

УРМК, изучение вопросов хранения ВВ в контейнерах, а также вопросов накопления зарядов статического электричества показали, что при использовании мягких контейнеров погрузочно-разгрузочные работы полностью поддаются механизации, слеживаемости ВВ в течение гарантийного срока хранения не наблюдается, возникновение зарядов статического электричества находится в допустимых пределах.

Приемочные испытания показали работоспособность и надежность отдельных узлов и устройства в целом, а устройство УРМК разрешением Госнадзора Украины было допущено к постоянному применению.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ефремов Э.И., Чернуха Г.В., Чайковский А.И., Максименко Н.А., Карпунин В.А., Волов А.Т. Комплексная механизация взрывных работ на карьерах Запорожнерудпрома // Серия «Промышленность нерудных и неметаллорудных материалов». Реферативная информация. Вып. 6. - М.: 1979. - С. 3-5.
2. А.с. 1446036 (СССР). Устройство для растаривания мягких контейнеров // А.И. Чайковский, С.В. Магала, Э.И. Ефремов.- Заявка №4166176/28-13 от 23.12.1986.- Оpubл в БИ №47, 1988.
3. Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий (СН 242-71). - М.: Госстройиздат, 1971. - 112 с.
4. Определение категории помещений и зданий по взрывопожарной и пожарной опасности. (ОНП 24-86) - М.: МВД СССР, 1988. - 25 с.

УДК 622.271.3

Асп. А.В. Черняев

(Національний гірничий університет)

### **ДО ВИБОРУ КРИТЕРІЇВ ДЛЯ ВСТАНОВЛЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ГЛИБИНИ РОЗРОБКИ ГРАНІТНИХ РОДОВИЩ ІЗ ВНУТРІШНІМ ВІДВАЛОУТВОРЕННЯМ**

Проанализированы и выбраны целесообразные критерии для установления предельной глубины отработки нерудных месторождений с внутренним отвалообразованием, приведенная модель расчета рационального критерия, в которой применены новые параметры системы разработки, которые имеют существенное влияние при доработке гранитных карьеров к максимальной глубине их разработки.

### **TO THE CHOICE OF CRITERIA FOR THE ESTABLISHMENT OF RATIONAL DEPTH OF DEVELOPMENT GRANITE OPEN PIT WITH INTERNAL WAREHOUSING DEAD ROCKS**

Rational criteria for definition of limiting depth of working off of nonmetallic deposits with internal warehousing dead rocks are analysed and chosen, the model of calculation of rational criterion in which new parameters of system of development which have significant influence at completion granite open pit up to the maximal depth of their development are applied is presented.

Видобуток нерудних будівельних матеріалів, зокрема гранітів, за останні роки зріс майже у два рази, що вимагає інтенсивного дослідження в напрямку подальшої доробки кар'єрів по видобутку сировини для виробництва щебеню, оскільки вже більш ніж 60 % з них досягають своєї проектною відмітки.

Динаміка виробничої потужності кар'єрів по видобутку будівельних матеріалів в період з 1990 до 2007 р. представлена на рис. 1.

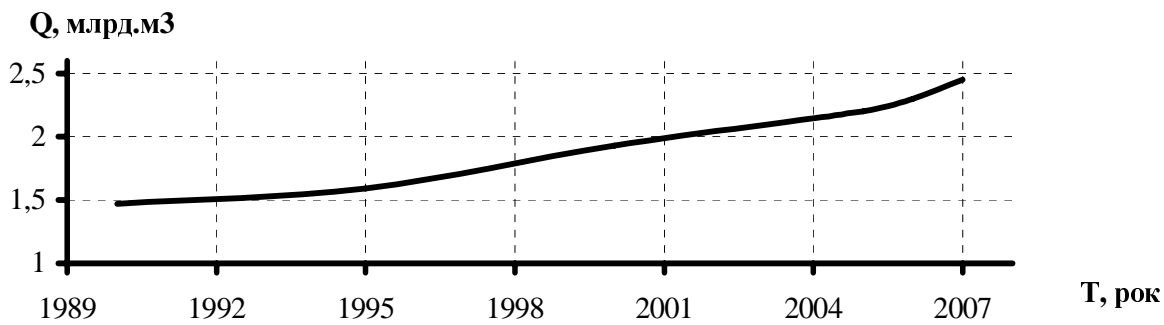


Рис. 1 – Динаміка зміни виробничої потужності кар'єрів по видобутку скельних будівельних матеріалів. Примітки: показники до 2000 року [1]

У практиці проектування кар'єрів скельних будівельних матеріалів на родовищах магматичних гірських порід їхня кінцева глибина розробки обмежується наступними параметрами і факторами: глибиною розвіданих запасів корисної копалини; збільшенням водопритоку, що обумовлює підвищення витрат на водовідлив та дренаж; забудованістю території поблизу кар'єрних полів, що обмежує їхні просторові розміри; підвищенням радіоактивності корисних копалин із глибиною; невеликими поперечними розмірами покладу вивержених порід.

Виходячи з вищесказаного необхідно проаналізувати та прийняти найбільш доцільний критерій для встановлення раціональної глибини розробки гранітних родовищ із внутрішнім відвалоутворенням.

В даний час критерії, що є визначальними для встановлення раціональної глибини розробки родовищ, розділяють на дві категорії: гірничо-технологічні та економічні.

До гірничо-технологічних критеріїв відносяться:  $m_{mi}$  – потужність корисної копалини, м;  $m_{pi}$  – потужність розкривних порід, м;  $\alpha$  – кут залягання бортів кар'єру, град;  $K_e$  – коефіцієнт розкриву,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ .

На родовищах по видобутку руд кольорових металів часто застосовуються об'ємний коефіцієнт розкриву, а на залізорудних і кар'єрах будівельних матеріалів – ваговий коефіцієнт розкриву. Об'ємний коефіцієнт розкриву використовують при проектуванні кар'єрів у розрахунках кінцевої глибини кар'єру за аналітичними та графічними методами.

У практиці експлуатації і проектування кар'єрів найбільше застосування має промисловий коефіцієнт розкриву, що може розглядатися як середній, експлуатаційний, контурний, шаровий, поточний і граничний.

Зазначені коефіцієнти розкриву є геометричними показниками, тому що їх установлюють за допомогою виміру кількості або обсягу розкривних порід і корисної копалини. При проектуванні і розробці родовищ корисних копалин користуються також плановим і граничним коефіцієнтом розкриву, які є економічними показниками. Плановий коефіцієнт розкриву ( $K_{pl}$ ) визначається на

основі поточної собівартості виймання розкривних порід і корисної копалини, враховується при плануванні виробничої собівартості корисної копалини, у той момент коли витрати на розкривні роботи погашаються в процесі поточного виробництва. Основним критерієм при визначенні меж відкритої розробки прийнятий граничний коефіцієнт розкриву ( $K_{gp}$ ), що визначається за умови рівності собівартості видобутку одиниці корисної копалини відкритим і підземним способами [2]:

$$K_{gp} = \frac{C_{п} - C_{o}}{C_{в}}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (1)$$

де  $C_{п}$  – собівартість видобутку (масової або об'ємної) одиниці корисної копалини підземним способом або припустимою плановою собівартістю видобутку одиниці корисної копалини відкритим способом;  $C_{o}$  – собівартість видобутку (масової або об'ємної) одиниці корисної копалини відкритим способом без обліку витрат на виробництво розкривних робіт;  $C_{в}$  – собівартість 1 м<sup>3</sup> розкриву.

По граничному коефіцієнту розкриву оцінюють порівняльну економічну ефективність відкритої розробки і знаходять кінцеві і перспективні контури кар'єру, у тому числі кінцеву глибину кар'єру.

Усі вищенаведені коефіцієнти розкриву прийнятні для рудних крутонахилених і похилих родовищ на всіх етапах його розробки, і для горизонтальних на першій стадії його експлуатації.

Аналіз результатів наукових досліджень показує, що розробку родовищ по видобутку граніту найбільш доцільно проводити за типовою технологічною схемою [3]:

– м'які породи розкриву, як правило, розробляються однокоровними екскаваторами або драглайнами з ємністю ковша до 5 м<sup>3</sup>. На багатьох підприємствах використовують вітчизняні екскаватори такі як – Э-2503, ЭКГ-3.2, ЭКГ-4.6 Б, ЭКГ-5 А. Далі гірська порода завантажується в автосамоскиди КРАЗ або БелАЗ вантажопідйомністю до 30 т.

– скельні розкривні породи виймаються після проведення вибухових робіт, подібними або тим же обладнанням.

– всі розкривні породи транспортуються на тимчасовий зовнішній відвал, який знаходиться в межах гірничого відводу на відстані до 0,5 км.

– після досягнення добувних робіт проектною відмітки за глибиною зовнішній відвал переноситься у відроблений простір, що забезпечує зменшення площі земельного відводу та рознос бортів кар'єру до визначених граничних меж.

У нашому випадку за критерії для встановлення раціональної глибини розробки гранітних родовищ, найчастіше приймають матеріальні витрати на розробку корисної копалини, тобто – економічні.

До економічних критеріїв відносяться: – питомі капіталовкладення (характеризує тільки суму вкладених капітальних витрат на освоєння і розробку ро-

довища, але не враховує експлуатаційні витрати); – ефективність окупності капіталовкладень, (даний критерій вживається в тому випадку, якщо будуть передбачене додаткове капіталовкладення на підприємстві); – витрати на 1 м<sup>3</sup> корисної копалини (враховує усі види витрат при видобутку корисної копалини, у яких величина капітальних вкладень ураховується сумою річних амортизаційних відрахувань).

У даному випадку, при виборі критерія для встановлення раціональної глибини розробки гранітних родовищ із внутрішнім відвалоутворенням вибираємо найбільш часто застосовуваний критерій – витрати на 1 м<sup>3</sup> корисної копалини, що відображаються у кінцевій вартості продукції.

З урахуванням цього критерія була визначено ефективність відпрацювання таких родовищ: Любимівське, (Дніпропетровської обл.), Ахтовське, Первомайське, Микитівське, Трикратьське (Миколаївської обл.), Бантишевське (Кіровоградської обл.) та інші [4-11].

Витрати на 1 м<sup>3</sup> корисної копалини складаються з наступних витрат і їх обчислюємо по формулі:

$$Z_{\text{ОБЩ}} = Z_{\text{БВР}} + Z_{\text{ВЫЙ.В.}} + Z_{\text{ПЕР.В.О.В.}} + Z_{\text{ТР.В}} + Z_{\text{В.ОТЛ}} + Z_{\text{ОТВ}} + Z_{\text{В.ПИ}} + Z_{\text{ТР.ПИ}}, \quad (2)$$

де  $Z_{\text{БВР}}$  – витрати на буровибухові роботи;  $Z_{\text{ВЫЙ.В.}}$  – витрати на виймання розкривних порід;  $Z_{\text{ПЕР.В.О.В.}}$  – витрати на переміщення порід із приконтурного відвалу у внутрішній відвал;  $Z_{\text{ТР.В}}$  – витрати на транспортування порід розкриву до місця відвалоутворення;  $Z_{\text{В.ОТЛ}}$  – витрати на водовідлив і дренаж;  $Z_{\text{ОТВ}}$  – витрати на відвалоутворення;  $Z_{\text{В.ПИ}}$  – витрати на виймання корисної копалини;  $Z_{\text{ТР.ПИ}}$  – витрати на транспортування корисної копалини.

Аналізуючи всі перераховані вище витрати можна зробити наступні висновки: витрати на буровибухові роботи; витрати на виймання розкривних порід; витрати на відвалоутворення; витрати на виймання корисної копалини – залишаються незмінними.

Зміні піддаються такі показники як витрати на транспортування корисної копалини, переміщення розкривних порід із приконтурного відвала у внутрішній відвал і витрати на водовідлив.

Витрати на транспортування корисної копалини до місця переробки знаходимо по відомій формулі:

$$Z_{\text{ТР.ПИ}} = Q_{\text{ТР}} \times L_{\text{ТР}} \times \gamma_{\text{ПИ}} \times C_{\text{Т.КМ}}, \text{ грн/рік}, \quad (3)$$

де  $Q_{\text{ТР}}$  – обсяг транспортування корисної копалини, м<sup>3</sup>/рік;  $L_{\text{ТР}}$  – довжина транспортування, км;  $\gamma_{\text{ПИ}}$  – щільність корисної копалини, т/м<sup>3</sup>;  $C_{\text{Т.КМ}}$  – витрати на один тонно-кілометр транспортування корисної копалини, грн/км.

Довжину транспортування корисної копалини обчислюємо по формулі:

$$L_{TP} = \frac{L_{\Phi}}{2} + L_{ПОВ} + L_{ПОД}, \text{ км}, \quad (4)$$

де  $L_{\Phi}$  – довжина фронту робіт, км;  $L_{ПОД}$  – відстань переміщення при підйомі на поверхню, км;  $L_{ПОВ}$  – відстань переміщення по поверхні, км.

У свою чергу відстань переміщення при підйомі на поверхню визначаємо по формулі:

$$L_{ПОД} = \frac{H_K}{i_p} \times K_{y.T} + \frac{H_{ПР.З}}{i_p} \times K_{y.T} = \left( \frac{H_K + H_{ПР.З}}{i_p} \right) \times K_{y.T}, \text{ м}, \quad (5)$$

де  $H_K$  – проектна глибина кар'єру, м;  $i_p$  – керівний ухил,  $^{\circ}/_{00}$ ;  $K_{y.T}$  – коефіцієнт подовження траси,  $H_{ПР.З}$  – глибина прирощених запасів, м.

Відповідно витрати на транспортування корисної копалини до місця переробки знаходимо по формулі:

$$Z_{TP.ПИ} = Q_{TP} \times \gamma_{ПИ} \times C_{T.КМ} \times \left[ \frac{L_{\Phi}}{2} + L_{ПОВ} + \left( \frac{H_K + H_{ПР.З}}{i_p} \right) \times K_{y.T} \right], \text{ грн/рік}, \quad (6)$$

Але у формулі (5) і відповідно у формулі (6) застосовано новий параметр системи розробки  $H_{ПР.З}$ , який з'являється при нарощуванні запасів корисної копалини за глибиною і має суттєвий вплив на техніко-економічні показники при доробці гранітних кар'єрів до максимальної глибини їх розробки.

Витрати на переміщення розкривних порід із приконтурного відвала у внутрішній відвал розраховуємо по стандартній формулі:

$$Z_{ПЕР.В.О.В.} = C_{В.П.В} \times Q_B \times L_{TP}^B \times \gamma_B \times C_{T.КМ.В}, \text{ грн/рік}, \quad (7)$$

де  $C_{В.П.В}$  – витрати на виїмку і навантаження  $1 \text{ м}^3$  розкривних порід (на кожнім підприємстві мають свої показники за даним критерієм), грн/м<sup>3</sup>;  $Q_B$  – обсяг розкривних порід, що транспортується, м<sup>3</sup>;  $L_{TP}^B$  – довжина транспортування порід розкриву, км;  $C_{T.КМ.В}$  – витрати на один тонно-кілометр транспортування розкривних порід, грн/км.

Довжину транспортування обчислюємо по формулі:

$$L_{CP}^B = L_{ПОВ} + L_{СП} + L_{Д.М.О}, \text{ км}, \quad (8)$$

де  $L_{ПОВ}$  – відстань переміщення автосамоскида по поверхні, км;  $L_{СП}$  – відстань переміщення при спуску на внутрішній відвал, км;  $L_{Д.М.О}$  – відстань переміщення порід на відвалі з урахуванням маневрування автомобіля, км.

У свою чергу відстань переміщення при підйомі на поверхню визначається за формулою:

$$L_{СП} = \frac{H_{3.0}}{i_p} \times K_{v.T}, \text{ м}, \quad (9)$$

де  $H_{3.0}$  – глибина розташування відвала, м.

Відповідно (7-9) витрати на переміщення порід розкриття будуть складати:

$$Z_{ПЕР.В.О.В.} = C_{В.П.В} \times Q_B \times \gamma_B \times C_{Т.КМ.В} \times \left( L_{ПОВ} + L_{Д.М.О} + \frac{H_{3.0}}{i} \times K_{v.T} \right), \text{ грн/рік}. \quad (10)$$

У формулі (9) і відповідно у формулі (10) застосовано новий параметр системи розробки –  $H_{3.0}$ , який характеризується глибиною розташування порід розкриття у внутрішньому відвалі і означає, що розташування проміжної площадки на борту кар'єра де формується постійний або тимчасовий відвал здійснюється в середній або нижній зоні кар'єру за глибиною.

Витрати на водовідлив з кар'єру розраховуємо по формулі:

$$Z_{В.ОТЛ} = Z_{ЭЛ} + Z_{З.П.} + A, \text{ грн/рік}, \quad (11)$$

де  $Z_{ЭЛ}$  – витрати на електроенергію, грн/рік;  $Z_{З.П.}$  – витрати на виплату заробітної плати, грн/рік;  $A$  – амортизаційні відрахування на водовідливне устаткування, грн/рік.

Перед тим як розрахувати витрати електроенергії необхідно визначити очікуваний водоприлив і вибрати насосні станції для відкачування води з кар'єру.

Для того щоб визначити очікуваний водоприлив необхідно з початку за планом кар'єру визначити його площу з якої відбувається надходження води в кар'єр ( $S$ , м<sup>2</sup>), далі визначаємо кількість води, що поступає з 1 м<sup>2</sup> площі після пониження добувних робіт на глибину прирощених запасів [12-13].

На розрахунок очікуваного водоприливу суттєвий вплив має вище наведений показник глибини прирощених запасів ( $H_{ПР.З}$ ).

Результати досліджуваної кінцевої глибини розробки за методикою (2-11) наведені на рисунку 2, де на прикладі Первомайського гранітного кар'єру (Болеславчківське родовище в Миколаївській обл.) показані зміни витрат ( $Z_{Общ}$ ) з його глибиною ( $H_K$ ) та з урахуванням рівня рентабельності виробництва ( $P_g$ ) визначено граничну межу розробки даного родовища, яка скла-

дає – 270 м [4].

Кінцева глибина кар'єру після проведення поглиблення гірничих робіт до максимальної межі буде становити: в західній частині – 270-280 м, в східній – 210-250 м.

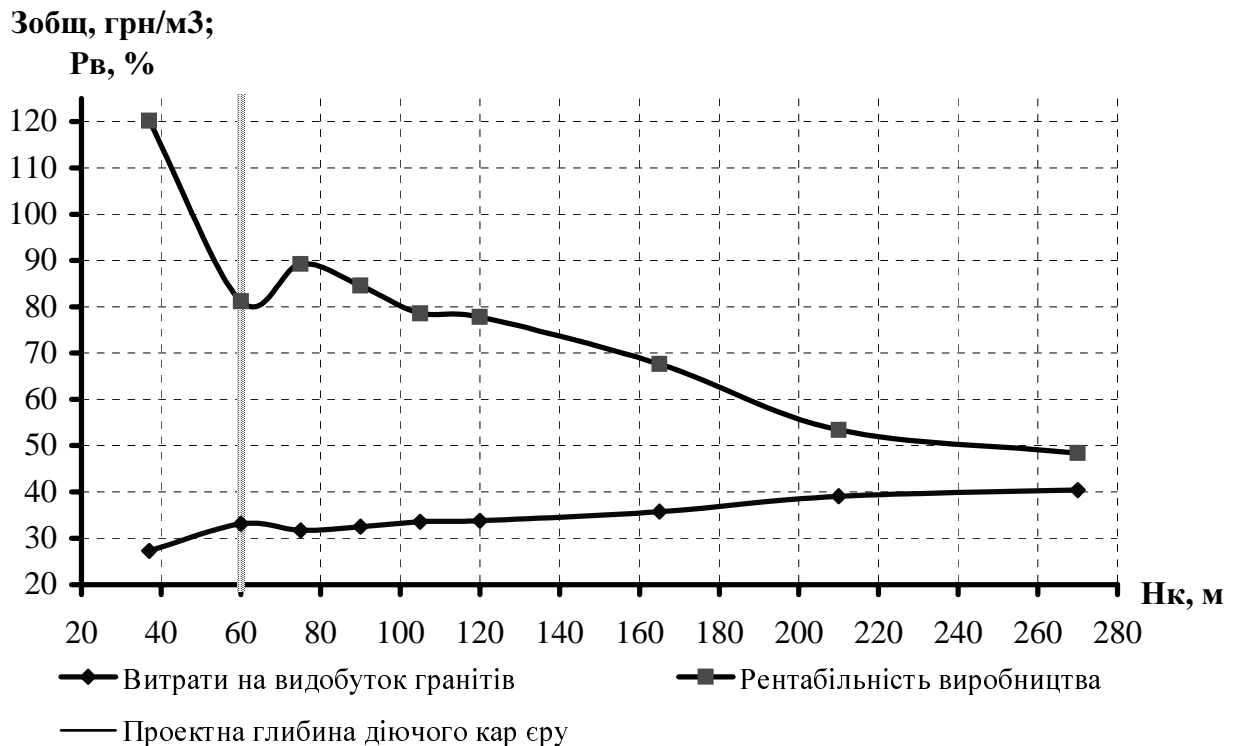


Рис. 2 – Графік залежності витрат ( $Z_{общ}$ ) та рівня рентабельності виробництва ( $P_v$ ) від глибини розробки родовища ( $H_k$ ), на прикладі Первомайського гранітного кар'єру

Приймаючи таку тенденцію, що з підвищенням витрат на придбання паливно-мастильних і енергетичних ресурсів підприємствами адекватно збільшується і відпускна ціна на готову продукцію, ми можемо констатувати таке: максимальна глибина розробки кар'єру (доцільна межа його відпрацювання в глибину), для показаного родовища, буде становити – 270 м. Якщо прийняти поточну вартість готової продукції за постійну ( $C = 60 = const$ ), а мінімально допустиму рентабельність виробництва  $R_{гран} = 15\%$  (згідно середньостатистичних показників гірничо-видобувних підприємств), то є можливість розрахувати максимально допустиму собівартість видобутку щебеню на даному підприємстві:

$$C_{max} = \frac{C \times 100\%}{R_{гран} + 100\%} = 52,17 \text{ грн} .$$

Вищенаведені результати досліджень підтверджують доцільність відпрацювання даного кар'єру на максимальну глибину, яка буде складати 270 м, з

розміщенням порід розкриву у виробленому просторі, при чому буде забезпечена рентабельність виробництва на рівні 48,4 %, що значно перевищує мінімально допустиму (граничну) рентабельність виробництва гранітних кар'єрів.

Спираючись на результати цих досліджень можна стверджувати, що витрати  $Z_{общ}$  є раціональним і сучасними прийнятним критерієм при визначенні кінцевої глибини розробки родовищ будівельних матеріалів.

#### ПЕРЕЛІК ЛІТЕРАТУРИ

1. Саакян А.Г. Разработка ресурсосберегающих технологических схем производства горных работ на примере Рыбальского гранитного карьера: Дис. кан. Техн. Наук: 05.15.03. – Днепропетровск, 1994. – 128 с.
2. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров. – М.: Недра, 1970. – 320 с.
3. Симоненко В.И. Разработка энергосберегающей технологии добычи скальных нерудных полезных ископаемых Украины.: Дис. Док. Техн. Наук: 05.15.03. – Днепропетровск, 2004. – 467 с.
4. Черняев А.В. Эффективность доработки нерудных месторождений нерудных строительных материалов в глубину ниже границы подсчета запасов. / „Геотехнічна механіка” Міжвід. зб. наук. праць (Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2006. – Вип. – 65. – с. 172-178.
5. Разработка Любимовского месторождения гранитов: Рабочий проект / Национальный горный университет. – 070520 – ТХ. Т.1; № ГР 0104U005995; Днепропетровск, 2004. – 66 с.
6. Разработка Болеславчешского месторождения гранитов ОАО "Первомайский карьер "Гранит": Рабочий проект / Национальный горный университет. – 070526 – ТХ.Т.1; № ГР 0106U012634; Днепропетровск, 2006. – 78 с.
7. Разработка Бантышевского месторождения монзонитов в Кировоградской обл.: Корректировка рабочего проекта / Национальный горный университет. – 070531 – ТХ.Т.1; № ГР 0106U012637; Днепропетровск, 2006. – 99 с.
8. Горные работы Александровского гранитного карьера траста «УКРВОДЖЕЛЕЗОБЕТОН» в с. Александровка Вознесенского района Николаевской обл.: Корректировка рабочего проекта / Национальный горный университет. – 110002 – ТХ. Т.1; № ГР 0107U009440; Днепропетровск, 2007. – 70 с.
9. Проект разработки Трикратского месторождения гранитов: Рабочий проект / Национальный горный университет. – 110007 – ТХ. Т.1; № ГР 0107U009445; Днепропетровск, 2008. – 58 с.
10. Проект разработки Ахтовского месторождения гранитов в Николаевской обл Вознесенского района: Рабочий проект / Национальный горный университет. – 070528 – ТХ. Т.2; № ГР 0106U012635; Днепропетровск, 2006. – 69 с.
11. Симоненко В.И., Черняев А.В. К установлению зависимостей между параметрами системы разработки при отработке нерудных месторождений с внутренним отвалообразованием / Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць (Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2006. – Вип. – 62. – с. 93-97.
12. Фисенко Г.Л., Мионов В.А. Дренаж карьерных полей. – М.: Недра, 1972. – 185 с.
13. Технический проект Софиевского щебеночного карьера Н-Бугского района Николаевской области: Рабочий проект. / Республиканский проектно изыскательский институт УКРКОЛХОЗПРОЕК; Инв. № 32541; Киев, 1978 г. – 87 с.