réemploi est inadapté en présence d’eau (p. ex. déchets industriels dangereux), la conception des ouvrages hydrauliques pourrait entraîner un accroissement de l’utilisation de nombreux matériaux granulaires de substitution. Certains matériaux recyclés peuvent également être stabilisés par l’ajout d’un liant hydraulique avant d’être intégrés dans un projet. Cette opération augmente le nombre d’utilisations possibles de matériaux recyclés dans ces ouvrages.

De nouvelles expérimentations sur des plots d’essai, à grande échelle (pour étudier des scénarios spécifiques) devraient accroître les connaissances disponibles et fournir une évaluation plus détaillée des performances. Les utilisateurs potentiels de ces nouvelles solutions de génie environnemental sont encouragés à consulter et à communiquer les expériences existantes dans ce domaine important et en pleine croissance. L’Encadré 3.42 présente une étude de cas typique dans laquelle des résidus de houille ont été utilisés pour le remblaiement d’une plage.

**Encadré 3.42** *Mine de Betteshanger, dans le Kent – résidus de houille utilisés pour le remblaiement des plages dans un contexte de protection des côtes et de prévention des inondations (d’après Hamilton, 1984, dans Brampton et al., 2004)*

Les résidus de houille ont été utilisés comme matériau de remplissage dans des ouvrages assez importants de protection côtière contre les inondations. Après la rupture des défenses côtières devant la mine de Betteshanger, près de Deal dans le Kent, au cours d’une tempête et des fortes marées de janvier 1978, près de 2 millions de mètres cubes d’eau sont entrées à l’intérieur des terres, ont franchi les défenses secondaires, inondé les infrastructures et recouvert 300 ha de terres agricoles. Le terril de Betteshanger (environ 500 ha de surface et 10 m de haut) se trouvait à 3 km du site et était plus proche qu’aucune autre carrière ou site d’emprunt. Cette ressource pratique a été utilisée dans le noyau d’une plage, ce qui a permis de déplacer un volume de galets équivalent que l’on a redéployé sur le parement de l’ouvrage côté mer. Cet ouvrage a également été surmonté d’une nouvelle route constituée de granulat naturel, orientée légèrement côté terre au sommet de la berge (voir la Figure 3.101), qui permet l’accès des équipements de rechargement et d’autres programmes de maintenance à venir. Le projet dans son intégralité a employé 85 000 m<sup>3</sup> de résidus de houille et 20 000 m<sup>3</sup> de rip-rap.

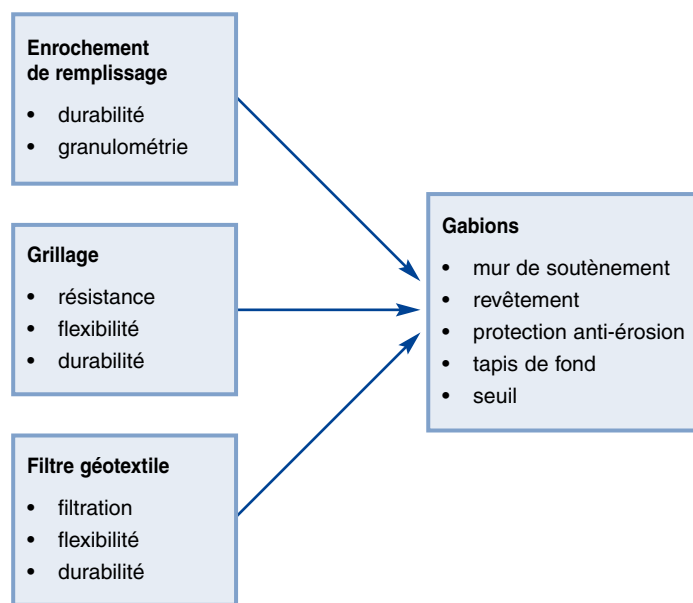


**Figure 3.101** Coupe type de l’ouvrage de défense côtière de Betteshanger (Deal, dans le Kent)

## 3.14 GABIONS

Les gabions sont des structures composites polyvalentes et robustes, constituées de cages en grillage à double torsion remplies de blocs durs et résistants. Ils peuvent remplir plusieurs types de fonctions dans des environnements côtiers, estuariens et fluviaux. Leurs applications ont donné lieu à une documentation fournie en génie fluvial, qui a exploité la flexibilité, la perméabilité et la durabilité des gabions pour mettre au point des solutions résistantes, durables et réussies du point de vue esthétique. Les gabions servent régulièrement à la construction d’ouvrages de soutènement, de protection anti-affouillement, de revêtement des canaux et de barrages mobiles pour les ouvrages hydrauliques et de protection anti-érosion sur les revêtements qui équipent les berges de rivières.

Tout comme d'autres techniques de construction, les gabions requièrent une certaine technicité, des études et une mise en œuvre adéquate pour maximiser leurs performances, tout particulièrement dans les environnements hydrauliques sévères. Le choix et la mise en place des blocs de remplissage appropriés, la définition de la taille adéquate du grillage, du diamètre des fils métalliques et de la protection contre la corrosion sont des étapes importantes de ce processus. La Figure 3.102 résume les principaux éléments constitutifs d'un gabion, les propriétés qui leur sont demandées et certaines applications types. La documentation du fabricant contient de nombreuses recommandations utiles, mais certaines des propriétés majeures des gabions constitués d'un grillage hexagonal à double torsion et de l'enrochement de remplissage sont présentées ci-dessous, tout comme certains exemples d'utilisations réussies des gabions.

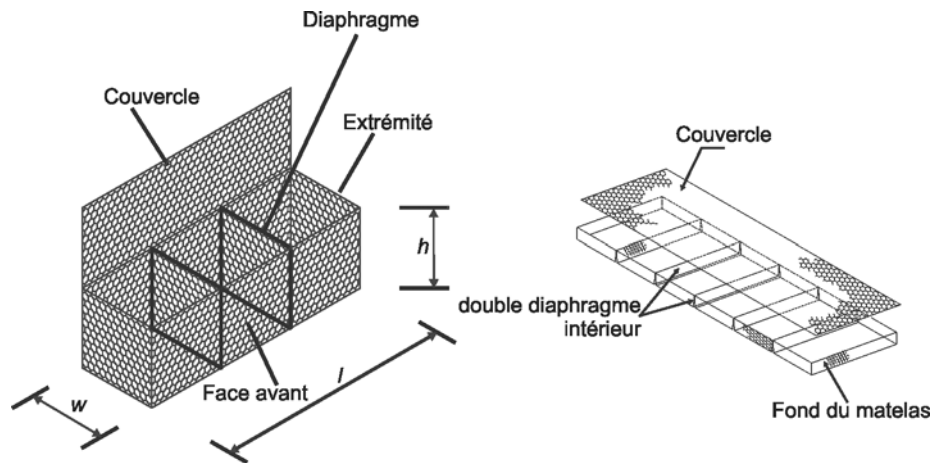


**Figure 3.102** Principales caractéristiques et applications des gabions

### 3.14.1 Classification des gabions

Les gabions peuvent être classés en boîtes de gabions (généralement simplement appelé gabion), matelas de gabions et sacs de gabions, ainsi que définis ci-dessous (définitions basées sur la norme ASTM A975-97, 2003):

- les **(boîtes de) gabions** sont des cages en grillage métallique à double torsion de tailles diverses, uniformément subdivisés en cellules remplies d'enrochement durable (voir la Figure 3.103). Un gabion typique mesure 2 m de long ( $l$ ) par 1 m de large ( $w$ ) et 1 m de haut ( $h$ ), avec un grillage de maille  $80 \times 100$  mm;
- les **matelas de gabions** sont des gabions dont la hauteur est relativement faible par rapport à la longueur et à la largeur (voir la Figure 3.103). Un matelas de gabions typique mesure 6 m de long par 2 m de large et 0.15 à 0.30 m d'épaisseur, avec un grillage de  $60 \times 80$  mm. Les matelas de gabions dépassent rarement les 50 cm de haut pour des raisons pratiques;
- les **sacs de gabions** ou gabions tubulaires sont des noms adoptés pour désigner des gabions en forme de « saucisse » qui servent principalement en génie fluvial à la protection de pied de berge. Ces types de gabions ne sont pas spécifiquement abordés dans la présente section.

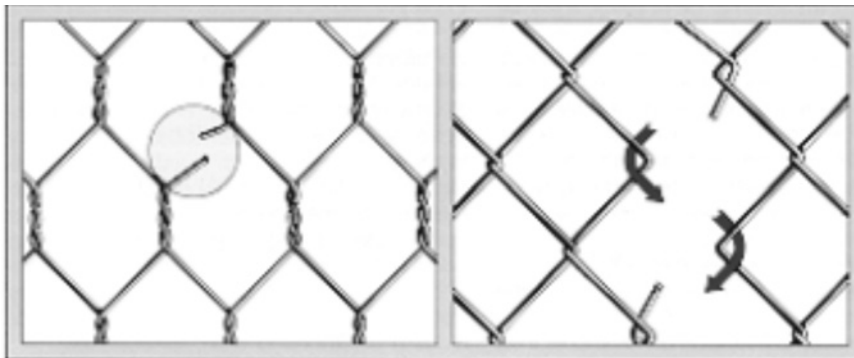


**Figure 3.103** Gabions (gauche) et matelas de gabions (droite)

### 3.14.2 Éléments constitutifs des gabions

#### 3.14.2.1 Propriétés du grillage des gabions

La plupart des gabions sont fabriqués à l'aide d'un grillage métallique à double torsion qui permet aux ouvrages finis de se déformer de manière significative sans se rompre et sans se « détriorer » si un fil est coupé (voir la Figure 3.104)



**Figure 3.104** Avantages du grillage à double torsion par rapport au grillage à mailles simples

Le grillage métallique à double torsion et le fil métallique de liaison ou les anneaux de liaison (agrafes) qui entrent dans la construction des gabions doivent respecter les normes en vigueur. Les normes européennes actuelles n'ont trait qu'aux propriétés mécaniques et à la résistance à la corrosion du grillage et des fils métalliques, et il n'existe aucune norme européenne en vigueur relative à la production industrielle des gabions. La norme existante la plus pertinente pour la fabrication des gabions est l'ASTM A975-97 (2003), qui a été adoptée aux États-Unis. Le Tableau 3.51 résume les normes européennes utiles et leur champ d'application.



**Tableau 3.51** Normes européennes relatives au grillage métallique à double torsion

Propriétés du fil métallique	Normes d'essai	Contenu
Composition du fil d'acier	EN 10218-2	Composition de l'acier, résistance
Composition du grillage en acier	EN 10223-3	Le diamètre du fil, $d$ (mm) dépend de la taille du grillage : Grillage 60 × 80 mm → $d = 2.2$ ou $2.4$ mm Grillage 80 × 100 mm → $d = 2.7$ mm Grillage 100 × 120 mm → $d = 2.7$ ou $3$ mm
Protection anti-corrosion (galvanisation)	EN 10244-1 EN 10244-2	L'épaisseur du revêtement est conforme à la classe A; la masse du revêtement, $m_c$ , est liée au diamètre du fil $d$ : $d = 2.2$ et $2.4$ mm; $m_c = 230$ g/m <sup>2</sup> $d = 2.7$ mm; $m_c = 245$ g/m <sup>2</sup> $d = 3.0$ mm; $m_c = 255$ g/m <sup>2</sup>
Protection anti-corrosion (enduit polymère)	EN 10245-1 EN 10245-2 EN 10245-3	Impératifs relatifs aux enduits organiques, PVC ou PE : épaisseur, composition, résistance, durabilité, flexibilité

Les grillages et diamètres de fil les plus fréquemment utilisés dans les ouvrages fluviaux et côtiers sont résumés au Tableau 3.52.

**Tableau 3.52** Types de grillages les plus fréquents

Type de grillage (mm)	Diamètre du fil métallique (mm)	Résistance à la traction (kN/m)
60 × 80	2.2	35
80 × 100	2.7	43
80 × 100	3.0	51
100 × 120	3.0	43

La protection anticorrosion du grillage se présente sous deux formes; tout d'abord grâce au processus de **galvanisation** du fil, ensuite par l'application d'un **enduit** polymère, en général du PVC.

Dans le cas des ouvrages fluviaux et côtiers, le fil doit être du type fortement galvanisé (classe A, EN 10244). La galvanisation classique est au zinc ou, plus fréquemment depuis ces dernières années, avec un alliage Galfan qui contient 95 % de zinc, 5 % d'aluminium et des traces de métaux rares. La technique du Galfan a été mise au point par l'ILZRO (*International Lead and Zinc Research Organization*) au milieu des années 1990 et les essais en laboratoire ont démontré qu'un revêtement en Galfan est 3 à 4 fois plus résistant que la même quantité de protection classique en zinc, en particulier dans des conditions salines agressives. Le fil métallique galvanisé est souvent protégé à nouveau par un enduit polymère supplémentaire, habituellement du PVC, fabriqué conformément à la norme EN 10245.

Depuis plus de 40 ans, des matelas de gabions à galvanisation au zinc et à enduit PVC sont utilisés, et ils ont fait la preuve de leur résistance dans des environnements hydrauliques agressifs sur le plan chimique. Des problèmes sont survenus sur des ouvrages côtiers, qui étaient le résultat soit d'un phénomène d'attrition physique provenant des galets mis en mouvement par la houle soit d'une mauvaise construction permettant les mouvements des blocs à l'intérieur du gabion et induisant l'attrition du grillage. Il existe des exemples réussis de construction de revêtements en matelas de gabions convenablement construits, pour protéger des plages sablonneuses en cours d'érosion; en milieu fluvial et estuarien, les problèmes sont rares car les niveaux d'énergie de la houle et d'affouillement sont beaucoup moins élevés.

### 3.14.2.2 Caractéristiques des enrochements pour gabions

Les enrochements inclus dans les gabions doivent être résistants et, habituellement, il est utile de spécifier la qualité de l'enrochement à l'aide de la norme EN 13383. Les roches argileuses à faible résistance doivent être évitées autant que possible, principalement à cause de leur propension à se dégrader une fois mises en œuvre. L'une des granulométries standard convenables est l'enrochement petit 90/180 mm (voir le Tableau 3.5 à la Section 3.4), spécifiquement conçu pour une utilisation en gabion. En France, les blocs utilisés pour le remplissage des gabions devraient se conformer à la norme NF P 94-325-1.

Le Tableau 3.53 donne des recommandations sur la qualité des blocs à utiliser dans les gabions.

**Tableau 3.53** Recommandations pour l'enrochement utilisé dans les gabions

Propriété	Norme européenne de référence	Suggestion
Résistance mécanique de la roche <sup>1</sup>	Résistance à la compression (EN 1926) EN 13383 – 1	Classe EN 13383-1 : CS 60 (voir la Section 3.7.1)
	Los Angeles (EN 1097-2) Fragmentabilité <i>FR</i> (EN 1097-2)	$LA < 45$ ou $LA > 45$ et $FR < 7$
Résistance à l'attrition	Micro-Deval (EN 1097-1) Fragmentabilité <i>FR</i> (EN 1097-2)	$M_{DE} < 45$ ou $M_{DE} > 45$ et $FR < 7$
Résistance au gel/dégel	EN 13383 – 1	Catégorie pour <i>FTA</i> : Perte de masse < 0.5 %
Masse volumique de la roche	EN 13383 – 2	Masse volumique apparente > 2.2 t/m <sup>3</sup>
Blocométrie	EN 13383 – 1 <sup>2</sup>	$CP_{90/180}$ ou équivalent (voir la Section 3.4.3.2) (ou $CP_{90/130}$ pour les matelas)
Forme	-	Pas de condition spécifique
Type de roche	Pétrographie	Roche calcaire, siliceuse, métamorphique ou ignée

**Notes:** 1. L'un ou l'autre des essais peut être envisagé. 2. En France, la norme NF P 94-325-1 s'applique aussi.

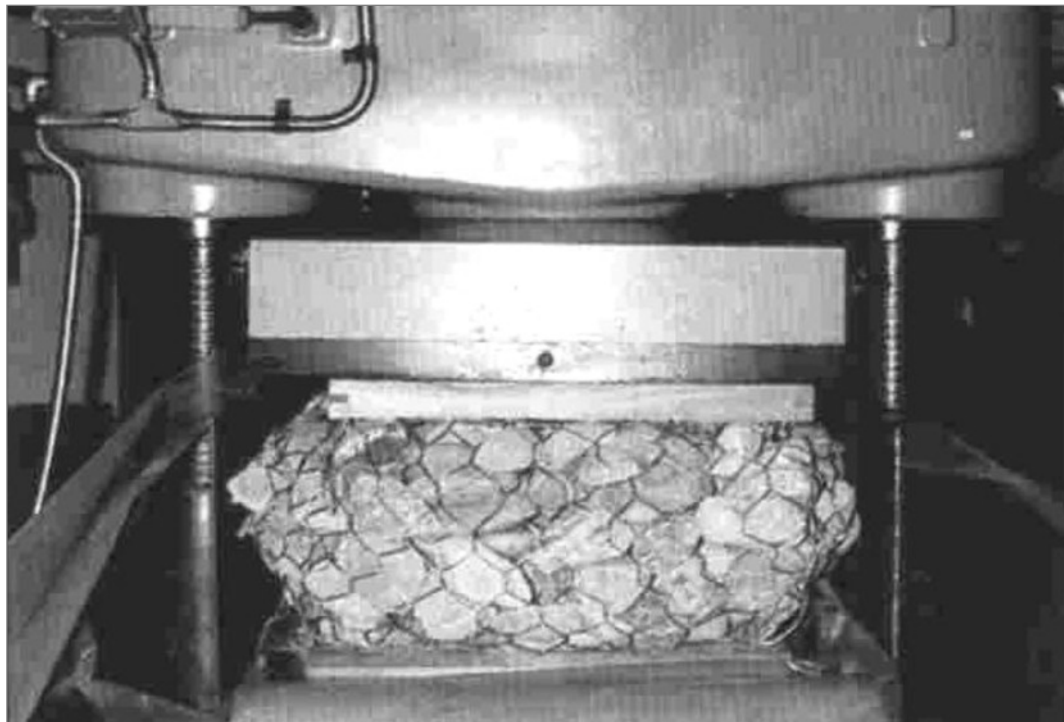
### 3.14.3 Propriétés de l'enrochement de remplissage

#### 3.14.3.1 Propriétés physiques des gabions

La porosité des gabions varie selon le type de remplissage et selon la technique de remplissage. Les valeurs peuvent aller de 25 à 35 %. La valeur de 25 % est représentative d'un remplissage soigneux à la main, tandis que la valeur de 35 % est typique des gabions remplis en majeure partie par des moyens mécaniques. Pour le dimensionnement des ouvrages de retenue, on adopte souvent une valeur sécuritaire de 40 %. La conséquence de leur porosité élevée est que les gabions sont fortement perméables.

Des essais ont été entrepris sur des gabions afin d'évaluer leurs caractéristiques de résistance à la compression et au cisaillement. La résistance à la compression d'un gabion dépend du type de grillage, du diamètre du fil métallique et de l'enrochement utilisé pour le remplissage des cages. Il n'existe à l'heure actuelle aucune norme portant sur l'essai de résistance à la compression des gabions, mais des essais effectués sur des gabions munis d'un grillage de 80 × 100 mm avec un fil métallique de 2.7 mm de diamètre, rempli de blocs de 80/200 mm ont indiqué une contrainte de compression maximale de 4.5 MPa à la rupture, avec des déformations de 50 % à 60 %, ce qui souligne la nature flexible mais résistante des gabions (voir la Figure 3.105).

La résistance au cisaillement des gabions dépend également du type de grillage, du diamètre du fil et de l'enrochement utilisé pour le remplissage des cages. L'expérience a suggéré que les gabions ont une résistance au cisaillement très similaire à celle d'un sol équivalent avec un angle de frottement relativement grand (35 à 45°) et une cohésion apparente (allant jusqu'à 40 kPa) due à l'effet de confinement de la cage grillagée. Il n'existe à l'heure actuelle aucune norme portant sur l'essai de résistance au cisaillement des gabions.



**Figure 3.105** Essai de résistance à la compression effectué sur un gabion : mise en évidence d'une rupture

### 3.14.3.2 Propriétés hydrauliques des gabions

Le comportement des gabions et des matelas de gabions vis-à-vis des sollicitations hydrauliques a été étudié par plusieurs organisations commerciales et de recherche. Dans le cas des gabions exposés au courant, cette recherche a mené à des vitesses d'écoulement critique et d'équilibre et à des équations de dimensionnement qui tiennent compte des effets de la turbulence. La vitesse critique est définie dans les publications spécialisées comme la vitesse requise pour initier le mouvement des blocs dans le matelas de gabions, et la vitesse d'équilibre comme la vitesse à laquelle le matelas de gabions atteint la limite acceptable de déformation. Dans le cas des matelas de gabions soumis à l'action du courant, il a été constaté que les matelas d'une épaisseur de 150 mm avaient une vitesse d'équilibre de 2 à 3.5 m/s, tandis que les matelas d'une épaisseur de 300 mm pouvaient résister à des vitesses de 4 à 5.5 m/s. Les boîtes de gabions peuvent convenir à la protection des lits de rivières et des berges soumises à une forte attaque des courants, et elles peuvent être stables pour des vitesses comprises entre 5 et 6 m/s (ou plus, selon la qualité de la construction et de l'assemblage).

La Section 5.2.3.1 présente deux équations de dimensionnement, mises au point par Pilarczyk (1995) et Escarameia et May (1992), qui concernent les gabions soumis à l'attaque du courant et tiennent compte des effets de la turbulence.

Pour ce qui est des gabions soumis à l'attaque de la houle, la Section 5.2.2.7 propose des équations de dimensionnement, mises au point par Pilarczyk (1990, 1998), utilisables pour déterminer l'épaisseur de gabion requise,  $D'$ , et la taille des blocs du matériau de remplissage,  $D_{n50}$ , dans des conditions de houle modérée.

Pour plus d'informations sur les propriétés hydrauliques des gabions, le lecteur est invité à se référer aux travaux d'Escarameia (1998).

### 3.14.4 Applications des gabions

Le Chapitre 8 traite de l'utilisation des gabions et des matelas de gabions en milieu fluvial. Dans ces cas, les gabions sont généralement exposés à des courants et à des vagues induites par la navigation. Les Figures 3.106 et 3.107 donnent des exemples d'applications des gabions dans les rivières.



**Figure 3.106** Protection d'une berge de rivière en gabions



**Figure 3.107** Protection en gabions du lit d'une rivière - la berge n'est exposée à l'attaque des courants qu'en cas de crue

En milieu maritime, la houle frappe le littoral tout au long de l'année et est bien plus violente que les vagues induites par la navigation. À cause de l'agressivité de l'environnement marin (action de la houle et du sel), les précautions suivantes doivent être prises en cas d'utilisation de gabions :

- les gabions ne doivent pas être exposés directement à la houle (la houle tend à faire bouger les blocs à l'intérieur du gabion et le grillage métallique peut être érodé et coupé). La solution consiste à placer des gros enrochements comme première ligne de défense afin de dissiper une grande proportion de l'énergie de la houle (voir la Figure 3.108) ;
- en cas d'exposition à la houle, un coulis bitumineux peut contribuer à éviter les déplacements de blocs dans les gabions ;
- le procédé de galvanisation le plus résistant à la corrosion doit être appliqué et complété par un enduit plastique.



**Figure 3.108**  
Gabions placés derrière la carapace principale

## 3.15 ENROCHEMENT LIÉ

La stabilité des matériaux granulaires libres (granulat ou enrochement) ou des éléments de maçonnerie sèche dans des ouvrages neufs ou existants peut être améliorée par un coulis qui lie des éléments fins, des enrochements ou autres éléments ensemble. La taille des enrochements ou des autres éléments peut donc être réduite si un coulis est utilisé, ce qui permet une utilisation plus économique de l'ensemble des matériaux granulaires disponibles. Le coulis peut être constitué de matériaux à base de ciment (liant hydraulique) ou de bitume (liant bitumineux). Le mélange à base de ciment, qui est le plus communément utilisé en association avec des enrochements appareillés, est traité à la Section 3.15.1 et les mélanges à base de bitume à la Section 3.15.2.

### 3.15.1 Mélange à base de ciment

Le principal coulis à base de ciment qui est utilisé pour améliorer la stabilité en génie hydraulique est le béton colloïdal. Dans le cas d'enrochements appareillés, le béton doit avoir une bonne fluidité et une résistance optimale à la ségrégation. Ce dernier facteur est très important pour les applications sous-marines, en particulier en cas d'exposition aux mouvements des vagues et des courants. Le béton normal risque de se ségréguer et de voir les granulats les plus fins lessiver à travers l'ouvrage. Le béton colloïdal a été spécialement mis au point pour satisfaire à ces conditions.

Le caractère colloïdal du béton est obtenu en ajoutant des polymères naturels modifiés. Le mélange est optimisé pour répondre à des exigences spécifiques qui dépendent de la profondeur de pénétration et de la grosseur de grain de la couche d'enrochement à lier, ou de l'espacement entre les enrochements appareillés. Le béton colloïdal a une bonne fluidité, bien qu'il soit relativement épais comparé aux mélanges de béton normaux. À cause de la faible maniabilité et de la densité souhaitée, l'affaissement optimal (« slump ») est habituellement compris entre 180 et 200 mm, bien que le rapport eau/ciment soit relativement élevé à cause des additifs spéciaux.

On utilise deux types de béton colloïdaux : à texture dense et à texture ouverte. Le béton dense est principalement utilisé pour des liaisons tandis que le béton à *texture ouverte* sert également à la construction de revêtements à couche perméable (qui exige une épaisseur d'au moins 150 mm pour garantir une résistance suffisante). Le béton *dense* permet d'obtenir une masse volumique globale du système de 2200 à 2350 kg/m<sup>3</sup> et une perméabilité,  $k$ , inférieure à la perméabilité du béton normal. Le béton à *texture ouverte* utilise très peu de granulats fins et permet d'atteindre une masse volumique (globale) de 1700 à 2000 kg/m<sup>3</sup>. La pénétration est limitée et la perméabilité,  $k$ , est comprise entre  $3 \cdot 10^{-3}$  et  $5 \cdot 10^{-3}$  m/s. Les profondeurs de coulage que l'on peut atteindre avec la variété à texture ouverte sont inférieures à celles du béton dense.

Le béton colloïdal dense est disponible avec la même résistance à l'écrasement et à la traction que le béton normal, bien que le béton colloïdal ouvert ne soit disponible que dans les valeurs de résis-

tance à l'écrasement les plus basses. Le module d'élasticité,  $E$  (N/mm<sup>2</sup>), du béton colloïdal est inférieur d'environ 20 % à celui du béton normal et son retrait est plus élevé. Les essais classiques pour le béton normal, comme l'affaissement au cône, la teneur en air et la densité, sont applicables au béton colloïdal ; toutefois un essai spécial a été mis au point pour la résistance au lessivage.

La faible maniabilité du béton colloïdal fait que, bien qu'il ait l'avantage de ne pas subir de ségrégation pendant le transport, le potentiel de pompage du type dense est inférieur à celui du béton normal. Quant au type ouvert, il ne peut pas être pompé du tout. En dépit du caractère colloïdal, il faut appliquer des méthodes spéciales dans le cas du liaisonnement sous-marin, pour éviter le lessivage des fines et pour garantir la précision de la mise en œuvre. Avant d'appliquer le béton, les blocs à lier doivent être nettoyés si l'on souhaite avoir une bonne adhérence entre le coulis et les blocs.

Pour une analyse plus approfondie des matériaux à base de ciment, le lecteur est invité à se référer au rapport 156 du CUR (CUR, 1992).

### 3.15.2 Mélanges à base de bitume

Les mélanges à base de bitume sont fréquemment utilisés en génie hydraulique, y compris sous forme de revêtement pour protéger les digues, les barrages et les épis, comme protection de fond ou d'estran, comme couche d'étanchéité dans les canaux, les réservoirs et les barrages et comme matériau de noyau dans les digues. Certains de ces mélanges entrent dans la composition des revêtements en enrochement, d'autres sont utilisés directement comme revêtement. Les mélanges les plus communément utilisés sont :

- le béton bitumineux ;
- le mastic bitumineux ;
- le coulis bitumineux ;
- le béton bitumineux à structure ouverte ;
- le sable bitumineux maigre (sable-bitume).

Les paragraphes suivants donnent une description des propriétés spécifiques aux mélanges, des compositions et des utilisations les plus fréquentes par type de mélange. Le rapport technique du TAW sur leur utilisation dans les protections en milieu aquatique contient des informations supplémentaires (TAW, 2002).

#### 3.15.2.1 Béton bitumineux

Le béton bitumineux est un mélange de granulométrie continue de granulat et/ou de petit enrochement, de sable et de matériaux fins dans lequel les pores (vides) sont presque entièrement remplis de bitume. Le mélange contient généralement des granulats et/ou des petits enrochements (50 %), du sable (42 %), des fines (8 %) et du bitume (6.5 %).

Le mélange est très stable grâce à sa forte teneur en matériaux rocheux, étanche à l'eau et au sable grâce à la faible quantité de vides (3 à 6 %), ce qui en fait un matériau très résistant. L'utilisation du béton bitumineux est donc particulièrement appropriée pour les revêtements. Il est de préférence posé en une couche (même lorsque la couche requise est très épaisse) et compacté mécaniquement. Le béton bitumineux est appliqué uniquement au-dessus du niveau de pleine mer.

Une fois qu'il a été appliqué, le béton bitumineux forme une dalle rigide particulièrement résistante aux actions hydrauliques (p. ex. impact de la houle). De par sa forte teneur en bitume, la dalle est encore suffisamment flexible pour pouvoir accompagner un certain tassement du sol. Un revêtement en béton bitumineux est accessible aux véhicules et aux piétons, par exemple aux touristes. Pour accroître la résistance, il est fréquent que l'on applique une couche de surface en émulsion de bitume et de gravillons.

### 3.15.2.2 Mastic bitumineux

Le mastic bitumineux est un mélange à granulométrie continue de sable et de fines avec un excès de bitume. Le mélange contient généralement du sable (66.5 %), des fines (16.5 %) et du bitume (17 %). À cause de l'excès de bitume, à la température d'application (100 à 190 °C), il se présente sous la forme d'un mélange visqueux et dense qui peut être déversé mais qui n'est pas compactable mécaniquement. Après avoir refroidi, le mélange est stable, flexible et dense, ce qui le rend particulièrement résistant.

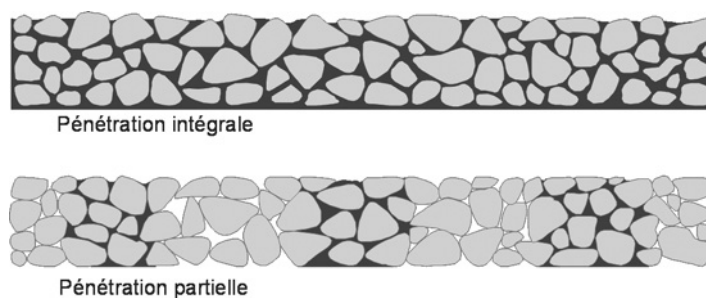
Le mastic bitumineux est utilisé comme protection flexible de fond et de pied (dalle) et comme matériau de pénétration, au dessus comme sous l'eau. Il sert également à lier les joints des enrochements appareillés et est utilisé pour la réparation et les étanchéités.

### 3.15.2.3 Coulis bitumineux

Le coulis (ou mortier) bitumineux est un mélange de granulats et d'un excès de mastic bitumineux. Le mélange contient généralement du granulat 4/16 mm (30 %) et du mastic bitumineux (70 %). Les granulats servent de support pour éviter l'affaissement et la ségrégation du mélange, et servent parfois à limiter la profondeur d'injection. Les granulats réduisent également la teneur en bitume qui est coûteux. À cause de l'excès de mastic bitumineux, à la température d'application (100 à 190 °C), il se présente sous la forme d'un mélange versable et dense qui n'est pas compactable (comme le mastic bitumineux). Après avoir refroidi, le mélange est stable, flexible et dense, ce qui le rend particulièrement résistant.

Le coulis bitumineux est principalement utilisé comme matériau de pénétration pour les carapaces en enrochement (uniquement au-dessus de l'eau) mais également pour les protections flexibles de fond ou de pied (dalle) et pour les réparations de revêtements endommagés (même dans des conditions extrêmes).

Le coulis bitumineux peut être appliqué de différentes manières (voir la Figure 3.109). La *pénétration intégrale* permet que tous les vides de la carapace en enrochement soient remplis de coulis bitumineux, tandis qu'avec une *pénétration partielle*, la carapace est partiellement remplie selon un motif prédéfini, qui peut être des bandes ou des plots. Le TAW (2002) recommande de ne pas utiliser la *pénétration superficielle*, car avec un coulis uniformément étalé sur toute la surface, il pourrait y avoir une accumulation de pressions hydrauliques sous la couche de surface imperméable.



**Figure 3.109** Degrés de pénétration du coulis bitumineux dans un revêtement en enrochement

La Section 5.2.2.7 propose des équations de dimensionnement relatives à l'utilisation de coulis bitumineux sur des talus soumis à l'attaque de la houle.

### 3.15.2.4 Béton bitumineux à structure ouverte

Le béton bitumineux à structure ouverte est un mélange de granulats à granulométrie discontinue, recouvert de mastic bitumineux. Le mélange contient généralement 80 % de granulats et 20 % de mastic bitumineux. À cause de la teneur élevée en granulats, le matériau final contient

une grande quantité de vides, ce qui le rend perméable à l'eau et aux sols. Un filtre (géotextile ou sable-bitume) doit donc être placé sous un revêtement en béton bitumineux à structure ouverte. Ce dernier est utilisé comme couche de couverture perméable et, grâce à sa stabilité, il peut être appliqué sur des talus très inclinés (du fait de sa teneur élevée en granulats).

Pour que le béton bitumineux à structure ouverte soit résistant, les granulats doivent être recouverts d'un mastic épais et riche en bitume. On ajoute parfois au mastic des produits qui empêchent l'affaissement, ce qui permet d'appliquer une couche plus épaisse qui adhère bien aux granulats. Le béton bitumineux à structure ouverte peut également être préfabriqué et posé sous forme de matelas.

La végétation peut facilement se développer sur ce type de revêtement, dans la mesure où ce matériau présente une forte proportion de pores interconnectés. Il permet également à des organismes vivants tels que les bernacles, les moules et les huîtres de s'y fixer. Ainsi, la fonction de défense contre l'eau est associée à d'autres fonctions environnementales.

### 3.15.2.5 Sable bitumineux maigre

Le sable bitumineux maigre (ou sable-bitume) est un mélange de sable et d'une petite quantité de bitume. Habituellement, on utilise le sable extrait sur le site, auquel on ajoute 3 à 5 % de bitume. La faible quantité de bitume remplit à peine les vides, ce qui rend le matériau très poreux et perméable à l'eau. La proportion de vides dans ce mélange faiblement dosé en bitume est de 30 à 40 %.

Du fait de sa forte teneur en sable, la stabilité de ce matériau sur le long terme est comparable à celle du sable qui a été employé. Sur le court terme, le sable bitumineux maigre est bien plus stable que le sable seul grâce au bitume qu'il contient. À cause de sa structure ouverte et de la faible quantité de bitume, le sable bitumineux maigre est moins résistant que les mélanges tels que le béton bitumineux ou le mastic bitumineux. Le bitume enrobe les grains de sable d'une couche extrêmement fine et il est donc concentré aux points de contact entre grains.

Le sable bitumineux maigre est placé au-dessus et au-dessous de l'eau comme matériau constitutif du noyau des digues. C'est un matériau intéressant car sa cohésion est durable. Il sert également de couche filtre et parfois de revêtement temporaire. En règle générale, le sable bitumineux maigre n'est pas compacté, à moins qu'il ne serve de revêtement temporaire. Non compacté, il a la même perméabilité que le sable qui le compose. En ajoutant des fines au mélange et en le compactant, on augmente la résistance du matériau mais on réduit sa perméabilité.

## 3.16 GÉOTEXTILES ET GÉOSYSTÈMES

La contribution des géotextiles à la stabilité d'un ouvrage hydraulique est souvent sous-estimée, notamment parce que leur coût unitaire est très bas comparé à celui de l'enrochement. Les conséquences d'un dimensionnement et de spécifications incorrect(e)(s) peuvent être désastreuses et menacer la stabilité de l'ouvrage dans son ensemble. Dans certains cas, avec des spécifications et une mise en place appropriées, les géotextiles peuvent engendrer des économies importantes sur un projet et allonger considérablement la durée de vie de l'ouvrage. Les spécifications liées aux matériaux sont traitées à la Section 3.16.5 et les recommandations relatives aux spécifications de construction sont proposées à l'Annexe 1.

Des informations sur le dimensionnement des géotextiles sont présentées à la Section 5.4.3.6. Des détails supplémentaires sont disponibles dans Pilarczyk (2000), Van Herpen (1995), Van Santvoort *et al.* (1994), Koerner (1990) et AIPCN (1987 et 1996). Le lecteur est également invité à consulter les actes des conférences EuroGeo et celles des Conférences Internationales sur les Géosynthétiques.



### 3.16.1 Fonctions des géotextiles

Les géotextiles sont des matériaux perméables qui se présentent sous forme de nappe, habituellement fabriqués avec des matériaux à base de polymères synthétiques. Ils sont utilisés en génie hydraulique et associés à des matériaux granulaires, comme partie intégrante des ouvrages hydrauliques. Les géotextiles font partie de la famille des matériaux en forme de nappes appelés géosynthétiques, qui sont utilisés dans de nombreuses applications géotechniques. Il existe cinq catégories principales de géosynthétiques – les géotextiles (non-tissés ou tissés), les géogrilles, les géofilettes, les géomembranes, et les produits du même type tels que les matelas anti-érosion et les drains plats (intercalaires). Il existe de nombreuses qualités différentes pour chaque type de géosynthétique, et ces catégories peuvent être combinées de diverses façons pour former des géocomposites adaptés et performants. Dans certains cas, ces matériaux peuvent prendre la forme de gabions ou de sacs de différentes formes. Les géotextiles sont généralement vendus sous forme de rouleaux.

Les géosynthétiques présentent 5 fonctions géotechniques de base :

- la séparation ;
- la filtration ;
- la transmission ;
- le renforcement ;
- la protection.

Les fonctions les plus couramment utilisées en génie hydraulique sont les suivantes :

- **filtration/séparation** – un géotextile est placé sur un matériau (p. ex. de plage) à perméabilité faible afin d'empêcher que les particules fines ne s'échappent, tout en permettant le passage de l'eau. Le géotextile constitue une couche d'assise stable et d'un seul tenant, qui évite souvent d'ajouter une ou plusieurs couche(s) d'enrochement, permettant ainsi de faire des économies ;
- **renforcement** – chaque géotextile présente des propriétés de traction particulières, et la fonction de renforcement peut être primordiale lorsque le géotextile sert à consolider le pied d'un ouvrage ou lorsque des digues sont placées sur des sols meubles de faible portance. Le géotextile empêche les glissements profonds dans la digue, et permet de construire l'ouvrage sans avoir à excaver ni à reconsolider le sol meuble.

Les géosynthétiques les plus couramment utilisés en génie hydraulique sont les géotextiles tissés et non-tissés. Ceux-ci sont livrés sur le site enroulés sur des tubes de carton épais mesurant jusqu'à 6 mètres de large et 200 mètres de long, et enveloppées d'une gaine en plastique opaque qui les protège des rayons du soleil tant qu'ils sont stockés.

### 3.16.2 Types de géotextiles

#### 3.16.2.1 Géotextiles non-tissés

Les géotextiles non-tissés sont des structures textiles obtenues par procédé de liage mécanique (aiguilletage) ou thermique (voir l'exemple de la Figure 3.110). Ils peuvent être classés selon les types de fibres et la méthode de liage utilisés :

- **les géotextiles aiguilletés de fibres courtes** sont faits de fibres courtes (discontinues) qui sont cardées (peignées), disposées en couches de différentes épaisseurs, puis aiguilletées ensemble de façon à s'imbriquer mécaniquement entre elles sur une bonne épaisseur ;
- **les géotextiles aiguilletés de filaments continus** sont disposés selon un motif régulier de façon à former une nappe, puis aiguilletés. Les textiles aiguilletés sont habituellement faits de polypropylène (PP), de polyéthylène haute densité (PE-HD) ou de polyester (PET) ;

- **les géotextiles de filaments continus thermoliés** sont extrudés à chaud en couches égales et sont laminés à chaud, ce qui crée une liaison entre les fibres par contact des surfaces, formant ainsi une nappe. Ils sont fabriqués soit à partir d'un mélange de deux polymères, l'un ayant un point de fusion plus bas que l'autre, soit à partir de fibres gainées, dont la couche externe a le point de fusion le plus bas. Généralement, les polymères utilisés sont le polypropylène (PP) ou le polyéthylène haute densité (PE-HD).



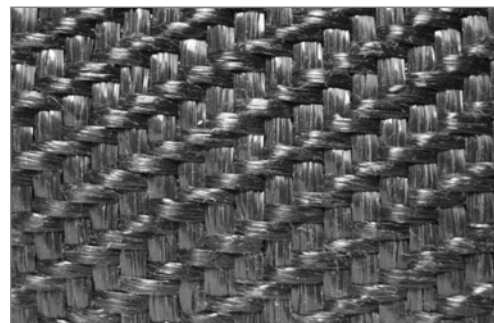
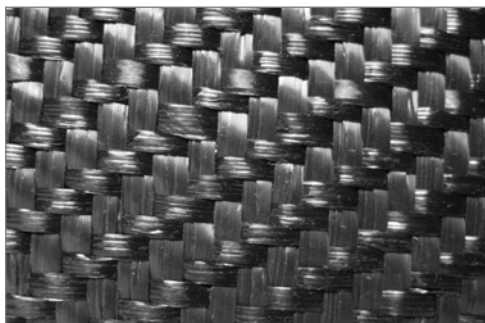
**Figure 3.110**  
Géotextile non-tissé  
(source : Geofabrics)

### 3.16.2.2 Géotextiles tissés

Les géotextiles tissés sont des structures plates composées d'au moins deux faisceaux de fils tissés à angle droit (voir la Figure 3.111). Les faisceaux de fils sont appelés « chaîne » dans le sens de la longueur et « trame » dans le sens de la largeur. Les géotextiles tissés peuvent être classés selon le type de fils et la finesse du tissage :

- **les géotextiles monofilament** sont composés de mailles en gaze qui présentent une faible résistance à l'écoulement. La taille des mailles doit être adaptée à la granulométrie du matériau support que le textile doit retenir. Les géotextiles monofilament sont principalement fabriqués à base de PE-HD ou de PP ;
- **les géotextiles à bandes** sont faits de très longues bandes de PE-HD ou de PP étiré, qui sont disposées sans tissage et à plat dans le textile. Ces bandes sont très resserrées, ce qui limite la taille des ouvertures dans le textile ;
- **les géotextiles en film fibrillé** sont fabriqués à partir de fils fibrillés de PP ou de PE-HD. La taille des ouvertures dans le géotextile dépend de l'épaisseur et de la forme de la section transversale des fils et de la structure du géotextile. Les géotextiles en film fibrillé sont généralement lourds. Les géotextiles à bandes et les géotextiles en film fibrillé sont souvent appelés géotextiles en rubans ;
- **les géotextiles multifilaments** sont souvent comparés à du tissu parce qu'ils ont généralement l'apparence d'un textile et sont faits de fils multifilaments torsadés ou non. Ces textiles sont habituellement à base de polyamide (PA 6 ou PA 6.6) ou de PET.

Ces types de fils peuvent aussi être combinés pour former d'autres groupes de géotextiles tissés.



**Figure 3.111** Géotextiles tissés (source : Ten Cate)

### 3.16.3 Propriétés des géotextiles et essais

La mesure des différentes propriétés fondamentales des géotextiles est réalisée en laboratoire à l'aide d'essais spécialement conçus pour fournir au maître d'œuvre les valeurs d'indices permettant de comparer différents géotextiles et de garantir la consistance des produits livrés sur le site. Le Comité Européen de Normalisation (CEN) et l'Organisation Internationale de Normalisation (ISO) ont conçu des essais, et les essais adaptés doivent être mis en œuvre pour définir les propriétés exigées pour l'application envisagée. En Europe, des recommandations génériques sont présentées dans la norme EN 13253 intitulée « Géotextiles et produits associés : caractéristiques requises en vue d'une utilisation dans les ouvrages de lutte contre l'érosion (protection côtière, revêtements des berges) »

Les caractérisations d'indices appropriées doivent être utilisées pour garantir une performance satisfaisante à la fois lors de la mise en place et en service.

Pour une fonction de filtration/séparation, il faut tenir compte des exigences suivantes (par ordre de priorité).

#### Perméabilité

Les règles classiques relatives aux filtres précisent que chaque couche d'un système de filtre doit être plus perméable que celle sur laquelle elle repose (voir Section 5.4.3.6). Les règles similaires élaborées pour les géotextiles proposent un coefficient de perméabilité 10 à 100 fois plus élevé que celui du sol filtré, particulièrement dans les environnements exposés à la houle. Il est important que le géotextile maintienne ou dépasse son indice de perméabilité lorsqu'il subit une charge, c'est-à-dire que le déplacement des particules fines ne doit pas réduire la perméabilité. Dans le cas d'éléments de drainage tels que ceux des barrages, des systèmes de filtre et de protection des talus dans les rivières susceptibles de présenter un écoulement unidirectionnel, il faut tenir compte de la permittivité du géotextile. La *permittivité* est le débit perpendiculaire au géotextile par unité de charge piézométrique différentielle et par unité de surface, exprimé en l/s. Dans le cas d'un écoulement unidirectionnel, la formation de bouchons et le colmatage induit par une accumulation de substances biologiques ou chimiques (résidus) peuvent réduire considérablement la permittivité. En règle générale, le géotextile utilisé est approprié dès lors qu'aucune chute de pression significative n'est observée au-dessus de celui-ci (en tenant compte de bouchons ou d'un colmatage éventuel(s)).

#### Filtration

La taille caractéristique des ouvertures du géotextile doit être inférieure à la granulométrie moyenne du sol à filtrer afin d'éviter toute perte de matériaux à travers le géotextile. Des règles de dimensionnement conçues pour les applications caractérisées par un débit réversible et pour un géotextile classique précisent que la taille d'ouverture,  $O_{90}$ , du géotextile doit être inférieure au diamètre médian de tamis,  $D_{50}$ , du sol à filtrer. Il existe cependant des variantes selon les géotextiles, et le choix doit s'effectuer en fonction des recommandations de la norme EN ISO 12956.

#### Déformation

La charge exercée sur un géotextile par l'enrochement placé au-dessus de lui n'est pas répartie uniformément. Les concentrations de contraintes se situent généralement aux endroits où les enrochements sont en contact avec le géotextile, ce qui est à l'origine d'importantes déformations localisées. Le géotextile doit présenter une grande capacité de déformation pour pouvoir s'adapter à la forme des blocs sans rompre ni perdre ses propriétés hydrauliques. Bien que sur les plans d'exécution, le géotextile soit montré comme un plan unique, il doit en réalité se déformer considérablement.

#### Résistance au poinçonnement

Le géotextile doit être capable de résister à des charges susceptibles d'entraîner un poinçonnement, à la fois pendant la mise en place et en service. La masse, l'angularité et la hauteur de chute

de blocs placés directement sur le géotextile, ainsi que le peu de temps dont dispose l'entreprise lors des courtes fenêtres de marée, contribuent à accroître la charge susceptible de poinçonner le géotextile. L'action de la houle à l'origine d'un mouvement des blocs d'encrochement peut entraîner un poinçonnement ou une usure en service. Un tassement différentiel du sous-sol peut aussi accroître les déformations localisées du textile.

### Épaisseur

L'épaisseur doit amortir les charges de pénétration sous les pointes des blocs d'encrochement qui recouvre le géotextile et assurer une voie de drainage latéral lorsque la surface est obstruée par un bloc. La capacité de drainage latéral est définie par la transmissivité du géotextile subissant une charge.

### Durabilité

La résistance globale et la résistance au poinçonnement diminuent progressivement sous l'effet de l'oxydation et, dans certains cas, de l'hydrolyse. La durabilité peut être influencée par la température, les rayons UV et la pollution de l'eau, de l'air ou du sol.

Les indices de caractérisation qui correspondent le plus à ces exigences sont les suivants :

- **capacité de débit normale au plan** (EN ISO 11058) – très liée à la perméabilité. Un écoulement passe à travers le géotextile sous un niveau d'eau constant ;
- **taille d'ouverture** (EN ISO 12956) – définit la taille des ouvertures d'un géotextile, et sa capacité à retenir les particules afin qu'elles ne le traversent pas. Le géotextile est fixé à l'aide de pinces ; des grains de sable calibrés sont emportés par l'eau à travers le géotextile, et on détermine le pourcentage de passant ;
- **déformation à l'effort maximal** (EN ISO 10319) – définit la déformation ou l'allongement à la rupture total(e) dans toutes les directions, permettant un mouvement différentiel sans rupture sous le poids des encrochements ;
- **résistance à la traction** (EN ISO 10319) – simule la capacité du géotextile à être manipulé sur site à l'aide de pelles mécaniques ou d'équipements lourds. Le géotextile est fixé à l'aide de pinces entre deux mâchoires puis étiré jusqu'à la rupture ; on relève ensuite la résistance à la traction et l'allongement (voir ci-dessus) ;
- **perforation dynamique** (EN 918) – simule l'impact dynamique d'encrochements lâchés sur la surface lors des travaux. Un cône en métal est lâché sur un échantillon maintenu par des joints toriques, et on mesure le diamètre du trou ainsi obtenu ;
- **essai de poinçonnement statique** (CBR) (EN ISO 12236) – simule la contrainte bidirectionnelle d'un encrochement essayant sous l'effet d'une charge lourde de transpercer le textile. On fixe un échantillon à l'aide de joints toriques, et on y insère une buse d'injection. La résistance à la rupture et le déplacement sont relevés ;
- **épaisseur** du géotextile, et diminution de l'épaisseur sous l'effet d'une charge – l'essai simule l'effet d'une forte compression localisée d'un géotextile épais conçu pour retenir une partie de l'écoulement en plan et réduire la pression interstitielle. L'épaisseur est mesurée sous des charges de 2 kPa et de 200 kPa.

La Section 3.16.5 traite de la spécification des géotextiles conformément aux exigences faisant l'objet de ces essais.

L'essai idéal est une simulation des conditions sur site : il se présente sous la forme d'un essai de performance sur site ou sur une planche d'essai. Pour prouver l'efficacité de la méthode de mise en place, le maître d'œuvre peut spécifier un essai de dommage sur site tel qu'un essai de chute de bloc : on place alors une couche de géotextile sur un matériau de fondation (p. ex. une plage) préparé, et le géotextile est maintenu par un minimum de 9 blocs disposés sur son périmètre. On lâche sur la surface du géotextile un encrochement similaire à ceux utilisés dans le revêtement depuis une hauteur maximale de 2 m environ ; l'encrochement est ensuite soigneusement enlevé. Si le géotex-

tile est suffisamment résistant, aucune perforation ne devrait être observée. L'essai peut être réalisé sur le site de la carrière, si cela facilite la mise en œuvre des conditions de simulation.

Il faut tester différentes caractéristiques du géotextile lorsque celui-ci est principalement utilisé comme renforcement, notamment comme renforcement de la base d'une digue construite sur un sol limoneux.

Lorsque le géotextile sera exposé à des charges importantes, et aura pour fonction d'empêcher la rupture du talus par étalement ou par glissement, alors il doit présenter une résistance à la traction élevée ainsi qu'une faible déformation. Lorsqu'un géotextile est soumis sur une période donnée à des charges élevées, notamment en présence d'eau saline, il faut tenir compte du fluage à long terme (allongement progressif sous une charge constante).

La plupart des essais de caractérisation concernent le court terme, sont peu coûteux, peuvent être répétés et assurent l'uniformité du produit en cours de fabrication. Chaque producteur doit mettre en place un système de contrôle de la qualité reconnu et soumis à un audit indépendant. Les essais nécessaires pour l'application envisagée doivent être réalisés sur des lots de géotextiles selon une périodicité convenue. À l'issue de ce processus, des certificats doivent être délivrés pour confirmer la consistance du produit commercialisé. Le laboratoire, fonctionnant en interne ou en externe, doit faire l'objet d'un contrôle régulier par un organisme de certification reconnu. Le maître d'œuvre est en outre libre d'exiger que des échantillons soient prélevés sur les matériaux livrés sur le site, afin de les soumettre à des essais complémentaires.

Dans la plupart des pays européens, les géotextiles doivent bénéficier du marquage CE conçu pour l'application envisagée. Cela permet ainsi de certifier le géotextile en vue d'applications de filtration (« F ») et de renforcement (« R ») dans le cadre spécifique de projets côtiers et fluviaux. Le producteur se voit délivrer un certificat de marquage CE, qui garantit que le géotextile satisfait aux valeurs publiées. Les produits bénéficiant du marquage CE sont testés sous surveillance de laboratoires indépendants.

Pour s'assurer que le géotextile est conforme aux exigences de durabilité, il subit une série d'essais définis par des normes EN et ISO et, selon les conditions spécifiques au site, sur la résistance à l'abrasion, aux UV, à l'oxydation ou à l'immersion dans des substances chimiques. L'une des principales difficultés en termes de durabilité est l'exposition aux rayons UV ; on recommande donc au maître d'œuvre de spécifier une méthode reconnue de protection des fibres (p. ex. imposer un certain pourcentage de noir de carbone dans les fibres). Les propriétés des polymères utilisés dans le géotextile dépendent de son environnement immédiat, notamment de la température et de la nature de l'eau (eau saline ou polluée). Ces propriétés peuvent également varier entre le court et le long terme. Il convient d'effectuer des essais permettant d'établir la stabilité des géotextiles à court et à long terme.

#### 3.16.4 Aspects liés à la construction

Outre les propriétés générales du géotextile, il faut prêter une attention particulière aux transitions (p. ex. coutures entre les pans de géotextile, chevauchements, transitions avec les autres éléments et raccords aux systèmes d'ancrage). Les géotextiles sont généralement assemblés à la machine à coudre au point double, avec un fil résistant et doublé. Les chevauchements doivent être conçus en fonction des mouvements du sous-sol, des méthodes de placement et de la visibilité.

Il faut également tenir compte de la méthode de placement du géotextile. Les géotextiles peuvent être placés dans l'ouvrage séparément des autres matériaux. Cela peut néanmoins s'avérer relativement compliqué lorsque l'opération s'effectue sous l'eau, notamment en présence de houle et de courants. Dans certains cas, le géotextile doit donc être attaché à d'autres matériaux ou éléments préfabriqués plus simples à mettre en place :

- gros sac de sable (géoconteneur ou géotube) ou autre type de géosystème ;
- matelas constitués d'autres matériaux tels que des fascines de bois, des blocs de béton, des tubes en acier, un béton bitumineux ou des gabions (p. ex. matelas Reno).

La Section 9.7.1 aborde plus en détail les aspects liés à la construction dans le cas des filtres géotextiles. L'Annexe 1 est consacrée aux exigences relatives à la mise en place des filtres géotextiles. L'expérience est grande en matière de dimensionnement et de techniques de construction. Il n'est pas rare que les fabricants et les installateurs spécialisés mettent au point et publient des techniques permettant d'optimiser la performance et la mise en place des géotextiles en environnement aquatique.

### 3.16.5 Spécification des filtres géotextiles

Le textile utilisé pour fabriquer les filtres en géotextile doit être breveté et approuvé. Les paramètres courants en termes de propriétés des matériaux à spécifier sont la forme (géotextile tissé ou non-tissé), le type de polymère, le poids, l'épaisseur, la résistance à la traction, la résistance au poinçonnement (CBR), la taille d'ouverture,  $O_{90}$  (mm), ainsi que la perméabilité (voir la Section 3.16.3). Les Tableaux 3.54 et 3.55 proposent des modèles de spécification des matériaux applicables aux géotextiles non-tissés et tissés, respectivement. Il faut introduire les valeurs classiques relatives à l'application spécifique envisagée. La Section 5.4.3.6 fournit des recommandations en matière de dimensionnement. Le BAW (1993) propose des recommandations détaillées en vue du dimensionnement des géotextiles.

Les points suivants peuvent généralement être utilisés pour spécifier les propriétés du matériau constitutif du géotextile.

#### Géotextile non-tissé, employé par exemple comme filtre/séparateur sous une carapace

Le géotextile doit être un textile non-tissé fabriqué par aiguilletage de fibres vierges courtes faites d'un mélange de polypropylène et d'au moins 1 % en poids de noir de carbone actif. L'utilisation de géotextiles faits de fibres de plusieurs polymères n'est pas autorisée.

Les propriétés du géotextile doivent être conformes à celles du Tableau 3.54.

**Tableau 3.54** Modèle de spécifications applicables à un géotextile non-tissé

Nom de l'essai	Méthode d'essai approuvée	Unités	Valeur classique (voir la note)	Tolérance admissible par rapport à la valeur classique
Capacité de débit normale au plan du géotextile sous une hauteur d'eau de 50 mm	EN ISO 11058	l/s/m <sup>2</sup>	.....	-10 %
Coefficient de perméabilité	EN ISO 11058	m/s	.....	-10 %
Ouverture apparente de maille (par rapport à laquelle 90 % des passants sont plus fins) $O_{90}$	EN ISO 12956	mm	.....	+10 %
Déformation à l'effort maximal	EN ISO 10319	%	.....	-10 %
Résistance à la traction	EN ISO 10319	kN/m	.....	-10 %
Diamètre du trou à l'essai de pénétration dynamique	EN 918	mm	.....	–
Essai de poinçonnement statique, CBR	EN ISO 12236	kN	.....	-10 %
Déplacement au poinçonnement	EN ISO 12236	mm	.....	-10 %
Perte d'épaisseur lorsque la pression augmente de 2 kPa à 200 kPa	EN 964	%	.....	+10 %
Épaisseur à 2 kPa	EN ISO 964-1	mm	.....	-10 %

**Note :** des valeurs caractéristiques doivent être introduites pour une application spécifique.

**Géotextile de renforcement utilisé sous la sous-couche d'encrochement destinée à consolider le pied**

Le géotextile utilisé comme renforcement sous la sous-couche d'encrochement destinée à consolider le pied doit être un textile tissé fabriqué à l'aide de fils vierges fibrillés, à base de polypropylène à haute ténacité comportant au moins 1 % en poids de noir de carbone actif. L'utilisation de géotextiles faits de fibres de plusieurs polymères n'est pas autorisée.

Les propriétés du géotextile doivent être conformes à celles du Tableau 3.55.

**Tableau 3.55** *Modèle de spécifications applicables à un géotextile tissé*

Nom de l'essai	Méthode d'essai approuvée	Unités	Valeur classique (voir la note)	Tolérance admissible par rapport à la valeur classique
Résistance à la traction	EN ISO 10319	kN/m	.....	-5 %
Déformation à l'effort maximal	EN ISO 10319	%	.....	+5 %
Fluage à l'issue de plus de 10 000 h d'essai	EN ISO 13431	%	.....	+1 %
Ouverture apparente de maille (par rapport à laquelle 90 % des passants sont plus fins) $O_{90}$	EN ISO 12956	mm	.....	+10 %
Capacité de débit normale au plan du géotextile à une hauteur d'eau de 50 mm	EN ISO 11058	l/s/m <sup>2</sup>	.....	-10 %
Essai de poinçonnement statique, <i>CBR</i>	EN ISO 12236	kN	.....	5 %
Déplacement au poinçonnement	EN ISO 12236	mm	.....	+5 %
Épaisseur à 2 kPa	EN ISO 964-1	mm	.....	-5 %

**Note :** des valeurs caractéristiques doivent être introduites pour une application spécifique.

Outre les caractéristiques minimales présentées aux Tableaux 3.54 et 3.55, l'entreprise doit s'assurer que le géotextile (tissé ou non-tissé) est suffisamment résistant pour supporter sans dommage la méthode de placement adoptée pour le géotextile, puis pour la couche d'encrochement disposée par-dessus.

Des échantillons du géotextile que l'on souhaite utiliser, mesurant généralement au moins 300 mm × 300 mm, doivent être approuvés en se basant sur une fiche technique relative aux propriétés des matériaux. Cette fiche doit être validée par un certificat de conformité en termes d'indices et de performances, délivré par un organisme accrédité chargé du contrôle des matériaux utilisés pour fabriquer les filtres en géotextile (p. ex. le *Bundesanstalt für Wasserbau* ou BAW allemand).

### 3.17 RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES

AIPCN (1987) *Recommandations sur le dimensionnement et la construction de revêtements souples incorporant des géotextiles pour les voies navigables intérieures*. Rapport du Incom GT 4, Bruxelles

AIPCN (2005) *Catalogue of Prefabricated Elements (non traduit)*, Rapport du MarCom GT 36, Bruxelles

AIPNC (1996) *Recommandations sur le dimensionnement et la construction de revêtements souples incorporant des géotextiles en milieu marin*, Rapport du Marcom GT 21, Bruxelles

Al-Masri, M S, Amin, Y, Ibrahim, S et Al-Bich, F (2004) "Distribution of some trace metals in Syrian phosphogypsum", *Appl Geochem*, Vol 19, no 5, pp 747 – 753

Aler, J, Du Mouza, J et Arnould, M (1996) "Measurement of the fragmentation efficiency of rock mass blasting and its mining application" *Int. J Rock Mech. Min. Sci & Geomech. Abstr.* Vol 33 (2) pp 125-139

Allard, P et Blanchier, M (1980) "*Estimation prévisionnelle de production d'engrènement*" Rapport du CETE d'Aix-en-Provence

Allen R T L (ed) (1998) *Concrete in coastal structures*, Thomas Telford, Londres

Arm, M (2003) *Mechanical properties of residues as unbound road materials – experimental tests on MSWI bottom ash, crushed concrete and blast furnace slag*, PhD Thesis, KTH Stockholm, 148 p

Assen R L (2000) "Durability assessment of armourstones along the coast of Cartagena, Columbia" *Memoirs of the centre of engineering geology in the Netherlands*, No 191, Delft, p84

BAW (1993) *Code of Practice: Use of geotextile filters on waterways (MAG)* Federal Waterway Engineering and Research Institute/Bundesanstalt für Wasserbau

Blyth, F G H et De Freitas, M H (1984) *A Geology for Engineers*, 7th Edition, Arnold International Students' Edition, Londres, 325p

Bosma, C, Verhagen, H J, d'Angremond, K and Sintnicolaas, W (2003). "Void porosity measurements in coastal structures". Dans: J McKee-Smith (ed), *Proc 28th int conf coastal engg, Cardiff, 7-12 Juillet 2002*. World Scientific. ASCE, Reston, VA, pp 1411-1423

Bradbury, A P, Latham, J P and Allsop, N W H (1991). "Rock armour stability formulae – influence of stone shape and layer thickness". Dans: *Proc 22nd int conf coastal engg, Delft, 2-6 Juillet 1990*. ASCE, New York, pp 1446-1459

Brampton, A, Wallis, M et Holliday E (2004) *Potential use of alternatives to primary aggregates in coastal engineering and river engineering*, CIRIA publication C590, Londres

Brown E T (1981) *Rock characterization testing and monitoring - ISRM Suggested methods*, Pergamon Press, Oxford

Cassar, J et Vella, A J (2003) "Methodology to identify badly weathering limestone using geochemistry: case study on the Lower Globigerina Limestone of the Maltese islands" *Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology*, 36, pp. 85-96.

Chen, G, Lee, H, Young, K L, Yue, PL, Wong, A, Tao, T et Choi, K K (2002) "Glass recycling in cement production--an innovative approach", *Waste Manag.*, Vol. : 22, N 7, pp747-753

Chung S H et Katsabanis P D (2000) "Fragmentation prediction using improved fragmentation formulae". *FRAGBLAST - The International Journal for Blasting and Fragmentation*, Vol.4, No.2, pp. 198-207



- Crossman, M, Sequera-Dominquez, S et Allsop, N W H (2003) *Low cost structures for beach control and coast protection: practical design guidance*, DEFRA/EA Technical Report, FD 2409
- Cunningham, C V B (1987) "Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model – four years on. for prediction of fragmentation from blasting" *Proc. Second Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting*, W L Fourney et R D Dick eds, pp 475-487, SEM, Bethel CT
- CUR (1992) *Cement concrete slab revetments used on dikes and banks*, research committee C58, CUR manual 156, The Netherlands, Gouda
- Da Gama, D C (1983) "Use of comminution theory to predict fragmentation of jointed rock mass subjected to blasting" *Proc. First Int. Symp. on Rock Frag. by Blasting*, Lulea, Sweden, August 1. pp. 563-579
- Denis, A, Panet, M, et Tourencq, C (1979) "Rock identification by means of continuity index" *4th congress of the international society for rock mechanics*, Montreux (S), pp95-98
- Dershovitz W, Lee G, Geier J E, Foxford T, La Pointe P et Thomas A (1998) "*Fracman. Interactive discrete feature data analysis geometric modelling and exploration simulation*". User documentation version 2.6. Golder Assoc. Inc. Seattle USA
- Djordjevic, N (1999) "Two-component model of blast fragmentation". Dans: *Proc 6th Int Symp on Rock Fragmentation by Blasting*, pp213-219. Symposium series S21. SAIMM, Johannesburg
- DMC (2003) *Xbloc, effective wave protection for breakwaters and shores*, Delta Marine Consultants, Gouda, Pays-Bas
- Dupray, S (2002) *Survey of feed-back from users of armourstone focussing on integrity issues - PhD progress report n° 1*, Imperial College - LRPC Lyon, Londres.
- Dupray, S (2005) *Integrity of rock blocks for armouring of hydraulic works – towards full-scale test to predict mass distribution changes*, PhD thesis, Imperial College Royal School of Mines, Earth Sciences and Engineering Department, Londres, 325p
- Dupray, S, Latham, J P and Durville, J L (2004). "Proposal of a full-scale destructive test method to assess integrity of natural armourstone". Dans: J Melby (ed), *Proc 4th int conf coastal structures, Portland, OR, 26-30 Août 2003*. ASCE, Reston, VA, pp 150-162
- ENPC (2005) *Synthèse des travaux du projet national BHP, 2000 sur les bétons à hautes performances*, Presses de l'Ecole Nationale des Ponts et Chaussées, 298p
- Escarameia, M (1998) *River and channel revetments. a design manual*, Thomas Telford, Londres
- Escarameia, M et May, R W P (1992) *Channel protection: turbulence downstream of structures*, Report SR313, HR Wallingford, Royaume-Uni
- Everist, R A (1991) *Pricing armor rock for rubble mound breakwater. Durability of stone for rubble mound breakwaters*, Cleveland, Ohio, American Society for Civil Engineering: 160-169
- Fookes, P (1980) An introduction to the influence of natural aggregates on the performance and durability of concrete. *Quarterly Journal of Engineering Geology*, vol 13, pp 207-229
- Fookes, P et Poole, A (1981) "Some preliminary considerations on the selection and durability of rock and concrete materials for breakwaters and coastal protection" *Quarterly Journal of Engineering Geology*, vol 14, pp 97-128
- Fookes, P G et Thomas, R D (1986) "Rapid site appraisal of potential breakwater rock at Qeshm, Iran" *Proc Inst Civ Eng*, 80, Oct, pp 1297-1325

- François, D, Gaggl, W et Holnsteiner, R (2003) *Essais en chambre climatique sur des mâchefers d'incinération d'ordures ménagères – Appréciation du gonflement au gel et du relargage*, Bulletin des laboratoires des Ponts et Chaussées, 244-245, pp. 113-129
- Franklin, J A et Katsabanis T (eds) (1996) *Measurement of blast fragmentation*, AA Balkema, Rotterdam p 315
- Gardner, K H, Carter, R K et Shimaoka, T (2003) “Long-term Leaching Behavior Changes in Granular Waste Materials due to Chemical Weathering Processes: Implications for Beneficial Use”. Dans: T T Eighmy (ed), *Beneficial Use of Recycled Materials in Transportation Applications*, Air and Waste Management Association Press, pp 335-344
- Gauss, G A et Latham, J P (1995) “The Measurement of Layer Thickness and the Estimation of As-built Bulk Density and Void Porosity in a Rock Armour Revetment at Beesands, South Devon”, *Proceedings of the Institution of Civil Engineers, Water Maritime and Energy*, 1995, 112 Dec, pp 326-335
- Goodman, R E (1993) *Engineering Geology: Rock in Engineering Construction*, John Wiley & Sons Inc, 432 p
- Grady, D et Kipp, M (1985) “Geometric statistics and dynamic fragmentation” *Journal of applied physics*, 58 (3), pp 1210-1222
- Hall, R L, Bevins, T L and Howell, G L (1987). “Drop test of Dolos armor units”. Dans: B L Edge (ed), *Proc 20th int conf coastal engg, Taipei, 9-14 Nov 1986*. ASCE, New York
- Hill, A R, Dawson, A R et Mundy, M (2001) “Utilisation of aggregate materials in road construction and bulk fill” *Journal of Resources, Conservation and Recycling*, Vol 32, No 3-4, pp 305-320
- Howell, G L, Rhee, J P et Rosati, J, (1989) “Stresses in Dolos Armor Units Due to Waves” *Proceeding of Stresses in Concrete Armor Units*, Vicksburg, Mississippi, USA
- ISRM (1978) “Suggested method for determining tensile strength of rock materials” *Int. J. Rock Mech., Min. Sci. & Geomechs. Abstr.*, 15, pp 99-103
- ISRM (1985) “Commission on Testing Methods. Suggested method for determining Point Load Strength (revised version)” *Int Jnl Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr*, 22, pp 51-60
- ISRM (1988) “Commission on Testing Methods. Suggested method for determining the fracture toughness of rock” *Int Jnl Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr*, 25, pp 71-96
- Jimeno, C L, Jimeno, E L et Carcedo F J A (1997) *Drilling and blasting of rocks*, AA Balkema, Rotterdam, Pays-Bas
- JKRMC (1996) *Open pit blast design – analysis and optimisation*, Julius Kruttschnitt Mineral Research centre, Indooroopilly, Australie p338
- Kahriman, A, Ozkan, S G, Sul, O L et Demirci, A (2001) “Estimation of the powder factor in bench blasting from the Bond work index” *Trans. Instn. Min. Metall* (Sect A: Min. technol.) 110, A114-A118
- Kanchitbotla S S, Valery, W et Morell, S (1999) “Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding” In *Proc Explo 1999 Conference*, C Workman Davies ed, pp 137-144. AusIMM, Carlton, VIC
- Karzulovic, A et Goodman, R E (1985) “Determination of principal joint frequencies” *Int. J Rock Mech. Min. Sci & Geomech. Abstr.* Vol 22 pp 471-473
- Koerner, R B (1990) *Designing with geosynthetics*. Prentice-Hall Inc., Enlewood Cliffs, New Jersey, États-Unis

- Konya, C J et Walter, E J (1990) *Surface blast design*, Prentice Hall, Englewood Cliffs, New Jersey, p303
- Kuznetsov, V M (1973) *The mean diameter of fragments formed by blasting rock*, Soviet Mining Sciences Vol 9 (2) pp144-148
- Laan G (1981) *The relation between shape and weight of pieces of rock*, Report MAW-R-81079 (en hollandais) Rijkswaterstaat, Delft, Pays-Bas
- Laan G (1992) “Quality assurance of armourstone in practice” *Report of the proceedings of the “Seminar on Armourstone”*, J P Latham (ed), Non publié, Londres, pp 77-95
- Laan, G (1995) “Quality and quality control of stone for hydraulic structures” Dans : C R Thorne, S R Abt, F B Barends, S T Maynard, K W Pilarczyk (ed), *river, coastal and shoreline protection: erosion control using riprap and armourstone*, John Wiley & Sons Ltd, pp 481-499
- Laan, G (1999) *Water absorption of armourstone used in hydraulic engineering – study of basanite and general regulations*, report P-DWW-99-001
- Latham, J P, Munjiza, A et Lu, Y (2002a) “On the prediction of porosity and packing of rock particles” *Powder Technology*, Vol 125, Issue 1, pp 10-27
- Latham J P, Newberry, S, Mannion, M, Simm, J D et Stewart, T (2002b) “The void porosity of rock armour in coastal structures” *Proceedings of the Institution of Civil Engineers, Water & Maritime Engineering*, 154, pp 189-198
- Latham J-P et Wang H (1992) “Constraints on Armourstone Production Rates. Dans : Armourstone – Production, Evaluation, Specification, Use”. Ed. J – P Latham, pp 95 – 104. Londres: Queen Mary and Westfield College.
- Latham J-P, Kemeny J, Maerz N, Noy M, Schleifer J et Toses (2003) “A blind comparison between results of four image analysis systems using a photo-library of piles of sieved fragment” *FRAG-BLAST - The International Journal for Blasting and Fragmentation*, Vol.7, No.2, pp. 105-132
- Latham, J P (1991) “Degradation model for rock armour in coastal engineering” *Quarterly Journal of Engineering Geology*, 24 (1), pp 101-118
- Latham, J P (1992) “Seminar on armourstone : Production, evaluation, specification and use” non publié, Queen Mary and Westfield College - University London, 194 p
- Latham, J P (1993) “A Mill Abrasion Test for Wear Resistance of Armourstone”. Dans: C H McElroy and D A Lienhart (ed) *Rock for Erosion Control*, ASTM Special Technical Publication 1177, pp46-61
- Latham, J P (1998a) *Advances in aggregates and armourstone evaluation*, Engineering Geology Special Publication no 13, Geological Society, Londres, 197p
- Latham, J P (1998b) “Assessment and specification of armourstone quality – from CIRIA/CUR (1991) to CEN (2000)” Dans: J P Latham (ed) *Advances in aggregates and armourstone evaluation*, Engineering Geology Special Publication no 13, Geological Society, Londres, pp 65-85
- Latham, J P et Gauss, G (1995) “The drop test for armourstone integrity” In: C R Thorne, S R Abt, F B Barends, S T Maynard, K W Pilarczyk (ed), *river, coastal and shoreline protection: erosion control using riprap and armourstone*, John Wiley & Sons Ltd, pp 481-499
- Latham, J P et Poole, A B (1988) “Abrasion testing and armourstone degradation” *Coastal Engineering*, 12, pp 233-255
- Latham, J P, Van Meulen, J, Dupray, S, (2006). “The specification of armourstone gradings and EN 13383 (2002)”, *QJ Eng Geol Hydrogeol*, 2006, vol 39, pp 51-64

- Lee, S G et De Freitas, M H (1989) "A revision of the description and classification of weathered granite and its application to granites in Korea", *Quarterly Journal of Engineering Geology*, vol 22, pp 31-48
- Lienhart, D A (1998) "Rock engineering rating system for assessing the suitability of armourstone sources" Dans: J P Latham (ed), *Advances in aggregates and armourstone sources*, Engineering Geology Special Publication no 13, Geological Society, Londres, pp 91-106
- Lienhart, D A (2003) "A systems approach to evaluation of riprap and armour stone sources" *Environmental & Engineering Geoscience*, Vol 9, No 2, Mai 2003, pp 131-149
- Lienhart, D A, Sayao, O J et Gerdson A W (2002) "Predicted service life of armour stone: A case history" in Magoon O D and Prehn J D Proceedings of breakwaters'99: First International Conference on Monitoring of Breakwaters: American Society of Civil Engineers, Reston, VA pp 145-159
- Lienhart, D et Stransky, T (1981) "Evaluation of potential sources of riprap and armor stone - methods and considerations" *Bulletin of the International Association of Engineering Geology*, vol XVIII, no 3, pp 325-332
- Lilly, P A, (1986) "An empirical method of assessing rock mass blastability" In Davidson (ed) Large Open Pit Mining conference: pp 89-92. Victoria AusIMM
- Lin, W, Rau, C and Su, R (1987). "The structural responses of Dolos armor units under dynamic loading". Dans: B L Edge (ed), *Proc 20th int conf coastal engg, Taipei, 9-14 Nov 1986*. ASCE, New York
- Lizotte, Y C et Scoble, M J (1994) "Geological control over blast fragmentation" CIM Bulletin Vol 87, No 983, pp 57-71
- Lu, P et Latham, J-P (1996) "Estimation of blasted block size distribution of a blastpile combining photo - scanline technique with Ros - Ram and Schuhmann models". Guo, Y. and Golosinski, T.S. eds., (Balkema, Rotterdam) 1996, 683-688. (Proceedings of the '96 Int. Symposium on Mining Science and Technology, Jiangsu, China, 1996)
- Lu, P et Latham, J-P (1998) "A model for the transition of block sizes during blasting". FRAG-BLAST - The International Journal for Fragmentation and Blasting Vol 2, 341-368
- Lu, P et Latham, J-P (1999) "Developments in the assessment of in-situ block size distributions of rock masses" Rock Mechanics and Rock Engineering Vol 32, 29-49
- Luger, S A, Phelp, D T, Van Tonder, A and Holtzhausen, A H (1995). "Increased Dolos strength by shape modification". Dans: B L Edge (ed), *Proc 24th int conf coastal engg, Kobe, 23-28 Oct 1994*. ASCE, New York
- Lutton, R J et Erikson, R L (1992) "Problems with armour-stone quality on Lakes Michigan, Huron, Erie" Dans: C H McElroy et D A Lienhart (ed) *Rock for Erosion Control*, ASTM Special Technical Publication 1177
- Magoon, T, et Baird, W (1991) *Durability of stone for rubble mound breakwaters*, ASCE, Cleveland, Ohio, p 277
- Marcus, D (1995) "Problems and improvement of armor stone quality for coastal structures" Dans: C R Thorne, S R Abt, F B Barends, S T Maynard, K W Pilarczyk (ed), *River, coastal and shoreline protection*, Wiley, pp 532-542
- Masters, N (2001) *Sustainable use of new and recycled materials in coastal and fluvial construction: A guidance manual*, Thomas Telford Publishing, Londres, 204 p
- McElroy C H et Lienhart D A (1993) *Rock for Erosion Control*, ASTM Special Technical Publication 1177, Philadelphia

- McKibbins L D (1995) "An assessment of armourstone potential at Hulands Quarry" MSc Thesis, London University, Queen Mary and Westfield College p 222.
- Melby, J A et Turk, G F (1997) *Core-Loc concrete armour units: Technical guidelines*, US Army Corps of Engineers, WES, Technical Report CHL-97-4
- Motz, H et Geiseler, J (2001) "Products of steel slags an opportunity to save natural resources" *Waste Management*, Vol 21, Issue 3, pp 285-293
- Newberry S D (2003) "An experimental investigation into the influence of geometric properties and construction technique on the packing density of rock armour layers for coastal engineering structures", PhD Thesis, Imperial College, London University
- Niese, M, Van Eijk, F, Laan, G, et Verhoef, P (1990) "Quality assessment of large armourstone using an acoustic velocity analysis" *Bulletin of the International Association of Engineering Geology*, 42, pp 57-65
- Office of the Deputy Prime Minister (2001) *Survey of Arisings and Use of Construction and Demolition Waste in England and Wales, 2001*.  
[http://www.odpm.gov.uk/stellent/groups/odpm\\_planning/documents/page/odpm\\_plan\\_606333.hcsp](http://www.odpm.gov.uk/stellent/groups/odpm_planning/documents/page/odpm_plan_606333.hcsp)
- Ouchterlony, F (2005a) *The Sebrec function: linking fragmentation by blasting and crushing* (Institute of Materials Mining and Metallurgy, in Press)
- Ouchterlony, F (2005b) *What does the fragment size distribution of blasted rock look like?*
- Palmström, A (2001) "Measurement and Characterization of rock mass jointing". Dans : in *In-situ characterisation of rocks*. Sharma V. K. and Saxena K R. eds., AA Balkema publishers, pp 49-97
- Perrier, J, Mathurin, J-L, Lacroix, H, et Grandjean, P (2004) "Méthode de diagnostic des protections de berge en enrochements de la vallée du Rhône" *Bulletin de Liaison des Ponts et Chaussées*, dec, 16
- Persson, P A, Holberg, R, et Lee, J (1993) *Rock blasting and explosives engineering*, CRC Press, Boca Raton FL, 1993
- Pilarczyk, K W (1990), *Coastal Protection*, ISBN 90 6191 1273, Balkema, Rotterdam
- Pilarczyk, K W (1995) "Simplified unification of stability formulae for revetments under current and wave attack". Dans: C R Thorne *et al* (ed), *River Coastal and Shoreline Protection; erosion control using riprap and armourstone*, John Wiley & Sons Ltd
- Pilarczyk, K W (1998) *Dikes and Revetments: Design, Maintenance and Safety Assessment*, AA Balkema, Rotterdam
- Pilarczyk, K W (2000) *Geosynthetics and Geosystems in Hydraulic and Coastal Engineering*, Balkema, Rotterdam, Pays-Bas
- Powers, M C (1953) "A new roundness scale for sedimentary particles" *Journal of Sedimentary Petrology*, 23, No 2, pp 117-119
- Priest, S (1993) *Discontinuity analysis for rock engineering*, Chapman & Hall, Londres, 467 p
- Rat M (1973) "La reconnaissance géologique des tracés routiers, articulation des études et méthodes de prospection" *Bulletin de liaison Laboratoires Ponts et Chaussées*. Vol 68 Nov-Dec, pp33-46
- Read, J (1998) The control of rubble-mound construction with particular reference to Helgavik breakwater in Iceland, Proc. Conf. Breakwaters'88-Design of breakwaters, Thomas Telford, Londres

- Rosin, P et Rammler, E (1933) "The laws governing the fineness of powdered coal" J Inst. Fuel. Vol 7 pp 29-36
- Segui, J B et Higgins, M (2001) "Blast design using measurement while drilling parameters" Proceedings Explo 2001 (The Australian Institute of Metallurgy: Melbourne) 28-31 October 2001.
- Skarzynska, K M (1995a) "Reuse of coal mining wastes in civil engineering. Part 1: Properties of minestone", *Waste Management* – 1995, Vol 15, Issue 1, pp 3-42
- Skarzynska, K M (1995b) "Reuse of coal mining wastes in civil engineering. Part 2: Utilization of minestone", *Waste Management* – 1995, Vol 15, Issue 2, pp 83-126
- Skarzynska, K M et Michalski, P (1998) "Filtration through hydraulic embankments made of colliery spoil: model tests", *Waste Management & Research* -1998, Vol 16, No 3, pp 233-243
- Slob S, Hack, H R G K, Van Knapen, B, Turner, K, Kemeny, K (2005) "A method for automated discontinuity analysis of rock slopes with 3-D laser scanning". Dans: Proceedings of the Transportation Research Board 84th annual meeting, Janvier 9-13, 2005. Washington, D.C.: TRB, 2005. 16 p
- Slob, S, Hack, H R G K et Turner, K (2002) "An approach to automate discontinuity measurements of rock faces using laser scanning techniques" *Proceedings of ISRM EUROCK 2002 : Funchal, Portugal, 25-28 November 2002*, édité par C Dinid da Gama et L Riberia e Sousa Lisboa, Sociedade Portuguesa de Geotecnia, 2002, pp 87-94
- Smith, M. R (ed) (1999) Stone: Building stone, rockfill and armourstone in construction. Geological Society Engineering Geology Special Publication No 16
- Smith, M R, Collis, L, Fookes, P G, Lay, J, Sims, I et West, G (2001) *Aggregates – sand, gravel and crushed rock aggregates for construction purposes*, Geological Society Engineering Geology Special Publication No 17
- Sogreah (1988) *Spécifications techniques pour la fabrication et le placement des blocs ACCROPODE*, Folder, Département Ingénierie Portuaire et Littoral, Grenoble, France
- Sogreah (2000) *Spécifications générales pour les blocs ACCROPODE*, Sogreah, Département Ingénierie Portuaire et Littoral, Grenoble, France
- Sotramer-Sogreah (1978) *Tétrapodes. Note technique*, Grenoble, France
- Stewart, T P, Newberry, S D, Latham, J P, et Simm J (2003) "Packing and voids for rock armour in breakwaters". Report SR 621 HR Wallingford, juin 2003
- Takahashi, S, Hanzawa, M, Sugiura, S, Shimosako, K et Van Der Meer, J (2004) "Performance design of maritime structures and its application to armour stones and block of breakwaters" *Proceeding of the Conference Coastal Structures 2003*, ASCE, pp 14-26
- TAW (2002) *Technical manual on the use of asphalt in waterdefences*, Technical Advisory committee on Water defences, Rijkswaterstaat DWV, Delft, Pays-Bas (en hollandais)
- Thorne, C R, Abt, S R, Barends, F B, Maynard, S T et Pilarczyk, K W (1995) *River, Costal and Shoreline protection: erosion control using riprap and armourstone*, Wiley, 765 p
- Thornton D, Kanchibotla S S et Brunton I (2002) "Modelling the impact of rockmass and blast design variation on blast fragmentation" *FRAGBLAST - The International Journal for Blasting and Fragmentation*, Vol 6, no 2, pp 168-188
- Tomassichio, G R, Lamberti, A et Archetti, R (2003) "Armour stone abrasion due to displacements in sea storms" *Journal of Waterway, Port, Coastal and Ocean Engineering*, ASCE, Sept/Oct Vol 129 No 5, pp 229-232

- Tourenq, C, Fourmaintraux, D et Denis, A (1971) “Wave propagation and discontinuities in rock” *Symposium of the International Society for rock mechanics*, Nancy, France
- Tørum, A (2003) *Abrasion mill test results in relation to stone movements on berm breakwaters* NTNU Norwegian University of Science and Technology, Report No IBAT/MB R2/2003
- Tørum, A, et Krogh, S (2000) *Berm break water - stone quality*, STF22 A00207, SINTEF Civil and Environmental Engineering, Trondheim, Norway
- Trmal, C (2004) *Study of mechanical loadings applied to natural armourstone in cover layer of breakwater under wave action*, MSc Thesis, Faculty of Technology, Plymouth (UK), 88p
- Tsirel, S V (1997) “Methods of granular and fragmented material packing density calculation” *Int J Rock Mech Min Sci*, 34 (2), pp 263-273
- USACE (1990) *Engineering and design: construction with large stone*. EM 1110-2-2302, US Army Corps of Engineers, Washington DC
- USACE (1994) *Engineering and design: hydraulic design of flood control channels*. EM 1110-2-1601, US Army Corps of Engineers, Washington DC
- USACE (2003). *Coastal engineering manual [CEM]* Engineer Manual 1110-2-1100, US Army Corps of Engineers, CHL-ERDC, WES, Vicksburg, MS
- Van Gent, M R A (2003) “Recent developments in the conceptual design of rubble mound breakwaters”, *Proc COPEDEC VI*, Colombo, Sri Lanka
- Van Gent, M R A, D’Angremond, K et Triemstra, R (2001) “Rubble mound breakwaters; single armour layers and high density units”, *Proc Coastlines, Structures and Breakwaters*, ICE, London
- Van Gent, M R A, Spaan, G B H, Plate, S E, Berendsen, E, Van der Meer, J W et D’Angremond, K (2000) “Single-layer rubble mound breakwaters”, *Proc International Conference Coastal Structures*, Balkema, Santander, Espagne, Vol 1, pp 231-239
- Van Herpen, J A (1995). *Geotextielen in de waterbouw [Geotextiles in hydraulic engineering]*. Report 174, Civieltechnische Centrum Uitvoering Research en Regelgeving (CUR) [Centre for Civil Engineering Research and Codes], Gouda
- Van Meulen, J A (1998) “Opening and operation of the Pasir Panjang quarry: a dedicated armourstone quarry in the Malaysian jungle”. Dans: Latham, J-P. (ed.) 1998. “Advances in Aggregates and Armourstone evaluation”. Geological Society, London, Engineering Geology Special Publication, 13, pp 107-120
- Van Santvoort, G et Veldhuijzen van Zanten, R (1994) *Geotextiles and geomembranes in civil engineering: a handbook*, Netherlands Geotextile Society, Balkema, Rotterdam, Pays-Bas
- Verhoef, P N W (1992) *The methylene blue test applied to geomaterials*, GEOMAT.02, Delft, 85 p
- Vrijling, J K et Nooy van der Kolff, A H (1990) “Quarry yield and breakwater demand” *Proceedings of the 6th Congress of the IAEG*, Amsterdam. August 6 – 10, (Balkema Rotterdam) pp 2927-2933
- Waltham, T (2001) *Foundations of Engineering Geology*, 2<sup>nd</sup> edn, Spon Press, 104 p
- Wang H (1992) Predictions of *in situ* and blastpile block size distributions of rock masses with special reference to coastal requirements” PhD Thesis, University of London, Queen Mary and Westfield College

Wang H, Latham J P et Matheson G D (1992a). "Design of Fragmentation Blasting in Surface Rock Excavation". Hudson, J.A. ed., (Balkema, Rotterdam) Chapter 41, 233-238. (Proceedings of the ISRM Symposium: EUROCK '92)

Wang H, Latham J P et Poole A B (1990) "In-situ block size assessment from discontinuity spacing data" Proceedings of the 6th Congress of the IAEG, Amsterdam, Août 6 – 10, pp 117-127

Wang H, Latham J P et Poole A B (1991a) "Blast design for armourstone production" J. Quarry Management. Part I (Juillet), 17-21, Part II (Août), 19-22

Wang H, Latham J P et Poole A B (1991b) "In situ block size distribution for quarrying" Quarterly Journal of Engineering Geology, Londres. Vol.24 pp 91-99

Wang H, Latham J P et Poole A B (1992b). Producing Armourstone Within Aggregate Quarries. Dans: "Durability of Stone for Rubble Mound Breakwaters" Magoon, O.T. and Baird W.F. eds., (ASCE) pp 200-210

Widzyk – Capehart, E et Lilly, P (2002) A review of general considerations for assessing rock mass blastability and fragmentation. FRAGBLAST - The International Journal for Blasting and Fragmentation, Vol 6, no 2, pp 151-168

Zhang, L et Einstein, H (2000) "Estimating the intensity of rock discontinuities" *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 37, pp 819-837

#### **Normes ASTM**

ASTM A975-97 (2003) *Standard Specification for Double-Twisted Hexagonal Mesh Gabions and Revet Mattresses (Metallic-Coated Steel Wire or Metallic-Coated Steel Wire With Poly (Vinyl Chloride) (PVC) Coating)*

ASTM C88-99a *Standard Test Method for Soundness of Aggregates by Use of Sodium Sulfate or Magnesium Sulfate*

ASTM D3967-95a (2004) *Standard Test Method for Splitting Tensile Strength of Intact Rock Core Specimens*

ASTM D4992-94 (2001) *Standard Practice for Evaluation of Rock to be Used for Erosion Control*

ASTM D5313-04 *Standard Test Method for Evaluation of Durability of Rock for Erosion Control Under Wetting and Drying Conditions*

ASTM D5779-95a (2001) *Standard Test Method for Field Determination of Apparent Specific Gravity of Rock and Manmade Materials for Erosion Control*

ASTM D6092-97 (2003) *Standard Practice for Specifying Standard Sizes of Stone for Erosion Control*

ASTM D6711-01 *Standard Practice for Specifying Rock to Fill Gabions, Revet Mattresses, and Gabion Mattresses*

#### **Normes britanniques**

BS 5930 (1999) *Code of Practice for site investigation*

#### **Normes européennes**

EN 10218-2 (1996) *Produits sidérurgiques: Fils et produits tréfilés en acier - Généralités - Partie 2: dimensions et tolérances de fils*



- EN 10223-3 (1998) *Fils et produits tréfilés en acier pour clôtures - Partie 3: grillage à mailles hexagonales, en acier, pour applications industrielles*
- EN 10244-1 (2001) *Fils et produits tréfilés en acier - Revêtements métalliques non ferreux sur fils d'acier - Partie 1: principes généraux*
- EN 10244-2 (2001) *Fils et produits tréfilés en acier - Revêtements métalliques non ferreux sur fils d'acier - Partie 2: revêtements de zinc ou d'alliage de zinc*
- EN 10245-1 (2001) *Fils et produits tréfilés en acier - Revêtements organiques sur fils d'acier - Partie 1: principes généraux*
- EN 10245-2 (2001) *Fils et produits tréfilés en acier - Revêtements organiques sur fils d'acier - Partie 2: fils à revêtement de PVC*
- EN 10245-3 (2001) *Fils et produits tréfilés en acier - Revêtements organiques sur fils d'acier - Partie 3: fils à revêtement de PE*
- EN 1097-1 (1996) *Essais pour déterminer les caractéristiques mécaniques et physiques des granulats - Partie 1: détermination de la résistance à l'usure (micro-DEVAL) (AMD 14864)*
- EN 1097-2 (1998) *Essais pour déterminer les caractéristiques mécaniques et physiques des granulats - Partie 2: méthodes pour la détermination de la résistance à la fragmentation*
- EN 1097-6 (2000) *Essais pour déterminer les caractéristiques mécaniques et physiques des granulats - Partie 6: détermination de la masse volumique réelle et du coefficient d'absorption d'eau (AMD 14306)*
- EN 12390-6 (2002) *Essai pour béton durci - Partie 6: résistance en traction par fendage d'éprouvettes*
- EN 12620 (2002) *Granulats pour béton*
- EN 12920 (1998) *Caractérisation des déchets - Méthodologie pour la détermination du comportement à la lixiviation d'un déchet dans des conditions spécifiées*
- EN 13253 (2001) *Géotextiles et produits apparentés - Caractéristiques requises pour l'utilisation dans les ouvrages de lutte contre l'érosion (protection côtière et revêtement de berge)*
- EN 13383-1 (2002) *Enrochements - Partie 1: spécifications*
- EN 13383-2 (2002) *Enrochements - Partie 2: méthodes d'essai*
- EN 13450 (2002) *Granulats pour ballasts de voies ferrées*
- EN 1367-2 (1998) *Essais pour déterminer les propriétés thermiques et l'altérabilité des granulats - Partie 2: essai au sulfate de magnésium*
- EN 14579 (2004) *Méthodes d'essai pour pierres naturelles - Détermination de la vitesse de propagation du son*
- EN 1744-1 (1998) *Essais pour déterminer les propriétés chimiques des granulats - Partie 1: analyse chimique*
- EN 1744-3 (2002) *Essais pour déterminer les propriétés chimiques des granulats - Partie 3: préparation d'éluats par lixiviation des granulats*
- EN 1926 (1999) *Méthodes d'essai des pierres naturelles - Détermination de la résistance en compression uniaxiale*

EN 1936 (1999) *Méthodes d'essai des pierres naturelles - Détermination des masses volumiques réelle et apparente et des porosités ouvertes et totale*

EN 206-1 (2000) *Béton - Partie 1: spécification, performances, production et conformité*

EN 918 (1998) *Géotextiles et produits apparentés. Essai de perforation dynamique (essai par chute d'un cône)*

EN 932-3 (1997) *Essais pour déterminer les propriétés générales des granulats - Partie 3: procédure et terminologie pour la description pétrographique simplifiée (AMD 14865)*

EN 933-9 (1999) *Essais pour déterminer les caractéristiques géométriques des granulats - Partie 9: qualification des fines. Essai au bleu de méthylène*

EN ISO 10319 (1996) *Géotextiles - Essai de traction des bandes larges*

EN ISO 11058 (1999) *Géotextiles et produits apparentés - Détermination des caractéristiques de perméabilité à l'eau normalement au plan, sans contrainte mécanique*

EN ISO 12236 (1996) *Géosynthétiques - Essai de poinçonnement statique (essai CBR)*

EN ISO 12956 (1999) *Géotextiles et produits apparentés - Détermination de l'ouverture de filtration caractéristique*

#### **Normes françaises**

NF P94-325-1 (2004) *Exécution des travaux géotechniques spéciaux - Ouvrages en gabions - Partie 1: ouvrages hors site aquatique*

P 18-011 (1992) *Bétons - Classification des environnements agressifs*

#### **Normes ISO**

ISO 3310-2 (1999) *Tamis de contrôle - Exigences techniques et vérifications - Tamis de contrôle en tôles métalliques perforées*

ISO 9000 (2000) *Systemes de management de la qualité - Principes essentiels et vocabulaire*

#### **Directive européenne**

Conseil des Communautés Européennes (1991) *Directive du conseil du 12 décembre 1991 relatives aux déchets dangereux, Journal officiel L 377, 31/12/1991, pp 20-27*