

Vitomir Milić, Igor Svrkota*, Dejan Petrović**

ODREDJIVANJE PARAMETARA METODA OTKOPAVANJA LABORATORIJSKIM ISPITIVANJIMA NA FIZIČKIM MODELIMA SLIČNOSTI**

Izvod

Ovaj rad je nastao na osnovu predhodno izvršenih laboratorijskih istraživanja u laboratorijskim uslovima, na fizičkim modelima sličnosti. On predstavlja sintezu teoretskog objašnjenja i praktičnog istraživanja. Pojave koje su razmatrane ne mogu se pratiti u stvarnim, jamskim, uslovima već se moraju ispitivati u laboratoriji. Predložena je nova konstrukcija metode blokovskog zarušavanja kojoj je zbog specifičnog rasporeda otkopnih blokova dat naziv "Metoda poluetažnog prinudnog zarušavanja sa jednostranim bočnim utovarom rude". Za ovu metodu istraživani su i određeni optimalni parametri za njenu buduću praktičnu primenu.

Ključne reči: podzemna eksploatacija, metode otkopavanja, fizički modeli sličnosti

UVOD

Za otkopavanje siromašnih rudnih ležišta koja zaležu na sve većim dubinama, neminovno se javlja potreba primene visokoproduktivnih metoda otkopavanja. Povećanjem kapaciteta smanjuju se troškovi eksploatacije i time omogućava ekonomski isplativo otkopavanje ležišta. Metoda poluetažnog prinudnog zarušavanja pripada grupi visokoproduktivnih metoda otkopavanja.

Visoki proizvodni kapaciteti koji se mogu ostvariti ovom metodom uslovljeni su prvenstveno mogućnošću potpune mehanizovanosti svih proizvodnih procesa eksploatacije. Osnovni nedostatak metoda iz ove grupe predstavlja nemogućnost potpunog istakanja rude, što je u direktnoj vezi sa osiromašenjem rude. Veće iskorišćenje rude postiže se pri njenom većem osiromašenju

što za sobom povlači i veće troškove transporta, izvoza i prerade. To ukazuje da se osiromašenje može povećati do određene granice, kada ukupni troškovi dobijanja i prerade prevazilaze ekonomsku vrednost rude.

Odredjivanjem optimalnih konstruktivnih parametara metode otkopavanja dobijaju se najpovoljnije vrednosti iskorišćenja i osiromašenja rude.

MODELSKO ISPITIVANJE PARAMETARA METODA OTKOPAVANJA

Modelska ispitivanja predstavljaju jednu od neophodnih etapa pri naučnom prilaženju rešavanja različitih problema. Na osnovu modelskih ispitivanja mogu se

* Univerzitet u Beogradu, Tehnički fakultet u Boru

** Ovaj rad je deo istraživanja na projektu br. TR33038 "Usavršavanje tehnologija eksploatacije i prerade rude bakra sa monitoringom životne i radne sredine u RTB Bor Grupa", koji finansira Ministarstvo prosvete, nauke i tehnološkog razvoja Republike Srbije.

proveriti rešenja dobivena analitičkim putem. Istovremeno modelske metode omogućuju da se prate izvesni procesi za koje bi u slučaju ispitivanja na terenu trebalo mnogo vremena i sredstava, a da se pri tome ne izgubi u kvalitetu.

Izučavanje zakonitosti istakanja rude zahteva razradu osnovne teorije toga procesa i praktične podloge u cilju sniženja gubitaka i osiromašenja rude.

Primena metoda otkopavanja kod kojih se minirana ruda mora predhodno propustiti kroz neki ispusni otvor zahteva dobro poznavanje teorije istakanja (točenja) miniranog materijala. Modelska ispitivanja su u ovim istraživanjima od neprocenjive važnosti s obzirom da u jamskim uslovima ne postoji mogućnost posmatranja promena u rudi koja se istače. Oslanjanje na dobijene rezultate i njihovu primenu u praksi zahteva vrlo precizan i strpljiv rad uz obavezno poštovanje određenih zakonitosti. Znači, pri modelskim ispitivanjima moraju se poštovati određeni principi koji su zasnovani na sličnosti koja mora postojati između pojava u modelima i onih koje se dešavaju u prirodi.

Ruski akademik L. I. Sedov daje definiciju modeliranja na sledeći način: "Modeliranje je zamena izučavanja pojava u prirodi koje nas interesuju, izučavanjem analogne pojave na modelu manje ili veće razmere, obično u specijalnim laboratorijskim uslovima. Osnovni smisao modeliranja sastoji se u tome da se rezultatima oglada, koji su dobijeni na modelima, mogu dati neophodni odgovori o karakteru efekata i o različitim veličinama, vezanim sa pojavom u prirodnim uslovima" [1]. Za dve pojave može se reći da su slične ako po zadanim karakteristikama jedne može se odrediti karakteristika druge pojave preko razmere sličnosti.

Pri modelskim ispitivanjima moraju se poštovati određeni principi. Oni se zasnivaju na sličnosti koja mora postojati između pojava u modelima i onih koje se dešavaju u prirodi.

Uslov sličnosti moguće je postići samo ako se svi parametri, koji karakterišu sistem, mogu dobiti množenjem parametara modela nekim konstantnim množiteljem (razmerom).

U slučaju linearne sličnosti razmera se javlja kao konstanta koja je obično određena eksperimentalno ili proračunom. Najjednostavniji primer je geometrijska sličnost dva ili više objekata gde se odnos između odgovarajućih razmera, koje određuju geometrijsku formu, javlja konstantnom veličinom [2]. Geometrijska (linearna) sličnost podrazumeva, pre svega, izradu svih delova modela u usvojenoj geometrijskoj razmeri. To znači da su odnosi linearnih dimenzija modela i dimenzija u prirodi konstantni (npr. dimenzije bloka miniranja u modelu i dimenzije bloka miniranja u prirodi nalaze se u istom odnosu).

Geometrijska sličnost podrazumeva i umanjenje krupnoće materijala kojim se vrši eksperiment. Umanjenjem krupnoće materijala vrlo često se menjaju i njegove fizičko - mehaničke karakteristike.

Specijalnim eksperimentom ustanovljeno je:

Najmanje dopuštene geometrijske dimenzije pri modeliranju treba da budu i takve da se sačuva postojanje fizičko - mehaničkih svojstava sipućeg materijala [3].

$$n_{dop} < \frac{\tau_n - f \cdot \sigma_n}{C_n} \quad (1)$$

gde su:

τ_n - glavno tangencijalno naprezanje čestica,

σ_n - glavno normalno naprezanje,

f - koeficijent unutrašnjeg trenja,

C_n - sile adhezije.

Ako se za prihvaćene geometrijske dimenzije modela fizičke osobine sredine (materijala koji se toči) ne menjaju i omogućuju slobodno isticanje materijala, karakterističnog za prirodne uslove, onda je proces modeliranja fizički sličan prirodnom [3].

Modeliranje mehaničkih kretanja bazira se na kinematskoj sličnosti, koja određuje sličnost mehaničkih kretanja. Položaj objekata ispitivanja određuje se koordinatama njegovih tačaka u funkciji od vremena ili zakonom kretanja. U slučaju kinematske sličnosti, odnos koordinata bilo kojih analognih tačaka prirode i modela, za odgovarajuće momente vremena, javlja se konstantnim.

$$\frac{X_{ip}(tp)}{X_{im}(tm)} = \frac{Y_{ip}(tp)}{Y_{im}(tm)} = \frac{Z_{ip}(tp)}{Z_{im}(tm)} = R_l \quad (2)$$

gde su:

$X_{ip}(tp)$, $Y_{ip}(tp)$ i $Z_{ip}(tp)$ - koordinate i-te tačke u prirodi u funkciji od vremena,

$X_{im}(tm)$, $Y_{im}(tm)$, $Z_{im}(tm)$ - koordinate analogne tačke modela u funkciji od vremena,

t_p , t_m - skala vremena za prirodu i model,

R_l - koeficijent sličnosti dužine (razmera dužine).

Kinematska sličnost omogućuje određivanje (ovih) karakteristika kretanja u prirodi (brzine, ubrzanja) prema rezultatima ispitivanja na modelu. Veličina brzine određuje se iz odnosa:

$$\frac{\frac{dX_{ip}}{dt_p}}{\frac{dX_{im}}{dt_m}} = R_v \quad (3)$$

Ako se označi odnos $t_p/t_m = R_t$, a imajući u vidu izraz (2), izraz (3) dobija novi oblik:

$$\frac{X_{ip}}{X_{im}} = \frac{R_l}{R_t} = R_v \quad (4)$$

gde su:

R_t - koeficijent sličnosti vremena (razmera vremena).

R_v - koeficijent sličnosti brzine (razmera brzine).

Koeficijent sličnosti vremena (R_t) se obično zadaje u polaznim pretpostavkama ili se određuje eksperimentalno.

Po analogiji može se napisati:

$$\frac{Y_{ip}}{Y_{im}} = \frac{Z_{ip}}{Z_{im}} = \frac{R_l}{R_t} = R_v \quad (5)$$

Razmeru ubrzanja takodje je moguće izraziti kroz polazne koeficijente sličnosti:

$$R_a = \frac{a_{ip}(t_p)}{a_{im}(t_m)} = \frac{\frac{dV_{ip}}{dt_p}}{\frac{dV_{im}}{dt_m}} = \frac{R_v}{R_t} = \frac{R_l}{R_t^2} \quad (6)$$

U opštem slučaju kinematička sličnost biće ispunjena ako je brzina kretanja komada ugrađenih u modelu proporcionalna brzini kretanja rude u prirodi. Brzina kretanja čestica pri istakanju u kinematskim modelima je $\sqrt{n}$ puta manja nego u prirodi (gde je n - razmera modeliranja) [3].

Medjutim, pri kinematičkoj sličnosti ne može se ništa reći o silama u elementima sistema. Da bi ispitivali karakteristike sile i energije procesa na modelima i primenili rezultate ispitivanja u prirodi, prema uslovima kinematičke sličnosti, neophodno je obezbediti materijalnu sličnost tačaka sistema [1]:

$$\frac{m_{ip}}{m_{im}} = R_m = const \quad (7)$$

gde su:

m_{ip} - masa i-te tačke u prirodi,

m_{im} - masa analogne tačke na modelu,

R_m - koeficijent sličnosti mase (razmera mase).

U slučaju dinamičke sličnosti veza između sile i rada u prirodi i na modelu izražava se kroz koeficijent sličnosti dužine, mase i vremena:

$$\frac{F_{ip}}{F_{im}} = \frac{m_{ip} \cdot a_{ip}}{m_{im} \cdot a_{im}} =$$

$$= R_m \cdot R_a = \frac{R_m \cdot R_l}{R_t^2} = R_f \quad (8)$$

$$\frac{A_{ip}}{A_{im}} = \frac{F_{ip} \cdot L_{ip}}{F_{im} \cdot L_{im}} =$$

$$= R_f \cdot R_l = \frac{R_m \cdot R_l^2}{R_t^2} = R_a \quad (9)$$

gde su:

F_{ip} - veličina sile koja deluje na i-tu tačku u prirodi,

F_{im} - veličina sile koja deluje na i-tu tačku modela,

R_f - koeficijent sličnosti sile (razmera sile),

A_{ip} - rad izvršen pri pomeranju i-te tačke u prirodi,

A_{im} - rad izvršen pri pomeranju analogne tačke modela,

R_a - koeficijent sličnosti rada (razmera rada).

Sveukupnost dinamičke i kinematičke sličnosti nazivamo mehaničkom sličnošću.

Iz ovog razloga, da bi se na modelu mogli proučiti procesi vezani za pojavu istakanja rude, deformacije i pritiska, neophodno je da budu zadovoljeni osnovni zahtevi mehaničke sličnosti. Za zadovoljenje ovih zahteva potrebno je utvrditi odgovarajuće kriterijume. U slučaju modeliranja u rudarstvu, od presudnog uticaja na ponašanje stenskog masiva oko podzemne prostorije su: zapreminska masa i unutrašnje sile (naponi) u masivu. U saglasnosti sa ovim uslovom utvrđivanje kriterijuma sličnosti svodi se na primenu Njutnovog zakona sličnosti, za slučaj zajedničkog delovanja težinskih sila i unutrašnjih naprežanja, čiji je uticaj na ponašanje stenske mase oko podzemne prostorije i najdominantniji. Ova zavisnost u konačnom obliku, može se prikazati obrascem [11]:

$$\frac{N_p}{l_p \cdot \gamma_p} = \frac{N_m}{l_m \cdot \gamma_m} = K \quad (10)$$

gde su:

N_p - specifična sila u prirodi,

N_m - specifična sila na modelu,

γ_p - zapreminska masa u prirodi,

γ_m - zapreminska masa na modelu,

l_p - dimenzije u prirodi,

l_m - dimenzije na modelu i

K - neimenovani broj na osnovu koga se određuje kriterijum sličnosti.

Da bi mehanički procesi, koji su izazvani unutrašnjim naprežanjima i težinom materijala, u prirodi bili slični odgovarajućim procesima na modelu, neophodno je da kriterijum sličnosti (K) - određen na osnovu podataka dobijenih sa terena i podataka dobijenih sa modela, međusobno bude jednak. Ukoliko je ovaj kriterijum zadovoljen tada su i uslovi sličnosti ispunjeni.

Kako predhodni obazac predstavlja osnovni obrazac mehaničke sličnosti kod modeliranja mehaničkih procesa u stenskoj masi, to radi jednostavnijeg (praktičnijeg) njegovog korišćenja, isti se može napisati u obliku [4]:

$$N_p = \frac{\gamma_p}{\gamma_m} \cdot \frac{l_p}{l_m} \cdot N_m \quad (11)$$

Ovaj obrazac predstavlja osnovnu vezu između objekata u prirodi i fizičkih modela kod laboratorijskih istraživanja kinematike izvesnih procesa vezanih za otkopavanje i istraživanja deformaciono - naponskih promena oko podzemne prostorije.

IZRADA MODELA

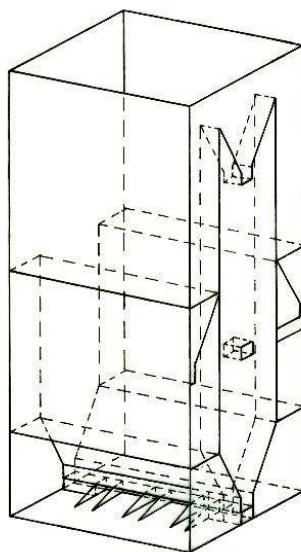
Istraživanje osnovnih parametara metode poluetažnog zarušavanja izvršeno je eksperimentalnim laboratorijskim metodama na modelima sličnosti od prirodnog materijala.

Predložena metoda razradjena je kroz varijantu sa normalnom širinom bloka i jednostranim bočnim utovarom.

Pri izboru razmere modeliranja nastojalo se da razmera bude što je moguće manja kako bi uslovi i rezultati ispitivanja bili što bliži prirodnim. Za predložene parametre otkopnih blokova i karakteristike rudnog ležišta i rude, usvojena je razmera 1:100.

Model je napravljen od providnog materijala pleksiglasa debljine 8 mm, u razmeri 1:100. Ovakvu razmeru uslovlila je pre svega visina blokova od 80 m iz kojih se ruda jednovremeno istače. Model ima oblik prizme sa pravougaonom osnovom dimenzije 320 x 450 mm i visine 1100 mm (sl. 1.). Obzirom da je jedan od promenljivih parametara osno rastojanje između bočnih utovarnih komora, dno

bloka na modelu ima oblik tranšeje, a konstruisano je tako da omogućava promenu osnog rastojanja između utovarnih komora. To je ostvareno na taj način što su napravljeni posebni izmenljivi segmenti, koji odgovaraju osnim rastojanjima između bočnih utovarnih komora od 8, 10 i 12 m. Za ove vrednosti osnog rastojanja moćnost pojasa minirane rude iznosi 24, 30 i 36 m. Dimenzije utovarnih komora su 40 x 35 mm (u prirodnim uslovima 4 x 3,5 m). Ispitivanja na modelu vršena su za širinu bloka miniranja od 120, 140 i 160 mm (u prirodnim uslovima 12, 14 i 16 m). Promena širine bloka miniranja ostvarena je ugradnjom dodatnih ploča (sa obe strane) od pleksiglasa, koje se za model učvršćuju zavrtnjima.



Sl. 1. Aksonometrijski izgled modela M-1

Da bi se ostvario jasan kontakt između rude i jalovine koja je okružuje, izradjen je šablon od lima, koji se nakon ugradnje rude i jalovine u model vadi iz modela ostavljajući jasan kontakt između rude i jalovine.

Aksonometrijski izgled modela M-1 prikazan je na slici br. 1. Da bi se simulirale neravnine na stranicama otkopnih blokova, odnosno trenje između odminirane rude i stranica bokova otkopnih blokova, kao i u

samom dnu otkopnog bloka, na stranicama modela (bočnim i čeonim) nalepljeno je brusno platno (šmirgl papir). Konstrukcija predložene metode poluetažnog prinudnog zarušavanja, može se videti sa čeaone strane modela. Geometrija metode uradjena je u obliku okvira takodje od pleksiglasa.

Ovako izradjen model (za maksimalne parametre koji će se tokom istraživanja menjati) omogućavaju promenu svih konstruktivnih parametra metode otkopavanja (širinu bloka miniranja B, osno rastojanje izmedju bočnih utovarnih komora I, moćnost pojasa minirane rude m_1 , visinu bloka iz koga se ruda istače H). Visina bloka iznosi 80 m. Ona odgovara visini jednog horizonta (etaže) i njena vrednost tokom istraživanja i promene ostalih parametara zadržana je kao konstantna veličina.

PRIPREMA RUDE I JALOVINE

Za ova istraživanja korišćena je ruda iz rudnog tela "Borska Reka". Uzorak rude pripremljen je od kompozita rude od uzoraka jezgara bušotina na dubinskom istražnom bušenju i od rude dobijene sa radilišta rudarsko - istražnih radova na koti - 155 m u rudnom telu "Borska Reka". Ovako pripremljen uzorak rude sa zadovoljavajućom tačnošću može da predstavlja reprezentativni uzorak ležišta.

Granulometrijski sastav rude određen je na osnovu elemenata pukotinskog sistema u ležištu i stečenih iskustava na otkopavanju rude u borskoj jami. Takodje, na osnovu razradjenih faza tehnološkog procesa dobijanja rude uradjena je prognoza srednjeg prečnika minirane rude.

PROGNOZA GRANULACIJE MINI-RANE RUDE I IZBOR GRANULO-METRIJSKOG SASTAVA RUDE I JALOVINE

Pri primeni metoda otkopavanja sa zarušavanjem rude, značajnu ulogu ima

njeno istakanje u procesu utovara, kada se, u zavisnosti od većeg broja faktora, uslovljava odgovarajuće iskorišćenje rude [5]. Jedan od značajnih faktora istakanja rude je i njena granulacija koja je uslovljena bušačko-minerskim radovima. Kod sitnije granulacije minirane rude dolazi do formiranja elipsoida istakanja sa manjom malom poluosom, odnosno većim ekscentricitetom [6]. Sa povećanjem učešća krupnijih klasa krupnoće povećava se širina elipsoida istakanja, a karakteristika elipsoida istakanja odnosno njegov ekscentricitet se smanjuje. Na bazi parametara bušenja i miniranja može se izvršiti prognoza granulacije minirane rude. U osnovi matematičkih modela za prognozu granulacije odminirane stenske mase su zakoni drobljenja koji predstavljaju zavisnost krupnoće od energije eksploziva uz dalje empirijsko određivanje i uvođenje korekcija za najznačajnije faktore drobljenja.

Na osnovu polaznih podataka, a prime-nom prognoze po Mironovu [7] dobijaju se vrednosti srednjeg prečnika komada minirane rude u granicama 0,308 - 0,426 m. Dobijene vrednosti srednjeg prečnika predstavljaju važan parametar na osnovu koga će se izvršiti priprema rude i odrediti učešće pojedinih klasa krupnoće.

Veliki je značaj pravilne procene srednjeg prečnika minirane rude. Granulometrijski sastav u najvećoj meri određuje oblik figure istakanja [8]. Dobro poznavanje efekata bušačko-minerskih radova je važno kao osnova za primenu metoda kod kojih se ruda propušta kroz neki ispusni otvor. Od karakteristike elipsoida istakanja (njegovog ekscentriciteta) zavisi količina dobijene, odnosno izgubljene rude, kao i količina elipsoidom zahvaćene jalovine [9].

Pripremljena količina rude i jalovine na osnovu dimenzija modela iznosi: $Q_r = 75,00$ kg; $Q_j = 150,00$ kg. Srednji prečnik komada može se sračunati po formuli:

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot P_i}{100} \text{ mm} \quad (12)$$

gde su:

$$d_i = \frac{d_1 + d_2}{2}, \text{ mm - srednji prečnik}$$

uske klase krupnoće,

P_i - procentualno učešće pojedinih klasa krupnoće.

Srednji prečnik komada za rudu iznosi:

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot P_i}{100} = 0.385 \text{ m}$$

Srednji prečnik komada za jalovinu:

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot P_i}{100} = 0.581 \text{ m}$$

Da bi se dobila željena granulacija mora se najpre obezbediti dovoljna količina rude i jalovine za svaku klasu krupnoće. Količina rude je određena za maksimalnu moćnost minirane rude, a količina jalovine za minimalnu moćnost minirane rude. Njihov zbir je veći od zapremine modela. Pripremljene količine potrebnih klasa krupnoće rude sipaju se na gomilu i metodom prstena i kupe vrši se njihovo mešanje. Da bi se dobio ravnomerni raspored svih klasa krupnoće mešanje se ponavlja tri puta. Ovakav postupak mešanja primenjuje se i za jalovinu. Pripremom rude dobijena je ruda sa srednjim prečnikom $d_{sr} = 385 \text{ mm}$ i jalovina sa $d_{sr} = 581 \text{ mm}$. Na ovaj način dobijeni uzorak rude i jalovine spreman ja za ugradnju u model.

IZVODJENJE OGLEDA

Istakanje rude iz utovarnih komora vrši se lopaticama koje simuliraju utovarne kašike utovarno-transportnih mašina, napravljene takodje u usvojenoj razmeri 1:100. Utovar lopaticom vrši se naizmenično iz svakog hodnika u jednakim dozama. Ovako naizmeničan način utovara omogućava da krovinski kontakt između minirane rude i obrušene jalovine ostane horizontalan. Na taj način sprečava se

prevremeni silazak jalovine u ispusne otvore.

Racionalno izvodjenje laboratorijskih ispitivanja zahteva određivanje potrebnog broja ogleda. Da bi našli empirijske formule neke nezavisno promenljive veličine U_i od više n nezavisno promenljivih veličina X_i ako svaka od njih može da ima p vrednosti, ili varijanti, potrebno je izvršiti p^n različitih opažanja ogleda. Ako je pri tome potrebno i više puta ponoviti opažanje, ogled, na primer q puta onda će ukupan broj N opažanja biti [20]:

$$N = q \cdot p^n \quad (13)$$

gde su:

N - potreban broj ogleda,

p - vrednosti koje ima nezavisno promenljiva veličina,

n - nezavisno promenljive veličine (varijabile)

q - broj ponavljanja ogleda.

U konkretnom slučaju je usvojeno da se eksperimenti izvedu sa dve promenljive veličine (varijabile), od kojih svaka ima tri nivoa vrednosti, pa je puni plan faktorielnog eksperimenta: $3 \times 3^2 = 27$. Obzirom da broj ogleda u eksperimentalnom planu nije veliki, a zbog pouzdanosti dobijenih rezultata usvojen je potpuni plan eksperimenata.

STALNI I PROMENLJIVI PARAMETRI PRI ISPITIVANJU

U toku izvodjenja ogleda operiše se sa sledećim usvojenim parametrima i veličinama:

- dimenzije podetažnih hodnika,
- dimenzije hodnika za bušenje,
- njihovo međusobno rastojanje,
- dimenzije utovarnih komora,
- visina poluetaže (podetaže),
- granulometrijski sastav rude i jalovine,
- zapreminska masa rude i jalovine sa odgovarajućim faktorom rastresitosti,

- nagibni ugao ravni miniranja α ,
- ugao krajnjih bušotina β .

Promenljive veličine su:

- Moćnost pojasa minirane rude, koja uslovljava broj utovarnih komora, odnosno njihovo međusobno rastojanje ($m_1 = n W K_r$)
- Širina bloka miniranja (B).

Na osnovu izučavanja zakonitosti istakanja rude na modelu i na osnovu preliminarne istraživanja parametra razmatrane metode uzete su tri vrednosti širine bloka miniranja: B = 12, 14, 16 m. Osnovno rastojanje između bočnih utovarnih komora iznose: l = 8, 10, 12 m.

Izmenom promenljivih veličina moguće je utvrditi pri kojim se parametrima postiže najveće iskorišćenje i zadovoljavajuće osiromašenje rude.

ISTAKANJE RUDE

Pri interpretaciji rezultata formirani su tabelarni i grafički prikazi. U svakoj tabeli, za svaki izvedeni ogled, prikazan je bilans jednog ogleda iz kojeg se vidi, po dozama istakanja, količina istočene rudne mase (rovne rude) Q_{rm} , čiste rude Q_{cr} , i jalovine Q_j u kg. Takođe, u tabeli je data i njihova kumulativna vrednost, kao i iskorišćenje rude I_r (%) i osiromašenje rude O_r (%) u dozi i ukupno [11].

Na osnovu dobijene čiste rude Q_{cr} (kg) iz svake doze deljenjem sa količinom ugrađene rude Q_r (kg) u modelu, za taj ogled dobija se iskorišćenje za svaku dozu tj.

$$I_r = \frac{Q_{cr}}{Q_r} \cdot 100, \% \quad (14)$$

Ukupno iskorišćenje dobija se iz odnosa čiste rude Q_{cr} i to kumulativno, prema ugrađenoj količini rude Q_r u modelu.

Osiromašenje za svaku dozu predstavlja odnos količine jalovine Q_j za svaku dozu posebno, prema ukupnoj količini rovne rude Q_{rm} , za tu dozu tj.

$$O_r = \frac{Q_j}{Q_{rm}} \cdot 100, \% \quad (15)$$

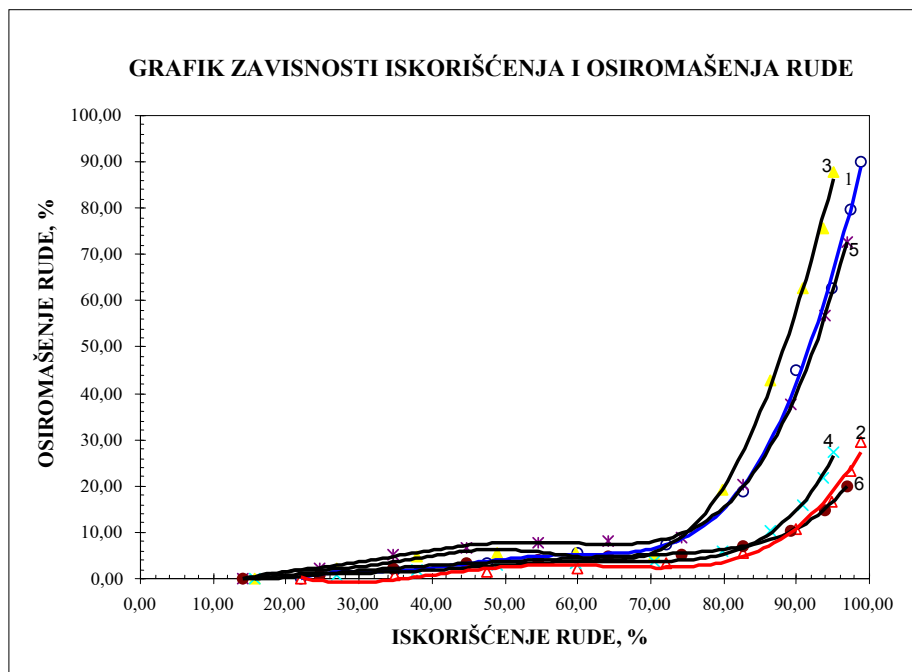
Ukupno osiromašenje dobija se iz odnosa količina jalovine Q_j kumulativno, prema količini rudne mase Q_{rm} kumulativno za tu dozu.

INTERPRETACIJA I ANALIZA DOBIJENIH REZULTATA

Na osnovu izmerenih količina čiste rude i jalovine pri istakanju (u dozama istakanja), za svaki ogled, izračunate su vrednosti iskorišćenja i osiromašenja rude u dozi i ukupno. Sračunate vrednosti su predstavljene grafički i dobijene su funkcionalne zavisnosti.

Na modelu M-1 u prvoj seriji ogleda urađeno je 27 ogleda. Tri puta su širina bloka miniranja (B = 12, 14, 16 m) i osnovno rastojanje između bočnih utovarnih komora (l = 8, 10, 12 m) menjale svoju vrednost. Za svaki izabrani par ovih parametara ogled je ponavljan po tri puta.

Najpovoljniji rezultati dobijaju se za širinu bloka B = 12 m i osnovno rastojanje između utovarnih komora l = 12 m. Pri ovim vrednostima parametara dobija se količina čiste rude od preko 22 %. Za ukupno iskorišćenje od 89,94 % dobija se osiromašenje od 10,68 % [11].



Sl. 2. Uporedni rezultati istakanja rude iz modela M-1 u I seriji (tri utovarne komore) za odnose parametara $H = 80$ m, $B = 12, 14$ i 16 m i $l = 12$ m

1, 2. $B = 12$ m; $l = 12$ m (1 u dozi; 2 ukupno)

3, 4. $B = 14$ m; $l = 12$ m (3 u dozi; 4 ukupno)

5, 6. $B = 16$ m; $l = 12$ m (5 u dozi; 6 ukupno)

ZAKLJUČAK

U ovom radu razmatrana je nova konstrukcija metode otkopavanja. Ona se može svrstati u grupu blokovskih metoda, a primenljiva je za masovno otkopavanje rude. Zbog specifičnosti konstrukcije metodi je dat naziv "Metoda poluetažnog prinudnog zarušavanja". Obaranje rude se vrši u blokovima velike visine, manje ili velike širine i u pojasi velike moćnosti. Konstrukcijom metode predviđena je priprema dna bloka sa bočnim utovarnim komorama, što omogućuje istovremeno istakanje rude po celoj širini miniranog pojasa. Ovakvom pripremom omogućeno je protočno provetravanje otkopnih blokova.

Analizom rezultata i upoređivanjem dobijenih vrednosti došlo se do najboljih odnosa parametara. Za varijantu metode poluetažnog prinudnog zarušavanja sa jednostranim bočnim utovarom, koja je ispitivana na modelu M - 1, optimalni parametri su:

- visina bloka $H = 80$ m,
- širina otkopnog bloka (širina pojasa miniranja) $B = 12$ m,
- osno rastojanje između bočnih utovarnih komora $l = 12$ m.

Pri ovim vrednostima parametara dobija se najveća količina čiste rude od 22 % i iskorišćenje rude od 90 % uz minimalno osiromašenje od 10 %.

LITERATURA

- [1] V. M. Komir, L. M. Gejman, V. S. Kravcov, N. I. Mjačina. Modelirovanije razrušajušćeg dejstvija vzryva v gornyh porodah.
- [2] I. D. Nasonov. Modelirovanie gornyh procesov. Moskva, "Nedra" 1978.
- [3] P. M. Vol'fon. Podetažnoe obrušenie. Moskva, "Nedra" 1968.
- [4] P. Jovanović. Projektovanje i proračun podgrade horizontalnih podzemnih prostorija. Knjiga 2, Beograd, 1994.
- [5] V. Milić, Ž. Milićević, R. Pantović. Prognoza granulacije i njen uticaj na iskorišćenje pri istakanju. XXVI oktobarsko savetovanje rudara i metalurga, D. Milanovac, 1994.
- [6] V. Milić, Ž. Milićević. Odredjivanje ekscentriciteta elipsoida točenja rude iz Borskog ležišta. Glasnik rudarstva i metalurgije, Bor, 1995.
- [7] I. F. Oksanič, P. S. Mironov. Zakonomernosti drobljenja gornyh porod vzryvom i prognozirovanie granulometrčeskogo sostava, Moskva, "Nedra" 1982.
- [8] V. V. Kulikov. Vypusk rudy, Moskva, "Nedra" 1980.
- [9] G. M. Malahov, P. V. Bezuh, P.D. Petrenko, Teorija i praktika vypuska rydi. Moskva, "Nedra" 1968.
- [10] M. Miljković, Metodologija eksperimentalnog uvodjenja metode otkopavanja ležišta mineralnih sirovina, Sigurnost u rudnicima, vol. 10. Beograd, 1975.
- [11] V. Milić, Istraživanje osnovnih parametara novih metoda poluetažnog prinudnog zarušavanja za otkopavanje dubokih delova borskog ležišta. Doktorska disertacija, Bor, 1996.

Vitomir Milić*, Igor Svrkota*, Dejan Petrović*

DETERMINATION OF MINING METHOD DESIGN PARAMETERS ON PHYSICAL SIMILARITY MODELS**

Abstract

This paper is based on previous laboratory researches on physical similarity models. It is a synthesis of theoretical and practical researches. The analyzed parameters could not be discussed in the real - time underground conditions, but only in laboratory. As the result, the new mining method is designed, named "Semi - level caving with lateral loading". Researches included method design and optimization of method parameters.

Keywords: underground mining, mining methods, physical similarity models

INTRODUCTION

High - productive mining methods are necessary in modern mining, due to a trend of increasing the ore deposit depths and decreasing the ore grades. Increase of output lowers the excavation costs and enables the economically justified underground mining. Semi - level caving belongs to a group of high - productive mining methods.

High productivity of this method is enabled, primarily, through mechanization of each technological process. The main disadvantage of this group of mining methods is ore drawing, since complete ore recovery causes high ore dilution. Ore dilution increases the haulage costs, hoisting and mineral processing. It means that there is a limit in ore dilution, beyond which the mining costs would exceed ore value.

Determination of optimal mine design parameters enables optimal relation between ore recovery and ore dilution.

MODEL TESTING OF MINE DESIGN PARAMETERS

Model testing is a necessary step in scientific approach to solving different problems. Model testing enables evaluation of the results, obtained by theoretical researches. Also, model testing enables monitoring of processes which would demand a lot of time and means in case of in situ testing, while the quality of results is still satisfactory.

Analysis of ore drawing process includes the theoretical considerations, followed by practical testing, resulting in optimal values of ore dilution.

Application of mining methods, which include ore drawing, requires a good understanding of ore drawing process. This is where model testing is crucial, since it is impossible to monitor the ore drawing in the mine during the process. In order to gain the solid and acceptable results from model testing, it is necessary to follow the

* University of Belgrade, Technical Faculty in Bor

** This paper is a part of the research on the project No. TR33038 "Improving the Technology of Copper Ore Mining and processing with Monitoring of Living and Working environment in RTB Bor Group", funded by the Ministry of Education, Science and Technological Development of the Republic of Serbia

certain procedure and regularities. It means that there are principles based on similarity between natural occurrence and its model, which have to be obeyed in model testing.

By L. I. Sedov, the Russian author, modeling is replacement of studying natural occurrences by studying analog occurrence at a model with certain scale, usually in laboratory environment. Basic concept of modeling is to gain the results on character and parameters of natural occurrence [1]. Two occurrences are considered as similar if by input parameters of first occurrence it is possible to determine parameters of second occurrences using similarity scale.

Model testing needs to follow the certain principles. Principles are based on similarity in natural occurrences and models. Principle of similarity is fulfilled only if each parameter, that describes the system, can be gained by multiplication with constant multiplier, i.e. with scale.

In the case of linear similarity, scale is usually the constant, gained experimentally or by calculation. Most simple example is geometric similarity of two or more objects, where relation between scales which determine geometric form is constant [2]. Geometric or linear similarity means that models are created based on geometric scale. Geometric (linear) similarity means that model dimensions are created according to scale (for instance, blasting block dimensions in the mine and in model are in the same scale).

Geometric similarity is also applied to a grain size. At the certain grain size, material properties are changed. That is why there is a limit in grain size reduction scale, in order to preserve physical and mechanical properties of material [3]:

$$n_{dop} < \frac{\tau_n - f \cdot \sigma_n}{C_n} \quad (1)$$

where:

τ_n - main tangential stress of particles,
 σ_n - main normal stress,

f - internal friction ratio,

C_n - adhesion.

If a geometric scale, used for model dimensions, can be also applied to a grain size, without changing its properties, than it can be concluded that modeling process is physically similar to the natural process [3].

Modeling of mechanic movements is based on kinematic similarity. Position of analyzed objects is determined by coordinates of its points, in function of time, or by kinematic law. In case of kinematic similarity, relation of coordinates between any of analog points in nature and model, for corresponding moments of time, is constant:

$$\frac{X_{ip}(tp)}{X_{im}(tm)} = \frac{Y_{ip}(tp)}{Y_{im}(tm)} = \frac{Z_{ip}(tp)}{Z_{im}(tm)} = R_l \quad (2)$$

where:

$X_{ip}(tp)$, $Y_{ip}(tp)$ i $Z_{ip}(tp)$ - coordinates of i - point in nature in a function of time;

$X_{im}(tm)$, $Y_{im}(tm)$, $Z_{im}(tm)$ - coordinates of analog point in model in a function of time;

t_p , t_m - time scale for nature and model;

R_l - length similarity coefficient (length scale).

Kinematic similarity enables determination of movement parameters (velocity, acceleration) in nature based on tests made on model. Velocity is determined through the following relation:

$$\frac{(V_x)_{ip}}{(V_x)_{im}} = \frac{dX_{ip}/dt_p}{dX_{im}/dt_m} \quad (3)$$

If the relation $t_p/t_m = R_t$ is added, and considering relation (2), relation (3) becomes:

$$\frac{(V_x)_{ip}}{(V_x)_{im}} = \frac{R_l}{R_t} = R_v \quad (4)$$

Where:

R_t – coefficient of similarity for time (time scale)

R_v – coefficient of similarity for velocity (velocity scale).

Time scale (R_t) is usually part of input presumptions or it is determined experimentally.

Using the analogy, the following is:

$$\frac{(V_y)_{ip}}{(V_y)_{im}} = \frac{(V_z)_{ip}}{(V_z)_{im}} = \frac{R_l}{R_t} = R_v \quad (5)$$

Acceleration scale can also be calculated using the initial coefficients of similarity:

$$R_a = \frac{a_{ip}(t_p)}{a_{im}(t_m)} = \frac{dV_{ip}/dt_p}{dV_{im}/dt_m} = \frac{R_v}{R_t} = \frac{R_l}{R_t^2} \quad (6)$$

In general, kinematic similarity will be fulfilled if the velocity of grains included in a model is proportional to velocity of ore in nature. Velocity of grains during drawing in a model testing is $\sqrt{n}$ times lower than velocity of ore in nature (n is modelling scale) [3].

However, kinematic similarity does not provide force and energy similarity. In order to enable the analyses of force and energy on models and apply the results in nature, it is necessary to provide the material similarity of system points [1]:

$$\frac{m_{ip}}{m_{im}} = R_m = const \quad (7)$$

Where:

m_{ip} – mass of i – point in nature;

m_{im} – mass of analog point in model;

R_m – coefficient of similarity for mass (mass scale).

In case of dynamic similarity, relation between force and work in nature and in

model is determined through length, mass and time scale:

$$\begin{aligned} \frac{F_{ip}}{F_{im}} &= \frac{m_{ip} \cdot a_{ip}}{m_{im} \cdot a_{im}} = \\ &= R_m \cdot R_a = \frac{R_m \cdot R_l}{R_t^2} = R_f \end{aligned} \quad (8)$$

$$\begin{aligned} \frac{A_{ip}}{A_{im}} &= \frac{F_{ip} \cdot L_{ip}}{F_{im} \cdot L_{im}} = \\ &= R_f \cdot R_l = \frac{R_m \cdot R_l^2}{R_t^2} = R_a \end{aligned} \quad (9)$$

Where:

F_{ip} – force acting on i – point in nature;

F_{im} – force acting on i – point in model;

R_f – force scale;

A_{ip} – work done moving i – point in nature;

A_{im} – work done moving analog point in model;

R_a – work scale.

Totality of dynamic and kinematic similarity is called mechanical similarity.

So, for studying the ore drawing, deformations and pressure in models, it is necessary to match the requirements of mechanical similarity. This means that it is necessary to determine certain criteria. In modeling of mining, most important influence factors to stability of underground opening are density and internal forces (stresses) in the ground. Defining the similarity criteria is based on the Newton law of similarity, for the case of joint action of gravity and stress, as the most dominant influence to surrounding rock. Final form of this relation is:

$$\frac{N_p}{l_p \cdot \gamma_p} = \frac{N_m}{l_m \cdot \gamma_m} = K \quad (10)$$

Where:

N_p – specific force in nature;

N_m – specific force in model;

γ_p – density in nature;

γ_m – density in model;

l_p – dimensions in nature;
 l_m – dimensions in model;
 K – similarity criterion number.

In order to provide the similarity between mechanical processes caused by stress and gravity in nature and corresponding processes in model, similarity criterion K determined based on field data has to be equal to similarity criterion gained from model data. In that case conditions of similarity are fulfilled.

Previous formula is the basic formula of mechanical similarity in modeling of rock mass mechanical processes, but in order to simplify its application it could also be used in the following form:

$$N_p = \frac{\gamma_p}{\gamma_m} \cdot \frac{l_p}{l_m} \cdot N_m \quad (11)$$

This formula is a basic relation between objects in nature and physical models in laboratory testing of kinematics in the underground mining. It can be also used in research the stress and deformation alterations around underground objects.

CREATION OF MODEL

Research of main design parameters for semi – level caving was carried out by laboratory experimental methods on mo-

dels. Variant of mining method chosen for analysis has normal block width and single – sided lateral loading.

Criterion for selection of scale was that it should be as low as possible, in order to make model testing closer to natural conditions. For this type of mine design modeling and rock and ore properties, selected scale was 1:100.

Model is made of transparent material (Plexiglas), 8 mm thick, in 1:100 scale. Such scale is mainly defined due to block height, which is 80 m in the field. Model has a shape of prism, with dimensions 320 x 450 x 1100 mm (Figure 1). Since spacing between loading drifts should be changeable, block has trenches in its bottom, and it is created in a way that enables variation of spacing between loading drifts. This variation was enabled by exchangeable sets, because each of them had different spacing, thus matching requirements for variation between 8 m, 10 m and 12 m spacing. With variation of loading drifts spacing, thickness of blasted ore zone also varies, between 24 m, 30 m and 36 m. Loading drift is 40 x 35 mm in model, or 4 x 3.5 m in nature. Blasting zone was 120, 140 and 160 mm wide (12, 14 and 16 m in nature). Variation of model width was done using additional Plexiglas panels on both sides of model.

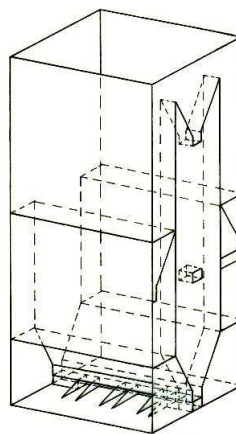


Figure 1 *Model M-1*

In order to provide clear contact between ore and waste, thin metal sheet is inserted during model loading. After model is loaded by ore and waste, metal sheet is removed, thus leaving a clear contact between ore and waste. Axonometric layout of model M-1 is shown in Figure 1.

In order to simulate rough surfaces on block walls and block bottom, i.e. friction between drawing ore and block walls, a sandpaper was applied to model walls that are in contact with ore.

Geometric design of method is visible from model face side. Frames representing method design geometry are also made of Plexiglas.

Such designed model enables a variation of each design parameter through testing process: blasting block width (B), spacing between lateral loading drifts (L), blasted ore thickness (m_1) and block height (H). Block height is 80 m. It matches the height of a level, and it was kept as a constant during the test.

PREPARATION OF ORE AND WASTE

Ore from the Jama Bor underground mine, ore body Borska Reka, is used for model testing. Ore used for model testing is a composite made of ore from core drilling and exploration works at K-155m level in the ore body Borska Reka.

Grain size distribution is determined based on elements of fracture system in the deposit and previous experiences in the Jama Bor. Also, the average grain size is predicted for this technological process.

PREDICTION OF GRAIN SIZE DISTRIBUTION FOR BLASTED ORE AND SELECTION OF GRAIN SIZE FOR ORE AND WASTE

For application the caving methods, one of the key factors is ore drawing, because it is strongly related to ore recovery [5]. An

other important factor in ore drawing process is ore grain size distribution, dependent on drilling and blasting technology. If blasted ore has smaller size grains, the drawing ellipsoid has shorter short semi – axis and higher eccentricity. With the increase of larger grain size share in grain distribution, the drawing ellipsoid becomes wider, and its eccentricity decreases.

Grain size distribution can be predicted based on drilling and blasting parameters. Laws of ore crushing are the base for mathematical prediction models for grain size distribution. Size distribution of crushed ore depends on energy of explosive, while other factors of crushing are determined empirically.

Based on the input data for this model, using prediction by Mironov [7], the predicted average grain size should be between 0.308 m and 0.426 m. Value of the average diameter is important parameter, used as a base for preparation of ore and share of specific grain sizes.

Correct prediction of average grain diameter is very important. Grain size distribution is most important influence factor to drawing ellipsoid shape [8]. Good knowledge on effects of drilling and blasting is important for correct application of mining methods which include ore drawing process. Parameters of drawing ellipsoid have a huge impact do ore recovery and ore loss, as well as ore dilution [9].

For this model, a total of 75 kg of ore and 150 kg of waste have been prepared. Average grain diameter can be calculated by following formula:

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot P_i}{100}, \text{ mm} \quad (12)$$

Where:

$$d_i = \frac{d_1 + d_2}{2}, \text{ mm} - \text{average diameter}$$

of narrow grain size class;

P_i – percentage of specific grain size classes.

For ore, the average grain diameter is:

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot P_i}{100} = 0.385 \text{ m}$$

For waste, the average grain diameter is:

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot P_i}{100} = 0.581 \text{ m}$$

In order to achieve wanted grain size distribution, it is necessary to provide a sufficient quantity of ore and waste for each grain size class.

Quantity of ore is determined for maximum thickness of blasted ore, while quantity of waste is determined according to minimum thickness of blasted ore. It means that sum of ore and waste has higher volume than the model. Prepared ore is poured on a bunch and then it is mixed, using the ring or cone mixing method. In order to gain equal distribution of each class, mixing is repeated for three times. Same procedure is applied for waste, too.

Ore prepared for model testing has the average diameter of $d_{sr} = 385$ mm, while waste is $d_{sr} = 581$ mm. This way ore and waste is ready to be poured into model.

MODEL TESTING

Ore drawing from loading drifts is performed using small shovels, thus simulating LHD loading, also regarding 1:100 scale. Loading is performed in each loading drift successively. Such successive loading enables draw control and preserves horizontal roof contact between ore and waste. This is important because such draw control prevents premature occurrence of waste in loading drifts.

Rational model testing requires determination of necessary number of tests. In order to establish empiric formula for independent variable (U_i) from several (n) independent variables (X_i), if each of them may have number of values (p), it is necessary to perform p^n tests. If the process needs to be repeated for q times, total number of tests is:

$$N = q \cdot p^n \quad (13)$$

Where:

- N – necessary number of tests;
- p – values of independent variable;
- n – variables;
- q – number of process repetition.

For our case, it was determined that tests would be performed with two variables, with each of them having three levels of values, which means that full test plan will be: $3 \times 3^2 = 27$. Since the full test plan has reasonable number of tests, this plan is considered as suitable in this case.

CONSTANT AND VARIABLE PARAMETERS

During the testing, following parameters were considered as constant:

- Dimensions of sublevel drifts;
- Dimensions of drilling drifts;
- Drift spacing;
- Dimensions of loading drifts;
- Semi – level (sublevel) height;
- Grain size distribution of ore and waste;
- Density of ore and waste, along with looseness factor;
- Angle of blasting plane (α);
- Angle of end blastholes (β).

Variable parameters are following:

- Thickness of blasted ore zone, related to number of loading drifts and their spacing ($m_1 = n W K_r$);
- Blasting block width (B).

Based on properties of a model and preliminary research on method parameters, blasting block widths are respectively: B = 12, 14, 16 m. Spacing between loading drifts is l = 8, 10, 12 m.

By varying values of variable parameters, it is possible to determine optimal parameters for best ore recovery and satisfying ore dilution.

ORE DRAWING

Tables and graphs are used for the interpretation of results. Each test has its own table, with ore drawing dosage, drawn bulk ore (Q_{rm}), clean ore (Q_{cr}) and waste (Q_j), in kilograms. Also, tables provide cumulative values, ore recovery (I_r , %) and ore dilution (O_r), in a dosage and in total [11].

Ore recovery for each dosage is calculated by dividing of clean ore with total ore in model (Q_r , kg):

$$I_r = \frac{Q_{cr}}{Q_r} \cdot 100, \% \quad (14)$$

Total ore recovery is gained as division of cumulative clean ore and total ore in model.

Ore dilution for each dosage is a relation between waste in each dosage and total of bulk ore for that dosage (Q_{rm}):

$$O_r = \frac{Q_j}{Q_{rm}} \cdot 100, \% \quad (15)$$

Total dilution is calculated from cumulative waste and cumulative bulk ore for each dosage.

ANALYSIS OF THE RESULTS

Ore recovery and ore dilution were calculated based on measured clean ore and waste that were drawn in each test, for a single dosage and in total. Calculated values are presented in a graph and functional relations were established.

Total of 27 tests were performed on M-1 model. Block width varied three times ($B = 12, 14, 16$ m), as well as loading drifts spacing ($l = 8, 10, 12$ m). For each pair of values, the test was repeated three times.

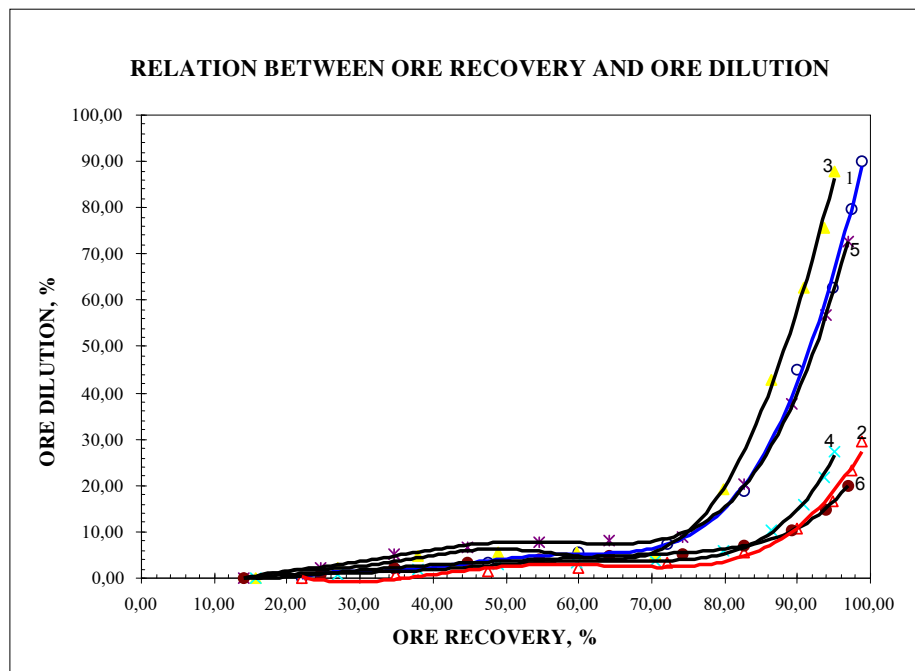


Figure 2 Results of ore drawing from M-1 model in first series of tests (with three loading drifts), for $H = 80$ m, $B = 12, 14$ and 16 m and $l = 12$ m;

Curves 1, 2: $B = 12$ m; $l = 12$ m (curve 1 – in dosage, curve 2 – total);

Curves 3, 4: $B = 14$ m; $l = 12$ m (curve 3 – in dosage, curve 4 – total);

Curves 5, 6: $B = 16$ m; $l = 12$ m (curve 5 – in dosage, curve 6 – total).

As it is seen from the graph, in first series, the best results are provided with $l = 12$ m spacing between loading drifts and $B = 12$ m block width. In this case share of clean ore is 22%. For total ore recovery of 89.94%, ore dilution is 10.68% [11].

CONCLUSION

New mining method was analyzed in this paper. This method belongs to a group of block methods and it is suitable for high capacity mining.

Due to its properties, the method is called "Semi - level caving". Ore is excavated in blocks width significant height, smaller or larger width and in thick blasting zones. Mine design includes block development with lateral loading drifts, thus providing simultaneous ore drawing from entire blasted zone. Such block development also provides good ventilation and air flow in blocks.

Analyses of the results and comparison of gained values provided optimal mine design parameters. Optimal parameters for Semi - level caving with single sided lateral loading, tested in model M-1, are as follows:

- Block height, $H = 80$ m;
- Block width (blasted zone width), $B = 12$ m;
- Spacing between loading drifts, $l = 12$ m.

For these parameters, share of clean ore is 22%, ore recovery is 90% with minimum ore dilution of 10%.

REFERENCES

- [1] V. M. Komir, L. M. Gejman, V. S. Kravcov, N. I. Mjačina, Modelirovanije razrušavajušćego dejstvija vzryva v gornyh porodah (in Russian);
- [2] I. D. Nasonov, Modelirovanie gornyh procesov, Moskva, "Nedra" 1978 (in Russian);
- [3] P. M. Vol'fson, Podetažnoe obrušenje, Moskva, "Nedra" 1968 (in Russian);
- [4] P. Jovanović, Design and Support Calculation of Horizontal Underground Rooms, Book 2 Belgrade, 1994 (in Serbian);
- [5] V. Milić, Ž. Milićević, R. Pantović, Prognosis of Granulation and its Impact on Recovery in Discharge. XXVI October Conference on Mining and Metallurgy, D. Milanovac, 1994 (in Serbian);
- [6] V. Milić, Ž. Milićević, Determining the Eccentricity of Ellipsoid in the Ore Pouring from the Bor Deposit. Journal of Mining and Metallurgy, Bor, 1995 (in Serbian);
- [7] I. F. Oksanič, P. S. Mironov, Zakonomernosti drobljenja gornyh porod vzryvom i prognoziranje granulometričeskogo sastava. Moskva, "Nedra" 1982 (in Russian);
- [8] V. V. Kulikov, Vypusk rudy, Moskva, "Nedra" 1980 (in Russian);
- [9] G. M. Malahov, P. V. Bezuh, P. D. Petrenko, Teorija i praktika vypuska rydi. Moskva, "Nedra" 1968 (in Russian);
- [10] M. Miljković, Methodology of Experimental Introduction the Mining Method of Mineral Deposits, Safety in the Mines, Vol. 10. Belgrade, 1975 (in Serbian);
- [11] V. Milić, Study the Basic Parameters of New Methods of Semi-level Caving for Excavation of Deep Parts of the Bor Deposit, Doctoral Dissertation, Bor, 1996 (in Serbian).