

Influence de la nature du terrain sur le choix d'une méthode d'exploitation

H. HAUTE

La partie en exploitation du Permis de Combecave (S.A.B.A.P.) situé dans le synclinal du Val entre le lac de Carces et l'Abbaye cistercienne du Thoronet s'étend sur 1200 mètres environ.

Une faille principale nord-est/sud-ouest partage en deux la surface minéralisée. Si elle a peu d'influence sur la couche elle-même, elle affecte très nettement les terrains de recouvrement. A l'ouest de la faille les terrains du toit ont été éliminés et remplacés par un chevauchement de calcaire du mur (Bathonien). A l'est où les mouvements tectoniques ont été plus faibles la couche a conservé son toit constitué de grès et de marnes (Valdonien). Les travaux des premiers exploitants (avant 1940) nous permettant d'avoir une connaissance assez précise sur nos réserves, les premières études nous ont permis de justifier une exploitation en découverte garantissant une récupération à cent pour cent du minerai. La rentabilité démontrée, il nous restait à obtenir le meilleur prix de revient dans la phase décapage qui est la plus importante. De nombreux essais ont été faits pour déterminer le mode de tir, le choix de matériel de perforation, de chargement et de transport. Lorsque notre choix a été définitivement arrêté, il portait sur deux méthodes d'exploitation et un parc de matériel totalement différents.

La Société des Bauxites et Alumines de Provence est titulaire de trois permis d'exploitation de bauxite dans le département du Var. L'un de ces permis dénommé « Permis de Combecave » se trouve dans la commune de Cabasse entre Brignoles et Le Luc, au nord de la Nationale 7, entre le barrage de Carces créé en 1934 et l'abbaye cistercienne du Thoronet.

Ce permis s'étend d'ouest en est sur une longueur d'environ trois kilomètres, mais les travaux sont actuellement limités à la partie est pour l'exploitation d'une couche de minerai qui avait initialement 1 200 mètres de long, 200 mètres de large et une puissance de 8 mètres environ.

Cette zone minéralisée qui découle d'une formation unique, est coupée de failles nord-est/sud-ouest dont la plus importante partage la partie exploitée aux deux tiers de sa longueur, en partant de l'ouest. Cette faille n'a pas qu'un intérêt géologique; elle a des conséquences très importantes sur les conditions d'exploitation du gîte car les mouvements tectoniques n'ont pas été identiques de part et d'autre de la faille.

Sans entrer dans les théories géologiques sur la formation de la bauxite, et personne ne sera surpris que d'éminents géologues aient échafaudé des explications très diverses sur

le mode de formation, on constate que dans la région qui nous intéresse la bauxite se trouve normalement sur des terrains jurassiques, le plus souvent calcaires bathonien et qu'elle est recouverte par des terrains crétacés, grès et marnes qui forment son toit géologique beaucoup plus tendre que son mur calcaire.

Entre la situation ainsi définie qui a existé, il y a quelques millions d'années et celle que rencontrent les mineurs du ^{xx}e siècle, il y a eu des remaniements considérables et variés en nombre et en intensité. Précisément de part et d'autre de notre faille les mouvements ont été très différents.

A l'ouest la couche s'est brisée dans le sens de la longueur et la portion nord de la couche a été charriée vers le sud avec son mur calcaire. Dans ce mouvement de charriage les terrains crétacés du toit ont été éliminés et de ce fait, la lèvre horizontale de la couche autochtone se trouve située entre deux bancs de calcaire plus anciens qu'elle.

A l'ouest de la faille, au contraire, les mouvements de charriage vers le sud ont eu moins d'ampleur et la couche de bauxite a conservé son toit de terrains crétacés (Valdonien).

Ceci explique pourquoi sur un même chantier nous devons pratiquer de deux façons entièrement différentes.

Car la S.A.B.A.P. est un exploitant de bauxite; c'est pour extraire ce minerai et pour le vendre que nous sommes en fait carrier et que notre exploitation ressemble à un chantier de travaux publics. Cependant, cette activité de carrier est pour nous improductive bien qu'elle dépasse de très loin notre activité de mineur.

En 1965 nous avons évacué près de 2 millions de mètres cubes foisonnés de calcaires et de grès (ou 3 millions de tonnes) pour dégager 350 000 tonnes de bauxite, soit un rapport en tonnes voisin de 10 pour 1.

C'est pour réduire cette charge énorme que nous avons cherché à obtenir un prix de décapage de plus en plus bas. Mais pourquoi avoir pris la décision de travailler à ciel ouvert avec un tel rapport de recouvrement. Cette décision a été prise en 1957, alors que le gisement était en exploitation depuis 1914.

De 1914 à 1927 c'est la période des grattages dans les affleurements, l'exploitation artisanale.

De 1927 à 1941 c'est la période des reconnaissances par galeries dont 25 kilomètres ont été tracés.

De 1941 à 1957 c'est la période d'exploitation mixte en surface dans les zones à faible recouvrement, en galeries dans les autres.

En 1957 les données du problème étaient les suivantes:

A l'ouest une couche de minerai inclinée de 15° environ sur l'horizontale recouverte de calcaires durs et reposant sur un mur irrégulier formé de boules de calcaire de plusieurs mètres de diamètre. Ce karst fait d'ailleurs l'admiration de tous les géologues et de nombreux manuels scolaires en publient les photographies.

Cette configuration du mur obligeait en cas d'exploitation souterraine à abandonner une grande partie du minerai situé dans les poches du mur. Le faible pendage de la couche limitait le coefficient de défrêtement à 60%. La mécanisation indispensable pour avoir un rendement compatible avec le prix de la bauxite représentait un investissement immédiat non récupérable en fin des travaux.

L'exploitation à ciel ouvert permettait d'enlever tout le minerai quelle que soit la configuration du mur, elle donnait une meilleure sécurité, les engins de décapage étaient moins onéreux et utilisables ailleurs, mais il y avait la terrible servitude d'enlever 10 tonnes de calcaire pour 1 tonne de minerai et de procéder en plusieurs gradins de 15 mètres pour respecter le règlement.

Tout le problème et le succès de la décision se situaient dans le prix du décapage.

A l'est de la faille, l'exploitation souterraine avait été beaucoup plus poussée et il n'était pas question de la reprendre. On décida donc de décaper une zone limitée où le rapport stériles/bauxite restait rentable, compte tenu du fait que le prix de revient dans les grès était moins élevé que dans les calcaires.

Je vous demande d'excuser ce long préambule. Il avait pour objet d'insister sur les impératifs de prix de revient auxquels nous étions confrontés.

De cette bataille sont sorties nos méthodes actuelles :

- Foration inclinée et emploi du nitrate fuel en vrac dans les calcaires à l'ouest de la faille;
- Rippage au bulldozer et transport par scrapers dans les grès à l'est de la faille.

1. DÉCAPAGE DES CALCAIRES

Pour suivre avec précision notre prix de revient, nous avons décomposé l'opération d'enlèvement des calcaires en quatre rubriques :

- Perforation;
- Tir abatage;
- Chargement;
- Transport.

La ventilation du prix entre ces quatre éléments était :

- 9 % pour la perforation;
- 24 % pour le tir;
- 16 % pour le chargement;
- 35 % pour le transport.

Etant donné le rapport de 10 pour 1, le moindre gain au stérile devenait considérable sur le prix de production du minerai.

Pour la perforation nous avons commencé à forer des trous verticaux de 16 mètres de profondeur, correspondant aux gradins réglementaires de 15 mètres. Pour ce faire, nous utilisions des wagons-drills. Nous avions un avancement atteignant jusqu'à 8 mètres à l'heure pour des trous d'un diamètre de 62 millimètres. Mais si ces engins étaient techniquement excellents, nous avons dû reconnaître qu'ils ne convenaient pas à la nature de nos calcaires qui ont été redressés, puis charriés et qui, par conséquent, sont très fissurés. De la sorte quand à 10 mètres, le taillant rencontre une fissure, il y a déformation du train de tiges et coincement. D'où nécessité de reprendre un autre trou et de laisser bien souvent tout l'outillage dans le précédent. Après de nombreux essais nous avons porté notre choix sur des perforatrices où le marteau descend au fond du trou, ce qui permet même dans les terrains fissurés d'avoir une perforation rectiligne. Nous forons des trous de 102 millimètres. Avec ces appareils nous avons fait plus de 200 000 mètres de forage. Notre avancement horaire est de l'ordre de 5,20 mètres. Le prix du mètre foré, 10 F environ, se répartit en : 58 % de frais de marche ; 27 % d'entretien et 15 % d'amortissement.

Nos tirs verticaux nous posaient des problèmes de pied et nous avions de gros blocs qui nécessitaient un pétardage secondaire. Or, ce pétardage occasionne des dépenses de main-d'œuvre, d'outillage, d'explosifs et de déplacements des engins pour dégager les abords du tir.

La véritable solution était de ne pas avoir de gros blocs. Cette solution se trouvait évidemment dans le poids d'explosifs, mais elle était onéreuse et nous l'avons cherchée dans la perforation inclinée de 20 à 25° sur la verticale.

Des études très sérieuses sur les avantages de ce procédé ont été faites et c'est à un article paru dans la revue de l'Ecole des Mines de Colorado que j'emprunte les indications suivantes dont nous avons constaté l'exactitude :

- élimination des problèmes de pied;
- meilleure fragmentation, par une meilleure utilisation de l'énergie explosive;
- élimination des fissurations à l'arrière des coups de mine;

- réduction des surplombs et donc de la purge du front;
- allure plus étalée du tas abattu, ce qui est très important dans la phase chargement.

De ces différents points je n'insisterai que sur la démonstration qui justifie la meilleure utilisation de l'énergie explosive. La charge explosive en bas du trou, produit une onde de choc qui se propage à travers la roche dans toutes les directions, mais ne travaille que vers la face libre qui se brise et c'est l'onde réfléchie qui fragmente la roche, si l'onde de choc est suffisamment forte.

Il est évident qu'en inclinant le trou on augmente la fraction de l'énergie dirigée vers la face libre.

Nous avons constaté que nous n'avions plus de pétardage à faire et l'économie en résultant est de 0,10 F par mètre cube.

2. TIR

L'amélioration des méthodes de perforation a été poursuivie concurremment avec nos recherches sur les explosifs.

Au début nous utilisions dans nos mines profondes des explosifs nitrates N30 ou de la Sofranex. La cartouche amorce était descendue lentement au fond du trou par déroulement du cordeau détonant. Les cartouches étaient ensuite lâchées une à une en chute libre et la bonne mise en place était vérifiée tous les mètres et avant introduction des bourrages.

Le prix du nitrate fuel encartouché étant très inférieur à celui des autres explosifs, nous l'avons utilisé et nous avons pu constater qu'il donnait un excellent rendement, mais il en fallait un poids supérieur à la tonne, qui réduisait à peu de chose le gain de l'opération, le coefficient de puissance du nitrate fuel étant de 1, contre 1,40 pour les nitrates. Le nitrate fuel encartouché coûtant 35 à 37% de plus que le nitrate fuel en vrac, nous nous sommes attachés à l'utiliser sous cette dernière forme et avons eu d'excellents résultats.

L'emploi du nitrate fuel en vrac nécessitant une autorisation spéciale, elle nous a été accordée à titre provisoire pour 6 mois. Elle est maintenant permanente, avec obligation d'un compte annuel des incidents constatés.

Nous pratiquons dans notre plan de perforation deux lignes de trous dont la première est à 4,50 mètres du bord, et la deuxième à 4,50 mètres de la première. La distance entre deux trous est de 3,50 mètres, les emplacements sur chaque ligne étant en quinconce. Le plan de tir détermine la disposition des amorces instantanées et celles à micro-retard. Elle est généralement à 0-1 en première ligne et 2-3 en deuxième ligne.

Les explosions avec micro-retard se produisent ainsi, alors que le massif est encore sous tension, ce qui améliore la fragmentation. L'amorce constituée par une cartouche de Sofranex est descendue lentement au fond du trou par déroulement d'un cordeau simple à 20 grammes de penthrite au mètre, jusqu'à l'orifice du trou. La cartouche ainsi placée, le nitrate fuel est versé avec un entonnoir. En cours de remplissage la hauteur d'explosif est vérifiée régulièrement, le cordeau tenu toujours tendu. Le bourrage final de l'ordre de 4,50 mètres est fait avec les poussières de perforation.

Vous pouvez remarquer qu'il n'y a pas de bourrage intermédiaire, il ne serait pas astucieux de forer des trous pour les remplir partiellement ensuite de cuttings. Après chargement des trous les cordeaux sont amorcés et les amorces reliées en série à la ligne de tir. Les charges utilisées atteignent parfois 8 à 9 tonnes. Un tir de 13 tonnes avait motivé le déplacement de l'O.R.T.F. et servait de prologue au court métrage « La Mine qui chante », film ayant obtenu un 1^{er} Prix de documentaires.

Actuellement, notre consommation d'explosif est en moyenne de 140 grammes à la tonne abattue, ce chiffre peut paraître élevé comparé avec ceux de 80 à 90 grammes que

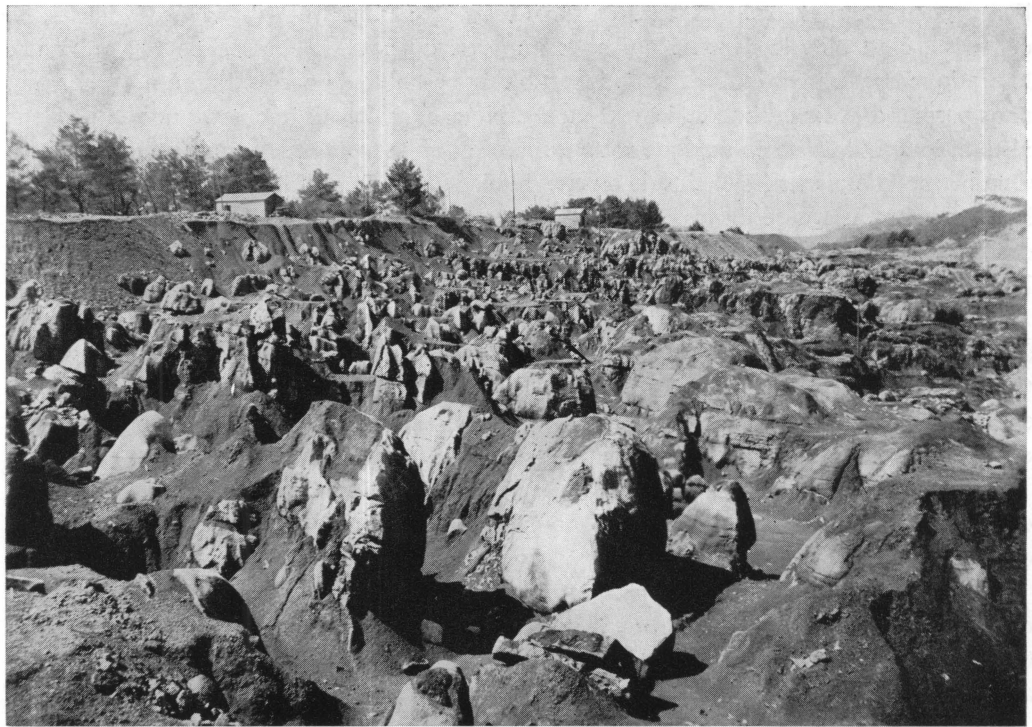


Fig. 1. — Le karst de la découverte de Combecave



Fig. 2. — Le chevauchement bathonien dans la région des Pins Batards,
à la limite de la route D79 de La Gagère (exploitation de Combecave-La Gagère)

l'on obtient avec les explosifs nitrates, mais ces 140 grammes nous coûtent 0,25 F et, en définitive, c'est bien la dépense qui nous importe. Le poids d'explosif de 140 grammes, la pratique des forages inclinés et l'adaptation de la maille de perforation à notre terrain, nous permet d'avoir un bon étalement du tas. Nous considérons que notre tir a le meilleur résultat lorsqu'il existe en quelque sorte un fossé entre le front et le sommet du tas abattu. Cela permet d'éloigner les engins de reprise du pied du front, réduit l'effort des godets pour le chargement à la base du tas. Nous avons pu ainsi remplacer les pelles mécaniques par des tracto-chargeurs à grand godet et ceci nous amène à la troisième phase de l'opération: le chargement.

Nous avons évidemment, comme tout le monde, utilisé au début des pelles mécaniques à godets de 1 500 à 2 000 litres. Il s'agit d'engins très robustes et d'une technique éprouvée. Ce matériel a un défaut: son prix d'achat qui est très élevé. Il est également peu maniable et lorsqu'il faut évacuer la zone de chargement avant un tir de mines, c'est en quarts d'heures et non en minutes que se compte le temps de déplacement.

Bien entendu le rendement d'une pelle dépend pour une large part de l'habileté du conducteur à bien se placer et de la bonne disposition des camions d'évacuation qui doivent réduire au minimum l'angle de rotation à chaque coup de godet.

Nous avons établi nos moyennes sur près de 20 000 heures de pelle. Nous considérons qu'avec un godet de 2 mètres cubes, le prix de revient de chargement des calcaires est de 0,87 F le mètre cube, se décomposant en frais de marche: 13%; frais d'entretien: 20%; amortissement: 67%.

Tout notre matériel est en effet amorti sur 10 000 heures, bien que la longévité d'une pelle soit supérieure, mais nous admettons que les frais de révision à 10 000 heures, et d'entretien par la suite, compensent la suppression des amortissements.

Ces chiffres correspondent à un rendement horaire de 134 mètres cubes. Depuis huit ans nous avons essayé les tracto-chargeurs sur pneus à châssis articulé dont la maniabilité et le prix d'achat avaient attiré notre attention.

Il est évident que l'on ne peut songer à comparer une pelle de 2 mètres cubes avec un tracto-chargeur muni d'un godet équivalent. La forme, la résistance et les commandes des godets montrent les différences fondamentales qui existent entre ces deux engins.

Mais après des essais sévères, nous avons été amenés à substituer à des pelles de 2 mètres cubes, des tractos de 4 mètres cubes qui, à l'achat ne représentent encore que les deux tiers d'une pelle de 2 mètres cubes. L'expérience acquise nous montre également que nous obtenons un prix au mètre cube de moins de 50% de celui de nos pelles. Ce prix se décompose ainsi: marche: 19%; entretien: 40%; amortissement: 41%.

Travaillant dans les mêmes conditions que la pelle de 2 mètres cubes, le tracto de 4 mètres cubes a un rendement de 217 mètres cubes à l'heure. Il est certain qu'après 10 000 heures le tracto est plus fatigué qu'une pelle d'âge équivalent, mais il aura évacué 2 100 000 mètres cubes, soit environ 19 centimes au mètre cube d'amortissement, ce qui est un loyal service.

3. ÉVACUATION

Le calcaire repris est transporté par camions jusqu'à la décharge située à une distance variant de 800 à 1 000 mètres. Sur les transports par camions je signalerai simplement la mise en service de trois camions de 21 mètres cubes sur deux essieux, camions rapides très puissants et très souples avec une durée de basculement de la benne très réduite: élévation et abaissement en 30 secondes. A titre expérimental deux de ces camions étaient équipés de bennes en alliage d'aluminium qui ont donné satisfaction dans d'autres chantiers et sous d'autres climats. Nous avons dû les abandonner, ces bennes ne résistant pas au choc des blocs lors du déversement du godet.

J'en ai terminé avec le processus d'enlèvement du recouvrement calcaire. L'exploitation du minerai sortirait des limites de cet exposé consacré au décapage. Laissons donc la bauxite en place et franchissons la faille signalée au début de notre entretien.

4. RIPPAGE

Ces quelques mètres vers l'est vont nous amener sur des terrains crétacés constitués, de grès durs en alternance avec des marnes, terrains très abrasifs recouvrant la bauxite.

Nous avons commencé en procédant dans les grès comme dans les calcaires avec un prix de revient moindre, toutefois, car il fallait moins d'explosifs et le rendement des pelles était meilleur. Mais, comme toujours, le prix de revient du mètre cube enlevé, déterminait le rapport stérile/bauxite que nous pouvions accepter compte tenu également qu'il s'agissait d'un minerai de moins bonne qualité, donc vendu moins cher. Le jour où l'on constata que la poursuite des opérations avec ce procédé n'était plus rentable, le chantier fut arrêté avec regret, mais sans hésitation. Or, un mineur n'abandonne pas sans remords une réserve de minerai. C'est ce remords qui nous a fait expérimenter de nouvelles méthodes de décapage qui pouvaient se révéler moins onéreuses.

Des essais de rippage avec un bulldozer type D.8 équipé d'un ripper à une dent ont d'abord été faits. On a constaté que le terrain exigeait un ébranlement préalable à l'explosif. Mais nous perdions ainsi en frais de perforation et d'explosif la plus grande partie du bénéfice d'une méthode intéressante. Par contre on retient de cette expérience que les terrains une fois rippés pouvaient être enlevés au scraper ce qui supprimait l'engin de chargement.

Le moteur d'un D.8 se révélait insuffisant pour disloquer les grès, il était logique de penser qu'un engin plus puissant équipé d'un ripper parallélogramme donnant un angle d'attaque constant devait réussir à ripper sans ébranlement préalable. Les essais dans ce sens ont donné toute satisfaction et ont déterminé la méthode d'exploitation retenue.

Les terrains sont attaqués en descendant, suivant une pente de 30° maximum. La dent du ripper a un mètre de long et en cas de zone très dure, n'est enfoncée que partiellement. La partie d'attaque de la dent est en acier au manganèse mais le grès étant très abrasif, il faut la remplacer toutes les 100 heures environ. Pour les mêmes motifs de résistance à l'abrasion le tracteur a été équipé de chenilles spéciales dites d'extrême service. L'enlèvement des terrains est réalisé par deux scrapers de 20 mètres cubes poussés par le bull.

Un chronométrage des opérations a montré qu'en fonction de la distance entre la zone d'emprunt et la décharge, on devait utiliser deux scrapers. De la sorte en dehors du temps consacré à la poussée pour le chargement le bull dispose d'un délai suffisant pour ripper le terrain.

Voici quelques chiffres découlant de plus de 12 mois de fonctionnement.

Le rendement moyen a été de 120 m³/heure par scraper avec un circuit de transport de 1 400 mètres. Les dépenses de rippage et de poussage représentent environ 1/3, le chargement-transport 2/3.

Nous considérons que cette méthode nous donne un prix de revient au mètre cube qui est environ 50 % de celui que nous obtenons au calcaire.

Toujours en calculant nos amortissements sur 10 000 heures, cela donne la structure suivante :

Frais de marche : 18 % ; frais d'entretien : 37 % ; amortissement : 45 %.

Grâce à cette méthode, nous pourrions dégager la totalité de la bauxite de qualité marchande, tout en gardant un prix de revient assurant la rentabilité de l'opération.

Il faut bien préciser que cette méthode n'a été utilisable que parce que les grès, bien que très durs quand ils sont en place, se brisent sous les chenilles et que les blocs qui subsistent n'ont pas d'arêtes vives qui seraient fatales aux pneus des scrapers.

J'en ai terminé avec le récit de nos essais passés et de nos pratiques actuelles. Nous en avons tiré la conviction qu'une technique nouvelle pouvait changer entièrement les données économiques et que dans une expérience c'est souvent les chevaux supplémentaires d'un moteur qui emportent la décision.

Bien entendu, nos méthodes actuelles vont aussi évoluer en fonction des nouveaux matériels qui s'offriront à nous, le résultat final étant d'améliorer toujours notre prix de revient.

*S.A. des Bauxites et Alumines de Provence (S.A.B.A.P.)
8, boulevard du Roi René, 13100 Aix-en-Provence (France)*