

OPTIMALIZACIJA MINIRANJA U KAMENOLOMU VAPNENCA »LAKOVIĆI« U ISTRI

Branko BOŽIĆ¹⁾ i Karlo BRAUN²⁾

¹⁾ Geotehnički fakultet Varaždin, Hinkovićeve 7, 42000 Varaždin, Hrvatska;

²⁾ Institut za geološka istraživanja, Sachsova 2, 41000 Zagreb, Hrvatska

Ključne riječi: Tektonski sklop, Miniranje, Eksploatacija.

Key-words: Tectonic fabric, Blasting, Quarrying.

Optimalizacijom miniranja uz zaokretanje fronte kamenoloma za oko 20° ostvarivanje takvog granulometrijskog sastava minirane mase da natgabaritnih blokova bude ispod 1 %, troškovi bušačko-minerskih radova za pridobivanje istih količina kamena smanjiti će se približno na polovinu. Optimalizacija je provedena nakon detaljnog snimanja diskontinuiteta u stijenskoj masi, njihove i statističke obrade te eksperimentalnog određivanja veličine linije najmanjeg otpora u samom kamenolomu.

The optimization of exploitation in »Lakovići« limestone quarry is described. Based on determined discontinuities in the rock mass and their densities, the best possible working site have been located in order to obtain the best possible sizes of blasted rocks and work slope stability. Optimal lowest resistance line size for the quarry has been counted and proved experimentally. New blasting parameters have resulted in considerable saving of drilling and explosive.

Uvod

U kamenolomu Lakovići kraj Baderne u Istri eksploiraju se vapnenci kao tehnički građevni kamen za potrebe R. O. »Vijadukt« iz Zagreba. Prilikom obilaska kamenoloma autori su zapazili, da se u eksploataciji kamena miniranje izvodi s veličinama miniranja $w = a = 2,5$ m. Oblik odminirane kamene mase nedvosmisleno je ukazivao na to, da se miniranje ne izvodi racionalno. Stoga je bilo predloženo da se provedu odgovarajuća snimanja tektonskog sklopa stijenskog masiva i prognozira granulometrijski sastav odminirane mase, ukoliko bi se za odlom koristili isključivo prirodni diskontinuiteti, bez dodatnog razbijanja stijenske mase. Smatralo se, da se parametri miniranja mogu promijeniti i efekti miniranja poboljšati, te time ostvariti i znatne uštede.

Inženjerskogeološka podloga za optimalizaciju orijentacije fronte i minerskih radova u kamenolomu Lakovići

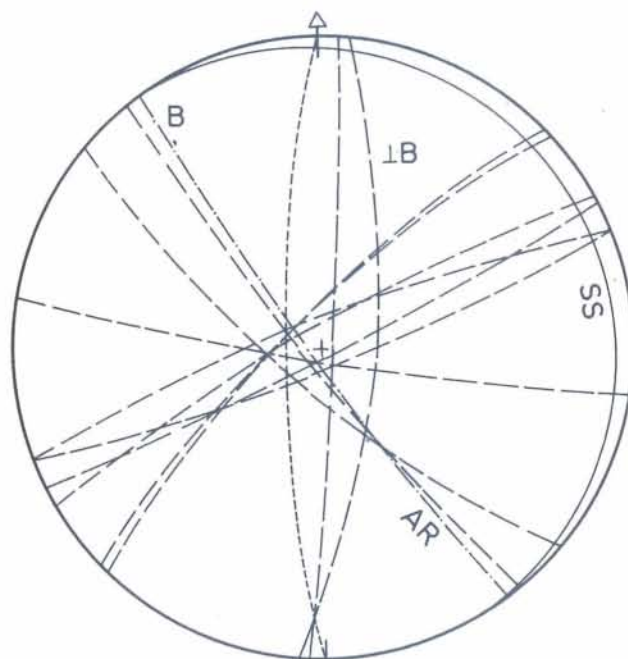
Provedeno je snimanje i statistička obrada diskontinuiteta u stijenskoj masi, kao i mjerenje njihove gustoće u tri karakteristična smjera. Mjerenje gustoće diskontinuiteta provedeno je u smjeru okomitom na slojevitost, smjeru okomitom na klivaž aksijalne ravnine te u smjeru strukturne osi »b«.

Snimljeni položaji glavnih diskontinuiteta prikazani su trasama na sintetskom strukturnom dijagramu (sl. 1).

Slojevitost je položaja 58/7°. Klivaž aksijalne ravnine koja u recentnom strukturnom sklopu pripada regionalnoj strukturi je statističkog položaja 234/85°.

Pukotine okomite na regionalnu strukturnu os »B« statističkog položaja 335/82°. Strukturna os »B« je orijentacije 145/1°.

Strmo zalijeganje pukotina omogućuje relativno stabilan rad u kamenolomu, uz strmi nagib radne kosine (3:1 i strmije). Orijeentacija fronte kamenoloma

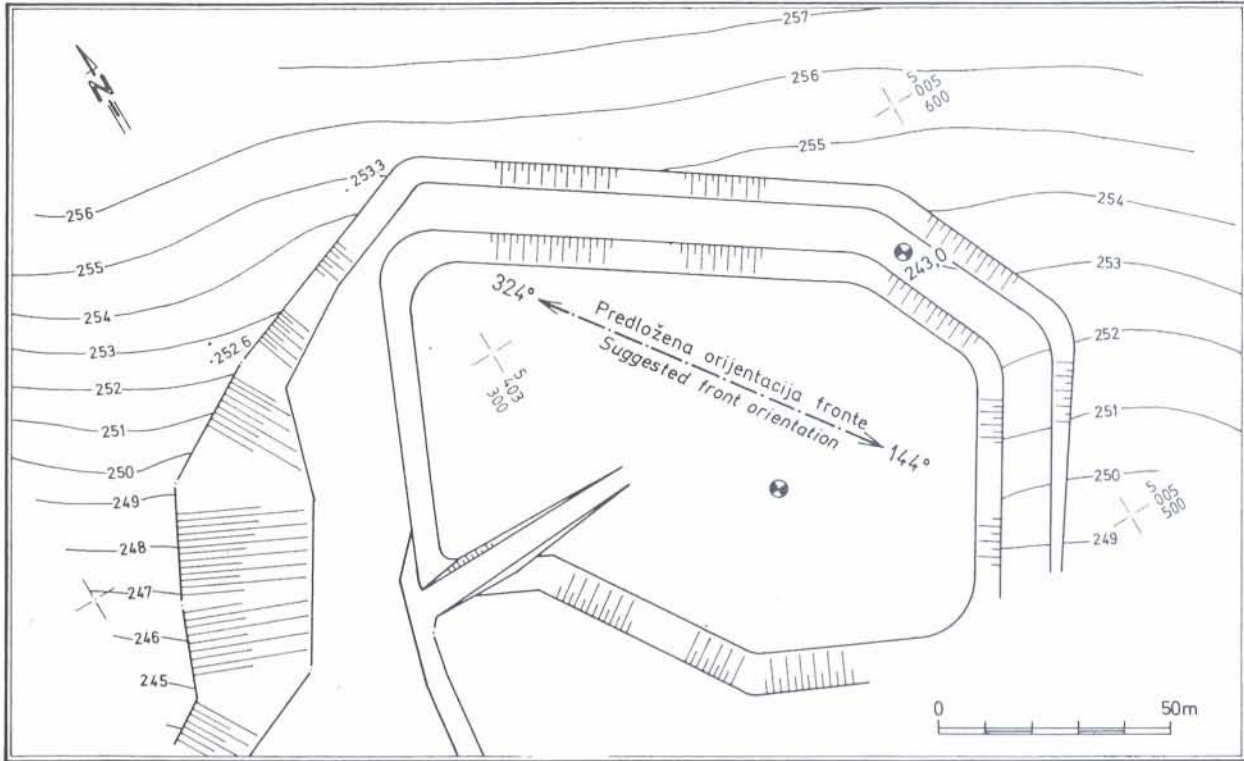


SS = 58/7
AR = 234/85
⊥B = 335/82
B = 145/1

Sl. 1. Sintetski strukturni dijagram snimljenih diskontinuiteta.
Fig. 1. Synthetic structural diagram of measured discontinuities.

loma (slika 2) bila je do nedavna 215/70°, što znači, da nije bila paralelna niti jednom sistemu postojećih diskontinuiteta. Na stabilnost radne kosine u tom položaju bitan utjecaj imala je presječnica između pukotina paralelnih s aksijalnom ravninom i pukotina koje su okomite na os »B«. Na kosini pojavljivale su se lokalne nestabilnosti kao »klinasti lomovi«.

Sve izloženo ukazivalo je na potrebu promjene orijentacije radne fronte kamenoloma u položaj

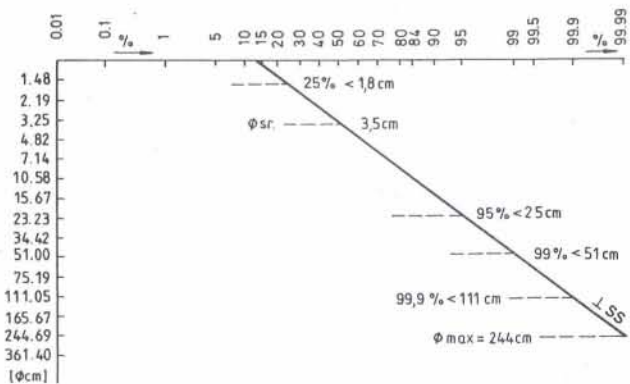


Sl. 2. Situaciona skica kamenoloma »Lakovići« s predloženom novom orijentacijom radne fronte.

Fig. 2. Situation sketch of the quarry »Lakovići« with new suggested working front.

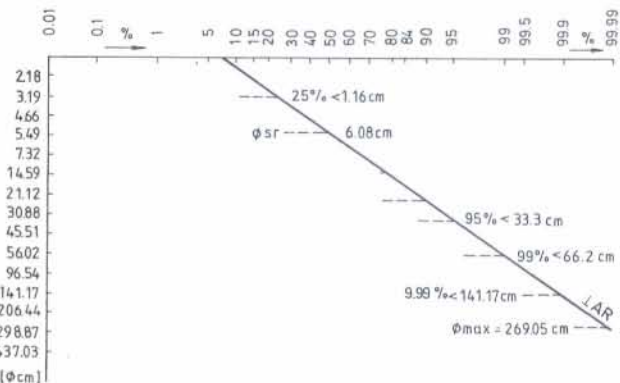
paralelan s klivažom aksijalne ravnine, prema tome pravcem 144–324°. Smatralo se da će se promjenom orijentacije fronte miniranjem okomito na aksijalnu ravninu dobiti odlomljeni materijal duž diskontinuiteta. Pretpostavljeno je, da će u odnosu na postojeće, efekti miniranja biti znatno povoljniji (Božić et al., 1989), korištenjem isključivo prirodnih diskontinuiteta, bez dodatnog razbijanja mase, provedeno je mjerenje gustoće diskontinuiteta pravcima okomito na slojevitost (\perp ss), okomito na klivaž aksijalne ravnine (\perp AR) i okomito na pukotine okomite na strukturnu os »B« (\perp B). Ta su mjerenja obrađena statistički, a rezultati statističke obrade dobivenih podataka prikazani su grafički kumulativnom lognor-

malnom distribucijom na papiru vjerojatnosti (sl. 3, 4 i 5).



Sl. 3. Dijagram kumulativne frekvencije na papiru vjerojatnosti, mjenjenih stijenskih fragmenata u smjeru okomitom na slojevitost (\perp ss).

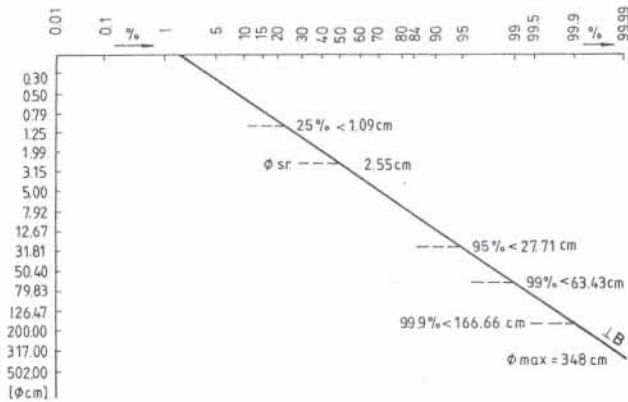
Fig. 3. Diagram of cummulative frequency of the rock particles measured perpendicular to bedding (\perp ss), drawn on probability paper.



Sl. 4. Dijagram kumulativne frekvencije na papiru vjerojatnosti, mjenjenih stijenskih fragmenata u smjeru okomitom na klivaž (\perp AR).

Fig. 4. Diagram of cummulative frequency of the rock particles measured perpendicular to cleavage (\perp AR), drawn on probability paper.

Iz priloženih dijagrama proizlazi da se prognostički, kao srednja veličina fragmenata može smatrati dimenzija 3,50 × 6,08 × 2,55 cm te da će fragmenata dimenzija iznad 400 mm, koji se smatraju natgabaritnim i koji se moraju sekundarno minirati biti 5%. To znači, da ukoliko se najmanje 5%-tno sekundarno miniranje blokova uzme kao prihvatljivo, projektiranje miniranja može se provesti uzimajući za odlom samo prirodni tektonski sklop. Prema dosadašnjim iskustvima u eksploataciji kamena u kamenolomu Lakovići blokova dimenzija preko 0,1 m³ bilo



Sl. 5. Dijagram kumulativne frekvencije na papiru vjerojatnosti, mjerenih stijenskih fragmenata u smjeru okomitom na strukturu os ($\perp b$).

Fig. 5. Diagram of cumulative frequency of the rock particles measured perpendicular to fabric axis ($\perp b$), drawn on probability paper.

je od 5 do 7%. To je u skladu s procjenom dobivenom mjerenjem gustoće diskontinuiteta i njihovom statističkom obradom. Prema dijagramima kumulativne distribucije mjerenih podataka o gustoći diskontinuiteta, maksimalna teoretska veličina bloka koji se miniranjem, bez dodatnog drobljenja stijenske mase, mogao pridobiti, određena je dimenzijama $244 \times 269 \times 348$ cm. Kod toga treba napomenuti, da se kod miniranja 80% energije eksplozije koristi za lom po prirodnim diskontinuitetima, a oko 20% troši se na razaranje blokova formiranjem novih pukotina (Farmer et al., 1991). Od novih pukotina, svega oko 2% nastalo je kompresijom, dok su sve ostale nastale tenzijom (Farmer et al., 1991).

Ukoliko se prema najvećoj prosječnoj veličini fragmenata koji su u stijenskoj masi prirodno odvojeni diskontinuitetima, procijene brzine uzdužnih seizmičkih valova (Božić i Braun, 1991) za stijensku masu u cjelini (oko 2400 m/s) i kompaktni stijenski blok (oko 5400 m/s), a procjene i odgovarajuće jednoaksijalne čvrstoće (Aleksovski i Mirakovski, 1988) oko 17 MPa za stijensku masu i oko 130 MPa za kompaktni uzorak (iz ispitivanja fizičko-mehaničkih svojstava kamena provedena na bloku, 130 MN/m^2), da bi se, prema koeficijentu oslabljenja (oko 0,13) stijenska masa mogla smatrati kvazihomogenom sredinom (Lomtađze, 1970).

Miniranje treba projektirati tako, da se smanji količina natgabaritnih blokova. Mora se primijeniti metoda koja već u fazi miniranja omogućuje razbijanje cijele stijenske mase.

Duž svih pravaca postoje natgabaritne dimenzije blokova ($111 \times 141 \times 166$ cm). Zbog toga se ni jedan pravac ne može uzeti kao preferirani. Dodatno drobljenje stijenske mase miniranjem moralo se predvidjeti duž svih pravaca. I u slučaju kada bi se uzelo, da je dozvoljena količina natgabaritnih blokova do 1% i tada bi se, također moralo predvidjeti dodatno drobljenje materijala u stijenskoj masi duž svih pravaca. To se može postići primjenom drugačijeg odnosa veličine izbojnice i razmaka između minskih bušotina (Krsnik, 1989). Tako izvedeno miniranje može dati optimalne rezultate, uz smanjenje potrebne količine bušenja i utroška eksploziva.

Bušaćko-minerski radovi

Bušaćko-minerski radovi izvodili su se po fazama na dvije etaže visine 15 m. Bušotine su bile pod nagibom od 70° od razine vrha kamenoloma, odnosno I. etaže. Kod miniranja primjenjivala se mreža $2,5 \text{ m} \times 2,5 \text{ m}$, što je bilo obrazloženo potrebom dobivanja materijala maksimalnih dimenzija $0,4 \times 0,4 \times 0,4 \text{ m}$. No i pored guste mreže bušotina u odminiranom materijalu je bilo preko 5% blokova natgabaritnih dimenzija. Odminirana masa bila je odbačena od stijene. To je dokazivalo da se ogromna količina energije eksplozije troši na odbacivanje materijala, umjesto na drobljenje stijenske mase. Zbog toga su nakon provedenog snimanja položaja i gustoće diskontinuiteta i obrade dobivenih podataka, određeni novi parametri za miniranje. Kod toga se uzelo u obzir karakteristike tektonskog sklopa stijenske mase, promjenu orijentacije fronte kao i odnosa $a/w = 1,3$, kod kojeg se postiže drobljenje blokova eksplozijom.

Za proračun veličine linije najmanjeg otpora korišten je izraz Langeforsa (Krsnik, 1989), za promjer bušotine 85 mm, gustoću glavnog eksplozivnog naboja $0,8 \text{ g/cm}^3$ i koeficijent minirljivosti stijenske mase od 0,4, uz miniranje AMONALOM. Proračunom je dobiveno da se kao veličina linije najmanjeg otpora može uzeti 3,0 m i prema tome razmak između bušotina 3,9 m (4,0 m). Dubina minske bušotine bila je 17,0 m, a proračunati volumen izbijanja po jednoj bušotini $191,4 \text{ m}^3$, odnosno učinak miniranja $11,2 \text{ m}^3/\text{m}$ bušenja. Predviđena ukupna dužina eksplozivnog naboja bila je 13,9 m, od čega glavnog naboja 3,1 m. Predviđena dužina čepa bila je 3,1 m, a specifična potrošnja eksploziva $0,33 \text{ kg/m}^3$.

Određivanje optimalne izbojnice u kamenolomu

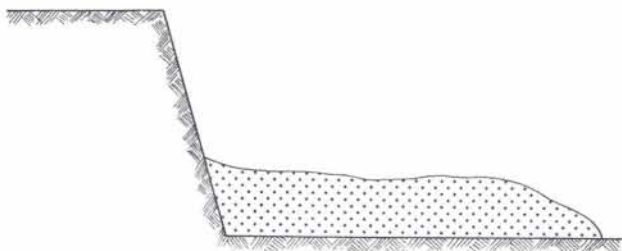
Da bi se potvrdili izračunati parametri miniranja proveden je eksperiment u kamenolomu. Izbušena je jedna vertikalna bušotina dubine 16 m (Krsnik, 1989). Za miniranje je upotrebljen eksploziv AMONAL. Nakon miniranja izmjerena je izbojnica. Iznosila je točno 3,0 m. Time su u potpunosti provjereni i potvrđeni rezultati proračunavanja optimalnih parametara miniranja.

Oblik odminirane mase kao pokazatelj uspješnosti miniranja

Jedan od pokazatelja uspješnosti miniranja je i oblik odminirane mase iz kojeg se može indicirati, da li je najveći dio eksplozijom oslobođene energije utrošen na drobljenje stijenskih blokova i postizanje željenog granulata u odminiranoj masi, ili je energija utrošena na odbacivanje materijala od kosine na kojoj je miniranje izvedeno.

Prije provedene optimalizacije oblik odminirane mase u kamenolomu »Lakovići« ukazivao je da se najveći dio energije eksplozije troši na odbacivanje materijala od kosine između etaža (slika 6). Bilo je slučajeva da je odminirani materijal bio razbačen i po cijelom osnovnom platou, odnosno I. etaži kamenoloma. Kod toga je bilo i preko 5% natgabaritnih

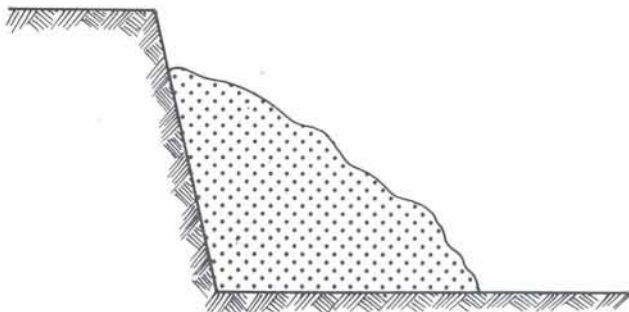
blokova, koji su naknadno sekundarnim miniranjem razbijani. Na etažama su ponekad ostajali i neodminirani »pragovi«.



Sl. 6. Oblik odminirane mase, minirane prijašnjim parametrima $a = w = 2,5$ m.

Fig. 6. Shape of the blasted material using previous parameters $a = w = 2,5$ m.

Provedenom optimalizacijom odminirani materijal bio je neznatno odbačen od kosine između etaža. Ostvaren je potpuni i ravni odlom minirane stijene. Dobivena je znatno povoljnija granulacija s manje od 1% natgabaritnih blokova. Konus odminiranog materijala dosizao je do oko 2/3 visine etaže (slika 7). Visina i širina konusa odminiranog materijala te njegov granulometrijski sastav ukazivali su da je miniranje s novim parametrima i promijenjenom orijentacijom fronte kamenoloma bilo uspješno.



Sl. 7. Oblik odminirane mase minirane s novim parametrima $w = 3,0$ m i $a = 4,0$ m.

Fig. 7. Shape of the blasted material using new parameters $w = 3,0$ m and $a = 4$ m.

Izgled odloma stijene prije miniranja i izgled stijene s odminiranim materijalom nakon optimalizacije miniranja vidljiv je na fotografijama 1 i 2.

Postignuti ekonomski efekti

S obzirom da su umjesto veličina miniranja $2,5 \text{ m} \times 2,5 \text{ m}$ predložene veličine $3,0 \times 4,0$ to će za godišnju proizvodnju od oko 80.000 m^3 umjesto 12.800 m biti potrebno izbušiti samo 6.670 m bušotina. Specifična potrošnja eksploziva smanjiti će se od sadašnjih $0,63 \text{ kg/m}^3$ na $0,33 \text{ kg/m}^3$. Znači da su optimalizacijom miniranja troškovi bušenja i eksploziva smanjeni približno na polovinu.

Zaključak

Optimalizacijom miniranja uz zaokretanje fronte kamenoloma za približno 20° i ostvarivanje traženog granulometrijskog sastava odminirane mase troškovi



Fot. 1. Oblik radne fronte prije miniranja.

Phot. 1. Shape of the working front before blasting.



Fot. 2. Oblik odminiranog materijala nakon miniranja s parametrima $w = 3,0$ m i $a = 4,0$ m.

Phot. 2. Shape of the blasted material after blasting using new parameters $w = 3,0$ m and $a = 4,0$ m.

bušačko-minerskih radova za pridobivanje istih količina kamena smanjili su se približno na polovinu. Optimalizacija je provedena nakon detaljnog snimanja diskontinuitata u stijenskoj masi.

Na osnovu statističke obrade dobivenih podataka prognozirano je vjerojatni granulometrijski sastav odminiranog materijala, kada se kod odloma prilikom miniranja koriste samo postojeći prirodni diskontinuiteti u stijenskoj masi, bez njenog dodatnog drobljenja. Dokazano je, da je gustoća diskontinuiteta za te uvjete eksploatacije nedovoljna duž svih pravaca pa je neophodno dodatno drobljenje materijala u fazi miniranja. Proračunata veličina izbojnice od $3,0 \text{ m}$, kontrolirana je eksperimentalno izradom vertikalne minske bušotine i odgovarajućim miniranjem. Primjenjeni odnos veličine izbojnice i razmaka između minskih bušotina od $1,3$, omogućio je dodatno drobljenje stijenskih blokova eksplozijom, tako da je praktički prestala potreba za sekundarnim miniranjem natgabaritnih blokova.

Primljeno: 28. I. 1992.

Prihvaćeno: 9. VI. 1992.

LITERATURA

- Božić, B. (1989): »Utjecaj projektnih rješenja bušačko-minerskih radova na ekonomičnost eksploatacije«. VII. jugoslavenski simpozij o površinskoj eksploataciji, Zbornik radova, 25–30, Beočin.
- Božić, B., Braun, K., Braun-Dravec, J., (1989): »Primjena računarske tehnike u projektiranju minerskih radova u kamenolomima i površinskim kopovima«. Jugoslavensko-poljski simpozijum: »Primena računarske tehnike u površinskoj eksploataciji mineralnih sirovina«. Zbornik radova, 129–144, Kostolac.
- Božić, B., Braun, K., Braun-Dravec, J. (1989): »Utjecaj tektonskog sklopa na formiranje površinskog kopa i miniranje u kamenolomu dolomita Čelina kraj Daruvara«. Simpozijum rudarstva i metalurgije, Zbornik radova, 205–211, Bor.
- Božić, B., Braun, K. (1991): »Tectonic fabric and blasting in dolomite rocks«. 7. International Congress on Rock Mechanics, Proceedings, Volume 2, 1031–1035, Aachen.
- Braun, K., Božić, B., Braun-Dravec, J., (1989): »Utjecaj tektonskog sklopa na formiranje površinskog kopa u kamenolomu dolomita Zaprešićki Ivanec kraj Zagreba«. *Rudarsko-geološko-naftni zbornik*, 1, 95–100, Zagreb.
- Farmer, I. W., Kemeny, J. M., McDaniel, C. (1991): »Analysis of rock fragmentation in bench blasting using digital image processing«. 7. International Congress on Rock Mechanics, Proceedings, Volume 2, 1037–1042, Aachen.
- Hoek, E., Bray, J. (1974): »Rock Slope Engineering«. The Institution of Mining and Metallurgy, Gresham press, 309 str. London
- Krsnik, J. (1989): »Miniranje«. Sveučilište u Zagrebu, Rudarsko-geološko-naftni fakultet, Institut za rudarstvo, geotehniku i naftu, 100 str., Zagreb.
- Lomtadze, V., D. (1970): »Inženjerska geologija, inženjerska petrografija«. Izdateljstvo »Njedra«, 512 str., Lenjingrad.
- Roberts, A. (1977): »Geotechnology«. Pergamon Press, 342 str., London.

Optimalization of Blasting in »Lakovići« Limestone Quarry

B. Božić and K. Braun

In »Lakovići« quarry near Baderna, limestone is mined for road building purposes in Istria. Blasting is carried out on two floors, each 15 m in height. The sizes of blasted rocks are not satisfactory containing over 5% of blocks with unsuitable dimensions. Their forms have also showed that blasting parameters are not optimal because large part of explosive energy had to be used for throwing away of blasted rock masses. Investigations of the tectonic structure of the rocks have been used for optimalization of work front and blasting works. Structural geological data of investigated discontinuities in three characteristic directions are examined statistically.

It is determined that optimal blasting conditions may be achieved if the work front of the quarry face is turned for 20 degrees thus providing not more than 1% of rock blocks with unsuitable sizes in the blasted rock material. The lowest resistance line of

3,0 m has been determined by counting, and proved experimentally. In relation with the existing blasting system with the lowest resistance line $w=3,0$ m and distance $a=4,0$ m the required sizes of blasted rock fractions could be achieved.

Both the blasted rock shapes and sizes have proved the blasting techniques to be successful for the largest portion of explosive energy was used to break the rock masses. Only a smaller part was used to discard the rock material from the work face.

Together with better particle sizes the specific consumption of explosive has been lowered from $0,63 \text{ kg/m}^3$ to $0,33 \text{ kg/m}^3$ or, in annual production of 80.000 m^3 , this will decrease the consumption of explosive for 24.000 kg. For an equal annual production of building rocks 6.670 m of shot holes are now needed instead of previous 12.800 m.