Міністерство освіти і науки України
Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»

ЗБІРНИК НАУКОВИХ ПРАЦЬ

НАЦІОНАЛЬНОГО ГІРНИЧОГО УНІВЕРСИТЕТУ

№ 50

Дніпро
2017

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ. — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2017 — № 50 — 357 с.

Наведено результати теоретичних і експериментальних досліджень з різних аспектів гірничої справи, розглянуто проблеми розробки родовищ корисних копалин, охорони праці і безпеки робіт на гірничих підприємствах, проблеми екології, маркшейдерії, геоінформатики, електропостачання й автоматизації виробничих процесів у гірничій промисловості, висвітлені питання експлуатації гірничо-транспортного устаткування на шахтах, рудниках і кар'єрах.

Матеріали збірника призначені для наукових та інженерно-технічних працівників, які спеціалізуються в галузі гірничої справи .

Збірник друкується за рішенням вченої ради НГУ
(протокол № 5 від 16.03.2017 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – А.М. Чернорай

Збірник зареєстровано у державному комітеті
телебачення і радіомовлення України.
Свідоцтво про реєстрацію КВ № 9030 від 04.08.2004 р .

© Державний ВНЗ «НГУ», 2017

Ministry of Education and Science of Ukraine
State higher educational institution
«National Mining University»

COLLECTION OF RESEARCH PAPERS

OF NATIONAL MINING UNIVERSITY

№ 50

Dnipro
2017

Establisher and publisher
NATIONAL MINING UNIVERSITY
Established in 1999

Collection of research papers of National Mining University – D.: State higher educational institution «National Mining University», 2015 – № 50 – 357 p.

The results of theoretical and experimental studies in different branches of mining are described; the problems of mining, labour safety and labour protection in mining enterprises, as well as the problems of ecology, surveying, geoinformatics, power supply and automation of production in mining are considered. The issues of mining transport equipment operation in mines, pits, open casts are also covered.

The target readership of the collection includes research and engineering staff in the field of mining.

The journal is published by the decision of the the Scientific Council of State higher educational institution «National Mining University»
(Record № 5 of 15.03.2017)

Design and layout – A.M. Chernorai

State Registration Certificate of the printed source
of mass medium KV № 9030 of 04.08.2004

© State HEI «NMU», 2017

Редакційна Рада збірника:
акад. НАН України, д.т.н., проф. Г.Г. Півняк
чл.-кор. НАН України, д.т.н., проф. О.С. Бешта
д.т.н., проф. Р.О. Дичковський
д.т.н., проф. Б.Ю. Собко

Редакція:
головний редактор – д.т.н., проф. Б.Ю. Собко
заступник редактора – д.геол.н., проф. В.Ф. Приходченко
заступник редактора – к.т.н., ас. О.О. Шустов
відповідальний секретар – ас. А.М. Чернорай

Експертно-редакційна колегія:

Розробка родовищ корисних копалин
Собко Б.Ю. – д.т.н., проф.
Дриженко А.Ю. – д.т.н., проф.
Четверик М.С. – д.т.н., проф.
Прокопенко В.І. – д.т.н., проф.
Симоненко В.І. – д.т.н., проф.
Дичковський Р.О. – д.т.н., проф.
Бондаренко В.І. – д.т.н., проф.
Кузьменко О.М. – д.т.н., проф.
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.
Бузило В.І. – д.т.н., проф.
Ковалевська І.А. – д.т.н., проф.
Хоменко О.Є. – д.т.н., доц.

Збагачення корисних копалин
Пілов П.І. – д.т.н., проф.
Младецький І. К. – д.т.н., проф.
Полулях О.Д. – д.т.н., проф.
Франчук В. П. – д.т.н., проф.
Мостика Ю.С. – д.т.н., проф.
Горобець Л.Ж. – д.т.н., проф.

Екологія та охорона праці
Зберовський О.В. – д.т.н., проф.
Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.
Колесник В.Є. – д.т.н., проф.
Коробочка О.М. – д.т.н., проф.
Чеберячко С.І. – д.т.н., доц.
Горова А.І. – д.б.н., проф.
Локшин О.О. – д.т.н., проф.
Устименко Є.Б. – д.т.н., доц.
Голінько В.І. – д.т.н., проф.
Бойко В.О. – д.т.н., проф.
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.

Шахтне і підземне будівництво
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.
Роєнко А.М. – д.т.н., проф.
Сдвіжкова О.О. – д.т.н., проф.
Соболєв В.В. – д.т.н., проф.
Бондаренко В. І. – д.т.н., проф.
Назаренко В.О. – д.т.н., проф.
Солодянкін О.В. – д.т.н., проф.

Гірничі машини і геотехнічна механіка
Садовенко І.О. – д.т.н., проф.
Бондаренко В.І.– д.т.н., проф.
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Власов С.Ф. – д.т.н., проф.
Бондаренко А.О. – д.т.н., доц.
Колосов Д.Л. – д.т.н., доц.
Франчук В.П. – д.т.н., проф.
Самуся В.І. – д.т.н., проф.
Заболотний К.С. – д.т.н., проф.
Ширін Л.Н. – д.т.н., проф.
Кіріченко Є.О. – д.т.н., проф.
Процiв В.В. – д.т.н., проф.

Геологія, геофізика, буріння
Приходченко В.Ф. – д.геол.н., проф.
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
Савчук В.С. – д.геол.н., проф.
Довбніч М.М. – д.геол.н., проф.
Кожевников А.О. – д.т.н., проф.
Рудаков Д.В. – д.т.н., проф.
Лукінов В.В. – д.г.-м.н., проф..
Безручко К.А. – д.геол.н., с.н.с.
Судаков А.К. – д.т.н., доц.
Симанович Г.А. – д.т.н., проф.
Франчук В.П. – д.т.н., проф.

Електротехнічні комплекси і системи автоматизації
Півняк Г. Г. – проф., д.т.н., проф..
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.
Бабенко Т.В. – д.т.н., проф.
Випанасенко С.І. – д.т.н., проф.
Мещеряков Л.І. – д.т.н., проф.
Корнієнко В.І. – д.т.н., доц.
Ткачов В.В. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – чл.-кор., д.т.н., проф.
Кочура Є.В. – д.т.н., проф.
Слєсарєв В.В. – д.т.н., проф.
Алексєєв М.О. – д.т.н., проф.

Маркшейдерія і геоінформатика
Четверик М. С. – д.т.н., проф.
Халимендик Ю.М.– д.т.н., проф.
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Нікулін С.Л. – д.геол.н., проф.
Назаренко В.О. – д.т.н., проф.
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
Кучин О.С. – д.т.н., доц.

Закордонні члени редакційної колегії:
Проф. Карстен Дребенштедт (Німеччина)
Др. Ян Барнес (Німеччина)
Проф. Мохамед Боуноала (Алжир)
Др. Сліман Качі (Алжир)
Проф. Джиованні Пардіні (Іспанія)
Проф. Жоао Хавьєр Матос (Португалія)
Д.т.н., проф. Ян Ваховіч (Польща)
Д.т.н., проф. Войцєх Чєнжковські (Польща)
Д.геол.н., проф. В.В. Гавриленко (РФ)
Д.т.н., проф. С.К. Молдабаєв (Казахстан)
Д.т.н., Л.А. Манукян (Вірменія)
Проф. А. Г. Магалашвілі (Грузія)

Адреса редакції:
49005, м. Дніпро, пр. Д. Яворницького, 19,
ДВНЗ “НГУ”, Шустову О.О., тел. 756-00-98,
E-mail: pfcaleksanria1986@gmail.com

Editorial council:

Acad. NASU, D.Sc., prof. G.G. Pivniak
Correspondent Member of NASU, D.Sc., prof. O.S. Beshta
D.Sc., prof. R.O. Dychkovskyi
D.Sc., prof. B.Yu. Sobko

Editorial board:

Editor-in-Chief – D.Sc., prof. B.Yu. Sobko
Deputy editor – D.Sc., prof. V.F. Prykhodchenko
Deputy editor – C.Sc., as. O.O. Shustov
Responsible secretary – as. A.M. Chernorai

Review and editorial board:

Development of Useful Minerals Deposits

Sobko B.Yu – D.Sc., prof.
Dryzhenko A.Yu. – D.Sc., prof.
Chetveryk M.S. – D.Sc., prof.
Prokopenko V.I. – D.Sc., prof.
Symonenko V.I. – D.Sc., prof.
Dychkovskyi R.O. – D.Sc., prof.
Bondarenko V.I. – D.Sc., prof.
Kuzmenko O.M. – D.Sc., prof.
Ponomarenko P.I. – D.Sc., prof.
Buzylo V.I. – D.Sc., prof.
Kovalevska I.A. – D.Sc., prof.
Khomenko O.Ye. – D.Sc., associate prof.

Mineral dressing

Pilov P. I. – D.Sc., prof.
Mladetskyi I. K. – D.Sc., prof.
Poluliakh O. D. – D.Sc., prof.
Franchuk V. P. – D.Sc., prof.
Mostyka Iu.S. – D.Sc., prof.
Gorobets L.Zh. – D.Sc., prof.

Ecology and Labor Safety

Zberovskyi O.V. – D.Sc., prof.
Shapar A.H. – D.Sc., prof.
Kolesnyk V.Ie. – D.Sc., prof.
Korobochka O.M. – D.Sc., prof.
Cheberiachko S.I. . – D.Sc., associate prof.
Gorova A.I. – D.Sc., prof.
Lokshyn O.O. – D.Sc., prof.
Ustymenko Ye.B. – D.Sc., associate prof.
Golinko V.I. – D.Sc., prof.
Boiko V.O. – D.Sc., prof.
Shkrabets F.P. – D.Sc., prof.

Mining and Underground Construction

Shashenko O.M. – D.Sc., prof.
Ponomarenko P.I. – D.Sc., prof.
Roenko A.M. – D.Sc., prof.
Sdvizhkova O.O. – D.Sc., prof.
Sobolev V.V. – D.Sc., prof.
Bondarenko V.I.– D.Sc., prof.
Nazarenko V.O. – D.Sc., prof.
Solodiankin O.V. – D.Sc., prof.

Mining Machinery and Geotechnical Mechanics

Sadovenko I.O. – D.Sc., prof.
Bondarenko A.O.– D.Sc., prof.
Shashenko O.M. – D.Sc., prof.
Vlasov S.F. – D.Sc., prof.
Bondarenko V.I. – D.Sc., associate prof.
Kolosov D.L. – D.Sc., associate prof.
Franchuk V.P. – D.Sc., prof.
Samusia V.I. – D.Sc., prof.
Zabolotnyi K.S. – D.Sc., prof.
Shyrin L.N. – D.Sc., prof.
Kirichenko Ie.O. – D.Sc., prof.
Protsiv V.V. – D.Sc, prof.

Geology, Geophysics, Drilling

Prykhodchenko V.F. – D.Sc., prof.
Busyhin B.S. – D.Sc., prof.
Savchuk V.S. – D.Sc., prof.
Dovbnich M.M. – D.Sc., prof.
Kozhevnikov A.O. – D.Sc., prof.
Rudakov D.V. – D.Sc., prof.
Lukinov V.V. – D.Sc., prof.
Bezruchko K.A. – D.Sc., senior researcher.
Sudakov A.K. . – D.Sc., associate prof.
Symanovych H.A. – D.Sc., prof.
Franchuk V.P. – D.Sc., prof.

Electrical Complexes and Systems automation

Pivniak G. G. – Acad. NASU, D.Sc., prof.
Shkrabets F.P. – D.Sc., prof.
Babenko T.V. – D.Sc., prof.
Vypanasenko S.I. – D.Sc., prof.
Meshcheriakov L.I. – D.Sc., prof.
Korniienko V.I. – D.Sc., associate prof.
Tkachov V.V. – D.Sc., prof.
Beshta O.S. – correspondent Member of NASU, D.Sc., prof.
Kochura Ie.V. – D.Sc., prof.
Sliesariev V.V. – D.Sc., prof.
Alekseiev M.O. – D.Sc., prof.

Mine Surveying and Geoinformatics

Chetveryk M.S. – D.Sc., prof.
Khalymendyk Iu.M. – D.Sc., prof.
Shashenko O.M. – D.Sc., prof.
Nikulin S.L.– D.Sc., prof.
Nazarenko V.O. – D.Sc., prof.
Busyhin B.S. – D.Sc., prof.
Kuchyn O.S. – D.Sc., associate prof.

Foreign members of editorial board:

Prof. C. Drebenstedt (Germany)
Dr. Ian Barnes (Germany)
Prof. Mohamed Bounouala (Algeria)
Dr. Slimane Kachi (Algeria)
Prof. Giovanni Pardini (Spain)
D.Sc., prof. Jan Wachowicz (Poland)
D.Sc., prof. Wojciech Cigźkowski (Poland)
Dr. João Xavier Matos (Portugal)
D.Sc., prof. V.V. Gavrilenko (RU)
D.Sc., prof. S.K. Moldabaev (Kazakhstan)
D.Sc., prof. L.A. Manukyan (Armenia)
Ph.D., A.Г. Magalashvili (Georgia)

Address:

49005, Dnipro,
D. Yavornytsky 19 Av.
SHEI "NMU" Shustov O.O., t. 756-00-98,
E-mail: pfcaleksanria1986@gmail.com

Вступ



Шановні читачі, збірник наукових праць Національного гірничого університету №50 присвячений 60-річному ювілею кафедри відкритих гірничих робіт Національного гірничого університету.

Надбання та успіхи кафедри приходили, здобувалися з розвитком нашої альма-матер – гірничого інституту, в подальшому академії, університету.

Засновником кафедри був корифей гірничого мистецтва та науки, засновник наукової школи відкритої розробки родовищ в Україні, двічі лауреат Державної премії в області науки та техніки, доктор технічних наук, професор М. Г. Новожилов.

За ініціативи провідних учених кафедри в різні часи, було засновано ряд галузевих науково-дослідних лабораторій, проблемну науково-дослідну лабораторію комплексного освоєння родовищ корисних копалин, центр проблем буропідривних робіт, інститут з проектування гірничих підприємств.

Співробітниками зазначених структурних підрозділів кафедри було виконано велику кількість робіт з фундаментальних та науково-дослідних бюджетних та госпдоговірних тематик з відкритої розробки родовищ корисних копалин.

Наукова діяльність кафедри спрямована на розвиток наукових основ технології відкритої розробки родовищ корисних копалин, впровадження природоохоронних технологій видобутку корисних копалин та ГІС-технологій і навігаційних систем автоматизованого керування процесами відкритих гірничих робіт; розробку раціональних технологічних схем розкривних та видобувних робіт на кар'єрах;.

Кафедрою завідували видатні вчені, професори: М.Г. Новожилов, Г.Д. Пчолкін, А.Ю. Дриженко, І.Л. Гуменик.

Сьогодні на кафедрі працюють: член-кореспондент НАН України, професор Е.І. Єфремов, професори Г.Д. Пчолкін, А.Ю. Дриженко, В.І. Симоненко, Г.Я. Корсунський, В.В. Панченко, доценти М.В. Несвітайло, О.О. Анісімов, О.В. Ложніков, В.В. Літучий, А.Ю. Череп, О.О. Шустов, старший викладач О.П. Стрілець.

Відповідно до завдань сьогодення кафедра відкритих гірничих робіт цілеспрямовано розвивається та повністю відповідає вимогам часу. В навчальний процес впроваджуються новітні технології, комп'ютерне і програмне забезпечення, мультимедійні засоби. Проводяться лекції із залученням відомих зарубіжних учених та викладачів. Кращі аспіранти та студенти проходять навчання і стажування за кордоном у відомих навчальних закладах Німеччини, Польщі. Один з пріоритетних напрямів діяльності кафедри – міжнародний. Викладачі та співробітники кафедри всебічно беруть участь у міжнародних наукових конференціях.

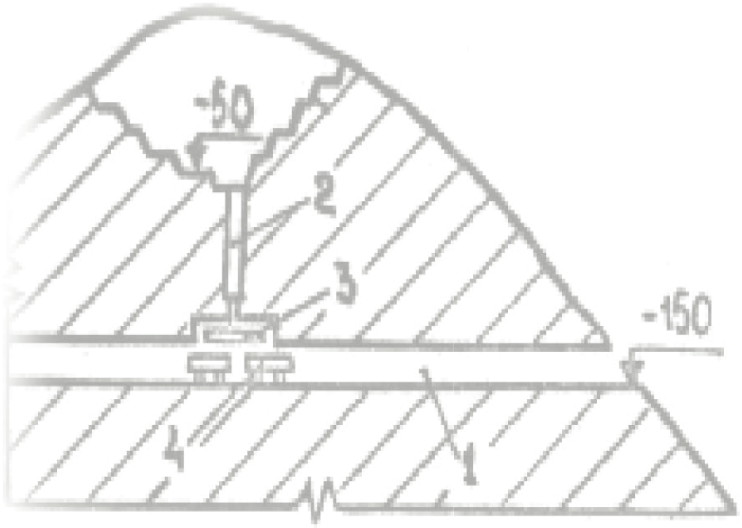
Сьогодні кафедра має багаті традиції та значний потенціал, який направлений на підготовку висококваліфікованих гірничих інженерів – бакалаврів та магістрів, науково-дослідну роботу з проблем відкритої розробки родовищ на благо нашого рідного Національного гірничого університету та України.

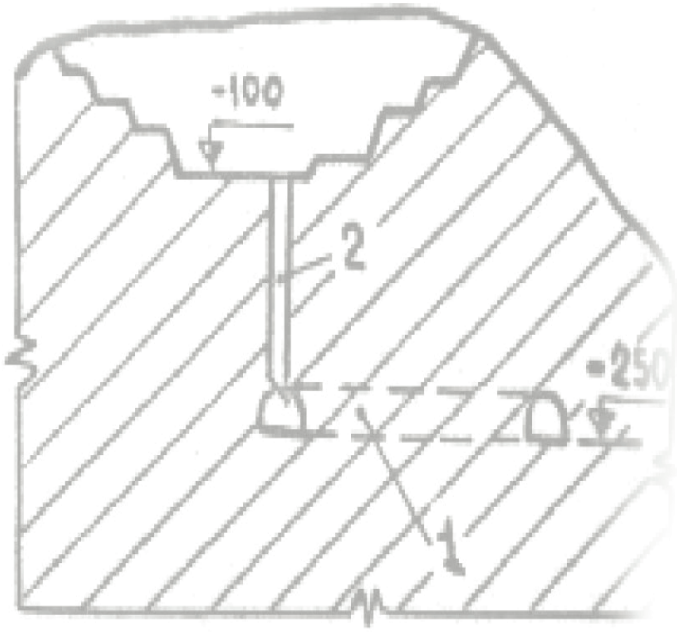
Завідувач кафедри відкритих гірничих робіт,
д.т.н., проф. Б.Ю. Собко



РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS





УДК 622.271.3

© А.А. Адамчук

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДОРАБОТКИ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

© A. Adamchuk

RESEARCH OF FINILAZING PARAMETERS OF DEEP OPENCAST MINES

Рассмотрена технология вскрытия полезных ископаемых в глубинной зоне карьеров. Установлена зависимость снижения объема выемки пород вскрыши при вскрытии залежи в приконтурной зоне карьера от его глубины с изменением угла откоса борта карьера. Рассчитан экономический эффект предохранения пород вскрыши от нарушения в условиях карьера № 1 ЦГОКа на глубину до 1000 м.

Розглянуто питання розкриття корисних копалин в приконтурній та глибинній зоні кар'єрів. Встановлено залежність зменшення об'єму виймання порід розкриву при розкритті родовища в приконтурній зоні кар'єра від його глибини зі зміною кута укосу борта кар'єра. Розраховано економічний ефект збереження порід розкриву від порушення в умовах кар'єру № 1 ЦГЗК на глибину до 1000 м.

Введение. Начиная с 1955 года разработка железистых кварцитов в Кривбассе играет ключевую роль в поставке сырья для металлургических предприятий Украины [1]. При этом спрос на сталь и, соответственно, на сырье для ее изготовления, будет возрастать [2]. В этой связи горно-металлургический комплекс может стать весомым подспорьем для дальнейшего роста украинской экономики.

Однако, при этом исчерпываются балансовые запасы железной руды действующих карьеров. Так, согласно данным НИГРИ [2] балансовые запасы руд месторождений Кривбасса позволяют обеспечить работу карьера ЮГОКа на 30 лет, карьеров АМКР № 2-бис – 25 лет, № 3 – 22 года, Первомайского карьера СевГОКа – 33 года, карьера ИнГОКа – 29 лет, карьеров ЦГОКа № 1 – 35 лет и № 3 – 30 лет, а карьера ПГОКа – 40 лет.

Состояние вопроса. Дальнейшее развитие горных работ будет связано с вовлечением в эксплуатацию дополнительно 600-1000 млн. т глубинных и приконтурных запасов месторождений Кривбасса на глубину до 1000 м, что приведет к необходимости нарушения горного массива объемом 300-400 млн. $м^3$, а также приведет к потери для сельского хозяйства 200-300 гектар земли и будет наносить ему ущерб на сумму в размере 2-3 млн. грн. ежегодно.

Кроме того, значительные запасы железных руд Криворожского бассейна залегают в пределах охранных целиков железнодорожных путей, р. Ингулец и р. Саксагань. Нарушение этих целиков приведет к необходимости перенесения железнодорожных коммуникаций из зоны возможного обрушения и отвода рек в другое русло во избежание нарушения нормальной деятельности карье-

ров и соответствующих транспортных коммуникаций. В таких условиях решением, позволяющим вовлечь в эксплуатацию дополнительных объемов полезного ископаемого следует считать увеличение значения углов откоса бортов карьера, что позволит значительно сократить объем выемки пород вскрыши.

Исследования параметров открытой доработки представлены в работе [3]. В ней разработана методика расчета сокращения объема выемки пород вскрыши в приконтурной зоне на 1 м подвигания фронта горных работ, за счет перехода на подземный способ разработки, рассмотрены технологические схемы добычи руды на глубоких горизонтах карьеров, изложены теоритические основы и решены практические задачи по формированию рабочей зоны, уделено внимание технологии извлечения приконтурных запасов руды при минимальных объемах вскрышных работ.

Однако, в методе расчета сокращения объемов выемки пород вскрыши не учтены геометрические параметры бортов карьера, в контурах которого будет вестись доработка месторождения, а также не указано, за счет чего формируются борта карьеров под более крутым углом, а также не представлена методика расчета объемов предохраняемых от нарушения пород вскрыши.

В этой связи актуальной научно-практической **задачей** является разработка способа вовлечения в эксплуатацию приконтурных и глубинных запасов полезных ископаемых в карьере на глубину до 1000 м с минимальным объемом выемки пород вскрыши. **Цель работы** заключается в обосновании перспектив технологии открытой разработки приконтурной и глубинной частей запасов крутопадающих месторождений с минимальной выемкой пород вскрыши. **Идея работы** заключается в обосновании целесообразности применения удерживающей наращиваемой крепи для удержания и сохранения пород вскрыши в целике, а также определении перспектив развития горных работ на глубину до 1000 м ниже земной поверхности.

Изложение основного материала. Увеличение угла откоса борта карьера ведет к сохранению в целике значительных объемов пород вскрыши. Для того, чтобы установить зависимость снижения объема их выемки от глубины карьера с изменением углов откоса бортов карьера с использованием программы AutoCAD построен ряд компьютерных моделей. Исходные данные для построения моделей были выбраны с учетом условий карьера № 1 ЦГОК (табл. 1).

Анализ полученных данных показал, что в условиях карьера № 1 ЦГОКа с возрастанием угла откоса борта с существующего $\alpha_{сущ}$, град на предлагаемый $\alpha_{пр}$, град при увеличении его высоты Н, м объем сохраняемого от нарушения массива горных пород $V_э$, млн. м^3 изменяется от 5 до 1500 млн. м^3 и выражается следующей зависимостью:

$$V_э = \frac{1}{6} H^2(l + 2L)(ctg\alpha_{сущ} - ctg\alpha_{пр}), \quad (1)$$

где: H – высота борта карьера, м; l, L – ширина борта карьера понизу и поверху, м; $\alpha_{сущ}$, $\alpha_{пр}$ – существующий и предлагаемый углы откоса борта карьера, град.

Таблица 1

Исходные данные для построения модели в AutoCAD

H, м	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	$\alpha_{пр}$, град
$V_э$, млн. м^3	5,1	20,6	46,4	82,5	129	185	252	330	418	516	50
	8,9	35,9	80,9	143	224	323	440	575	728	899	60
	12	48,4	109	193	302	436	593	775	981	1211	70
	14	59	133	237	371	534	728	951	1203	1485	80
l, м	200										
L, м	4290										
$\alpha_{сущ}$, град	40										

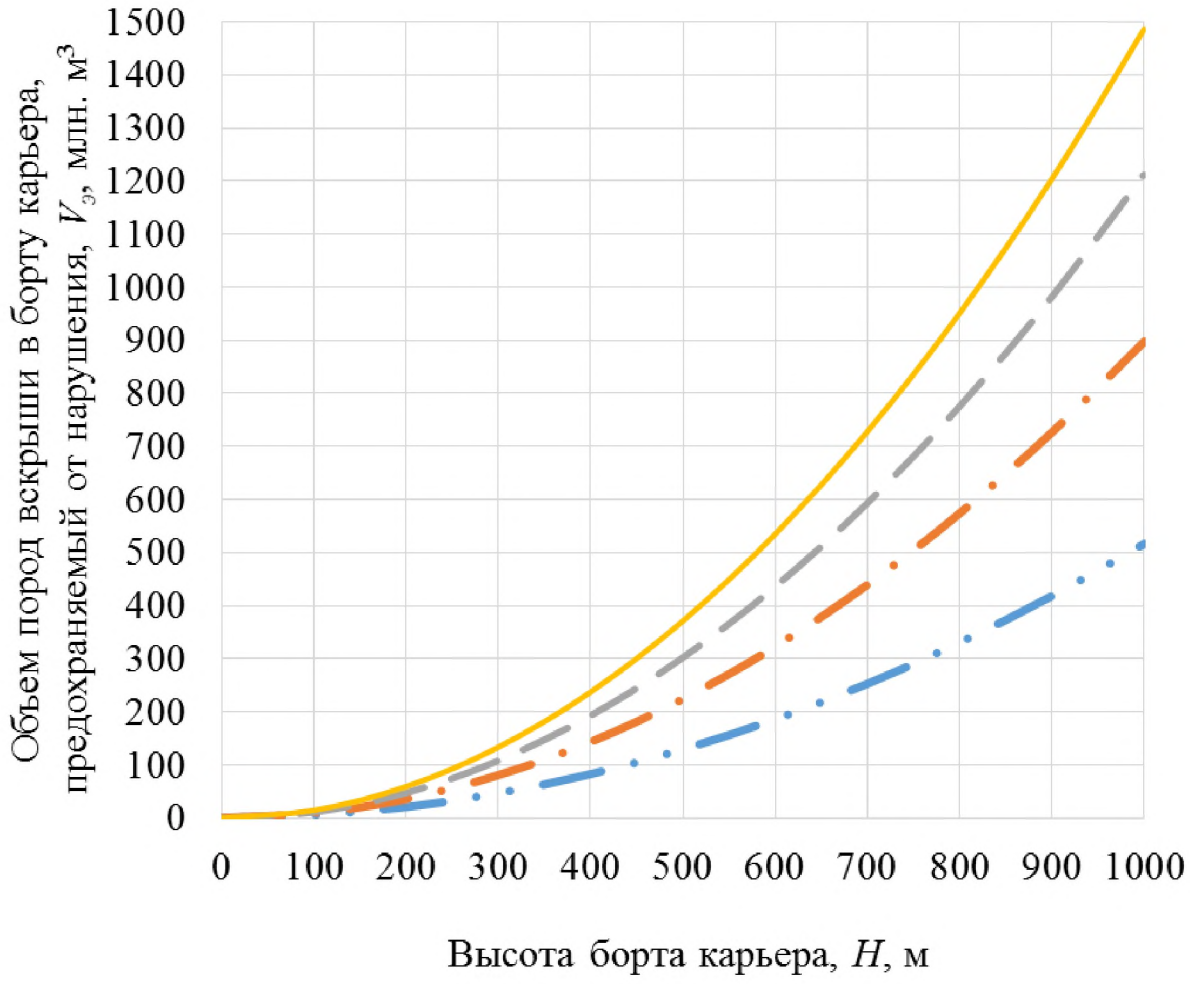


Рис. 1. График зависимости объема пород вскрыши, сохраняемого от нарушения при увеличении угла откоса борта карьера $\alpha_{пр}$, град с ростом его высоты H, м: — • • — • • — – 50°, — • — • — – 60°, — — — — – 70°, ——— – 80

Подпорные стенки. Следует отметить, что увеличение угла откоса борта карьера чревато возникновением оползней и обрушений. В качестве способов их предотвращения целесообразно применять подпорные стенки [4]. Подпорные стенки – это искусственное сооружение, предназначенное для удержание находящегося за ними горного массива от обрушения. Подпорные стенки разделяют по назначению, высоте, составляющему материалу, углу наклона задней грани, принципу работы, а также по способу возведения.

Подпорная стенка подвергается различным нагрузкам, среди которых собственный вес стенки (q), давление горного массива ($P_М$), давление веса сооружений, расположенных на поддерживаемом массиве ($P_К$), давление горнотранспортного оборудования ($P_О$), а также давление воды ($P_В$) (рис. 2).

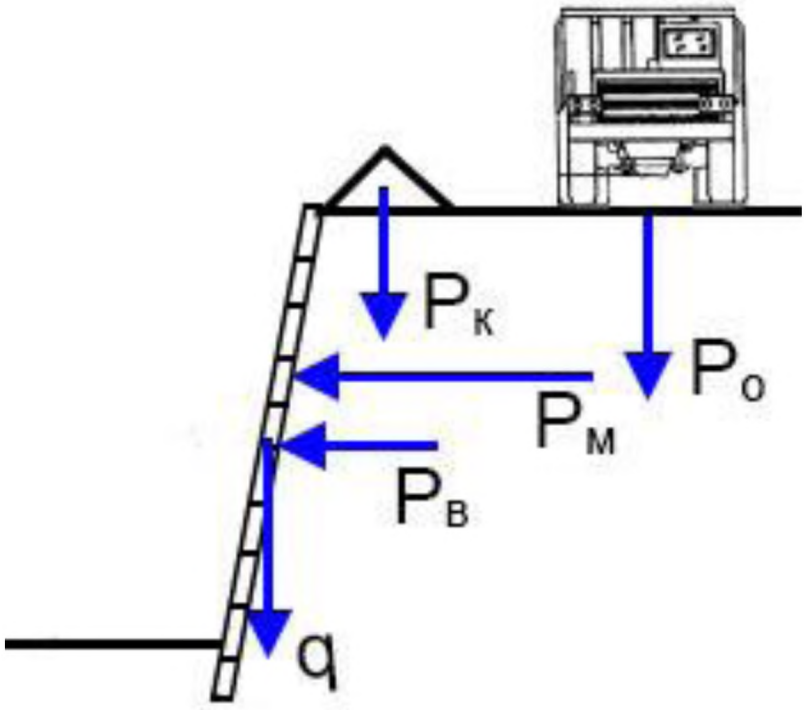


Рис. 2. Нагрузки, которым подвергается подпорная стенка на уступе нерабочего борта карьера

Стоит отметить, что работа глубоких карьеров происходит в условиях значительного притока карьерных вод. Так, в условиях карьера ЮГОКа приток подземных вод составляет 871 м^3/ч, а карьера ИнГОКа – 1096 м^3/ч. Для предотвращения отрицательного их воздействия на стенку в ее основании со стороны горного массива обычно сооружают дренажную систему. Однако это сопряжено с дополнительными расходами.

В то же время существуют стенки такой конструкции, для которых не требуется проведение дренажных систем. Они состоят из габионных сетчатых изделий. Габионы представляют собой металлические контейнеры различной формы, состоящие из металлической сетки двойного кручения, которые заполняются каменным материалом. Они предназначены для создания прочных, гибких и проницаемых массивных подпорных сооружений. Основные разновидно-

сти габионов: матрацно-тюфячные и коробчатые. При возведении подпорных стен на сыпучих грунтах используются габионы с армирующей панелью. На протяжении последних лет габионы постепенно вытесняют монолитные подпорные конструкции, выигрывая в стоимости и качестве [4].

Процесс монтажа подпорной стенки происходит следующим образом. Габион раскладывают на твердой плоской поверхности, затем к его днищу крепят стенки и диафрагму, которые упрочняют конструкцию. Затем стенки и диафрагму соединяют таким образом, чтобы получить емкость в форме параллелепипеда. После этого смежные габионы соединяют специальными мембранами жесткости и устанавливают армирующие крючки. Затем по длине конструкции устанавливают опалубку для предотвращения деформации габионов и заполняют ее каменным материалом, после чего все операции повторяют.

Подпорные стенки из сетчатых габионных изделий применяют для удержания мягких пород, ограждения автодорог и железнодорожных путей, при возведении мостов и для создания террас на приусадебных участках, а также в качестве береговых укреплений русел рек. Опыт применения габионных сетчатых конструкций в условиях открытых горных работ иллюстрируется на примере Михеевского ГОКа, который находится в Челябинской области Российской Федерации. В ходе его строительства возникла необходимость сооружения дробильно-перегрузочного пункта с применением подпорных стенок высотой 30 м. Сооружение железобетонных конструкций требовало больших трудозатрат и имело высокую стоимость.

В этой связи была предложена альтернативная конструкция подпорной стенки (рис. 3), представляющая собой армогрунтовую насыпь, удерживаемую тремя габионными блоками высотой по 10 м, разделенных двумя промежуточными площадками шириной по 2 метра, закрепленными матрасно-тюфячными габионами. В основании нижнего блока, а также по всей высоте в торцах стенки устроены железобетонные блоки. Сооружение стенки такой конструкции позволило максимально использовать местные строительные материалы из скальных пород.

Экономический эффект. Для установления эффективности предложенных решений рассчитан экономический эффект для условий карьера № 1 ЦГОКа с перспективой его разработки на глубину до 1000 м (рис. 4). Установлено, что при сохранении текущего положения верхней бровки карьера, предохраняемый от нарушения объем пород вскрыши, составляет 250 млн. м^3, а экономия денежных средств за счет этого составит 3,5 млрд. грн. При увеличении глубины карьера до 1000 м появляется возможность дополнительно вовлечь в эксплуатацию около 600 млн. т полезного ископаемого, при сохранении в целике 980 млн. м^3 пород вскрыши и экономии 24 млрд. грн.

Объем пород вскрыши, предохраняемый от нарушения $V_э$, млн. м^3 для условий карьера № 1 ЦГОКа рассчитывается по формуле:

$$V_э = 983{,}4H^2 \cdot 10^{-6}. \quad (2)$$

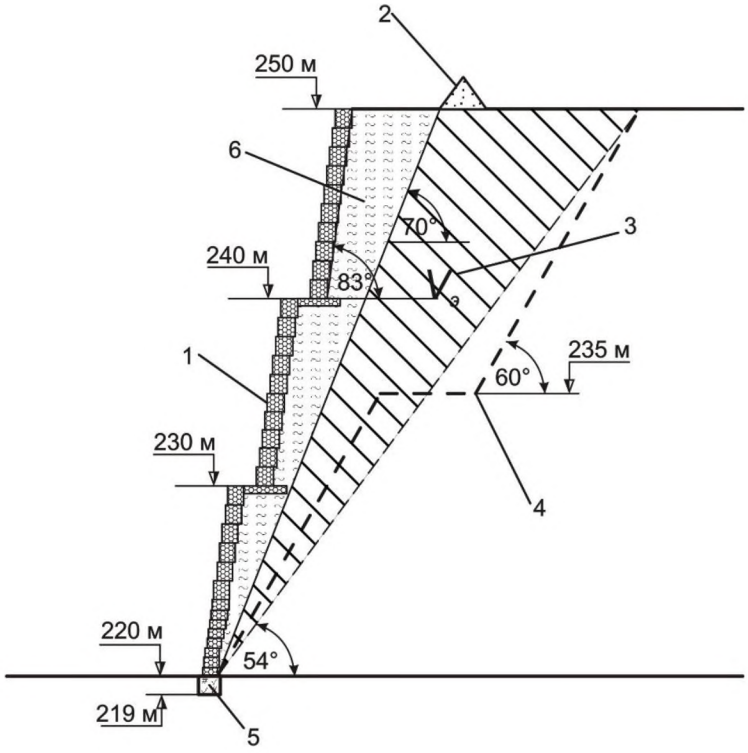


Рис. 3. Схема формирования уступов нерабочего борта карьера с возведением подпорной стенки из габионов: 1 – подпорная стенка из габионов, 2 – ограждающая насыпь, 3 – объем пород вскрыши, предохраняемый от нарушения, 4 – контур нерабочего борта традиционной конструкции, 5 – железобетонный фундамент, 6 – область уступов, частично нарушенных взрывными работами

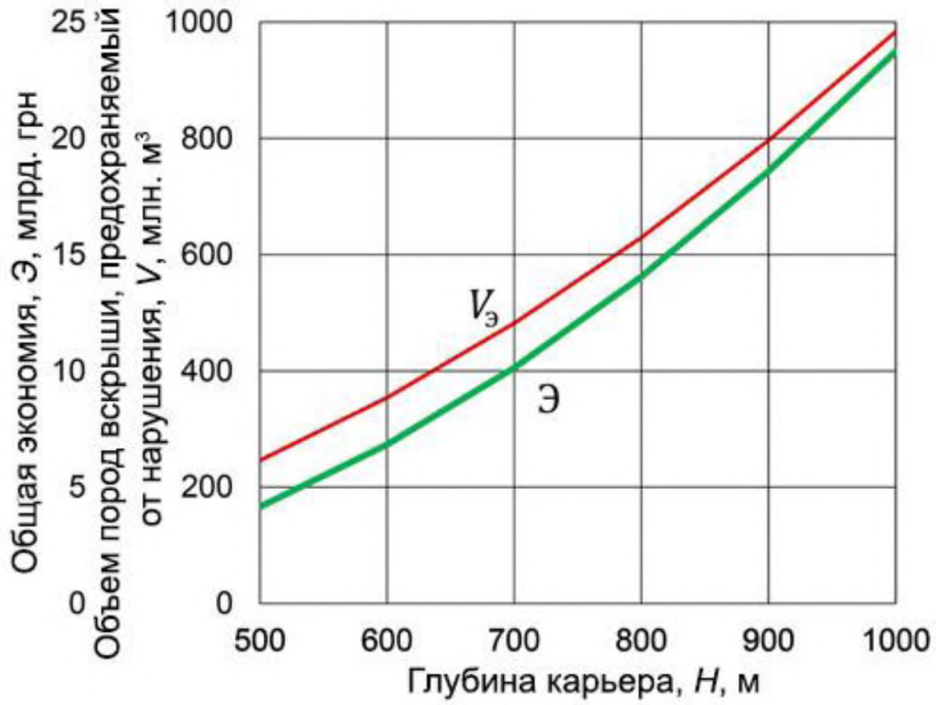


Рис. 4. – График изменения прогнозируемого экономического эффекта *Э*, млрд. грн с увеличением глубины карьера *H*, м

Прогнозируемый экономический эффект применения подпорных стенок Э, млрд. грн рассчитывается по формуле:

$$Э = (V_э \cdot C_в - З_г) \cdot 10^{-3}, \quad (3)$$

где: $V_э$ – объем пород вскрыши, сохраняемый от нарушения, м^3, $C_в$ – себестоимость 1 м^3 пород вскрыши, грн; $З_г$ – общие затраты на возведение подпорных стенок, грн.

Заключения и рекомендации. Основываясь на данном опыте применения подпорных стенок габионной конструкции в условиях открытых горных работ, предлагается при увеличении угла откоса бортов карьера применять габионные конструкции для удерживания горных пород от обрушения по всей протяженности бортов карьера, либо на их отдельных участках.

Установлено, что применение габионных сетчатых изделий экономически целесообразно в условиях открытых горных работ на глубину до 1000 м за счет снижения объема нарушаемого массива горных пород. При доработке карьера № 1 ЦГОКа на глубину до 500 м с сохранением текущего положения верхней бровки, экономический эффект применения габионных подпорных стенок составит 3,5 млрд. грн, а при разработке на глубину 1000 м – 24 млрд. грн.

Полученные данные рекомендуется применять в комплексе с разработанными на кафедре открытых горных работ способами открытой разработки крутопадающих месторождений [4, 5].

Перечень ссылок

1. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы: моногр. / А.Ю. Дриженко. – Д..: НГУ, 2011. – 542 с.
2. Дослідження техніко-економічних показників гірничодобувних підприємств України та ефективності їх роботи в умовах змінної кон'юнктури світового ринку залізорудної сировини: монографія / Є.К. Бабець, І.Є. Мельникова, С.Я. Гребенюк, С.П. Лобов ; за ред. Є.К. Бабця ; НДГРІ ДВНЗ «КНУ». – Кривий Ріг : вид. Р. А. Козлов, 2015. – 391 с.
3. Мельник Ю.И. Доработка глубоких карьеров / Ю.И. Мельник. – Д.: Наука и образование, 2000. – 184 с.
4. Повышение эффективности работы перегрузочных устройств при эксплуатации комбинированных видов транспорта с автомобильным звеном на открытой разработке месторождений казахстана: отч. НИР 1699/ГФ4 (промежуточный) / ГВУЗ «НГУ»; науч. руков. А.Ю. Дриженко – Д., 2016. – 93 с.
5. Drizhenko A.Yu. Prospects for future mining of steep iron-ore deposits in the context of Krivbas / A.Yu. Drizhenko, A.A. Shustov, A.A. Adamchuk // Metallurgical and Mining Industry. – 2016. – № 10. – P. 46 – 52.

ABSTRACT

Purpose. To justify the prospect of opencast mining method in deep-earth part of steep iron-ore deposit with minimal overburden rock removal.

The methods of research are scientific abstracting (to data acquisition), graphic analysis (to determine decrease mining of overburden rock volume), proximate economic analysis (to calculate economic feasibility of gabion application)

Findings. Economic feasibility of gabion application is justified in case of 1000 m opencast mine depth. Finalizing of TsGOK opencast mine on 500 m depth with upper brow position conservation leads to 3,5 billion grivna economies. Economic feasibility of gabion application to 1000 m depth is 24 billion grivnas. It is stressed that gabion application is advisable to use with methods previously designed at the opencast mining department of National Mining University.

The originality is to determine the correlation between overburden rock volume lowering and pit wall altitude, slope angle, length along the top and bottom.

Practical implications. To develop recommendations for using gabion application in opencast mine finalizing to 1000 m depth.

Keywords: opencast mine, overburden rock volume, finalizing parameters, retaining wall, gabion application.

УДК 622.012:658.5:622.68

© В.А. Азарян, С.А. Жуков

ОТ ПРОЦЕССОВ ТРАНСПОРТА И КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА РУДЫ — К ПРОБЛЕМЕ ГЕНЕРАЛИЗОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУДОПОТОКОВ КАРЬЕРА

© V. Azarian, S. Zhukov

FROM THE PROCESSES OF TRANSPORT AND ORE QUALITY CONTROL TO THE PROBLEM OF GENERALIZED QUALITY CONTROL SYSTEM OF ORE STREAM IN THE OPEN PIT

Приведены результаты анализа состояния и детерминативов колебания качества железорудного сырья в карьерах горно-обогатительных комбинатов Кривбасса в привязке к ритмичности работы карьерного оборудования и транспорта, а также сформулирована проблема создания генерализованной общекарьерной системы управления качеством рудопотоков и пути ее решения.

Наведено результати аналізу стану та детермінативів коливання якості залізорудної сировини в кар'єрах гірничо-збагачувальних комбінатів Кривбасу в прив'язці до ритмічності роботи кар'єрного устаткування та транспорту, а також сформульовано проблему створення генералізованої загальнокар'єрної системи управління якістю рудопотоків та шляхи її вирішення.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Известно, что качественные показатели добываемого сырья предопределяют цену на конечную продукцию горно-обогатительных комбинатов и их конкурентоспособность. В связи с этим обеспечение необходимого уровня качества руды и стабилизации

пределов его колебаний в рудопотоке является по важности, сложности и масштабам актуальной проблемой. Необходимость строгого и устойчивого соответствия качества сформированного рудопотока заданным качественным показателям обусловлена тем, что оптимальные режимы обогащения могут быть обеспечены только при жестко ограниченных отклонениях содержания полезного компонента именно в этом потоке, а не по каждому в отдельности, составляющим его, что является характерным для современных ГОКов.

Анализ исследований. На сегодняшний день разработаны и внедрены в производство различные системы, которые имеют элементы управления качеством рудопотоков карьеров: автоматизированная система управления горнотранспортным комплексом (АСУ ГТК) «КАРЬЕР» компании «ВИСТ Групп» [1], система диспетчеризации автотранспорта и контроля рудопотока "ИНТЕГРА"-"НЕВОД" [2], автоматизированная корпоративная система управления геотехнологическим комплексом на открытых разработках «ДЖЕТЫГАРА», система горно-транспортной диспетчеризации «АВТО» (Казахстан) [3]; система «КАРАТ» и «КАРАТ-М» (ЦНИИКА, РФ), система «КВАРЦИТ» (ЧАО «ИнГОК»), «Комплекс-АТ» и «ГЕРМЕС» (ЧАО «СевГОК») и др. [4]. Система компании «Quebec Cartier Mining» (Канада) имеет центральный вычцентр, управляющий, как самосвалами, так и 90 группами оборудования фабрики, а, кроме того, дробильным отделением и процессами обогащения железной руды. Данная система обладает всеми признаками глобальной системы управления. Одной из современных разработок в области горнотранспортной диспетчеризации является компьютерная система RAN фирмы «Pincot, Allen and Holt Inc.» (США). Также в США разработаны система автоматического управления автосамосвалом (САУА) компании «Unit Rig Equipment», и система DISPATCH компании «Modular Mining Systems», используемая на 105 карьерах и 25 шахтах. Эта компания является ведущей, ее доля на рынке систем диспетчеризации составляет порядка 90 %. Начиная с 1983 года, выпускает свою АСУ ГТК канадская компания «Wenco International Mining Systems» [5]. ПО серверов приложений с помощью специально разработанных технологий UMP.NET обрабатывают входную информацию, а на серверах баз данных ORACLE хранится вся информация о работе оборудования. ПО рабочих мест на базе ПП XRTL Explorer, взаимодействует с базой данных через сервер приложений и системы связи транспорта с диспетчерским центром (транкинговая система радиосвязи TETRA) [5]. Высокая точность планирования ГТР достигается также благодаря применению программного комплекса имитационного моделирования работы ГТС карьеров «CEBADAN» (ИПМК «CEBADAN») для карьеров с автомобильным, железнодорожным и комбинированным транспортом.

Однако рассмотренные системы преимущественно адаптированы либо к функциям собственно диспетчеризации, либо к управлению качеством продукции в отдельно выделяемом грузопотоке из множества, существующих в глубоких карьерах крупных ГОКов, не обеспечивая управления общекарьерного.

Постановка задачи. Необходимость применения генерализованной системы управления качеством общекарьерных рудопотоков обусловлена объективными факторами. В карьерах требуемое содержание полезного компонента в руде обеспечивается, как правило, лишь в среднем значении в некотором значительном временном интервале (сутки, месяц). Внутри же этого интервала содержание полезного компонента колеблется, нередко выходя за пределы допустимого диапазона. Поэтому основной задачей создания генерализованной системы управления качеством рудопотоков карьера является обеспечение устойчиво планового качества руды, поступающей из карьера в целом и минимизации амплитудных и временных колебаний содержания полезного компонента в потоке в гарантированных границах заданного интервала путем интеграции всех элементов системы.

Применение такой системы управления качеством рудопотоков даст возможность максимально оперативно реагировать на любое изменение состояния добычных забоев, комплексно корректируя работу выемочно-погрузочного оборудования в них и транспортного — во всех звеньях общекарьерного рудопотока для обеспечения выполнения планового задания.

Изложение материала и результатов. В реальных условиях горного производства диапазон колебаний качественных показателей руды в рудопотоке — значительный, что, как пример, отображено на рис. 1. В данном случае руда, поступающая на обогащение из карьера №3 ГД ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог», имеет показатель среднеквадратического отклонения σ = 0,59 при дисперсии D=0,35 (среднесуточные колебания). Если же рассмотреть фактическую величину колебаний качества в течение одного часа, то она более чем в два раза превысит приведенные выше значения СКО и дисперсии.

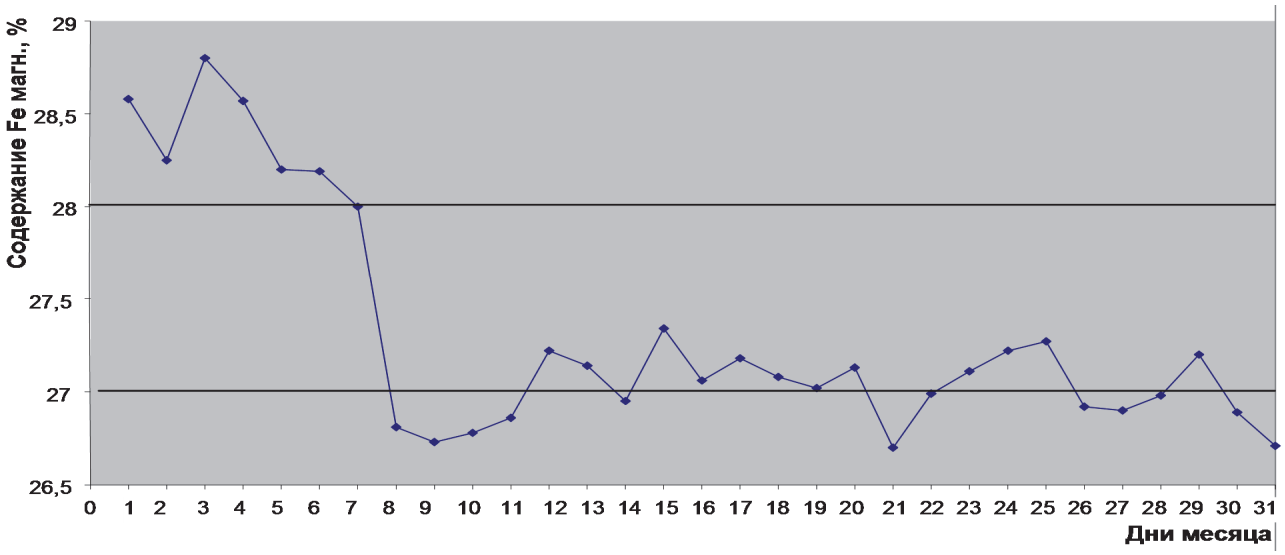


Рис. 1. Колебания содержания железа магнитного в рудопотоке карьера №3 ГД ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» за январь месяц 2012 г

Одним из традиционных способов снижения колебаний качества является учет содержания полезного компонента в автосамосвалах. Однако, предлагаемые станции бесконтактного метода контроля качества руды в кузовах карьерных самосвалов СКРТ не могут эффективно использоваться в условиях карьера, так как толщина информационного слоя (контролируемая глубина слоя руды) – почти на два порядка меньше высоты кузова самосвала, а с учетом площади опробования датчика составляет всего 3–5% от общего объема горной массы в кузове. Исходя из этого, данные о содержании железа в относительно небольшом объеме горной массы от общего объема кузова, не могут считаться достоверными применительно ко всему объему кузова и использоваться для «помашинной» сортировки «руда-порода».

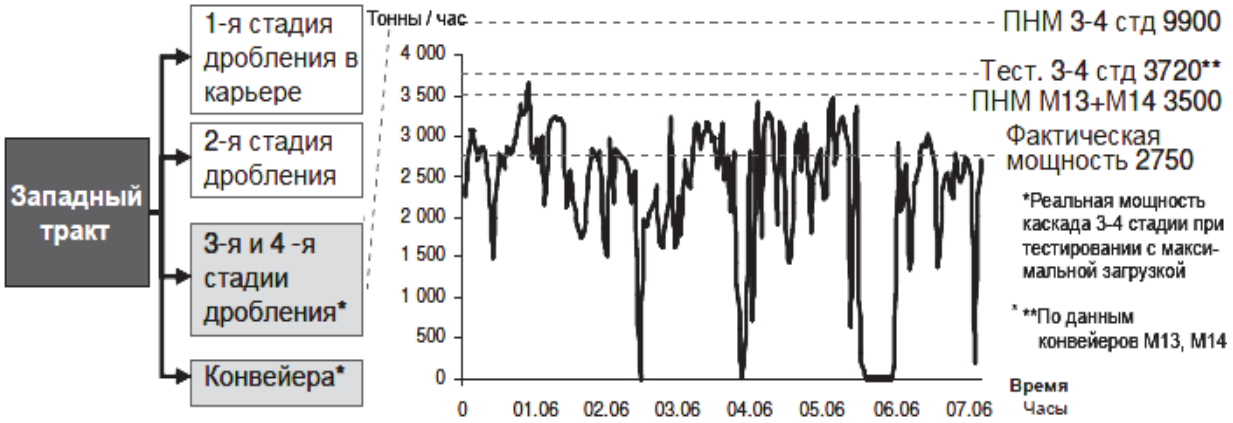


Рис. 2. Недельная почасовая производительность западного тракта – тракт работает в среднем на 67% от максимальной мощности в силу неравномерной загрузки (источник – отчетность ЧАО «ИнГОК»)

Не менее значительны колебания качества руды и в потоке ЦПТ – на конвейерных трактах, где, кроме того, существенным дополнительным фактором выступает еще и пульсация производительности трактов во времени (рис. 2, 3).

Как видно, по западному тракту:

- 3-4 стадии дробления и последующие конвейера работают в одном неравномерном режиме;

- 3-4 стадия дробления загружена в среднем на 63% ПНМ, но есть пики, при которых загрузка доходит до 97%;

- конвейера М13 и М14 загружены в среднем на 67% своей мощности, но есть пики, при которых они перегружены сверх мощности, до 104%.



Рис. 3. Недельная почасовая производительность восточного тракта – тракт работает в среднем на 83% от максимальной мощности в силу неравномерной загрузки (источник – отчетность ЧАО «ИнГОК»)

Соответственно по восточному тракту:

- оборудование восточного тракта последовательно и работает в одном режиме, который отслеживается по дробилке ККД №5 -180м;
- средняя производительность 1-й стадии дробления составляет 2 155 т/час, или 45 % ПНМ;
- конвейер 7П1 загружен в среднем на 83 % своей мощности, но есть пики, при которых он перегружены сверх мощности, до 136 %.

Для полноценного функционирования системы контроля качества необходимо наличие средств контроля его на всех этапах и процессах горного производства. При этом показатели контроля должны быть достоверными, пробы – представительными, а период опробования – обоснованным.

Необходимо также, чтобы информация о содержании полезного компонента из всех точек контроля поступала оперативно на центральный сервер для обработки и без искажения данных.

Охватывая все этапы горного производства – от забоя до склада готовой продукции, генерализованная система контроля качества рудопотоков позволит иметь достоверную картину изменения качественных характеристик в массиве, в развале взорванной горной массы, а также в сформированном общекарьерном рудопотоке и тем самым управлять последним.

Средства и системы контроля качества, разработанные коллективом научно-исследовательской проблемно-отраслевой лаборатории контроля и управления качеством минерального сырья ГВУЗ «Криворожский национальный университет», на сегодняшний день наиболее полно охватывают основные этапы ведения горных работ.

На рис. 4 приведена общая схема системы контроля качества железорудного карьера. Данная система позволяет производить контроль, как дискретно, так и в потоке на конвейере. Информация о содержании полезного компонента, собранная на различных этапах, позволяет осуществлять анализ и принимать оперативные технологические решения по управлению качеством рудопотока.

Средства по контролю качества, входящие в систему, можно классифицировать следующим образом:

- контроль качества железорудного сырья в естественном залегании (каротаж) по железу общему и железу, связанному с магнетитом;
- контроль качества во взорванной горной массе – железо общее и магнитное;
- контроль качества в рудопотоке ЦПТ – железо общее;
- контроль качества на рудном складе – железо общее и магнитное;
- контроль качества на входе ОФ в потоке на конвейере.

Каротаж скважин осуществляется каротажной станцией «Карьер-Кривбасс» путем опробования массива горных пород в шарошечных скважинах. Данная станция позволяет осуществлять одновременный каротаж на железо общее и магнитное с фиксацией данных о содержании полезного компонента в бортовом компьютере.

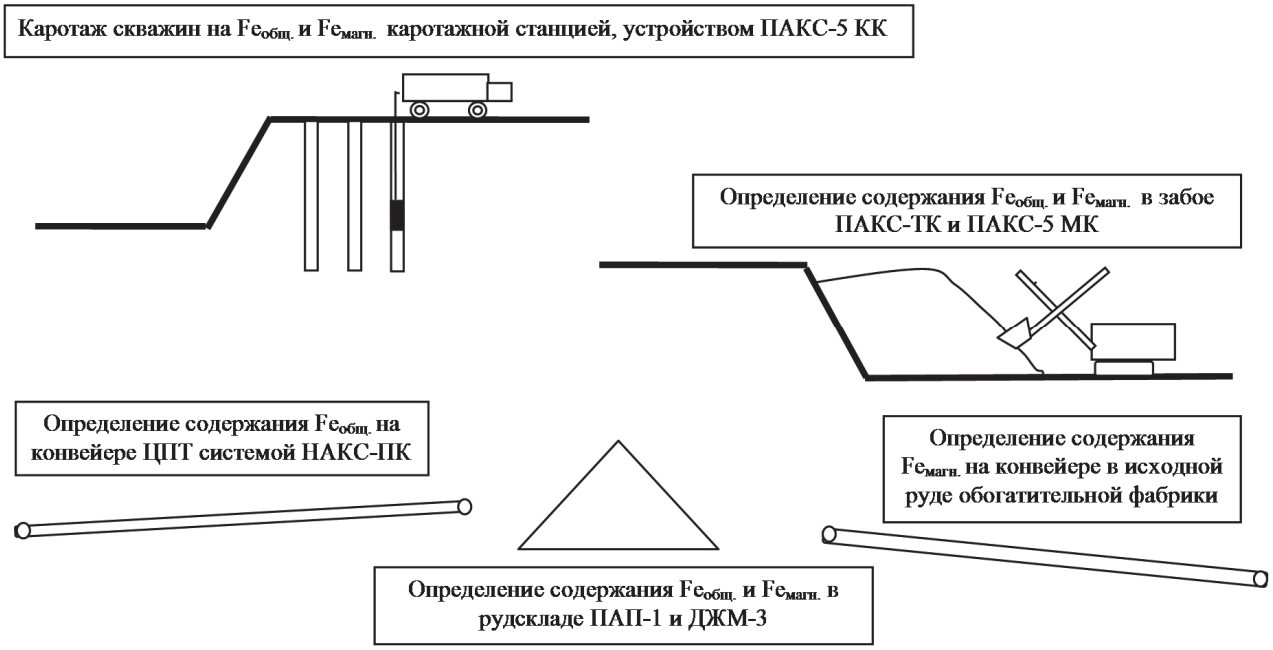


Рис. 4. Система контроля качества железорудного карьера

Также каротаж на железо магнитное можно производить при помощи переносного устройства ПАКС-5КК, состоящего из измерительного пульта и каротажного зонда. Данные, полученные в результате каротажа, позволяют построить модель распределения содержания полезного компонента в блоке, подготовленном для взрывания, и тем самым спрогнозировать динамику изменения качества при последующей отработке добычного забоя.

После взрывания происходит перемешивание рудной массы, что обусловливает необходимость технологического контроля содержания общего железа (ПАКС-ТК) и железа, связанного с магнетитом (ПАКС-5МК) в процессе отработки забоя. Эти данные используются для текущего контроля соответствия фактических показателей качества расчетным данным, используемым при решении шихтовочной задачи при определении сменного задания.

Система, позволяющая осуществлять максимально эффективное управление качеством рудопотоков карьера, может быть создана на основе синергии двух систем: системы оперативного контроля качества и системы управления качеством. При этом контроль качества должен производиться геофизическими и магнитными методами, как дискретно, так и непрерывно, на всех этапах производства, а управление качеством осуществляется не только ставшим уже традиционным методом усреднения, но также с помощью специально разработанных в ГВУЗ «КНУ» технических средств, среди которых следует особо выделить мобильный дробильно-сортировочный радиометрический комплекс (МДСРК).[6] Данный комплекс позволяет существенно снизить колебания качества в общекарьерном рудопотоке за счет отсечения некондиционной горной массы в забоях приконтактной зоны «руда-порода».

Кроме того, в настоящее время авторы исследуют относительно управления качеством рудопотоков операционные возможности перегрузочных узлов конвейерных трактов на примере ЦПТ ЧАО «ИнГОК» (рис. 5), с учетом Комплексного проекта поэтапного развития горных работ и переработки минерального сырья до конца отработки Ингулецкого месторождения (ГП «ГПИ «Кривбасспроект», 04237-1211/1110-1-ПЗ).

Решение проблемы стабилизации качества в общекарьерном рудопотоке возможно с применением предлагаемой системы контроля и управления качеством, которая выполняет максимально адекватно функцию воздействия на выемочно-погрузочное и транспортное оборудование с учетом неодновременного начала работы забоев, плановых и внеплановых простоев техники, изменений расстояний транспортировки до ЦПТ, изменения содержания полезного компонента в забоях, а также позволяет отслеживать истинные показатели качества в рудопотоке и сопоставлять их с плановыми показателями. При отклонении показателей за пределы заданного диапазона центральный сервер системы будет производить не только перерасчет распределения нагрузки на забои, но и интенсивность отдельных рудопотоков, формируя структуру рудопотока общего, обеспечивая тем самым стабильность качества общекарьерного потока сырья, следующего на обогащение.

Теоретические работы по управлению качеством продукции в карьерах, проведенные в Криворожском техническом университете под руководством проф. Бызова В.Ф., и практические разработки научного коллектива научно-исследовательской проблемно-отраслевой лаборатории контроля и управления качеством минерального сырья при Криворожском национальном университете создали объективные предпосылки для создания генерализованной системы контроля и управления качеством рудопотоков карьера как основы технологии управления качеством рудопотоков карьеров.

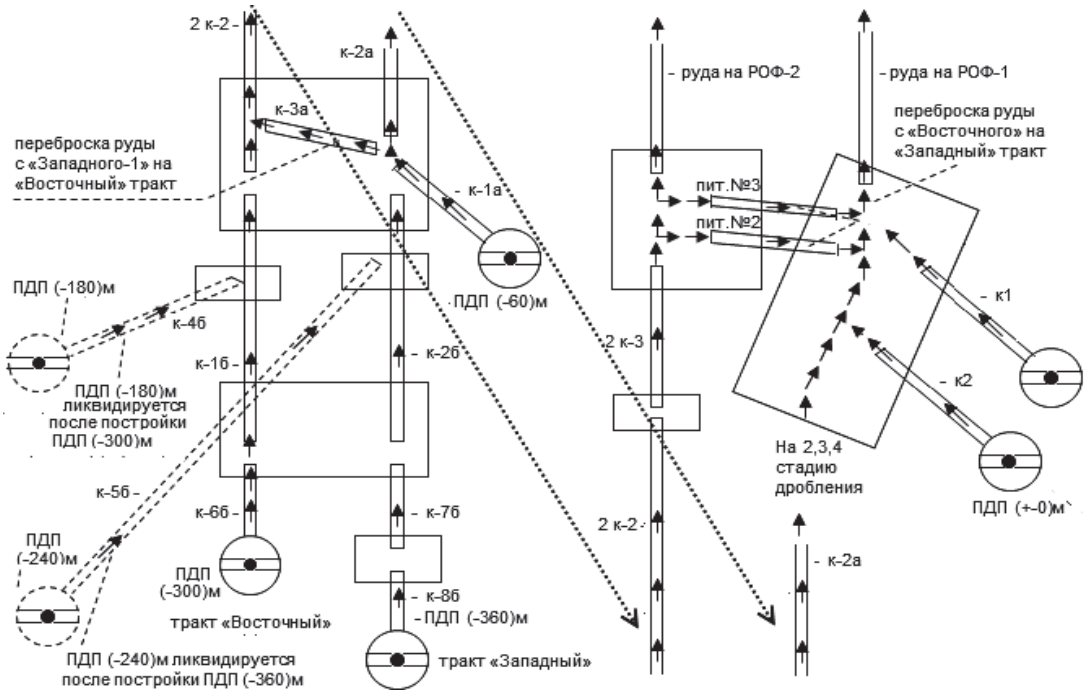


Рис. 5. Схема транспортировки руды на РОФ-1 и РОФ-2 ЧАО «ИнГОК» с учетом переброски с тракта на тракт

Выводы. В настоящее время имеются все предпосылки, необходимые для создания на ГОКах генерализованных систем управления качеством рудопотоков карьера, что обеспечит устойчиво плановое качество руды, поступающей из карьера в целом, и минимизацию амплитудных и частотных колебаний содержания полезного компонента в ее потоке в границах заданного интервала путем интеграции всех элементов системы. Проблема объединяет в себе решение ряда локальных задач:

1. Обеспечение дискретного оперативного контроля качества в забоях методами геофизического опробования и непрерывного контроля качества в рудопотоке с целью получения достоверных данных о содержании железа.

2. Создание новых технических средств контроля и сортировки сырья.

3. Создание каналов надежной связи для передачи информации о результатах оперативного контроля качества на центральный сервер.

4. Привязка всех выемочно-погрузочных и транспортных единиц оборудования к системе глобального позиционирования GPS с целью контроля их положения и последующего управления ими.

5. Создание объединенных каналов обратной связи диспетчерского пункта системы с экскаваторами и автосамосвалами с целью управления процессом формирования рудопотоков.

6. Программная корректировка нагрузки при отклонении качества в забоях от расчетного значения или в рудопотоке от планового.

7. Оптимизация процесса обогащения за счет стабилизации качественных показателей общекарьерного рудопотока, что положительно повлияет на режим

энергосбережения, позволит снизить себестоимость конечной продукции и повысить прибыль горно-обогатительного комбината.

Перечень ссылок

1. «Автоматизированные системы управления автотранспортом и процессом рудопотока» [Электронный ресурс] // Сайт «ИНТЕГРА» ООО «Интегра Груп», 2006 – Режим доступа http://www.integra-gr.ru/page/avtomatizirovannie-sistemi-upravleniya.html
2. Владимиров Д.Я. Система диспетчеризации «КАРЬЕР»: от мониторинга большегрузных автосамосвалов к управлению горно-транспортным комплексом и оптимизации горных работ в карьере / Владимиров Д.Я., Клебанов А.Ф., Перепелицын А.И // Горная промышленность, 2004. – №4. – С. 132-135.
3. Галиев С.Ж., Методика оперативного мониторинга и управления рудопотоком. / С.Ж. Галиев, А.А. Бояндинова, Ж.А. Адилханова, К.К. Жусупов, С.Е. Пуненков. // Научный журнал КазНТУ "Вестник". Наука о земле, – Алматы, 2009. С. 64–70.
4. http://www.yellowpages.com/lakewood-co/mip/pincock-allen-and-holt-463411136
5. http://www.wencomine.com/
6. Пат. №85053 Украина, B07B 1/00. Мобильный дробильно-сортировочный радиометрический комплекс / А.А. Азарян, В.А. Азарян, Ю.Е. Цыбулевский – 2013. Бюл. № 21, опубл. 11.11.2013 г.

ABSTRACT

The results of analysis of the condition and determinatives fluctuation of iron ore quality in open pits of mining and processing plants of Kryvbass in relation to the regularity of the pace of pit equipment and transportation are given, as well as the problem of creating a generalized quality control system of ore stream of the open pit and its solutions are formulated.

Objectives. The main objective of the research is to determine the main factors influencing the fluctuations of the ore quality in open pit raw material, allowance for which is required for the creation of generalized quality control system of ore stream in the open pit and formulation of the problematic level assessing the feasibility of creating that kind of system, and its implementation techniques as a technology of the open pit.

The methods of research are to analyze of geological data on the iron-ore deposits of Kryvbass, project documentation, production data of the mining and processing enterprises of Ukraine and foreign open pits, scientific publications and their subsequent synthesis and formulation of the developed provisions.

Conclusions. The key point and peculiarities of the modern problem of raw materials quality control in the iron ore of open pits, the organizational and technological tasks in creation of generalized quality control system of ore stream in the processing plant have been defined, which will provide the sustainable quality of ore coming from the pit in general, and minimize the amplitude and frequency fluctuations of the grade of mined ore in the flow within the limits of specified interval by integrating all elements of the system.

The originality is to determine the systematic approach in solution to the stated problem, and a number of the proprietary technical solutions.

Implementation. To develop recommendations for using the generalized quality control system of ore stream in the open pit. Further development and manufacturing application of the research results will provide a significant reduction in the cost price of iron ore products by increasing the efficiency of ore enrichment and quality of manufactured articles of the mining and processing plants.

Keywords: ore, capping, open pit, loadings, transport, ore stream, quality control.

УДК 622.271

© О.А. Анисимов

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМИРОВАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ШИРИНУ КРУТОНАКЛОННОГО СЛОЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

© O. Anisimov

RESEARCH OF THE FORMATION OF MECHANIZED COMPLEXES AND THEIR INFLUENCE ON THE WIDTH OF STEEPLY INCLINED LAYERS IN MINING STEEP DEPOSITS

Проанализированы основные параметры выпускаемого горнотранспортного оборудования. Выделены классы оборудования, что позволяет определять основные параметры технологических схем при отработке крутопадающих месторождений крутонаклонными слоями.

Проаналізовано основні параметри гірничотранспортного обладнання. Виділені класи обладнання, що дозволяє визначати основні параметри технологічних схем при відпрацюванні крутоспадаючих родовищ крутонахиленими шарами.

Введение. Планирование вскрышных и добычных работ взаимосвязано и должно обеспечить равномерную добычу полезного ископаемого, полное использование производственных мощностей основного горнотранспортного оборудования и выполнение объемов вскрышных работ в соответствии с принятым режимом горных работ. Обязательным условием является опережение вскрышных работ, которые должны обеспечивать выемку заданных объемов добычи, подготовку нижележащих горизонтов, с учетом объемов вскрытых и готовых к выемке запасов. В настоящее время существует множество технологических схем разработки скальной породы. Они предусматривают выполнение основных технологических процессов: подготовку скальной породы к выемке (буровзрывные работы), выемочно-погрузочные работы, транспортирование и складирование полезного ископаемого и отвалообразование пород вскрыши. В процессе отработки скальных пород может изменяться направление отработки, параметры рабочего оборудования и, соответственно, параметры горных выработок [1].

При отработке крутонаклонными слоями процесс бурения и перемещения буровой установки на уступе определяется существующими правилами безопасного использования оборудования и паспортами работы. Параметры формируемого развала определяет тип используемого взрывчатого вещества, схема коммутации взрывной сети, использование замедления при взрывании скважин, наличие подпорной стенки, состояние горных пород на момент проведения взрывных работ, последовательность инициирования скважинного заряда, конструкция скважинных зарядов и др. При условии компактного формирования развала горной породы следующим этапом является развитие фронта горных работ при отработке нескольких горизонтов и технологические схемы подвигания экскаваторных забоев в крутонаклонном слое [2].

Основными ограничивающими факторами на рабочей площадке при применении экскаваторов является радиусы черпания горной массы в забое и разгрузки в транспортные средства, высота уступа (развала), а также параметры транспортных средств (габариты, радиус поворота). При применении погрузчиков ограничивающим фактором является зона его работы, должно обеспечиваться нормальное дробление горной массы, поддержание площадки в нормальном состоянии, так как идет износ покрышек и выдержаны рабочие зоны транспортных средств на площадке.

Многие предприятия стремятся уменьшить рабочую площадку до минимальных рабочих параметров. Технологическая схема и паспорт работы оборудования на уступе должны обеспечивать: безопасность ведения горных работ; нормальную работу механизированных комплексов; беспрепятственный доступ транспортных средств к верхней площадке уступа (буровой блок) и нижней (к забою); формирование компактного и качественного развала скальных пород; развитие транспортных коммуникаций; благоприятные условия дренажа и водоотлива.

Целью статьи является определение рациональной ширины рабочей площадки, которую следует рассчитывать с учетом параметров применяемых комплексов рабочего оборудования и последовательности проведения горных работ на уступе, горизонте или в отрабатываемом слое. Проведено исследование основного оборудования, которое используется в средней и нижней зоне глубоких карьеров. Выемочно-погрузочное оборудование классифицировано по емкости ковша со средними показателями радиусов черпания и разгрузки. Объемы ковшей приняты в интервалах 8-15м^3, 15-25м^3, 25-30м^3 и более 30м^3. Соответственно емкости ковша подобран подвижной состав, в качестве которого рассматривались автосамосвалы известных современных производителей. Для автосамосвалов рассматривались габариты длина и ширина, а также радиус поворота машины (табл. 1).

Производители экскаваторов представлены фирмами: Komatsu, Caterpillar, Ижорский завод, Surface mining P&H. Рассматривались экскаваторы как механическая лопата, так и гидравлические с объемами ковша от 8 до 30 м^3 и более. При этом, как видно из графика (рис. 1), разница межу шириной заходки экскаватора механическая лопата и гидравлическая прямая лопата незначительна.

Таблица 1

Классы и усредненные параметры горнотранспортного оборудования

Класс	Емкость ковша, $м^3$	Грузоподъ-емность, т	Радиусы поворота автомашины, м	Ширина авто, м	Длина авто, м	Ширина проезжей части (два пути)	Ширина заходки экскаватора, м	Радиус черпания экскаватора, м	Радиус разгрузки экскаватора,м
	Ек	*Gавто, т*	*Ra*	*ba, м*	*lавто*	*T, м*	*Аэкс*	*Rч*	*Rр*
1	8-15	65-155т	13,2	6,67	11,57	19	21,9	12,9	16,9
2	15-25	120-200т	13,8	7,4	12,59	22	25,8	15,2	19,3
3	25-30	200-250т	14,9	7,77	13,55	22	27,2	16	21
4	более 30	250т и более	16,7	9,21	14,89	24	29,8	17,6	22,5

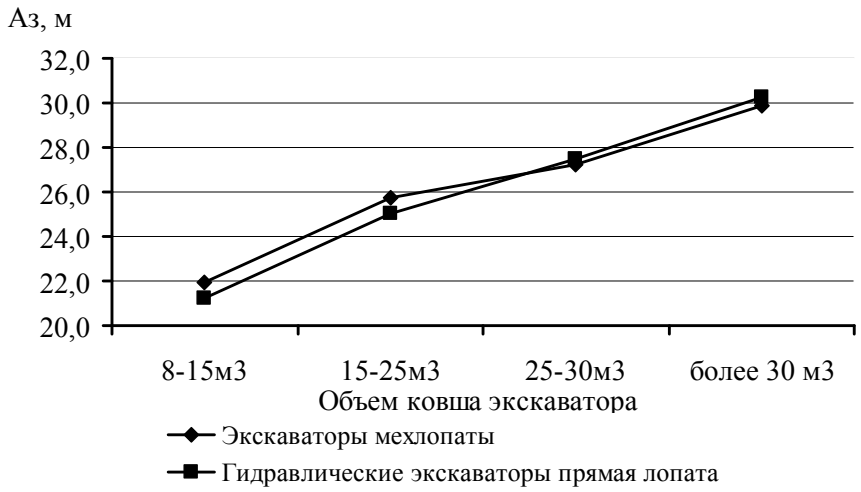


Рис. 1. Средняя ширина заходки механических и гидравлических экскаваторов типа прямая лопата

На рабочих площадках в последнее время находят применение погрузчики с емкостью ковша от 5 и выше метров кубических. Погрузчики выбраны из ряда фирм-изготовителей БелАЗ, Четра, Doosan Komatsu, Caterpillar. Параметры, влияющие на работу погрузчиков представлены на рис. 2. К таким параметрам относятся емкость ковша, ширина погрузчика габаритная (по ковшу) что влияет на ширину заходки и радиус поворота погрузчиков. Если изучать линейку погрузчиков Cat 994 с емкостью ковша 17, 19, 36 $м^3$, то габаритная длина –16,7 м, ширина по ковшу в зависимости от объема 5,65 и 6,22 м, радиус поворота 13 - 13,5 м.

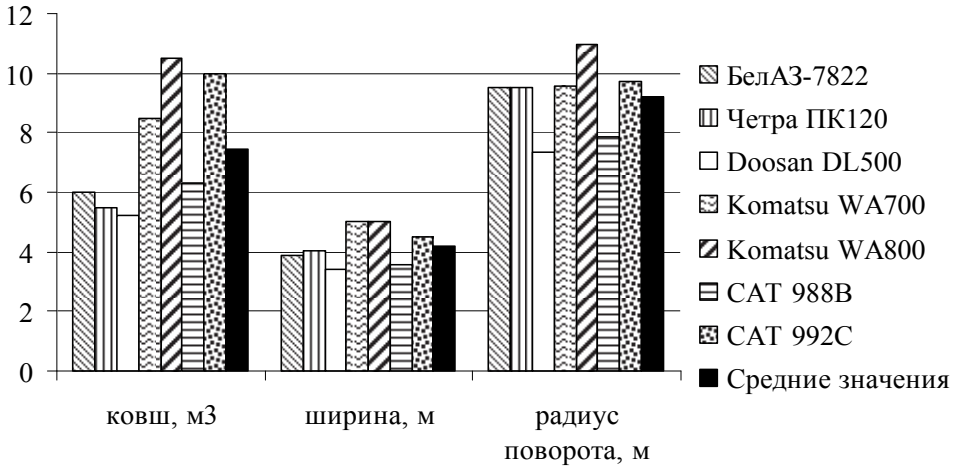
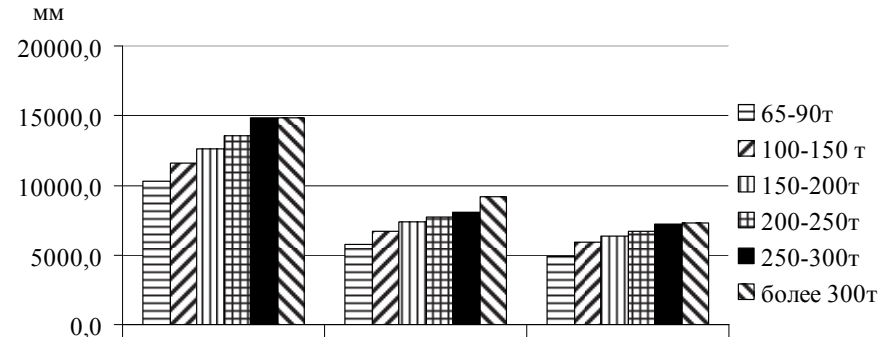


Рис. 2. Гистограмма рабочих параметров современных погрузчиков (объем ковша 5-10 м^3)

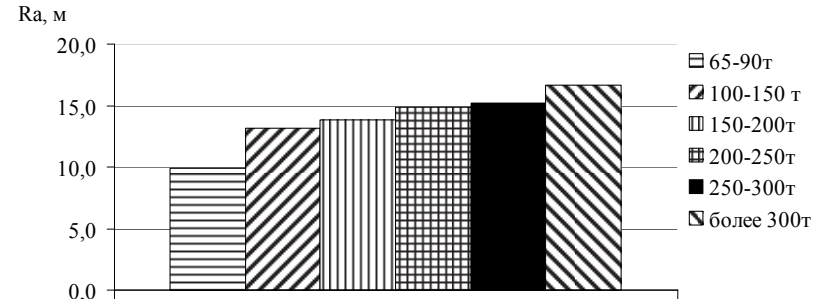
К основным недостаткам использования погрузчиков относятся трудность разработки забоев с высоким содержанием негабаритных кусков. Ширина ковша снижает эффективность селективной выемки горной массы. Некоторые погрузчики по высоте разгрузки необходимо совмещать с выбранными автосамосвалами. Достоинства заключаются в его мобильности, что дает возможность перемещать машину от одного забоя к другому за короткий период времени.

Современные автосамосвалы представлены фирмами изготовителями Caterpillar, БелАЗ, Hitachi, Komatsu, Liebherr, Terex (UNIT RIG). Получены усредненные показатели рабочих габаритов автосамосвалов при различной грузоподъемности машин (рис. 3, 4). Как видно из гистограмм ширина автосамосвалов находится в пределах от 6 до 9,2 м, длина – от 10,2 до 15 м, радиус поворота – от 9,9 до 16,7 м.



	Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм
65-90т	10272,5	5725,7	4885,3
100-150 т	11570,0	6668,6	5915,6
150-200т	12593,8	7400,0	6366,7
200-250т	13550,3	7765,0	6669,0
250-300т	14810,0	8046,7	7220,0
более 300т	14885,0	9207,3	7295,2

Рис. 3. Гистограмма средних основных рабочих параметров большегрузных автосамосвалов



	Радиус разворота, м
65-90т	9,9
100-150 т	13,2
150-200т	13,8
200-250т	14,9
250-300т	15,2
более 300т	16,7

Рис. 4. Гистограмма средних радиусов разворотов современных большегрузных автосамосвалов

Усредненные показатели параметров основного рабочего оборудования позволяют дать предварительную оценку ширины рабочих площадок при отработке крутонаклонными слоями. Практическое применение полученных графиков заключается в том, что при необходимости можно сделать быструю оценку параметров формируемого крутонаклонного слоя при этом, достаточно знать емкость ковша экскаватора, грузоподъемность автосамосвалов и высоту отдельного уступа (рис. 5, 6).

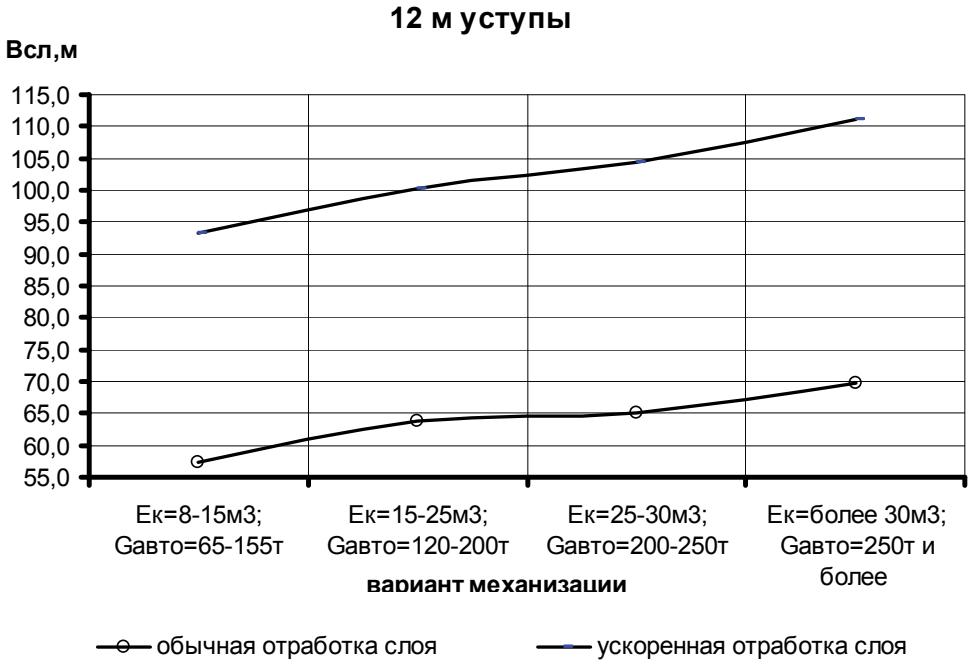


Рис. 5. График изменения ширины крутонаклонного слоя в зависимости от комплексной механизации при высоте уступа 12 м

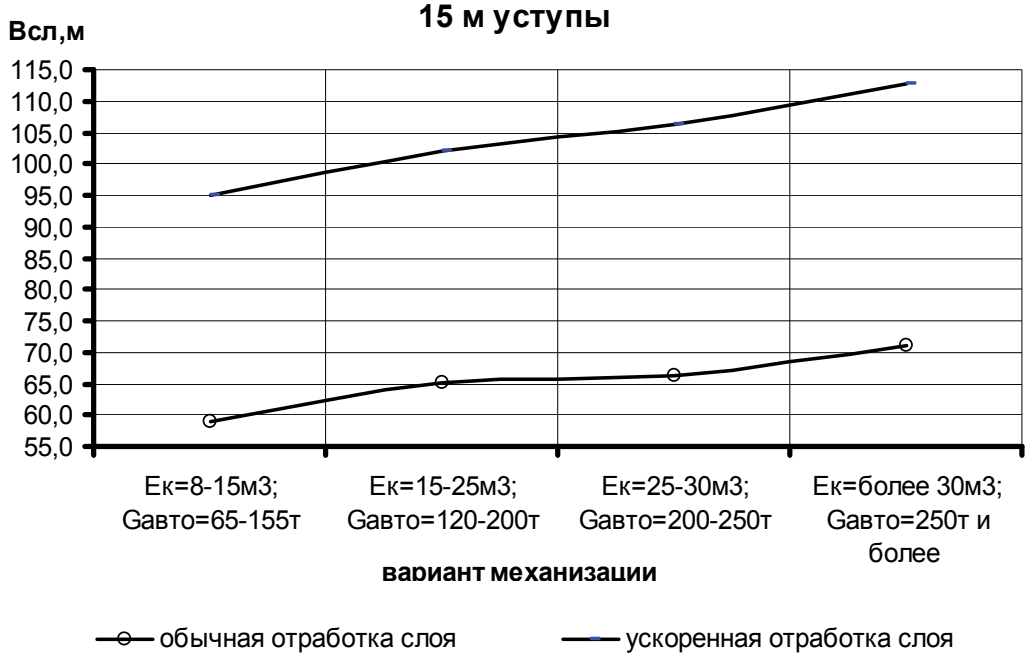


Рис. 6. График изменения ширины крутонаклонного слоя в зависимости от комплексной механизации при высоте уступа 15 м

Как видно из графиков на рис. 5 и 6 ширина крутонаклонного слоя при эксплуатации экскаваторов с емкостью ковша 8-15 м^3 составит для схемы с обычной отработкой слоя – 58 м, для схемы где один крутонаклонный слой отрабатывается на трех уступах – 95 м. Некоторые глубокие карьеры, например, Полтавский ГОК переходят на гидравлические экскаваторы EX3600, EX5600, PC4000, PC3000 с емкостью ковша от 15 до 27 м^3. Для такого оборудования ширина слоя будет составлять 63 – 65 м при отработке по обычной схеме и 100 – 103 м по схеме с укоренной отработкой крутонаклонного слоя.

Выводы. Формирование ширины площадки крутонаклонных слоев по породам вскрыши производится с учетом комплекса механизации и параметров оборудования. Интенсификация отработки крутонаклонных слоев возможна за счет введения дополнительного рабочего оборудования (2-3 экскаваторов) и увеличения ширины отрабатываемого слоя до 95 – 103 м.

Рассмотренные комплексы оборудования рассчитаны на использование автосамосвалов в рабочей зоне карьера. Железнодорожный транспорт может быть использован только на верхних трех-четырех горизонтах, на которых залегают мягкие породы. Крутонаклонные слои из-за их временного стояния, высокой интенсивности отработки и углубки предлагается отрабатывать с использованием основного комплекса механизации (буровые станки, экскаваторы, автосамосвалы). Определение параметров крутонаклонного слоя зависит от высоты отрабатываемых уступов и комплекса применяемого оборудования. Для решения задач по определению параметров рабочих площадок формируемого крутонаклонного слоя предлагается классифицировать и выделить четыре класса (варианта) механихированных комплексов, которые группируются по усредненным рабочим параметрам современного оборудования.

Перечень ссылок

1. Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи: підручник [Текст] / А.Ю. Дриженко ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т – Д.: НГУ, 2014. – 590 с.
2. Анисимов О.А. Технология строительства и разработки глубоких карьеров: Монография [Текст] / О.А. Анисимов. – Д.: Национальный горный университет, 2015. – 272 с. – ISBN 978-966-2267-91-4.

ABSTRACT

Purpose. Research the using of different systems of mechanization in mining benches steeply inclined layers.

The methods of research are consisted in the processing of the statistical data and studying the parameters of the modern equipment with subsequent determination of the width of the steeply inclined layers.

Findings. The forming of the width area steeply inclined layers along the waste rock is made in consideration of the complex mechanization and equipment parameters. Intensification of mining steeply inclined layers is possible due to the introduction of additional working equipment (2-3 excavators) and increasing the width of the layer to 95 – 103 m.

The originality is consisted in determination of the parameters of working areas and marking-out four classes (variants) mechanization of mining equipment.

Practical implications. These complexes are intended for the design and development of the open pits and allow you to define the width of the steeply inclined layer.

Keywords: open pits, steeply inclined layer, mechanized complex of mining equipment.

УДК 651.82.681.324

© Д.В. Вінівітін

ДОДАТКОВІ УМОВИ ДЛЯ ЗАПОБІГАННЯ НЕЗБІЖНОСТІ ФОРМУВАННЯ ОПЕРАТИВНИХ ПЛАНІВ УПРАВЛІННЯ ВАНТАЖНО-ТРАНСПОРТНИМ КОМПЛЕКСОМ КАР'ЄРУ

© D.Vinivitin

AUXILIARY CONDITIONS TO PREVENT MISMATCH IN MINE&HAUL OPERATIONAL PLANNING

Пропонується метод усунення несумісності обмежень, що виникає внаслідок структурних особливостей гірничотранспортної ситуації на кар'єрі.

Предлагается метод устранения несовместности ограничений, возникающей вследствие структурных особенностей горнотранспортной ситуации на карьере.

Оперативне планування на кар'єрі – процес визначення завдань для обладнання (вантажного, бурового та транспортного) на інтервалі від однієї доби до однієї зміни [1]. В якості вихідних даних на початку оперативного планування виступає місячна програма гірничих робіт, тобто документ, який визначає ті підірвані блоки кар'єру, що підлягають відвантаженню екскаваторами, та ті бурові блоки, що будуть добурюватись та підриватись протягом місяця планування і з яких відбуватиметься перевезення гірничої маси на пункти розвантаження [2].

Математична модель оперативного планування має в основі задачу визначення таких вантажопотоків від екскаваторів до пунктів розвантаження, які забезпечать виконання завдань з кількості та якості суміші руд, що надходить на подальшу переробку на дробарно-збагачувальному комплексі [3]. Модель має в якості критерію мінімум транспортних витрат на перевезення гірничої маси від екскаваторів до пунктів розвантаження

$$F_1 = \sum_{i=1}^{n}\sum_{j=1}^{m} c_{ij} \cdot P_{ij} \Rightarrow \min, \qquad (1)$$

та низку обмежень гірничо-технологічного характеру, які добре формалізуються та враховують:

1)обмеження $A_{плj} \le \sum_{i=1}^{n} P_{ij} \le A_{плj} + \Delta A_j$ за об'ємом шихти, що надходить на пункт розвантаження;

2)обмеження $\alpha_{nj} - \Delta\alpha_j \le \frac{\sum_{i=1}^{n} P_{ij} \cdot \alpha_i}{\sum_{i=1}^{n} P_{ij}} \le \alpha_{плj} + \Delta\alpha_j$ за вмістом корисного компонента в шихті;

3)обмеження $\sum_{i=1}^{n} P'_{ij} : \sum_{i=1}^{n} P''_{ij} : \sum_{i=1}^{n} P'''_{ij} = T_j : S_j : L_j$ за співвідношенням в шихті різних сортів руд по збагачуваності,

4)обмеження $Q_{i\min} \le \sum_{j=1}^{m}\left(P_{ij} + V_i\right) \le Q_{i\max}$ за об'ємом видобутку кожного екскаватора,

5)обмеження $P_{ij} \le P_{ij}^{\max}$ – за об'ємом видобутку з кожної виймальної ділянки.

Застосовані позначення: i – індекс нумерації екскаваторів, i=1..n; j – індекс нумерації пунктів розвантаження, j=1..m; c_{ij} – вартість транспортування 1 т руди від і-го екскаватора до j-го пункта розвантаження, грн.; $c_{ij} = c \cdot l_{ij}$; c – питома вартість транспортування 1 т руди на 1 км, грн./т·км; l_{ij} – відстань від і-го екскаватора до j-го пункта розвантаження; P_{ij} – керована величина – обсяг руди, який перевозиться від і-го екскаватора до j-го пункта розвантаження; α_i – вміст корисного компонента в руді, що відвантажує і-й екскаватор; $\alpha_{плj}$ – потрібна

якість шихти, що сформується на j-й збагачувальній фабриці; P_{ij}^{max} - запас руди; $A_{пл\ j}$ – об'єм гірничої маси, що надходить на j-ий пункт розвантаження; ΔA_j – можливе відхилення об'ємних показників руди, що повинна надійти на j-й пункт розвантаження; $\Delta\alpha_j$ – припустиме відхилення від $\alpha_{плj}$; $P'_{ij}, P''_{ij}, P'''_{ij}$ - відповідно обсяги важко-, середньо- та легкозбагачувальних руд, що підлягають вийманню і-м екскаватором та поставляються на j-у збагачувальну фабрику; T_j, S_j, L_j – частки важко-, середньо- та легкозбагачуваних руд в процентному відношенні, що відповідають вимогам j-ї збагачувальної фабрики; $Q_{i\ min}$, $Q_{i\ max}$ – відповідно мінімальна та максимальна продуктивність екскаватора в конкретному забої; V_i – обсяг скального розкриття, який потрапив в контур видобуткових робіт і-го екскаватора.

Але за деяких умов така модель не може повністю гарантувати розв'язання задачі формування вантажопотоків. Розглянемо таку ситуацію. На кар'єрі працюють 11 екскаваторів, які можуть відвантажувати гірничу масу на 9 пунктів розвантаження. Параметри роботи екскаваторів наведені у таблиці 1, а пунктів розвантаження – у таблиці 2.

Таблиця 1

Дані для планування роботи екскаваторів на 15.10.2014

№ екскаватора	Тип гірничої маси	Максимальна продуктивність, тис.м^3/добу	Можливі пункти розвантажень
11	Граніти	6,47	148
41	Глина	16,35	148, Зах
72	Граніти	3,75	148
47	Кварцити	5,6	148
52	Граніти	3,07	148
40	Граніти	12,27	22, 7, 85
23	Кварцити	2,72	148, Сх, 69, 8, 90
43	Кварцити	2,73	148, Сх, 69, 8, 90
45	Глина	8,86	148, Зах
35	Кварцити	4,77	148, Сх, 69, 8, 90
12	Глина	2,04	148, Зах
Усього		68,63	

Таблиця 2

Дані для планування роботи пунктів розвантаження на 15.10.2014

Назва пункту розвантаження	Тип гірничої маси	Приймальна здатність (максимальна) пункту, тис.м^3/добу	Екскаватори, що можуть вантажити гірничу масу
69	Скала	1,93	23,43,35
8	Скала	3,22	23,43,35
90	Скала	3,22	23,43,35
22	Скала	3,54	40
85	Скала	3,87	40
7	Скала	4,19	40
148	Розкриття	15,48	11,72,47,52,23,43,35
Сх	Скала	20,77	23,43,35
Зах	Наноси	21,93	12,41,45
	Усього	78,15	

Більш наочно цю ситуацію можна представити графічно (рис.1).

На рис.1 кружечками показані екскаватори, прямокутниками – пункти розвантаження, поруч з фігурами вказані максимальні продуктивності екскаваторів або максимальні приймальні здатності пунктів розвантаження.

Із п’яти вказаних у моделі обмежень в даному випадку актуальними будуть перше і четверте, які утворять 11+9=20 подвійних нерівностей:

1-11)обмеження по продуктивності екскаваторів

$Q_{40} \le P_{40\text{-}22}+P_{40\text{-}85}+P_{40\text{-}7} \le 12,27$

$Q_{12} \le P_{12\text{-}Зах}+P_{12\text{-}148} \le 2,04$

$Q_{11} \le P_{11\text{-}148} \le 6,47$

$Q_{52} \le P_{52\text{-}148} \le 3,07$

$Q_{72} \le P_{72\text{-}148} \le 3,75$

$Q_{47} \le P_{47\text{-}148} \le 5,6$

$Q_{41} \le P_{41\text{-}Зах}+P_{41\text{-}148} \le 16,35$

$Q_{23} \le P_{23\text{-}Сх}+P_{23\text{-}148}+P_{23\text{-}69}+P_{23\text{-}8}+P_{23\text{-}90} \le 2,72$

$Q_{43} \le P_{43\text{-}Сх}+P_{43\text{-}148}+P_{43\text{-}69}+P_{43\text{-}8}+P_{43\text{-}90} \le 2,73$

$Q_{45} \le P_{45\text{-}Зах}+P_{45\text{-}148} \le 8,86$

$Q_{35} \le P_{35\text{-}Сх}+P_{35\text{-}148}+P_{35\text{-}69}+P_{35\text{-}8}+P_{35\text{-}90} \le 4,77$

12-20)обмеження по приймальним здатностям пунктів розвантаження

$A_{22} \le P_{40\text{-}22} \le 3,54$

$A_{85} \le P_{40\text{-}85} \le 3,87$

$A_{7} \le P_{40\text{-}7} \le 4,19$

$A_{Зах} \le P_{12\text{-}Зах}+P_{41\text{-}Зах}+P_{45\text{-}Зах} \le 21,93$

$A_{148} \leq P_{12\text{-}148}+P_{11\text{-}148}+P_{52\text{-}148}+P_{72\text{-}148}+P_{47\text{-}148}+P_{41\text{-}148}+P_{23\text{-}148}+P_{43\text{-}148}+P_{45\text{-}148}+P_{35\text{-}148} \leq 15{,}48$

$A_{Cx} \leq P_{23\text{-}Cx}+P_{43\text{-}Cx}+P_{35\text{-}Cx} \leq 20{,}77$

$A_{69} \leq P_{23\text{-}69}+P_{43\text{-}69}+P_{35\text{-}69} \leq 1{,}93$

$A_{8} \leq P_{23\text{-}8}+P_{43\text{-}8}+P_{35\text{-}8} \leq 3{,}22$

$A_{90} \leq P_{23\text{-}90}+P_{43\text{-}90}+P_{35\text{-}90} \leq 3{,}22$

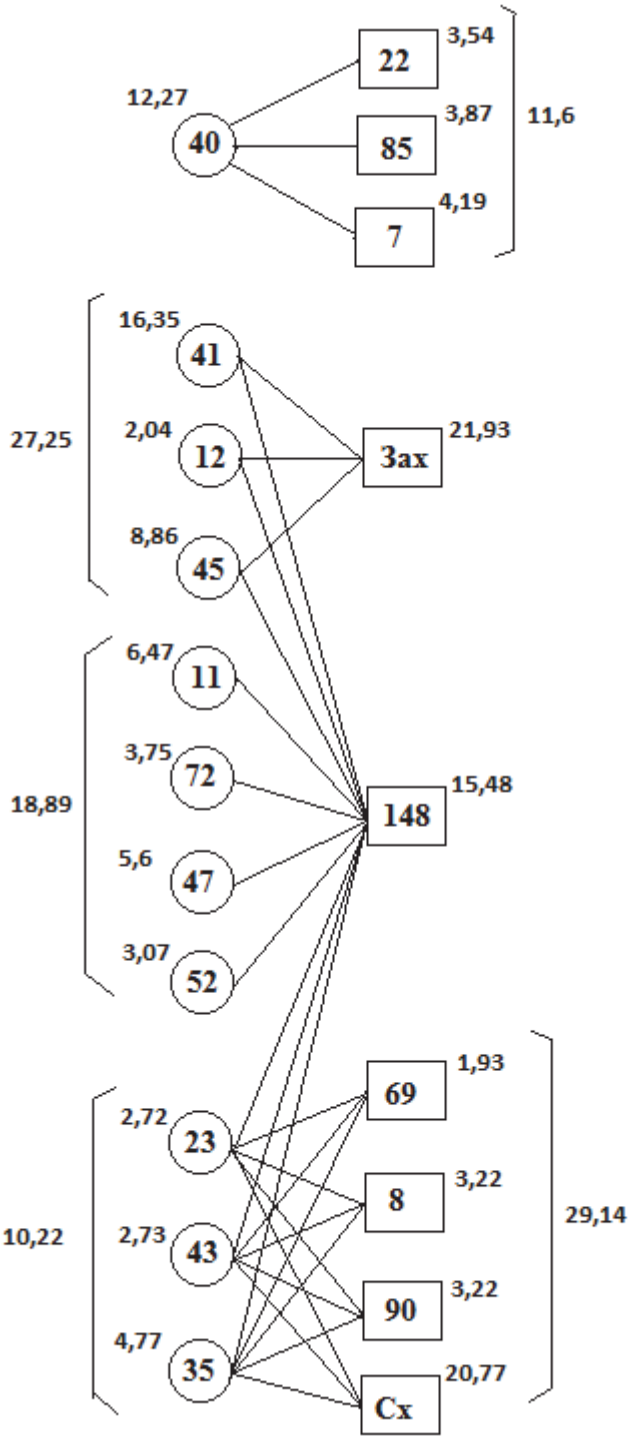


Рис. 1. Початкові дані для визначення вантажопотоків

Користуючись додатковими рекомендаціями щодо визначення лівих частин наведених нерівностей, маємо врахувати наступні аспекти:

1)Маємо невідповідність об'єму, що можуть прийняти пункти розвантаження (78,15), і об'ємів, які можуть відвантажити екскаватори (68,63).

2)У загальній схемі формування вантажопотоків (рис.1) виділимо локальні підсистеми: одна з таких підсистем повністю автономна, а інші – автономні умовно.

а)Підсистема, утворена екскаватором 40 та пунктами розвантаження 22,85,7 повністю автономна – екскаватор не може працювати на інші пункти, а пункти не можуть приймати гірничу масу від інших екскаваторів. Продуктивність екскаватору складає 12,27 одиниць об'єму, приймальна здатність пунктів розвантаження – 11,6 одиниць. Мінімальні приймальні здатності пунктів приймаємо рівними максимальним (для пункту 22 – 3,54, для 85 – 3,87, для 7 – 4,19), а для екскаватору 40 мінімальна продуктивність складе 11,6.

б)Друга підсистема складається умовно з трьох частин. Але умовою виокремлення локальної підсистеми є те, що у екскаватора або пункту розвантаження повинен бути єдиний зв'язок, тобто, наприклад, екскаватор може відвантажувати гірничу масу лише на один пункт розвантаження. Таких екскаваторів у другій підсистемі – чотири (11,72,47,52), але вони пов'язані із пунктом розвантаження, на який можна транспортувати гірничу масу майже від усіх екскаваторів. Тому спробуємо спочатку скласти розподіл вантажопотоків для усієї другої підсистеми як суцільної. Тоді при сумарній продуктивності екскаваторів (12,41,45,11,72,47,52,23,43,35) у 56,36 од.об. і приймальній здатності пунктів (Західний,148,69,8,90, Східний) 66,55 од.об. потрібно підрахувати мінімальні продуктивності пунктів розвантаження:

для пункту Західний – 21,93·56,36/66,55=18,57;

для пункту 148 – 15,48·56,36/66,55=13,11;

для пункту 69 – 1,93·56,36/66,55=1,63;

для пункту 8 – 3,22·56,36/66,55=2,73;

для пункту 90 - 3,22·56,36/66,55=2,73;

для пункту Східний – 20,77·56,36/66,55=17,59.

Але модель розв'язку не має:

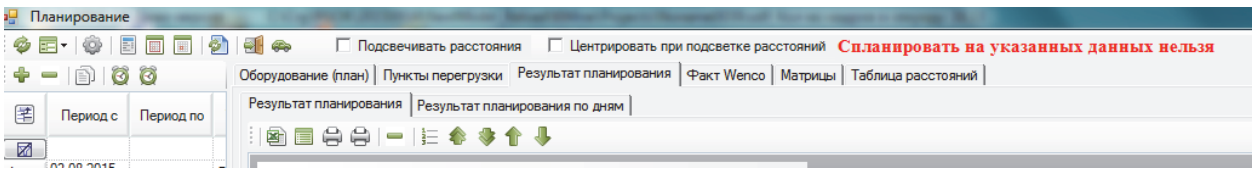


Рис. 2. Результат розв'язання підсистеми 2б

Тоді спробуємо відокремити вищевказані екскаватори 11,72,47,52, сумарна продуктивність яких складає 18,89, тоді як приймальна здатність пункту - 15,48. Розраховуємо мінімальні продуктивності екскаваторів:

для екскаватора 11 – 6,47·15,48/18,89=5,3;

для екскаватора 72 – 3,75·15,48/18,89=3,07;
для екскаватора 47 – 5,6·15,48/18,89=4,59;
для екскаватора 52 – 3,07·15,48/18,89=2,52.

Для тих екскаваторів та пунктів, що залишились після відокремлення вказаної підсистеми маємо наступні значення продуктивностей: 37,47 та 51,07 відповідно. Для таких значень потрібно розрахувати мінімальні приймальні здатності пунктів:

для пункту Західний – 21,93·37,47/51,07=16,09;
для пункту 69 – 1,93·37,47/51,07=1,42;
для пункту 8 – 3,22·37,47/51,07=2,36;
для пункту 90 - 3,22·37,47/51,07=2,36;
для пункту Східний – 20,77·37,47/51,07=15,24.

Але розв'язку все одно знайти не вдалось.

Спробуємо ввести додаткове правило для формування параметрів продуктивності: якщо пункт розвантаження (екскаватор) при відокремленні його до умовно локальної підсистеми має приймальну здатність меншу за продуктивність екскаваторів (пунктів розвантаження), що складають дану підсистеми, то усі інші можливі вантажопотоки до пункту розвантаження (екскаватора) вважаються неіснуючими.

У нашому випадку пункт розвантаження 148 має приймальну здатність 15,48, меншу, ніж сумарна продуктивність екскаваторів 11,72,47,52, що складає 18,89. Тому відокремивши пункт 148 та екскаватори 11,72,47,52 до локальної системи, будемо вважати, що інші екскаватори (12,41,45,23,43,35) не повинні транспортувати гірничу масу до пункту 148. Тоді вказані у дужках екскаватори та пункти Західний, 69,8,90 і Східний розбиваємо на дві локальні підсистеми. Перша з цих підсистем складається з екскаваторів 12,41,45 та пункту Західний, продуктивності яких 27,25 та 21,93 відповідно. Розрахуємо мінімальні продуктивності екскаваторів:

для екскаватора 12 – 2,04·21,93/27,25=1,64;
для екскаватора 41 – 16,35·21,93/27,25=13,16;
для екскаватора 45 – 8,86·21,93/27,25=7,13.

Друга з підсистем, яку можна отримати, складають екскаватори 23,43,35 та пункти розвантаження 69,8,90,Східний, продуктивності яких відповідно 10,22 та 29,14. Розраховуємо мінімальні приймальні здатності пунктів розвантаження:

для пункту 69 – 1,93·10,22/29,14=0,68;
для пункту 8 – 3,22·10,22/29,14=1,13;
для пункту 90 - 3,22·10,22/29,14=1,13;
для пункту Східний – 20,77·10,22/29,14=7,28.

Внесемо корективи до моделі та спробуємо знайти розв'язок (рис.3):

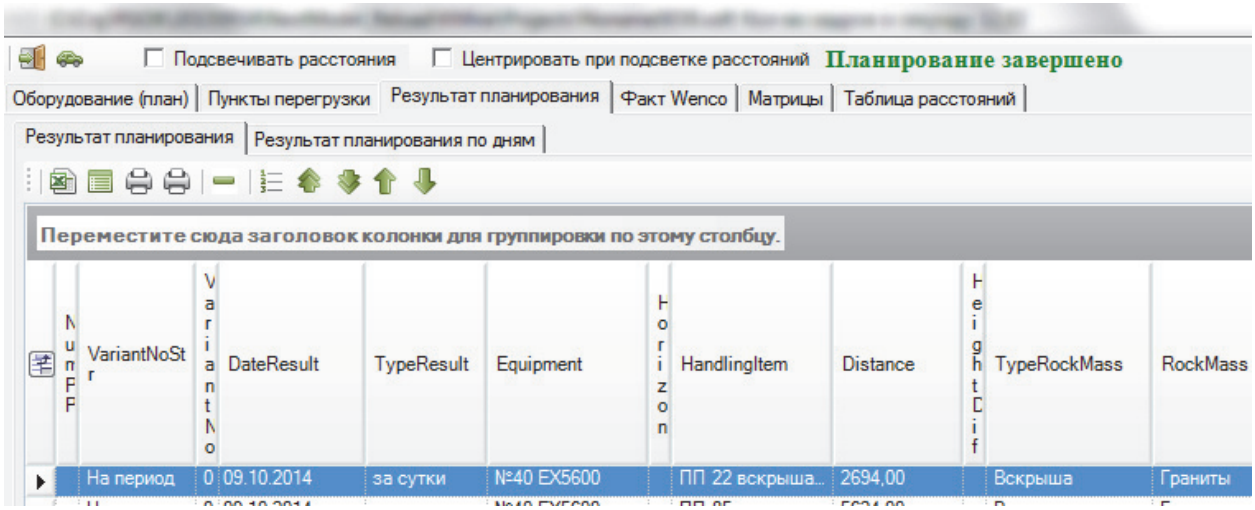


Рис. 3. Результат планування

Отримали наступний розв'язок: $P_{12\text{-}Зах}$=1,64; $P_{41\text{-}Зах}$=13,16; $P_{45\text{-}Зах}$=7,13; $P_{11\text{-}148}$=5,3; $P_{52\text{-}148}$=2,52; $P_{72\text{-}148}$=3,07; $P_{47\text{-}148}$=4,59; $P_{23\text{-}Сх}$=2,27; $P_{23\text{-}69}$=0,05; $P_{23\text{-}8}$ =0,2; $P_{23\text{-}90}$=0,2; $P_{43\text{-}Сх}$=2,17; $P_{43\text{-}69}$=0,09; $P_{43\text{-}8}$=0,24; $P_{43\text{-}90}$=0,24; $P_{35\text{-}Сх}$=2,84; $P_{35\text{-}69}$ =0,54; $P_{35\text{-}8}$=0,69; $P_{35\text{-}90}$=0,69.

Таким чином, до представленої вище математичної моделі оперативного управління на кар'єрі слід додавати наступні правила при формуванні транспортних потоків від екскаваторів на пункти розвантаження:

1.При невідповідності об'ємів екскаваторів та пунктів розвантаження потрібно пропорційно змінювати мінімальну продуктивність тих суб'єктів процесу оперативного планування, які мають більшу продуктивність.

2.Загальну схему можливого формування вантажопотоків необхідно розбити на локальні умовно самостійні підсистеми. Основним фактором розбиття можна прийняти той фактор, що екскаватор може відвантажувати гірничу масу лише на один пункт розвантаження або той, що пункт розвантаження може забезпечуватись гірничою масою лише від одного екскаватора. Якщо пункт розвантаження (екскаватор) при відокремленні його до умовно локальної підсистеми має приймальну здатність меншу за продуктивність екскаваторів (пунктів розвантаження), що складають дану підсистему, то усі інші можливі вантажопотоки до пункту розвантаження (екскаватора) вважаються неіснуючими.

3.Слід обов'язково також виділити підсистеми, які повністю відповідають поняттю самостійності, тобто коли m_1 екскаваторів утворюють локальну систему вантажоперевезень з n_1 пунктами розвантаження.

4.Розрахунок мінімальних продуктивностей слід проводити в межах кожної локальної підсистеми.

Перелік посилань

1. Сысоев А.А., Литвин О.И. Управление качеством продукции карьеров. – КузГТУ, 2008. – 255 с.
2. Бызов В.Ф. Управление качеством продукции карьеров. – М.: Недра, 1991. – 239 с.

3. Арсеньев С.Я., Прудовский А.Д. Внутрикарьерное усреднение железных руд. – М.: Недра, 1980. – 248 с.

ABSTRACT

The purpose of work consists of increasing of the definiteness of the task of the linear programming at the operative planning of work of mine transport equipment of iron-ore quarry. It is suggested to labour the removal of unjointness of limiting of the task structuring of them and selection of the parameters of the productivity in accordance with the mine transport situation folded on the open-pit.

The methods of solving the task of setting of loading on the embarking, transport and receiving equipment of the open -pit are examine the structural analysis of the systems of mine transport situation on the open-pit and linear programming.

Findings. The results of the researches are presented as additional rules of algorithm of forming the task of the operative planning.

The originality consists of improvement of the methodology of task of the operative planning by her additional structuring in accordance to the folded mine transport situation on the open-pit and adaptivity of the determination of plan parameters of the productivity of the equipment.

Practical implications of the results consists of the increase of correctness of determination of plan indexes of the productivity of separate pieces of equipment and quarry on the whole, reduction of plan and actual indexes of work of equipment of the open-pit, and also improvement of the mathematical and programmatic providing of automatic systems of the operative planning.

Keywords: **operative planning, iron-ore open-pit, unjointness of the system of limitations, structural analysis of mine transport situation.**

УДК 622.272+541.1

© А.А. Гайдай, М.В. Петлёваный

МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ УЛУЧШЕНИЯ СТРУКТУРНО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ТВЁРДОГО ТОПЛИВА ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, КАК ДИСПЕРСНЫХ СИСТЕМ

© A. Haidai, M. Petlyovanyi

METHODOLOGICAL ASPECTS IMPROVE STRUCTURAL AND MECHANICAL PROPERTIES OF SOLID FUEL TECHNOGENIC DEPOSITS AS DISPERSE SYSTEMS

Обоснованы технологические параметры, влияющие на улучшение структурно-механические свойства минерального сырья техногенных месторождений, как дисперсных систем. Применяемыми методами исследований являлись: измерения структурно-

механических свойств дисперсных систем – погружения конуса, тангенциального смещения пластинки, закручивания цилиндра и другие. Практическая ценность исследований заключается в установлении необходимости физико-химического влияния и выборе технологических параметров для улучшения физико-механических свойств дисперсных угольных шламов и золошлаков.

Обґрунтовано технологічні параметри, що впливають на поліпшення структурно-механічних властивостей мінеральної сировини техногенних родовищ, як дисперсних систем. Застосовуваними методами досліджень були: вимірювання структурно-механічних властивостей дисперсних систем - занурення конуса, тангенціального зміщення пластинки, закручування циліндра та інші. Практична цінність досліджень полягає у встановленні необхідності фізико-хімічного впливу і виборі технологічних параметрів для поліпшення фізико-механічних властивостей дисперсних вугільних шламів і золошлаків.

Месторождения, которые представлены хранилищами угольных шламов и золошлаков занимают огромные площади, что приводит к отчуждению сельскохозяйственных угодий и ощутимому ухудшению экологической ситуации территорий. Но количество полезных горючих компонентов, в таких хранилищах вторичного сырья, составляют порядка 20-75%, которые можно переработать в топливо. В данном случае решается актуальная промышленная и социальная проблема потребления в дополнительном твёрдом топливе и снижение экологической нагрузки регионов, где ведётся подземная разработка угольных месторождений, а также сжигание угля на теплоэлектростанции.

В качестве эффективной переработки вторичных энергетических ресурсов и приведения их к техническим требованиям предлагается адгезионно-химическая технология окускования [1].

Для обоснования физико-механических параметров окускованного композиционного топлива необходимо исследование структурно-механических свойств угольных шламов и золошлаков как дисперсных систем. Исследования проводились с помощью методов измерения структурно-механических свойств дисперсных систем. Угольные шламы и золошлаки (фракция 0-2 мм), как дисперсные породы, включающие дисперсную фазу и дисперсную среду, представляют собой систему, основанную на физико-химическом взаимодействии её составляющих.

Наличие структуры придает системе своеобразные механические свойства. Эти свойства – упругость, прочность, пластичность, вязкость – зависят от химической природы веществ, образующих данную систему, определяются молекулярными силами сцепления между элементами структуры, взаимодействием их с дисперсионной средой и степенью развития структуры во всем объеме системы. Поэтому улучшение структурно-механических свойств, необходимое для процесса их окускования требует исследования [2].

Для оценки характеристики механических свойств структурированных дисперсных систем, наиболее рациональными методами, являются определение их деформационных свойств: прочности – предельного напряжения на сдвиг; модуля упругости; релаксационных характеристик; последействия и др. [3].

Во многих случаях для оценки структурированной дисперсной системы можно ограничиться определением наиболее простой и практически важной

величины – механической прочности структуры, т.е. предельного напряжения сдвига *P* при малых скоростях деформации.

Методы измерения структурно-механических свойств дисперсных систем [3-8] можно разделить на три группы:

1) Методы извлечения рабочей части прибора из исследуемой системы. Сюда относится метод извлечения цилиндра с острой нарезкой по Воларовичу-Толстому (предварительно такой цилиндр - шуруп - должен быть полностью заправлен или ввинчен в исследуемую систему).

2) Методы проникновения наконечника (индентора) правильной геометрической формы и дающего отпечатки, подобные друг другу (конуса, пирамиды), в практически безграничный объем исследуемой системы. Эти методы позволяют подробно исследовать процесс пластического течения системы при заданных напряжениях и скоростях деформации и получать кривые течения, т.е. реологические характеристики структурированных пластично-вязких систем. Определяемое по наибольшему погружению наконечника (конуса, пирамиды) предельное напряжение сдвига характеризует пластическую прочность системы, соответствующую верхнему пределу текучести.

3) Методы сдвига внутри исследуемой системы при сохранении постоянства поверхности контакта индентора с системой, т.е. при сохранении постоянства передаваемого системе напряжения сдвига. К методам этой группы относится метод тангенциального смещения пластинки, помещенной внутри системы по Вейлеру - Ребиндеру, а также метод закручивания цилиндра, погруженного в систему (метод Шведова). Ценной особенностью этих методов является возможность определить абсолютные значения всех упругопластических характеристик структурированных систем.

Для обоснования параметров улучшения структурно-механических свойств были применены методы и выполнены исследования:

Метод погружения конуса

Метод погружения конуса выделяется своей простотой, а также строгой обоснованностью расчета, и дает возможность производить измерения при малых деформациях сдвига, т.е. малых градиентах скорости с переходом в пределе к оценке статического предельного напряжения сдвига или предельного давления, которое для большинства пластично-вязких систем могут характеризовать прочность их структуры. Данный метод описан и представлен в работах [3, 4, 8].

Этот метод состоит в определении динамики погружения конуса в исследуемую систему под действием постоянной нагрузки *F,* что и дает условную реологическую характеристику - кривую течения, которая выражает зависимость скорости погружения $\frac{dh}{dt}$ от напряжения сдвига *P*, непрерывно уменьшающегося по мере погружения вследствие увеличения площади контакта конуса с системой. Соответственно уменьшается и скорость погружения $V = \frac{dh}{dt}$,

пока она не станет практически равной нулю при наибольшем погружении h_m. Предельное напряжение сдвига P_m, то есть наибольшее из всех статических напряжений, возможных в данной системе, равно наименьшему значению действующего напряжения P_i, соответствует уравновешиванию внешней силы F пластической прочностью структуры.

Величина P_m вычисляется по предельному погружению конуса h_m, вызываемому данной нагрузкой F, предполагая, что при погружении конуса в систему имеет место течение слоя системы вдоль боковой поверхности конуса. Это условие осуществляется в достаточно пластичных системах, поэтому напряжение сдвига P, вызывающее это течение, определяется проекцией действующей на конус силы F на образующую конуса l, отнесенную к единице площади соприкосновения конуса с системой S:

$$P = \frac{F}{S} = \frac{F \cdot \cos\frac{\alpha}{2}}{\pi r l}; \tag{1}$$

$$r = h \cdot tg\frac{\alpha}{2}; \tag{2}$$

$$l = \frac{h}{\cos\frac{\alpha}{2}}; \tag{3}$$

$$P = K_\alpha \cdot \frac{F}{h^2}; \tag{4}$$

где $K_\alpha = \frac{1}{\pi}\cos^2\frac{\alpha}{2} \cdot ctg\frac{\alpha}{2}$ - константа конуса, зависящая только от угла α при его вершине (в осевом сечении), и, следовательно

$$P_m = K_\alpha \frac{F}{h_m^2} \tag{5}$$

В некоторых дисперсных системах с более прочной и хрупкой структурой течение не возможно, и при внедрении конуса имеет место пластическая деформация смятия. В таких системах методом погружения конуса определяется предельное давление P_l, которое рассчитывается делением силы, действующей на конус F, на горизонтальную проекцию S_m

$$\mathrm{P_l} = \frac{F}{S_m} = \frac{F}{S_m \cdot \sin\frac{\alpha}{2}} = \frac{F \cdot \cos\frac{\alpha}{2}}{\pi h_m^2 \cdot tg\frac{\alpha}{2} \cdot \sin\frac{\alpha}{2}}; \tag{6}$$

$$\mathrm{P_l} = K'_\alpha \frac{F}{h_m^2}, \tag{7}$$

где $K'_\alpha = \frac{1}{\pi} ctg^2\frac{\alpha}{2}$ - константа конуса;

h_m - наибольшее погружение конуса.

Применение той или другой формулы определяется инвариантностью результатов, т.е. независимостью вычисляемых предельных напряжений сдвига P_m или предельных давлений P_l от угла конуса α или нагрузки F.

Пенетрометр – прибор для измерения консистенции полужидких материалов путём определения глубины проникновения испытательного тела стандартных размеров и массы в испытываемую среду. Измеряет число пенетрации – показатель, характеризующий реологические свойства веществ, который равен глубине погружения рабочего тела пенетрометра в единицах десятых долей миллиметра. Например, если рабочее тело пенетрометра погрузилось на 20 мм, число пенетрации будет равно 200.

Обычно пенетрометр применяется в виде свободно скользящего плунжера с закреплённым на нём рабочим телом в виде иглы или конуса. Перед началом измерения острие рабочего тела подводится вплотную к поверхности исследуемой среды, а затем плунжер освобождается и начинает погружаться в среду под собственной тяжестью. Фиксируется глубина проникновения за определённое время (число пенетрации), при определённой температуре и заранее выбранной массе сборки плунжер рабочее тело.

В зависимости от связующего на примере угольного шлама марки А представлена зависимость показателя пенетрации во времени для дисперсной системы (рис. 1).

Метод тангенциального смещения пластинки

Одним из наиболее чувствительных методов определения прочности структуры – предельного напряжения сдвига $P_т$ в структурированных дисперсных системах - является метод тангенциального смещения пластинки.

Принцип этого метода, предложенного С.Я. Вейлером и П.А. Ребиндером, заключается в определении усилия, необходимого для сдвига пластинки, погруженной в исследуемую систему.

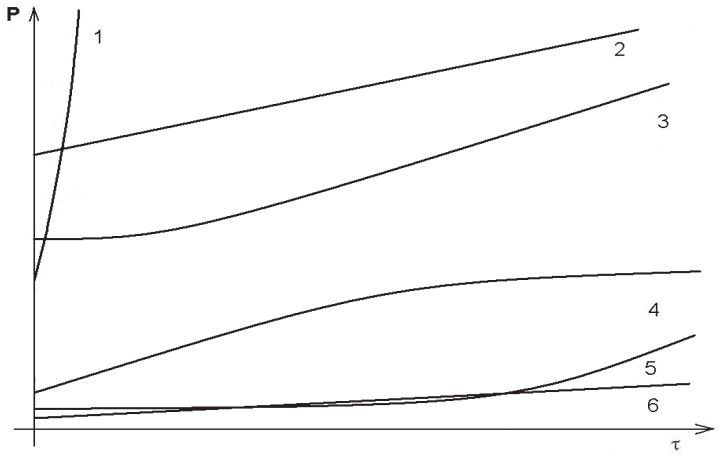


Рис. 1. Зависимость показателя пенетрации во времени для систем угольных шламов с различными связующими:
1 – цемент; 2 – гипс; 3 – физический раствор; 4 – жидкое стекло;
5 – лигнин; 6 – негашеная известь

Прямоугольная или круглая очень тонкая металлическая пластинка (толщиной 50-100 мк) погружена в испытуемое вещество и подвешена на жесткой

нити к кварцевой или стеклянной пружине. Прямоугольная кювета с испытуемым веществом укреплена на специальном столике. Электромотор с редуктором плавно опускает или поднимает столик с постоянной скоростью. Смещение пластинки и растяжение пружины отсчитывают с помощью горизонтального микроскопа, снабженного окулярным микрометром.

Напряжение сдвига в этом методе вычисляется по растяжению пружины и соответствующему этому растяжению пружины усилию F и боковой поверхности пластинки S

$$P = \frac{F}{2S} \tag{8}$$

Предельное напряжение сдвига, характеризующее прочность структуры системы P_m, соответствует наибольшему усилию F_m (при отсутствии скольжения системы вдоль поверхности пластинки), соответственно $P_m = \frac{F_m}{2S}$.

Этот метод позволяет определять не только предельное напряжение сдвига, но и модуль упругости, эффективную вязкость, исследовать процесс релаксации, а также снимать полные деформационные кривые при разных скоростях деформации. Метод обладает большой чувствительностью, и применим в широком интервале прочностей структуры, от слабоструктурированных систем до твердообразных систем с высокопрочной структурой [7].

Метод закручивания цилиндра [6].

Принцип метода основан на определении упругопластических характеристик структурированных систем по закручиванию цилиндра, подвешенного на упругой нити и погруженного в данную систему. Крутильный прибор имеет точную головку, в которой закреплена упругая нить. На нити подвешен рифленый цилиндр, который полностью погружен в исследуемую систему. При повороте крутильной головки на определенный угол a крутящий момент передается через нить цилиндру и вызывает сдвиговые деформации в концентрических слоях системы, окружающих цилиндр. Цилиндр при этом также повертывается на некоторый угол β до равновесия между упругостью закрученной нити и сопротивлением деформированной системы. Разность $a - \beta$ дает угол скручивания нити ω, соответствующий определенному усилию F, устанавливаемому по предварительной градуировке нити.

Рассмотрим равновесие между силой упругости закрученной нити и упругой реакцией деформированных слоев системы. Разделим систему на концентрические слои высотой h, равной высоте цилиндра, радиусом r и толщиной dr. Слой, прилегающий к стенкам сосуда, остается в покое; слой, непосредственно связанный с цилиндром, повертывается вместе с ним на угол β; все промежуточные слои испытывают деформации сдвига относительно друг друга.

Моменты всех сил, приложенных к поверхности равны, откуда находится модуль упругости системы

$$E = \frac{K}{4\pi h}\left(\frac{1}{r^2} - \frac{1}{r_l^2}\right)\cdot\frac{\beta}{\omega}, \tag{9}$$

где $r_l = r + dr$.

При таком определении модуля упругости системы, если диаметр внутреннего цилиндра невелик по сравнению с его высотой, то влиянием дна цилиндра можно пренебречь или оно может быть учтено специальными опытами. На рис. 2 показан общий вид прибора СНС - 2, на котором приводились измерения статического напряжения сдвига анализируемой системы.

Описание эксперимента в лаборатории (при использовании СНС-2).

В стакан заливается испытуемый раствор. При вращении стакана раствор увлекает за собой находящийся в нем цилиндр измерительный и всю подвесную систему до тех пор, пока момент закручивания нити не станет равным крутящему моменту, развиваемому статическим напряжением сдвига раствора на цилиндр. Статическое предельное напряжение определяется по максимальному углу закручивания нити.



Рис. 2. Прибор СНС-2

Диапазон измерения статического напряжения сдвига: - для нити 0,03 (№1) – 0 - 10(100) Па(мг/см^2); - для нити 0,04 (№2) – 0 - 30(300) Па(мг/см^2); - для нити 0,05 (№3) – 0 - 80(800) Па(мг/см^2). Цена деления шкалы - 1°. Скорость вращения стакана - 0,2 об/мин.

Наружный диаметр измерительного цилиндра - 40 мм. Высота измерительного цилиндра - 60 мм. Внутренний диаметр стакана - 60 мм. Максимальный угол отсчета - 300°. Потребляемая мощность - не более 15 Вт. Внутренний диаметр стакана 60 мм. Размер: 240х160х416 мм. Энергопитание: 220 В, 50 Гц.

Таким образом, на основании исследований физико-механических свойств дисперсных угольных шламов и золошлаков, можно сделать выводы:

- к числу основных факторов, определяющих структурно-реологические свойства дисперсных систем, относятся: сила сцепления в контактах между частицами; координационное число (т.е. число контактов, приходящихся на одну частицу), зависящее от концентрации дисперсной фазы в дисперсионной среде, ее дисперсности и распределения частиц по размеру.

- угольные шламы и золошлаки, как дисперсные породи, которые включают дисперсную фазу и дисперсную среду, представляют собой систему, основанную на физико-химическом взаимодействии ее составляющих. Поэтому улучшение физико-механических свойств, дисперсных угольных шламов должно базироваться на физико-химическом влиянии на них.

Перечень ссылок

1. Гайдай А.А. Исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования//Сб. научн. тр. /НГУ. – 2006. – №26, Т.1. – 208с.
2. Пахалок И.Ф. Основное оборудование буроугольных брикетных фабрик / М. - Харьков: Углетехиздат, 1952. – 236 с.
3. Ремесников И.Д. Вопросы теории брикетирования бурых углей / М.: Углетехиздат, 1955. – 320 с.
4. Лурье Л.А. Исследования по брикетированию бурых углей /Л.А. Лурье, Г.Ф. Бойцова , Б.М. Равич / М.: Углетехиздат, 1957. – 264 с.
5. Лурье Л.А. Новые направления в развитии брикетирования угля /М.: Углетехиздат, 1956. – 173 с.
6. Воларович М.П. Исследование реологических свойств дисперсных систем / Коллоидный журнал, т. XVI, №3, 1954, – С. 227-240.
7. Перцов А.В. Методические разработки к практикуму по коллоидной химии. 6-ое издание / Москва, 1999 г.
8. Алмазов А.Б. Вероятностные методы в теории полимеров /А.Б. Алмазов, И.П. Павлоцкий / М., Наука, 1971. – 151 с.

ABSTRACT

Purpose. Justify the technological parameters that influence the improvement of structural and mechanical properties of minerals of technogenic deposits, like dispersions.

Apply research methods are: measuring the structural and mechanical properties of dispersed systems - cone immersion, tangential offset plates, tightening the cylinder and others.

Findings: is the establishment of the main factors determining the structural and rheological properties of disperse systems, which include: traction in the contacts between the particles; coordination number (i.e. the number of contacts per one particle) depending on the concentration of the dispersed phase in the dispersion medium, dispersion and its particle size distribution, and that the sludge and coal ash and slag as dispersed rocks which include dispersed phase and the dispersion medium, is a system based on the physico-chemical interaction of its components.

The originality lies in the justification of the parameters to improve the physical and mechanical properties of dispersed solid fuel components, which can be produced from waste deposits.

Practical implication of the research is to establish the necessary physical and chemical influences and the choice of process parameters to improve the physical and mechanical properties of dispersed coal ash and sludge.

Keywords: disperse systems, sludge, ash and slag, physical and chemical effects.

УДК 622.271

© І.А. Довгалюк

ОСОБЛИВОСТІ УНІКАЛЬНОЇ ГЕОЛОГІЧНОЇ СТРУКТУРИ ІЛЛІНЕЦЬКОГО МЕТЕОРИТНОГО КРАТЕРУ І ЙОГО ПРОМИСЛОВЕ ОСВОЄННЯ

© I. Dovhaliuk

FEATURES UNIQUE GEOLOGICAL STRUCTURE ILLINETSKYI METEORITE CRATER AND ITS INDUSTRIAL DEVELOPMENT

Наведені особливості тектонічної та геологічної будови основних структур Іллінецького кратеру по результатам геолого-геофізичних даних та технологія промислового видобутку корисних копалин. Розглянута актуальність видобутку корисних копалин в наш час. Представлені технологічні способи освоєння родовища.

Приведены особенности тектонического и геологического строения основных структур Ильинецкого кратера по результатам геолого-геофизических данных и технология промышленной добычи полезных ископаемых. Рассмотрена актуальность добычи полезных ископаемых в наше время. Представлены технологические способы освоения месторождения.

Введення. Іллінецький кратер - астроблема, яка розташована в Іллінецькому районі Вінницької області. Астроблема (ударний кратер) – заглиблення, яке утворилось на поверхні космічного тіла в результаті падіння іншого тіла, меншого розміру. Розташована неподалік міста Іллінці в 40 км (на південний схід від м. Вінниці, на вододілі річок Соб і Сибок між селами Лугове Іллінецького району і Іваньки Липовецького району). Вперше астроблему описав як ділянку поширення фельзит-порфірів і позначив на «Геогностической карте Киевской губернии» у 1872 р. ректор Київського університету К.М. Феофілактов. Таким чином, Іллінецька геологічна структура стала одною з перших у світі геологічно досліджених астроблем [1].

Даний кратер виник в результаті зіткнення метеорита з масою близько 40 млн т і діаметром 230-300 м з твердими породами Українського щита (Українського кристалічного масиву). В результаті зіткнення утворився кратер з первинним діаметром близько 7 км і завглибшки до 600-800 м. При падінні він розколовся на три уламки. Один потрапив в той район, де розташовано зараз село Іваньки, решта - в район села Лугове. Вік кратера - близько 400 мільйонів років. Це найстародавніший в Європі метеоритний кратер. Іллінецьке родовище зювітів було чи не найбільшим родовищем корисної копалини, за межами Античного світу, розробка якого тривала близько тисячу років. Тривала експлуатація родовища припинилася з нашестям монголо-татар і після того вже ніколи не відновлювалася. Результати ведення розробки на Іллінецькому родовищі знайшли віддзеркалення у ряді публікацій багатьох авторів, відкриття увійшли до праць по геології та археології України.

Іллінецька структура, завдяки непоганому геологічному розташуванні і вивченості свердловинами (55 свердловин, з них 7 глибиною понад 200 м) була полігоном для вивчення ознак ударного метаморфізму мінералів і закономірностей утворення кратерів, це видно на геологічній карті, яка відображена на рис.1.

В Іллінецкому кратері виявлений підвищений, в порівнянні із земним, вміст нікелю, іридію, кобальту в співвідношеннях, характерних для порід, забруднених метеоритною речовиною. У 1974 р. внаслідок досліджень Іллінецького кратера вперше були знайдені алмази (імпактні алмази). Це другий кратер на Землі, де виявлені ці камені. Правда, алмази дуже маленькі, долі міліметра в діаметрі.

У складі каменів з Іллінецького кратера є всі відомі на Землі хімічні елементи. Його буро-коричневими каменями викладена мостова біля села Іваньки. Селяни використовують камені і глину з метеоритного кратера при будівництві споруд. Сусіднє з Луговим село називається Жорнище. Колись з метеоритних каменів там виготовляли найякісніші жорна.

Мета роботи. Розглянути будову геологічної структури, можливість промислового освоєння та видобутку корисних копалин.

Всі метеоритні кратери мають приблизно такий же якісний хімічний склад, що і породи Землі. Однак, кількісне співвідношення елементів в них більш відповідає глибинним частинам нашої планети. Найчастіше в таких геологічних структурах, які утворюються в результаті зіткнення метеоритів із земною поверхнею, переважає вміст заліза, кремнія, магнія, нікеля, сірки, калія, кальція та алюмінія.

Іллінецький кратер є найдревнішим і найбільш вивченим із відомих на сьогодні з шести кратерів Українського щита. Розмір його складає 4×5,5 км, а зона розповсюдження має діаметр приблизно 7 км. У розрізі структури виділяються чотири головних породних комплекси: цокольний, коптогенний, а також комплекси заповнення і перекриття.

У дні кратера розташовані породи цокольного комплексу – аутигенна, тобто не переміщена під впливом вибуху брекчія. Вона складається із брекчованих архей-протерозойських порід того ж складу, що і в самій структурі. З глибиною ознаки ударного метаморфізму поступово затухають. створений вибухом, комплекс складається із алогенної (переміщеної) брекчії та імпактитів. Вони завершують у верхніх шарах кратера коптогенний комплекс і, в залежності від вмісту скла (SiO_2), поділяються на зювіти (вміст скла до 75%) і тагаміти (вміст скла до 100 %). Серед усіх цих порід переважає алогенна брекчія. Вона майже не містить скла і складає більше 60 % об'єму коптогенних порід; на ній залягають зювіти (з лінзами галогенних) і уламками брекчій. Серед зювітів у розрізах свердловин і відшарування ближчі до контакту із брекчіями зустрічаються поодинокі лінзи тагамітів потужністю до 46,4 м.

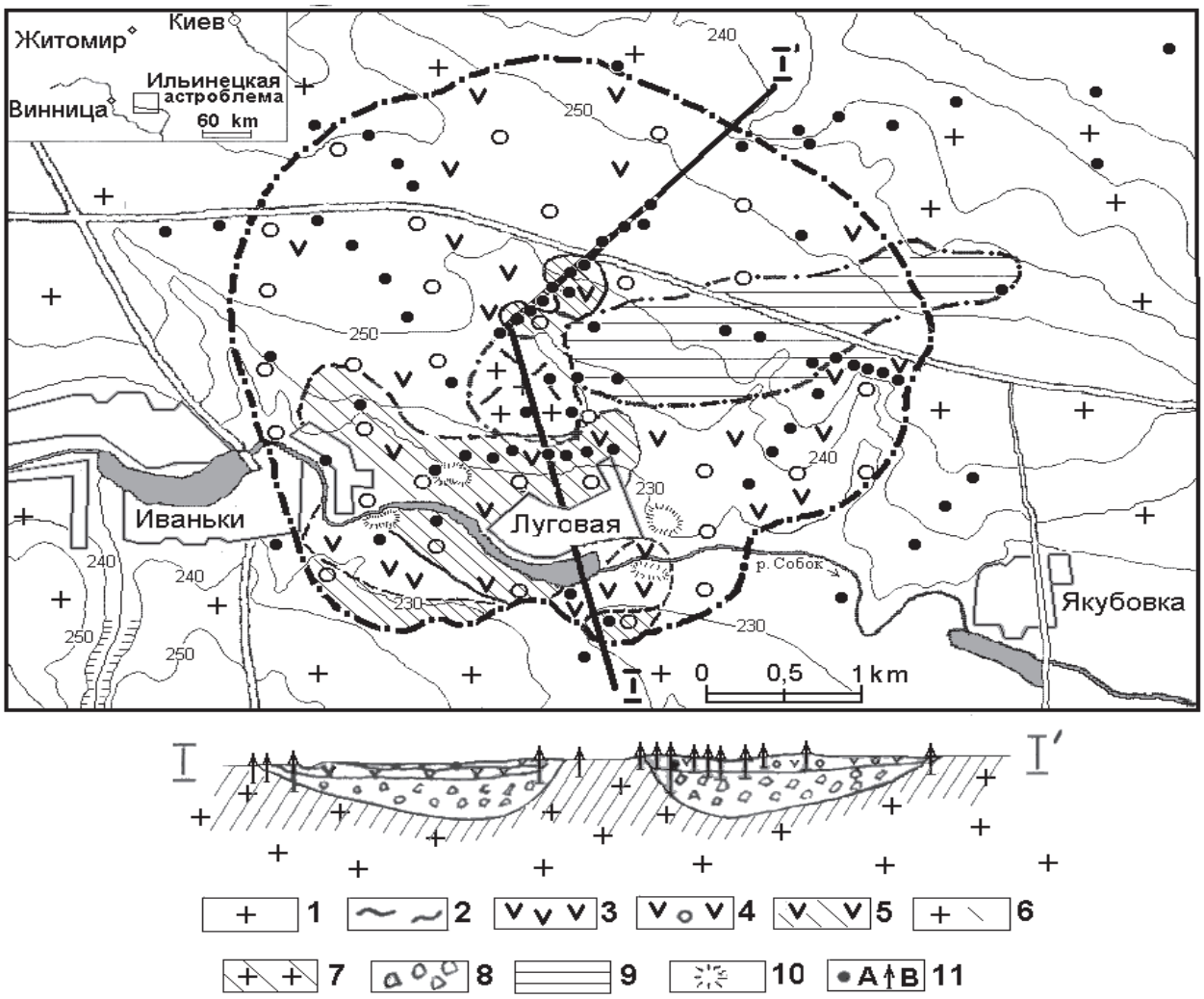


Рис.1. Схематична геологічна карта і розріз Іллінецької астроблеми

Позначення: 1 - гранітоїди (“собіти”); 2 -гнейси; 3 - тагаміти; 4 - зювіти; 5 - поширення тагамітів під шаром зювітів; 6 - брекчовані гранітоїди; 7 - аутигенна брекчія; 8 - алогенна брекчія; 9 - алевроліти та глини кратерних опадів; 10 - відшаровування; 11 - свердловини: А - на карті (точка), В -на розрізі (стрілка)

Видобування корисних копалин, які призначені для подальшого використання у будівництві, завжди буде актуально як в Україні, так і в інших країнах світу, у зв’язку з розвитком мегаполісів, прокладанням нових трас тощо. З гірничих порід певного типу можна отримати потрібні складові для різних сумішей, наприклад бетону, в склад якого і входять аргіліт, зювіт та делювій, які присутні у Іллінецькій геологічній структурі.

Промислова значимість родовища корисних копалин залежить від багатьох факторів, в тому числі від складу руд, загальних запасів, зручності розробки, можливостей до збагачення, транспортних умов. А найголовнішою умовою є потреба ринку в даному виді сировини. В Іллінецькій геологічній структурі переважають будівельні гірські породи, такі як: аргіліт, брекчія, зювіт, тагаміт,

аутигенна глина. Їх запаси у даній геологічній структурі достатні для промислового видобутку. Також на родовищі присутні рідкоземельні компоненти: іридій, нікель, кобальт, золото та імпактні алмази. Нажаль, для промислового видобутку цих рідкоземельних матеріалів, їхньої потужності та запасів недостатньо.

Нерудна промисловість країни займає одне з основних місць у будівельній індустрії. Потреба в нерудних будівельних матеріалах у даний час становить понад 250 млн. $м^3$ на рік, що за вагою дорівнює близько 0,5 млрд. т. В найближчі роки потужність виробництва нерудних матеріалів значно збільшиться. Україна володіє значними ресурсами нерудних матеріалів. Широкою популярністю користуються гірські породи Українського кристалічного масиву, що тягнеться на 900 км з північного заходу (басейн р. Прип'ять) на південний схід до Азовського моря і займає площу більше 200 тис. $км^2$. У цьому масиві знаходяться найбагатші родовища кращих кам'яних порід: гранітів, габро, лабрадоритів, порфіритів, кварцитів, зювітів, аутигенних брекчій, аргілітів та ін.

Породи аргіліту Іллінецького кратеру придатні для використання у виробництві будівельної кераміки, вогнетремких матеріалів та цементу, в менших кількостях – літійному виробництві, резиновій промисловості, а також для очищення нафтопроводів. Брекчія з родовища використовується для фасадів, підлог, басейнів, мостових, фонтанів, монументів, пам’ятників. В делювію містяться частки золота, олова, вольфраму. Породи делювію використовуються для виготовлення цегли. Зювіт має високі декоративні якості і висока міцність. З них виробляються облицювальні та стінові матеріали, заповнювачі бетону. Ці породи придатні для архітектурних деталей складного профілю. Стіни, які викладені з туфу (зювіту) міцні та теплі, легко обробляються та шліфуються. Глина (аутигенна) родовища має чудові властивості для виготовлення технічної кераміки, а також для виробництва цементу.

Більша частина природних будівельних матеріалів довговічна, атмосферостійка і має гарний зовнішній вигляд. Однак деякі з них володіють властивостями, що обмежують їх застосування: великою твердістю, високою об'ємною масою, а звідси і високим коефіцієнтом теплопровідності. Але такі породи володіють великою міцністю і широко застосовуються в якості облицювання, буту, матеріалу для бетонів тощо.

Величезне значення для будівництва мають пухкі відклади (зювіт, аргіліт, гравій, пісок, глина), які є дешевими природними заповнювачами для бетонів і розчинів, а також деякі різновиди кам'яних порід, так звані пильні, що легко піддаються розпилюванню ріжучими машинами. До таких порід відносяться і вулканічні туфи, які в значних кількостях залягають в Іллінецькій геологічній структурі.

Деякі пильні різновиди гірських порід, наприклад зювіт (вулканічний туф), вапняк, делювій, брекчія поєднують властивості хорошого стінового і облицювального матеріалу. Фасади будівель з цих матеріалів мають гарний зовнішній вигляд і не вимагають додаткової обробки. Застосування легких природних кам'яних матеріалів більш доцільно ніж штучних, так як капітальні витра-

ти на організацію кар'єрного господарства в кілька разів менше витрат на будівництво цегельних заводів і комбінатів з виготовлення будівельних матеріалів. Наприклад, 1 м^2 стіни товщиною в дві звичайні цегли (510 мм), важить близько 900 кг, а стіна з черепашнику при рівних тепло-фізичних показниках буде мати ширину 400 мм з вагою близько 600 кг.

Розвиток промисловості з виготовлення будівельних матеріалів вимагає величезної кількості пористих заповнювачів для легких бетонів, розчинів. Такі заповнювачі можуть бути отримані з вулканічних туфів, аргілітів. Проте природні легкі породи, незважаючи на наявність великих родовищ у деяких районах, порівняно мало використовуються. Тому величезне значення має розвиток видобутку таких гірських порід.

Нерудні мінеральні відходи та супутні породи Іллінецького родовища при видобутку корисних копалин можуть бути перероблені на товарну продукцію, необхідну для будівельної індустрії при невеликих питомих капіталовкладеннях.

У зв’язку з розвитком промисловості нерудних будівельних матеріалів гірничо-видобувні підприємства оснащується новітнім обладнанням. Наприклад, для виготовлення цегли вже не потрібні величезні заводи, а існують багатофункціональні мобільні установки, які можуть виготовляти цеглу з температурним режимом – запікання, так і під дією тиску – пресування. Таке устаткування вже успішно використовується в Україні, прикладом служить обладнання Джуринського кар’єру (рис. 2).



Рис. 2. Зображення станків-пресів для виготовлення цегли

Для широкого розвитку промисловості нерудних матеріалів кар'єри забезпечуються сучасним буровим, екскаваторним, ріжучим, дробарно-сортувальним та транспортним обладнанням, організовується серійне виготовлення сортувальних установок, класифікаторів та ін.

В сучасних умовах важливим завданням при експлуатації Іллінецького родовища є комплексне використання їх мінералів з вилученням всіх вміщуючих в них корисних компонентів. Для цього потрібно з видобутої корисної копалини шляхом збагачення отримати концентрати або вилучити корисні компоненти, з подальшим використанням їх у промисловому виробництві.

Для економічно-доцільного та технологічного видобування корисних копалин в умовах Іллінецької геологічної структури, потрібно застосовувати саме раціональні схеми відпрацювання родовища корисних копалин. У зв'язку з даними про залягання покладів та потужності корисних копалин, найбільш доцільно буде використання відкритого способу (поверхневого виду) розробки родовища [2].

Розробка Іллінецького родовища повинна здійснюватись з відпрацюванням розкривних порід і корисних копалин відразу на повну потужність покладів, з розміщенням розкривних порід у виробленому просторі кар'єру. Зовнішній відвал розміщується при будівництві кар'єру поблизу нього. Кар'єр при цьому буде мати невелику і відносно постійну глибину (до 60-80 м), невелику виробничу потужність.

Буропідривний спосіб є найбільш ефективним для подрібнення великих обсягів порід. Проте застосування вибухових робіт супроводжується сейсмічною дією на породи і прилеглі будови, шумом, розлітом шматків, нерівномірністю дроблення масиву порід та ін. Завдяки постійно зростаючому прагненню населення до комфортних умов життя визначають нераціональність, а в деяких випадках навіть неприйнятність буро-підривного способу підготоки гірських порід. В цих умовах на кар'єрах будівельних матеріалів все більше застосовують альтернативні технології, що не передбачають застосування вибухових речовин.

Аналіз досвіду механічного розпушування показує, що більшість осадових і метаморфічних порід міцністю до 50-60 МПа може ефективно руйнуватися бульдозерами-розпушувачами з експлуатаційною вагою більше 40 т і потужністю понад 220 кВт. Основним недоліком горизонтального розпушування порід бульдозерами-розпушувачами є те, що процеси розпушування і навантаження зруйнованої породи розділені в часі. Процес буріння в такому випадку виключається, але навантаження зруйнованої породи повинна проводитися екскаваторами, або навантажувачами, тобто вимагає додаткової гірничої техніки. Застосування гідравлічних екскаваторів, обладнаних спеціальним робочим обладнанням, дозволяє поєднати в одній машині процеси руйнування масиву порід і навантаження.

Руйнування массиву оберненою гідравлічною лопатою проводиться шляхом занурення ківша в тріщини массиву і виламування шматків порід поворотом ківша. В такий спосіб забезпечується і селективне виймання порід. Висота вибою, як правило, не перевищує 10 м.

Екскаватори типу обернена лопата можуть використовуватися при безвибуховому виймані крупноблочного масиву в умовах, де здійснюється руйнування і виймання порід різної міцності. Виймання гірничої маси та її наванта-

ження пропонується здійснювати екскаваторами або колісними навантажувачами.

Приблизно одна третина робочого часу екскаватора при видобутку корисних копалин буде припадати на навантаження зруйнованої породи, а решту часу займає процес руйнування, сортування породи для блоків, дроблення негабаритів, заміна робочих органів тощо [3].

Перевагою щодо вибору екскаватора перед буро-підривним способом є розпушення гірських порід за допомогою змінного навісного обладнання – зрихлювача, що дає можливість безпечно руйнувати міцні породи і виконувати виймально – навантажувальні роботи.

При проведенні буро-підривних робіт у зв'язку з близьким розташуванням села буріння і підривання порід потужними вибуховими речовинами (ВР), неможливо. Руйнування порід гірського массиву, при необхідності, можливе відносно слабкими ВР для зменшення безпечних зон, а контурне підривання буде використовуватися тільки для постановки бортів кар'єра в кінцеве положення. Принципова схема розміщення виймально-транспортного обладнання в кар'єрі Іллінецького родовища наведена на рис. 3. Праметри кар'єра: довжина – 850 м, ширина – 325 м, глибина – 60 - 80 м.

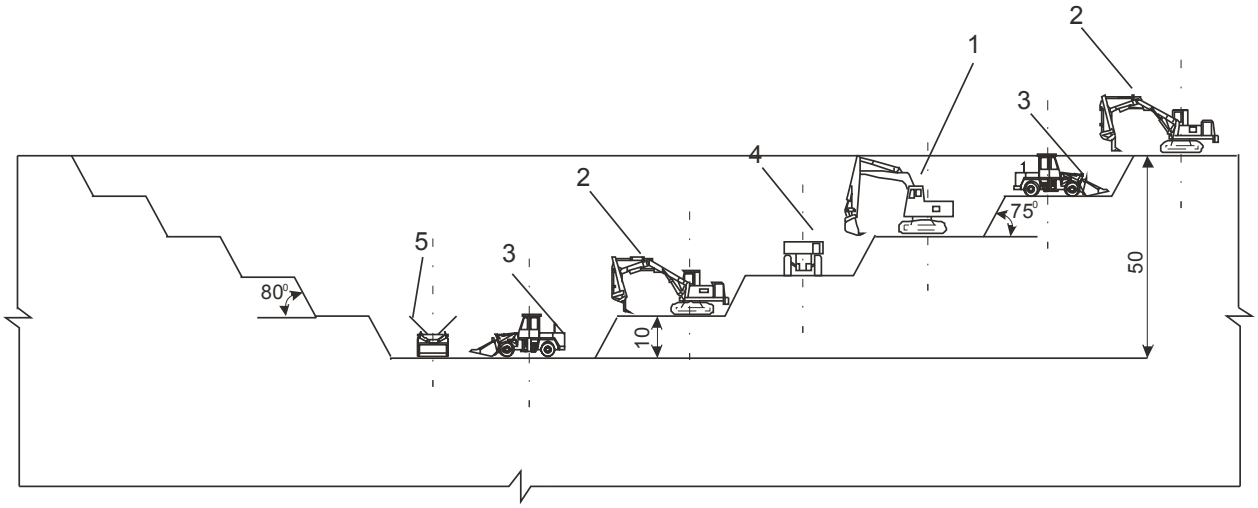


Рис. 3. Принципова схема розміщення виймально-транспортного обладнання в кар'єрі Іллінецького родовища: 1 - гідравлічний екскаватор ”обернена лопата”; 2 - гідравлічний екскаватор з ріжучим робочим органом; 3 - фронтальний колісний навантажувач; 4 – автосамоскид; 5 – конвейер з приймальним бункером

Встановлена висота робочого вибою буде складати 8-10 м. Для такої висоти вибою, найкраще, для навантаження гірської маси та покращення продуктивності, використовувати фронтальні навантажувачі з ємністю ківша від 6 м^3.

У комплексі з гідравлічними одноківшевими екскаваторами та навантажувачами, в умовах Іллінецького родовища, найбільш раціонально застосування автомобільного транспорту в зв’язку з середньою відстанню транспортування

гірських порід - 0,8 – 1,5 км. В подальшому, у зв'язку із пониженням ведення гірничих робіт, можливе використання конвеєрного транспорту.

Згідно з досвідом роботи кар'єрів на родовищах з видобутку будівельних матеріалів при потужності підприємства 100 тис.м^3 використовують одноківшеві екскаватори "обернена лопата" з ємністю ківша 1,8 – 2,7 м^3 у комплексі з автосамоскидами вантажопідємністю 12-25 т. Колісні навантажувачі можуть використовуватись, як самостійне обладнання для переміщення гірської маси до дробарно-сортувального заводу, або у комплексі з конвейерним транспортом. Комплексна механізація гірничих робіт на кар'єрі Іллінецького родовища буде подібна тій, що наведена попереду.

Висновки:

1. Геофізичні дослідження вказують на ряд особливостей будови, які зближують Іллінецьку структуру з експлозивно-вулканічними утвореннями, а петромагнітні методи дослідження засвідчили довготривалу, мінімум 50 млн років, і багатоетапну історію розвитку родовища. Вивчення цього унікального природнього утворення дозволяє запропонувати ефективну технологію його розробки.

2. Для Іллінецького родовища доцільно буде використовувати транспортну систему розробки. Для виймання гірничої маси та подальшої її транспортування, пропонується використання екскаваторів з ємністю ківша 1,8 – 2,7 м^3, екскаватори-зрихлювачі, колісні навантажувачі та автомобільний транспорт, який у подальшому може бути замінений на конвеєрний. Згідно досліджень геологічної будови Іллінецького родовища та розповсюдження шарів корисної копалини для селективного виймання різновидів порід, а також вийходячи з робочих параметрів сучасного обладнання, що використовується на подібних кар'єрах, висота вибоїв не повинна перевищувати 10 м.

Перелік посилань

1. Геологічний звіт "Іллінецька структура". Керівник Павлюк В.М. Правобережна геологічна експедиція Біла Церква, 2012.– 37 с.
2. Буянов Ю.Д., Краснопольский А.А. Разработка месторождений нерудных полезных ископаемых. Учебник для техникумов. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.- Недра.- 1980. – 431 с.
3. Анисимов О.А. Технология строительства и разработки глубоких карьеров: Монография/О.А. Анисимов – Д.-Национальный горный университет.- 2015. – 272 с.

ABSTRACT

Purpose. To consider the structure of the geological structure, the possibility of industrial development and mineral extraction. To restore features of tectonic and geological structure of the main structures Illinetskyi crater on the results of geological and geophysical data and technology of industrial mining. To consider the relevance of mining in our time. To introduce technological methods of field development

Findings. Geophysical studies indicate a number of characteristics of the structure. Illinetskyi the study of geological structures allows us to offer effective technology for its development. The study of this unique natural formation allows us to offer effective technology for its development

The methods of research. The article used the methods of experimental and theoretical and theoretical level. These research methods help not only to gather facts but to test them, to systematize, to identify non-random dependencies and determine cause and effect, and allow you to produce a logical study of the facts gathered to develop concepts and judgments, draw conclusions and theoretical generalizations.

Practical implications. Breed field intended for future use in construction, it will always be as important in the Ukraine and in other countries, in connection with the development of cities, construction of new roads. From rocks of a certain type, you can obtain the necessary ingredients for the various mixes, such as concrete, the composition of which includes claystone, suvt and delovi that are present in Illinets'ke geological structure

The originality lies in the study of this unique natural formation with a view to its industrial development, since the field contains many useful components, including rare earth components

Keywords: astrobleme, crater, non-metallic minerals, suvt, breccia, backhoe prilowec, buzuibugui method, face, field, mountain weight

УДК 622.273.217.4

© О.М. Кузьменко, М.В. Петльований

СТІЙКІСТЬ ШТУЧНОГО МАСИВУ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ ПОТУЖНОГО РУДНОГО ПОКЛАДУ НА ВЕЛИКІЙ ГЛИБИНІ

© A. Kuzmenko, M. Petlovanyi

STEADINESS OF ARTIFICIAL MASSIF DURING UNDERGROUND MINING OF THICK ORE DEPOSIT ON A DEEP DEPTH

Приведені результати математичного моделюванням напруженого стану гірського масиву при розробці потужного крутого рудного покладу системами з високими очисними камерами та твердючим закладанням виробленого простору. Встановлено розташування областей нормальних напружень при різній міцності штучного масиву та глибину їх поширення за нелінійною залежністю.

Приведены результаты математического моделирования напряженного состояния массива при разработке мощной крутой рудной залежи системами с высокими очистными камерами с твердеющей закладкой выработанного пространства. Установлено расположение областей нормальных напряжений при разной крепости искусственного массива и глубину их распространения по нелинейной зависимости.

Актуальність роботи. Підземна розробка рудних родовищ, представлених потужними покладами якісної руди, що залягають в складних гірничо-геологічних умовах (обводненість, нестійкі вміщуючі породи, до тривалого відслонення, необхідність збереження поверхні під важливими промисловими об’єктами), супроводжується закладкою виробленого простору.

З часом штучний масив змінює свої властивості міцності, структурні зв'язки між складовими хімічними елементами закладної суміші, проникність, переходячи з рідкого, в'язкого стану в твердий пружно-пластичний або крихкий стан. У ньому відсутня тріщинуватість і колекторні зв'язки всередині масиву і рудного покладу або бічних порід набувають нового поєднання. Стійкість штучного масиву до відслонення дуже важлива. При недостатній стійкості до відслонення і сейсмічного впливу та здійсненні масового вибуху складові закладної суміші стають предметом засмічення рудної маси або її збіднення.

В сучасних умовах розробки залізорудних родовищ площа відслонення боків очисних камер становить від 4000 до 6000 м^2 і більше при їх висоті до 200 м на шахті «Експлуатаційна» ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат». Контури очисних камер придбали нові форми для уникнення втрат руди в целіках різного призначення, і мають різні кути нахилу до 60 градусів до горизонтальної площини, як у її днища, так і в покрівлі. У цих умовах розглядати міцність штучного масиву на стискання недостатньо, так як виникають розтягувальні напруження, які більш небезпечні для збереження стійкості штучно зведеного масиву [1].

Стійкість контуру гірничих виробок є першочерговим завданням у забезпеченні безпеки ведення гірських робіт, особливо в зоні впливу очисних робіт, де напружений стан рудного покладу і вміщуючих порід зазнає змін. Взаємозв'язок черговості відпрацювання камер на стан порід висячого боку рудного покладу розглянуто в роботі [2].

Стійкість штучного масиву і формування в ньому зон, схильних до руйнації під дією розтягувальних нормальних напружень за висотою відслонення боків очисних камер лежачого боку другої черги, розглянута в роботі [3-5]. Однак, в цих роботах не знайшли відображення питання, пов'язані з процесом формування штучного масиву і його складових компонентів. Для запобігання засмічення рудної маси шкідливими компонентами закладної суміші використовують нейтральні породи або ті, які є компонентами шихтованої руди при її металургійному переділі.

Постановка завдання. Шахта «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК» застосовує системи розробки з твердючим закладанням виробленого простору і є найбільш представницьким об'єктом для дослідження стійкості штучно-зведеного масиву в діапазоні глибин 305 – 940 м. Висота камер сягає 100 м при ширині 30 м. Після виїмки руди камери заповнюють твердючою сумішшю. Відпрацювання ведеться в дві черги. Камери другої черги відпрацьовуються після того, як закладка в камерах першої черги набере необхідну міцність до відслонення і стійкість до сейсмічного впливу.

Ефективність застосування того чи іншого технічного рішення знаходиться в площині експерименту, що дають уявлення про діючі у вміщуючих породах геомеханічних процесів. Це дозволяє прогнозувати з високою вірогідністю стійкість штучного масиву до тривалих відслонень і сейсмічних впливів.

Модель чисельного експерименту відображає напружений стан вміщуючих порід при відпрацюванні запасів залізних руд в поверсі 740 – 840 м, де активно

ведеться видобуток руди. Фізико-механічні властивості природного та штучного масивів наведено в табл. 1.

Штучний масив представлено окремими шарами. Два шари закладки мають підвищену міцність відносно загального об'єму закладання камери і розміщуються в прогнозних областях послаблення напружень на контурі [5]. Зміцнені шар прийнято висотою 10 м. Один розташовувалися на рівні поверху 775 – 810 м, а другий - в підпокрівельній частині камери першої черги (Рис. 1).

Таблиця 1

Фізико-механічні властивості природного та штучного масивів

Параметр	Породи висячого боку	Породи лежачого боку	Рудний масив	Штучний масив	Зміцнений штучний масив
Щільність, т/м^3	3,5	2,7	3,9	2,3	2,3
Модуль Юнга, МПа	15000	8000	6000	600	1000
Коефіцієнт Пуасона	0,25	0,25	0,25	0,15	0,15

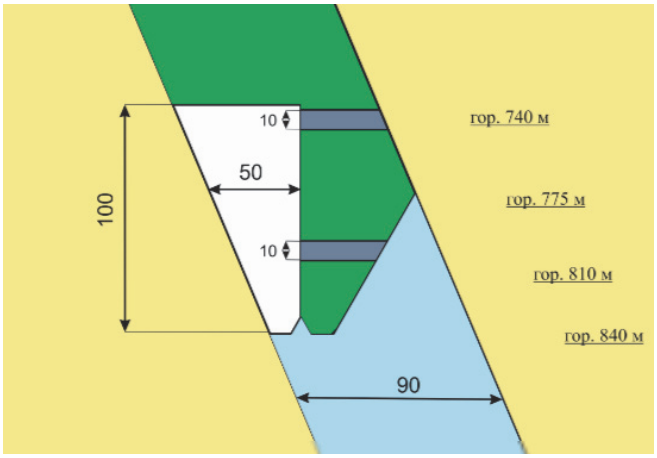


Рис. 1. Структурна будова штучного масиву із шарами підвищеної міцності

Представлення результатів досліджень. Моделювання напруженого стану гірського масиву зі зміцненої областю штучного масиву виконано методом кінцевих елементів для гірничо-геологічних умов камер другої черги відпрацювання рудного покладу в поверсі 740 – 840 м.

На контакті з очисними роботами стійкість штучного масиву оцінювалася за результатами напруженого стану порід, для центральної частини горизонтальної площі рудного покладу «Головна», де гірський масив знаходиться в перехідному стані щодо гірничо-геологічних умов південного і північного крила родовища.

Напружений стан штучного і породного масиву моделювався для очисних камер лежачого боку рудного покладу із застосуванням програмного продукту SolidWorks 2011. При моделюванні прийнято, що закладний масив камер першої черги лежачого боку знаходиться в стійкому стані. Виходячи з даного припущення, обчислювальний експеримент проводився з моделями очисних камер, що мають трикутну форму і розташованих вхрест простягання рудного покладу. За стійкістю закладний масив прирівнюється до гірського масиву. При міцності закладки на одноосьове стискання 8,0 МПа в умовах ш. «Експлуатаційна» її міцність за шкалою проф. М.М. Протодьяконова складе $f = 5$ [6].

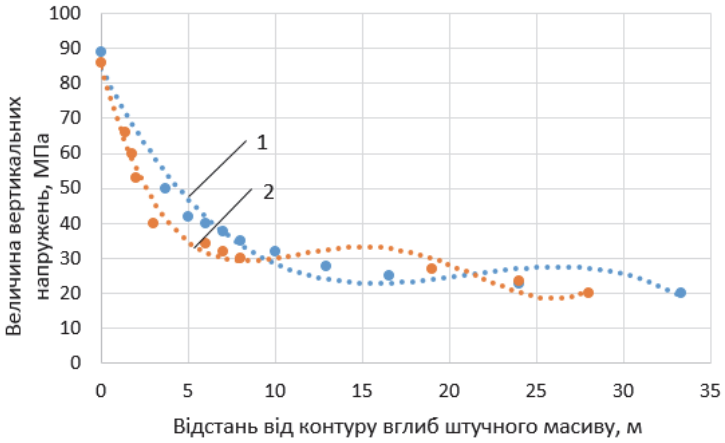
Збільшити міцність твердючого закладення представляється можливим при заміні 20% доменного гранульованого шлаку меленими флюсовими відходами. Його подрібнення дозволить істотно підвищити характеристику міцності штучного масиву. Міцність штучного масиву на одноосьове стискання сягне за нашими дослідженнями 11 МПа через 90 днів твердіння, що в 1,4 рази більше у порівнянні із складом закладення, що застосовується на шахті «Експлуатаційна».

Встановлено, що область підвищених стискаючих напружень при використанні зміцненого шару в підпокрівельній частині значно зменшується. Її розміри за вертикаллю зменшуються в 2 рази (з 9,6 до 4,8 м), а розміри вглиб масиву – з 5 до 2 м. Масив, що знаходиться між зміцнюючими шарами, знаходиться у стійкому стані при величині стискаючих напружень 25 – 32 МПа. Збільшення міцності штучного масиву свідчить про зниження у ньому величин виникаючих напружень.

В результаті виконаних досліджень встановлені залежності, що характеризують вплив технологічних параметрів і розподілу щільності штучного масиву за його висотою на формування полів напружень навколо очисних камер другої черги відпрацювання рудних запасів (рис. 2 – 4).

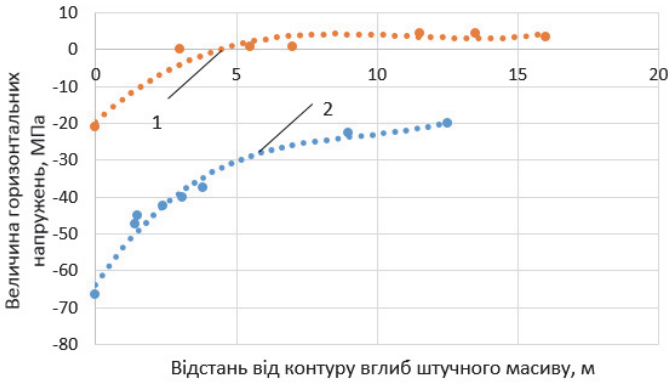
Аналіз графіків, представлених на рис. 2, показує, що поширення стискаючих напружень при різній міцності закладення в глибину штучного масиву змінюється за нелінійної залежністю. Загальний тренд зменшень напружень спрямований на підвищення міцності штучного масиву на контурі його відслонення очисними роботами.

З графіків, наведених на рис. 3, стає очевидним, що на контурі очисної камери підпокрівлений зміцнений шар штучного масиву знижує стискаючі напруження на контурі в 3 рази і більше (з 65 до 20 МПа). Формування розтягувальних напружень відбувається на відстані від контуру 5 м, а підвищених напружень – через 10 м, де їх максимум сягає 5 МПа, що призводить до руйнування штучного масиву, але тільки вглибині масиву.



1, 2 – міцності твердючої закладки на одноосьове стискання відповідно 8 та 11 МПа

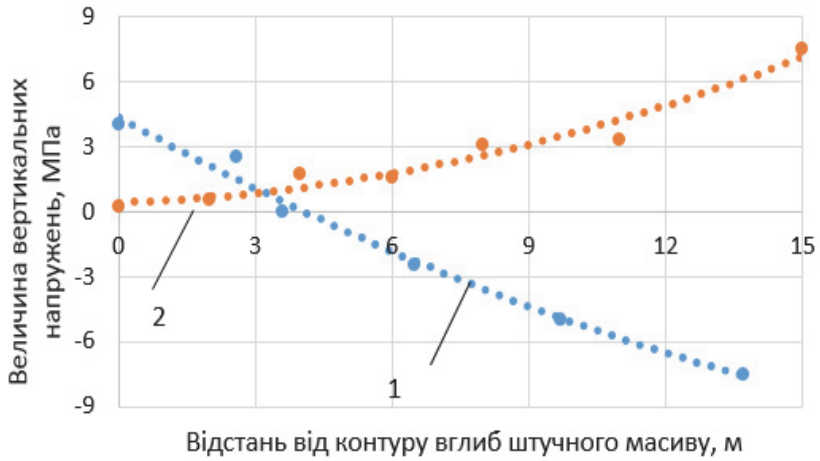
Рис. 2. Зміна величини вертикальних напружень на сполученні покрівлі з боком камери від контуру вглиб штучного масиву



1, 2 – міцності твердючої закладки на одноосьове стискання відповідно 8 та 11 МПа

Рис. 3. Зміна величини горизонтальних напружень на сполученні покрівлі з боком камери від контуру вглиб штучного масиву

Аналіз графиків, наведених на рис. 4, показав, що на рівні підповерху 775 – 810 м зміцнений шар масиву не відчуває руйнівних розтягувальних напружень на контурі камери. Ці напруження виникають в глибині масиву на відстані 14 м, маючи максимальну величину 7,5 МПа. Таким чином встановлено, що формування штучного масиву за висотою камер першої черги відпрацювання рудних запасів із різними властивостями міцності та характеристиками деформування дозволяє управляти напруженим станом гірського масиву, значно знижуючи збіднення руди закладних матеріалом.



1, 2 – міцність твердючої закладки на одноосьове стискання відповідно 8 та 11 МПа

Рис. 4. Графік зміни величини горизонтальних напружень в області штучного масиву 775 – 810 м від контуру вглиб штучного масиву

Штучний масив після його зміцнення на глибині 750 – 800 м знаходиться в стійкому стані, а напруження в цій частині масиву складають 30 – 36 МПа. Це означає, що в даній області штучного масиву з'являється можливість його зведення меншої міцності, що значно здешевить вартість закладних робіт. При напруженнях 30 – 36 МПа досить мати закладну суміш із міцністю на одноосьовий стиск 6 МПа.

Висновки. Проведені дослідження стійкості штучного масиву навколо камери другої черги відпрацювання дозволили сформулювати наступні наукові та практичні результати:

– стискаючі напруження при різній міцності штучного масиву поширюються в його глибину, змінюючись за нелінійною залежністю;

– тренд зменшень напружень спрямований на підвищення міцності штучного масиву на контурі його відслонення очисними роботами;

– зміцнення шару штучного масиву на 30% зменшує зону стискаючих напружень у 2 рази і більше в вертикальному та горизонтальному напрямках;

– штучний масив після його зміцнення на глибині 750 – 800 м знаходиться в стійкому стані, а напруження в цій частині масиву складають 30 – 36 МПа. Це означає, що в даній області штучного масиву з'являється можливість його зведення меншої міцності, що значно здешевить закладні роботи. При напруженнях 30 – 36 МПа досить формувати закладну суміш із міцністю на одноосьовий стиск 6 МПа.

Перелік посилань

1. Kuz'menko, O., Petlyovanyy, M., & Stupnik, M. (2013). The influence of fine particles of binding materials on the strength properties of hardening backfill. *Mining of Mineral Deposits*, 45-48, https://doi.org/10.1201/b16354-10
2. Капленко Ю.П. Влияние напряженного состояния горного массива и горно-геологических условий на параметры обнажений и форму очистных камер / Ю.П. Капленко, В.В. Цариковский // Разработка рудных месторождений – 2005. – Вып. 88. – С. 11-24.

3. Кузьменко А.М. Влияние структуры горного массива и порядка отработки камерных запасов на разубоживание руды / А.М. Кузьменко, М.В. Петлеваный // Геотехническая механика. – 2014. – Вып. 118. – С. 37-45.
4. Кононенко М.М. Дослідження напружено-деформованого стану масиву навколо очисних камер / М.М. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2010. – №4. – С. 51-53.
5. Petlovanyi, M. (2016). Influence of configuration chambers on the formation of stress in multi-modulus mass. *Mining of Mineral Deposits*, 10(2), 48-54. https://doi.org/10.15407/mining10.02.048
6. Инструкция по определению параметров очистной выемки при системах разработки с твердеющей закладкой на Запорожском железорудном комбинате / Е. П. Чистяков, С. А. Кулиш, В. И. Мошинский и др. // Кривой Рог ГП «НИГРИ», 2011. – 29 с.

ABSTRACT

Purpose. Determination of weakened areas location on a contour of artificial massif of high chambers of second stage by means of numerical simulation of stress state in the zone of stopping operations influence during mining of iron-ore stocks on a footwall of deposit.

Methods. Research of normal and stretching stresses distribution on a contour of artificial massif by means of numerical simulation conducting with the help of SolidWorks 2011 software.

Findings. Location of weakened areas of artificial massif on a contour of stopping chambers of second stage is established by modeling. Weakened areas are possessed in curved areas of roof and bottom and also in central part of chamber sites. It is established that strengthened layer of artificial massif on a contour of under-the-roof part of stopping chambers decrease compression stresses in 3 times. Formation of stretching stresses is happened on a distance of 5 m, but increased stresses in 10 m, where their maximum reaches 5 MPa that leads to destruction of artificial massif. Received results are proved by natural observations on steadiness of high chambers according to works of other authors in open sources, that confirms about authenticity of received results and appropriateness of mathematical tool application.

Originality. It is established that stretching stresses of different strength of artificial massif are expanded into depth and changes on non-linear dependence. Total trend of stresses decreasing is directed on increasing of artificial massif strength on a contour of its cropping out by stoping operations.

Practical implications. Given results of research allow to predict stress state of artificial massif on a contour of stoping chambers of second stage and also to form massif in a position of strength and composition of backfilling mixture changing for collapses prevention and ore mass contamination.

Key words: artificial massif, stopping chambers, normal stress, numerical simulation, backfilling mixture

УДК 622.271.33-027.235

© С.А. Луценко

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ШИРИНЫ РАБОЧЕЙ ПЛОЩАДКИ И ДЛИНЫ ФРОНТА ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РУДЕ

© S. Lutsenko

DETERMINING WORKING SITE WIDTH AND MINING FRONT LENGTH WHEN CHANGING ORE OUTPUT OF AN OPEN-PIT

Приведены результаты исследований изменения длины активного фронта горных работ в зависимости от увеличения ширины рабочей площадки при различных значениях производительности карьера по руде. Установлено, что для заданной производительности карьера по руде при определении параметров системы разработки, которые удовлетворяют нормируемым запасам необходимо учитывать размер активной части рабочей зоны карьера, а также влияние концентрации горных работ на себестоимость товарной продукции.

Наведено результати досліджень зміни довжини активного фронту гірничих робіт залежно від збільшення ширини робочої площадки при різних значеннях продуктивності кар'єру за рудою. Встановлено, що для заданої продуктивності кар'єру за рудою при визначенні параметрів системи розробки, які задовольняють нормованим запасам необхідно враховувати розмір активної частини робочої зони кар'єру, а також вплив концентрації гірничих робіт на собівартість товарної продукції.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Работа в условиях рыночных экономических отношений ставит горные предприятия в зависимость от мировой конъюнктуры рынков минерального сырья, которая характеризуется в последнее десятилетие значительной изменчивостью. Существенно повысить экономическую эффективность разработки возможно за счёт реализации гибкого изменения объемов добычи при изменении спроса на железорудную товарную продукцию [1].

Нормальные условия для добычи полезного ископаемого требуют формирования рабочей зоны карьера рабочими площадками, включающими нормативные запасы скальной горной массы, готовые к выемке. Размер резервной полосы и соответственно ширины рабочей площадки определяется продолжительностью периода, на который создаются готовые к выемке запасы, и зависит от производительности карьера по руде и длины активного фронта горных работ. При изменении производительности карьера по руде соответственно будут изменяться и параметры системы разработки [2].

Поэтому приступая к моделированию развития горных работ для заданной производительности карьера по руде в первую очередь необходимо определить значения ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ удовлетворяющие требованиям нормируемых запасов.

Анализ исследований и публикаций. В научной литературе имеется большое количество работ посвященных вопросу определения параметров сис-

темы разработки [3]. Однако в процессе определения ширины рабочей площадки при заданной производительности карьера по руде учитывается только длина активного фронта по руде и вскрышным породам на момент оценки. При этом не учитывается влияние на нее изменения ширины рабочей площадки, которое заключается в том, что при увеличении ширины рабочей площадки длина фронта уменьшается.

Постановка задач. Цель настоящей работы – для различных вариантов производительности карьера по руде определить оптимальные значений ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ удовлетворяющих требованиям нормируемых запасов.

Изложение материалов и результаты.

Для выполнения исследований был рассмотрен пример условного карьера разрабатывающего месторождение, которое подобно, по условиям залегания и технологии открытой разработки, мощным месторождениям бедных железистых кварцитов, отрабатываемым карьерами Кривбасса и выполнен горно-геометрический анализ карьерного поля при работе с различной шириной рабочей площадки.

На рис. 1 показано изменение длины активного фронта горных работ от изменения ширины рабочей площадки. Из рисунка видно, что при увеличении ширины рабочей площадки длина активного фронта горных работ в карьере уменьшается, при этом в каждом случае в работу вовлекается вся рабочая зона карьера, т.е. для каждого варианта ширины рабочей площадки длина борта карьера вовлекаемого в работу была неизменной. Поэтому очевидно, что существует зависимость длины фронта горных работ от ширины рабочей площадки, которую необходимо учитывать при определении производительности карьера по руде.

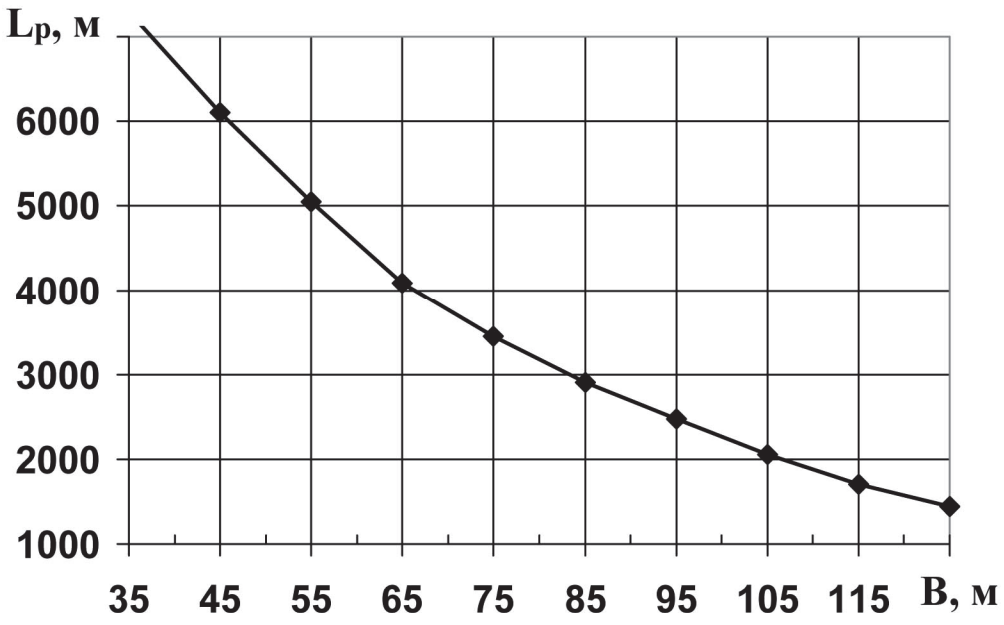


Рис. 1. Изменение длины активного фронта горных работ в зависимости от изменения ширины рабочей площадки

Нормальная ширина рабочей определяется по формуле

$$B_H = B_{min} + \frac{A_p \cdot \psi}{L_p \cdot h_y}, \text{ м}, \quad (1)$$

где B_{min} – минимальная ширина рабочей площадки в карьере, м; A_p – производительность карьера по руде, м^3/год; ψ– нормативный коэффициент готовых к выемке запасов руды (при полуторамесячном запасе руды этот коэффициент равен 0,125); L_p – длина активного рудного фронта в карьере, м; h_y – высота рудного уступа, м.

Как видно из формулы (1) ширина полосы готовых к выемке запасов (в данной формуле представлена вторым слагаемым) зависит от производительности карьера по руде и от длины активного фронта горных работ, и влияет на ширину рабочей площадки, т.е. ширина рабочей площадки зависит от производительности карьера по руде и длины активного фронта горных работ. В том случае если принять A_p=const и h_y=const, то ширина рабочей площадки будет зависеть от длины активного фронта горных работ $B_н=f(L_p)$. Однако, из рис. 1 видно, что длина активного фронта горных работ, в свою очередь, определяется шириной рабочей площадки $L_p=f(B_н)$. Это свидетельствует о том, что производительность карьера по руде необходимо определять не только с учетом длины активного фронта горных работ, но и с учетом влияния на фронт ширины рабочей площадки.

Очевидно, что длина фронта горных работ является зависимой переменной. Поэтому в первую очередь необходимо установить факторы, влияющие на изменение длины активного фронта горных работ и учитывать их при определении производительности карьера по руде:

1. Уменьшение длины активного фронта горных работ происходит при сокращении длины вовлекаемых в отработку уступов, т.е. за счет концентрации горных работ на отдельных участках рабочей зоны карьера. В данном случае основным условием уменьшения длины активного фронта горных работ является уменьшение длины участка рабочей зоны карьера, на котором ведутся горные работы

2. Уменьшение длины активного фронта горных работ происходит только за счет увеличения ширины рабочей площадки. В данном случае основным условием уменьшения длины фронта горных работ является сокращение количества рабочих уступов в рабочей зоне карьера. При этом длина участка карьера, на котором ведутся горные работы, остается постоянной.

Из этого следует, что определение оптимальных параметров системы разработки, которые удовлетворяют нормируемым запасам для заданной производительности карьера по руде необходимо определять с учетом размеров активной части рабочей зоны карьера.

Для рассматриваемого карьера было установлено изменение длины активного фронта горных работ в зависимости от ширины рабочей площадки при уменьшении активной площади рабочей зоны карьера (линии 1-9 на рис. 2). *Под активной площадью рабочей зоны понимается часть рабочей зоны*

карьера (участка карьера), которая вовлекается в разработку в течение планируемого периода [4].

Кроме этого на рис. 2 изображены линии уровня производительности карьера по руде (I-IV), которые определяются исходя из нормативов готовых к выемке запасов, а также исходя из максимального количества добычных экскаваторов. Линии уровня представляют собой линии, в каждой точке которых определенный уровень производительности сохраняет одинаковое значение. Производительность карьера по руде изменяется от 2,5 млн. м^3 до 10 млн. м^3 с шагом 2,5 млн. м^3

Линия 1 на рис. 2. ограничивает область возможных значений длины активного фронта горных работ и ширины рабочей площадки, удовлетворяющих требованиям нормируемых запасов для различных вариантов производительности по руде проектируемого карьера.

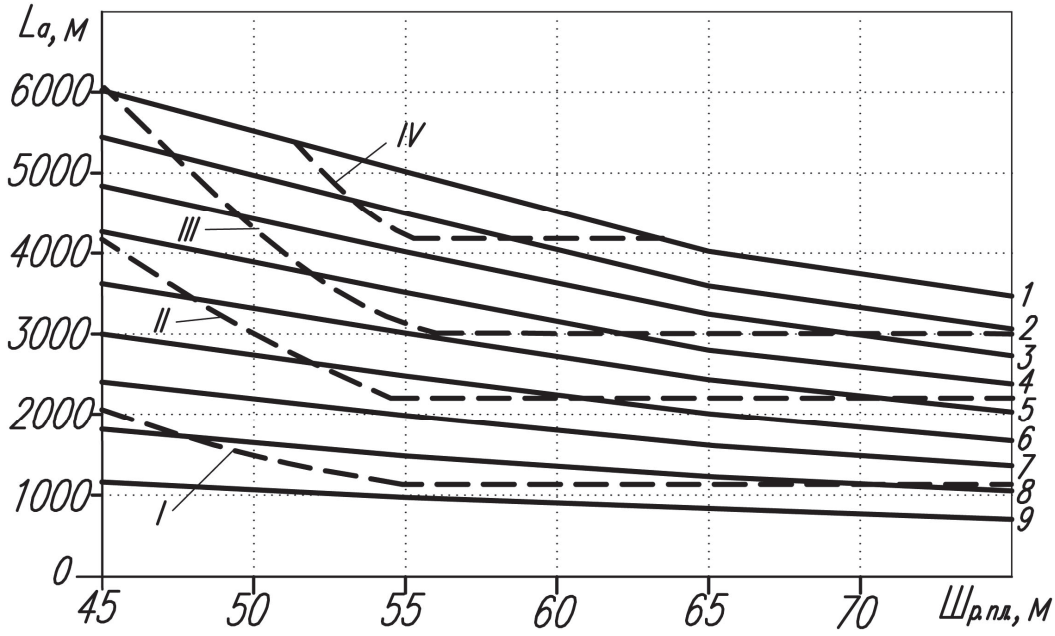


Рис. 2. Определение параметров системы разработки, обеспечивающих заданную производительность по руде: 1 – при уменьшении активной площади рабочей зоны на 0%; 2- 10%, 3-20%,4 – 30%, 5 – 40%, 6 – 50%, 7 – 60%, 8 – 70%, 9 – 80%; I – линия уровня производительности 2,5 млн. м^3; II - 5 млн. м^3; III - 7,5 млн. м^3; IV - 10 млн. м^3.

С увеличением степени концентрации горных работ имеет место проявление и взаимодействие двух факторов, которые противоположным образом влияют на себестоимость товарной продукции: увеличение коэффициента вскрыши и уменьшение расстояния транспортирования горной массы. Поэтому при определении оптимальных значений ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ удовлетворяющих требованиям нормируемых запасов, необходимо учесть влияние концентрации горных работ на себестоимость товарной продукции.

Для этих целей отстроим график зависимости удельных условно-переменных затрат на добычу руды и длины фронта горных работ от ширины рабочей площадки при различных значениях производительности карьера по руде при глубине карьера 210 м (рис. 3).

Положение кривых, которые характеризуют удельные условно-переменные затраты на добычу руды свидетельствует о наличии оптимальных значений ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ при различных вариантах производительности карьера по руде. Параметры системы разработки отвечающие минимуму удельных условно-переменных затрат на добычу руды считаются оптимальными для проектируемого карьера.

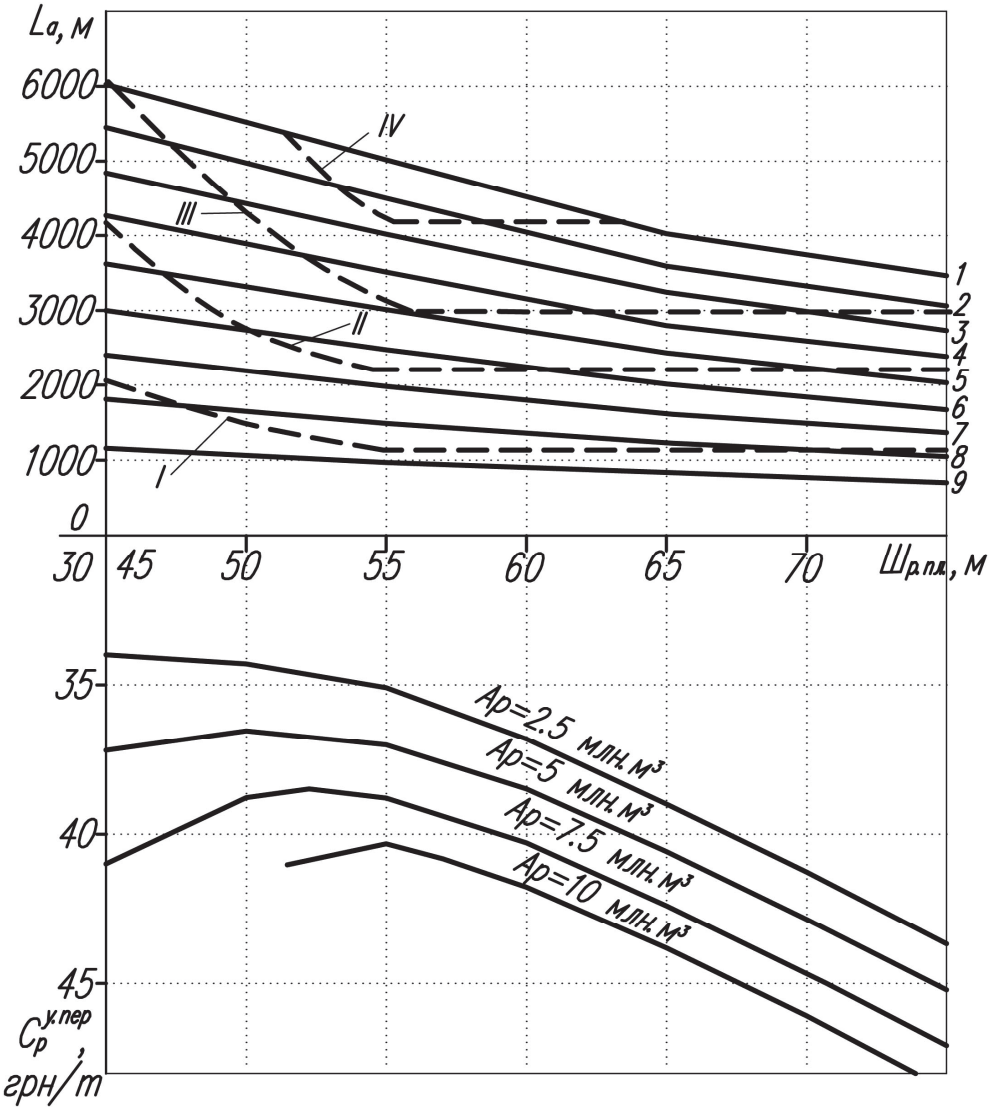


Рис. 3. Зависимость удельных условно-переменных затрат на добычу руды и длины фронта горных работ от ширины рабочей площадки при различных значениях производительности карьера по руде

Выводы. В результате исследований было установлено, что определение параметров системы разработки, которые удовлетворяют нормируемым запасам для заданной производительности карьера по руде необходимо осуществлять с учетом размеров активной части рабочей зоны карьера.

Разработана методика определения оптимальных значений ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ удовлетворяющих требованиям нормируемых запасов, для различных вариантов производительности карьера по руде.

Перечень ссылок

1. Косолапов А.И. О возможности управления производственной мощностью карьеров при вариации спроса на их продукцию при разработке крутопадающих месторождений / А.И.Косолапов, А.И.Пташник // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2011. – №6. – С. 33-36.
2. Вилкул Ю.Г. О проблеме отставания вскрышных работ в железорудных карьерах / Ю.Г.Вилкул, С.А. Луценко, О.Ю. Близнюкова // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2013. – №3 – С. 92-96.
3. Близнюков В.Г. Влияние концентрации горных работ на технико-экономические показатели разработки / В.Г. Близнюков, В.А.Ковальчук // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 1992. – №8. – С.76-79.
4. Гавришев С.Е. Интенсивность формирования рабочей зоны глубоких карьеров / С.Е.Гавришев, К.В. Бурмистров, А.А. Колонюк. - Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. тех. ун-та им. Г.И. Носова. – 2013. – 189 с

ABSTRACT

Purpose. Improving the planning and open-pit designing methods in the sphere of mining system parameters determination meeting requirements of regulated resources when changing ore open-pit output, which would take into account the complex interrelation between mining operations mode, open-pit output and mining system parameters.

Methods. The following idea forms the basis for the method for mining system parameters determination: parameters of mining system meeting specified ore open-pit output should be determined by taking into account operation area size of an open-pit working zone.. It is necessary to consider both securing standards of ready to excavation minerals while reducing the length of benches involved into mining, and decreasing the maximum possible length of active mining operations front in these areas by increasing the width of the working site.

Results. A method for determining optimal values of the working site width and the operating mining front length meeting the requirements of regulated reserves for various alternatives of ore open-pit output has been developed.

Scientific novelty. The suggested method for parameters determination of mining system allows taking into account the complex interrelation between the mining operations mode, open-pit output, and the parameters of mining system.

Practical significance. The results of the research can be used by engineering companies and mining enterprises for mining system parameters determining.

Keywords: working site width, mining front length, open-pit output, ready to excavation reserves.

УДК 622.271

© С.К. Молдабаев

ОПТИМИЗАЦИЯ РАЗВИТИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ НА КРУТЫХ БОРТАХ ДЕЙСТВУЮЩИХ И СТРОЯЩИХСЯ КАРЬЕРОВ КАЗАХСТАНА

© S. Moldabayev

OPTIMIZATION OF DEVELOPMENT OF WORKING ZONE ON STEEP SIDES OF OPERATING AND BUILT QUARRIES OF KAZAKHSTAN

Приведены результаты исследований по апробации разработанной технологии безопасного интенсивного развития рабочих зон вдоль крутых бортов. Сопоставительный анализ полученных в результате оптимизации календарных графиков горных работ выполнен для одно- и двухбортовой, а также центрально-кольцевой углубочных систем разработки соответственно на карьерных полях вытянутой и округлой формы.

Наведені результати досліджень з апробації розробленої технології безпечного інтенсивного розвитку робочих зон уздовж крутих бортів. Порівняльний аналіз отриманих в результаті оптимізації календарних графіків гірничих робіт виконаний для одно- та двобортової, а також центрально-кільцевою заглиблювальною системою розробки відповідно на кар'єрних полях витягнутої й округлої форми.

Последние достижения в области управления устойчивостью бортов карьеров позволяют недропользователям при разработке наклонных и крутопадающих, как рудных, так и угольных месторождений, увеличить углы наклона рабочих бортов карьеров. Однако зачастую минимизация объемов вскрышных работ затрудняет выдерживание проектной производственной мощности карьеров. Ведение горных работ в стесненных условиях снижает безопасность эксплуатации горнотранспортного оборудования и обслуживающего их персонала. Отсутствие площадок достаточных размеров ограничивает производство многорядного короткозамедленного взрывания, в результате чего наблюдается превышение выхода негабаритных кусков после производства массовых взрывов, что негативно сказывается на производительности экскаваторов. Эти проблемы усугубляются в условиях продолжающегося экономического кризиса. Уменьшение прибыли предприятий, особенно на действующих карьерах, ограничивают средства на ремонт и обслуживание горнотранспортного оборудования, что снижает коэффициент их технической готовности.

От правильно выбора средств механизации, технологии и организации их применения зависят темпы технологического развития отечественных карьеров, до сих пор отстающие от развитых стран [1]. В Казахстане Группой Kazminerals довольно успешно идет освоение уникальных месторождений меди Бозшаколь и Актогай. В кратчайшие сроки завершается строительство двух мощных карьеров с достижением высокой производственной мощности. Также, как и на передовых карьера мира, уже в проектах их разработки заложена высокая ритмичность производства вскрышных и добычных работ с созданием на площад-

ках обогатительных фабрик достаточных запасов добытой руды. Если в карьерах используют мощные экскаваторно-автомобильные комплексы (ЭАК), то доставка руды до обогатительной фабрики осуществляется конвейерным транспортом.

По сравнению с 3-х летней давностью несколько снизились объемы добычи на действующих железорудных и угольных карьерах. В основном это связано с невыполнением увеличивающихся проектных объемов вскрышных работ. Как правило, в нижней части вскрышной зоны рабочих бортов повсеместно наблюдается сужение рабочих площадок. На многих карьерах из-за экономического кризиса отодвигается инвестирование перехода на циклично-поточную технологию. Поэтому горные работы в этот период приходится вести на крутых бортах, что затрудняет поддержание необходимых размеров действующей части рабочей зоны глубоких карьеров, необходимой для получения запланированного объема добычи полезного ископаемого и безопасной реализации принятого календарного графика горных работ.

Решению многих сложных организационно-технических задач, создания новых способов и приемов ведения горных работ в стесненных условиях в последнее время уделяется много научных трудов. Достаточно проанализировать работы украинских и российских ученых, внесших весомый вклад в решение этих проблем [2-4].

Целью работы является выполнение предпроектных проработок по адаптации промышленно безопасных и экономичных технологий развития рабочих зон вдоль крутых бортов с оптимизацией календарных графиков горных работ на действующих и перспективных карьерах.

Конструкция рабочей зоны вдоль крутых бортов предполагает применение технологий отработки высоких уступов с двух уровней стояния экскаваторов поперечными панелями и с ориентацией фронта работ рабочей зоны перпендикулярно фронту работ уступов крутых бортов [5]. Календарные графики горных работ получены по разработанному алгоритму совместного выполнения горно-геометрического анализа и трансформации его результатов в требуемые усредненные годовые объемы вскрышных работ на заданную производительность по полезному ископаемому [6].

Апробация нового порядка формирования рабочей зоны при углубочной центрально-кольцевой системе разработки с использованием мощных ЭАК. По согласованию с ТОО «Ломоносовское» исследования были выполнены на каркасной модели потенциального Ломоносовского месторождения железных руд. Конструкция рабочей зоны и ее развитие по периметру бортов карьера позволяет оставлять на них только транспортные и предохранительные бермы, что через увеличение их наклона обеспечит на большей части этапов отработки значения текущих коэффициентов вскрыши, близких к среднему. При выборе этих подходов к ведению горных работ на карьерах овальной формы учитывались известные из теории и практики элементы поэтапного развития глубоких карьеров крутыми слоями, развития бортов карьера поперечными и диагональными заходками, отработки вскрышных уступов высокими уступа-

ми на вытянутых карьерных полях, снижающих усредненный эксплуатационный коэффициент вскрыши в основной период разработки крутопадающего месторождения. Доказана возможность отдельной поочередной отработки сближенных крутопадающих рудных залежей Ломоносовского месторождения с максимальной производственной мощностью (16 млн. тонн руды в год).

Рабочая зона первоначально из 1-2-х, а затем 3-х уступов высотой до 30 м перемещается по периметру крутых бортов (рис. 1, 2). При таком развитии рабочей зоны в границах крутых бортов экскаваторы эксплуатируются на широких площадках, равных ширине поперечной панели, уменьшается подвалка откосов нижних уступов после взрывов за счет регулирования направления отбойки при многорядном короткозамедленном взрывании скважинных зарядов.

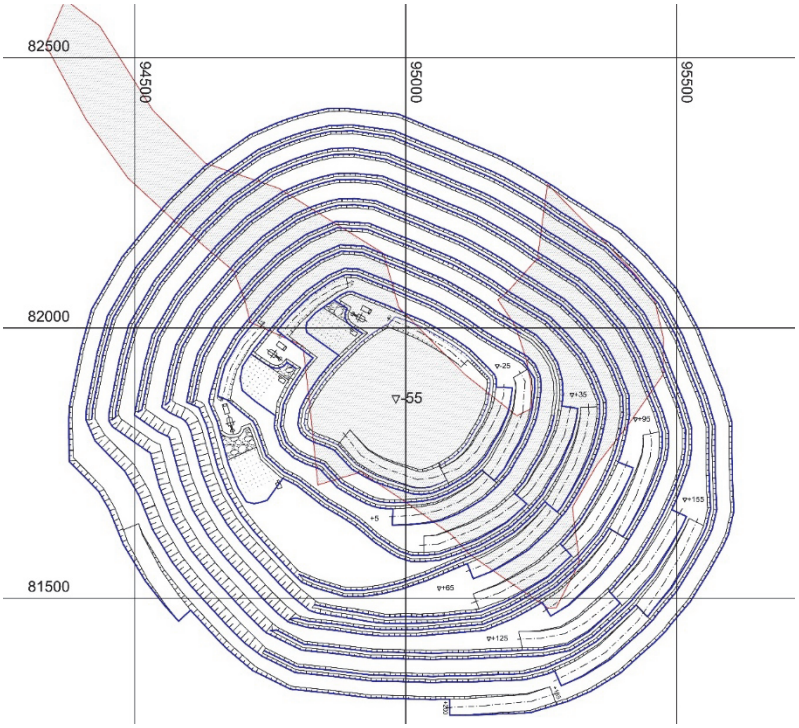


Рис. 1. Контур карьера к моменту освоения производственной мощности на Ломоносовском карьере при отработке экскаваторами верхних частей уступов по новым технологиям

В качестве выемочно-погрузочной машины рассмотрено использование экскаваторов ЭКГ-32Г нового поколения, а для транспортирования руды и вскрышных пород – автосамосвалы БелАЗ грузоподъемностью 190 т. Использование мощных экскаваторов позволит создавать достаточные запасы добытой руды на дробильно-обогатительной фабрике. Тогда действительно нет необходимости соблюдать классические нормативы по вскрытым запасам руды. В каждых вновь приrезаемых технологических слоях (этапах отработки), равных ширине поперечной панели, при их последовательной отработке сверху вниз от дневной поверхности до вновь сооружаемых по дну карьера разрезных котлованов будет вскрываться достаточное количество руды для выполнения годо-

вых программ по выдерживанию проектной производственной мощности по ее добыче при минимальных объемах вскрышных работ (рис. 3).

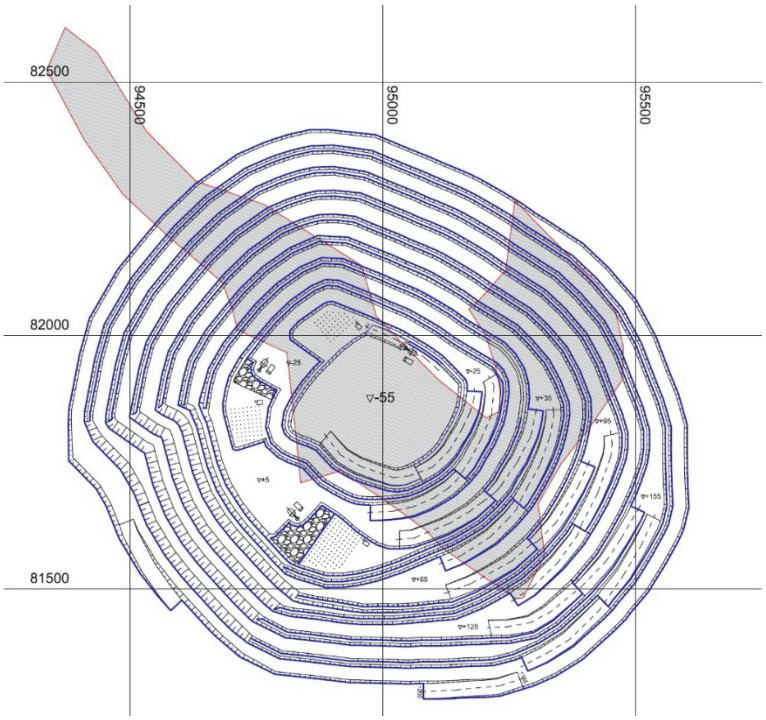


Рис. 2. Контур карьера к моменту освоения производственной мощности на Ломоносовском карьере при отработке экскаваторами нижних частей уступов по новым технологиям

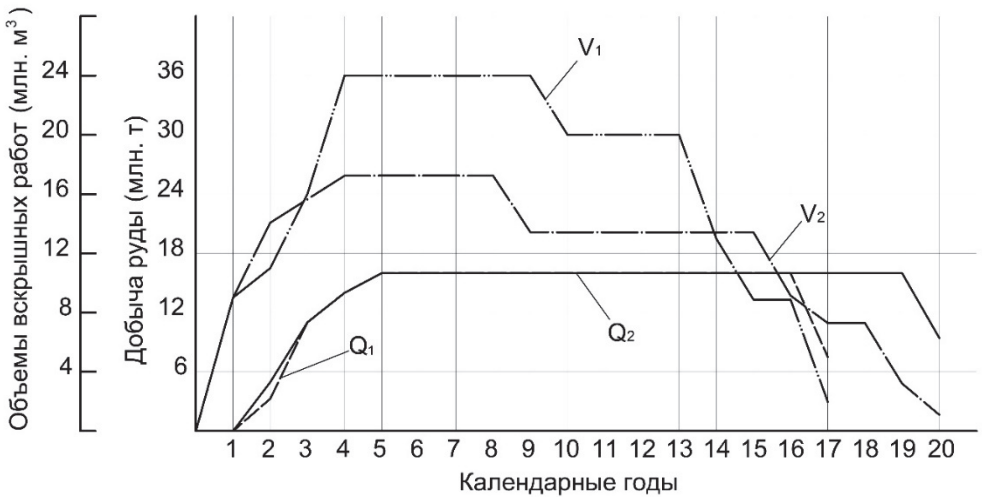


Рис. 3. Календарный график горных работ при отдельной отработке участков Ломоносовского месторождения:

Q_1, Q_2 - производительность по руде соответственно на Северо-Западном и Центральном участках; V_1, V_2 - производительность по вскрыше соответственно на Северо-Западном и Центральном участках

К моменту окончания строительства Ломоносовского карьера по предлагаемой технологии развития рабочих зон можно уменьшить объем горно-строительных работ в 2,5 раза (меньше на 38,3 млн. $м^3$) по сравнению с технологией отработки уступов продольными панелями. Срок строительства карьера уменьшается на 3,8 года (с 6,3 до 2,5 лет). В период освоения производственной мощности объем эксплуатационных вскрышных работ снижается почти в 2 раза (меньше на 98,5 млн. $м^3$). Срок освоения производственной мощности сокращается на 3,3 года (с 7,9 до 4,6 лет). Результаты исследований приняты ТОО «Ломоносовское» для передачи подрядной организации по их использованию при выполнении проекта производства работ после принятия решения по инвестированию разработки потенциального месторождения.

Апробация нового порядка формирования рабочих зон при углубочной однобортовой продольной системе разработки. Отставание вскрышных работ ограничило производственную мощность по углю на угольном карьере «Восточный». На основании выполненных по заданию ТОО «Евразийская группа» исследований ООО «НТЦ-Геотехнологией» установлена возможность увеличения конструктивного угла наклона рабочего борта карьера до $30\text{-}32^0$ при его глубине 260 м с уменьшением только до 28^0 при увеличении глубины до 400 м.

На рисунке 4 приведен поперечный разрез с отработкой нижней части вскрышной зоны высокими уступами (высотой 30 м) с двух уровней стояния экскаваторов поперечными панелями шириной 50 м.

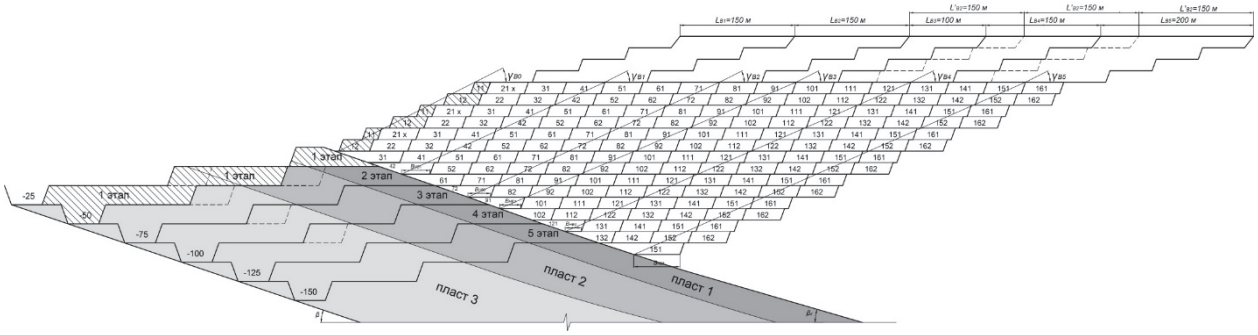


Рис. 4. Очередность отработки поперечных панелей ЭАК в нижней части вскрышной зоны на карьере «Восточный»

Отработка верхних частей уступов ЭАК с сооружением временных вскрывающих выработок на флангах карьерного поля приведена на рисунке 5, а схема перехода на предлагаемую технологию их использования в стесненных условиях крутого борта (рис. 6).

Реализация предлагаемой технологии отработки нижней части вскрышной зоны ЭАК (в верхней вскрышной зоне эксплуатируются экскаваторно-железнодорожные комплексы) осуществляется на основе разработанного алгоритма оптимизации положения рабочего борта по этапам отработки с учетом выдерживания необходимого соотношения низкозольного и высокозольного

угля во вскрываемых его запасах. Он учитывает разную высоту добычных и вскрышных уступов, необходимый минимальный объем вскрышных работ для вскрытия очередных поэтапных запасов угля через установление оптимального значения ширины поперечных панелей и позволяет по условию проходки очередной разрезной траншеи с изменяющейся шириной определить горизонт на контакте «вскрыша-уголь», после которого начинаются вскрышные работы на следующем этапе отработки.

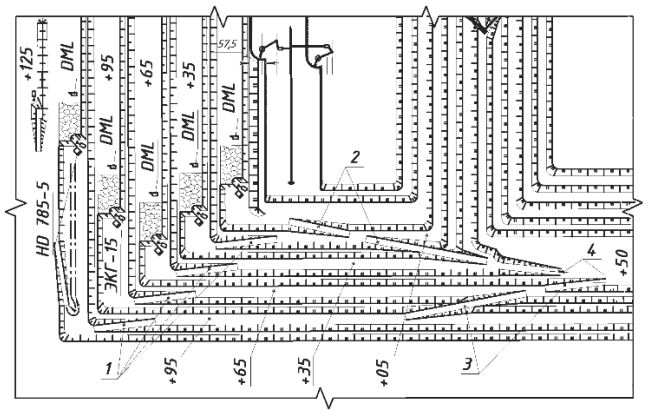


Рис. 5. Схема отработки верхних частей уступов поперечными панелями: 1 – временные автосъезды; 2, 3 – постоянные автосъезды соответственно ниже и выше горизонта размещения дробильно-перегрузочного пункта (ДПП); 4 – направление грузопотоков автовскрыши к ДПП

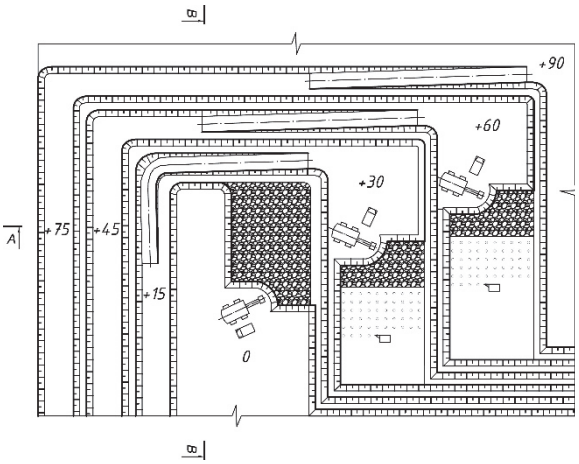


Рис. 6. Завершение проходки ниши для перехода на предлагаемую технологию использования ЭАК

Апробация предложенного метода оптимизации положения рабочего борта показывает, что по предлагаемой схеме развития вскрышной зоны объем вскрышных работ с глубины карьера 250 до 350 м по сравнению с проектной схемой меньше на 97 млн. м^3, при этом значение среднеэксплуатационного коэффициента вскрыши снижается с 2,4 до 1,75 м^3/т (на 27,1%). Предлагаемый порядок развития нижней части вскрышной зоны позволил приблизить изменение значений текущего коэффициента к среднеэксплуатационному – максимальное расхождение не превышает 6,4%.

Апробация нового порядка формирования рабочих зон при углубочной двухбортовой продольной системе разработки. Исследования выполнены по согласованию с ТОО «Ангренсор-Энерго». Угольный карьер «Экибастузский» производит отработку крутопадающей части мульды одноименного месторождения по двухбортовой системе разработки. Поэтому одновременно вскрываются все угольные пласты данного месторождения – низкозольные 1, 2 и высокозольный 3. В центральной части глубина карьера достигла 140 м. Пер-

спективы эффективной дальнейшей его эксплуатации будут связаны с уменьшением текущих объемов вскрышных работ. Углы наклона крутых бортов не должны превышать предельно-допустимых по условию их устойчивости. Устойчивые углы наклона его продольных бортов при коэффициенте запаса устойчивости n = 1,5 равны $29{,}5^0$ при глубине карьера 150 м и 25^0 при глубине карьера 200 м и более.

Последовательность реализации рекомендуемых технологий горных работ в условиях карьера «Экибастузский» следующая. Вскрышные работы в верхней части и, частично, в средней части вскрышной зоны приостанавливаются. Они производятся в основном только в нижней части вскрышной зоны (рис. 7-9).

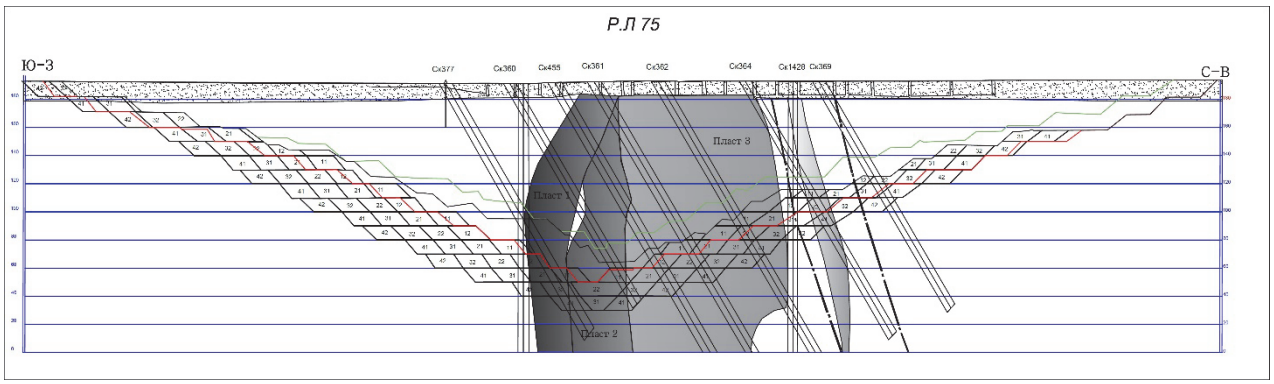


Рис. 7. Отстройка поперечных панелей на примере разведочной линии 75

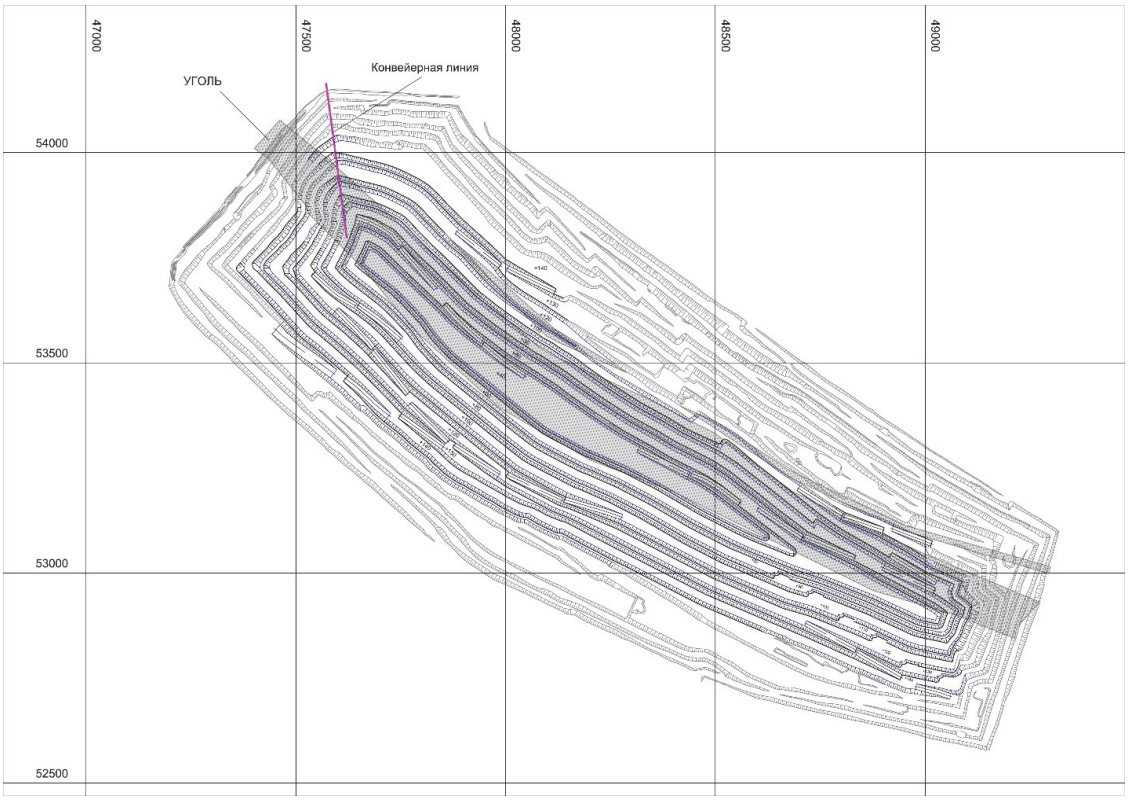


Рис. 8. Начало перехода на новый порядок развития рабочих зон на карьере «Экибастузский»

Первоначально необходимо перейти на отработку высоких уступов поперечными панелями с двух уровней стояния экскаватора. После этого появляются условия для выделения рабочих зон относительно крутых продольных рабочих бортов. В этом случае фронт работ уступов рабочих зон будет расположен перпендикулярно фронту работ уступов рабочих бортов. Схема отработки уступов высотой 20-24 м поперечными панелями с использованием экскаваторов с рабочим органом обратной и прямой мехлопаты приведена на рисунке 9. При этом на отработке верхней части уступов используются гидравлические экскаваторы с рабочим органом обратной мехлопаты, а на нижней его части – карьерные экскаваторы с рабочим органом прямой мехлопаты.

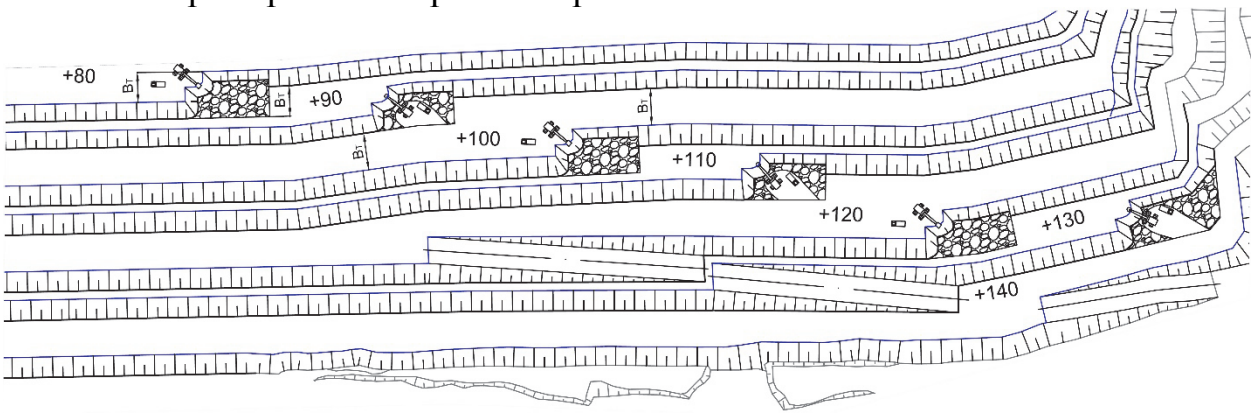


Рис. 9. Схема отработки уступов высотой 20-24 м поперечными панелями с использованием экскаваторов с рабочим органом обратной и прямой мехлопаты

В период реконструкции горнотранспортной системы на карьере «Экибастузский» переход на предлагаемую технологию развития рабочих зон в границах крепких коренных пород и угля по сравнению с проектом позволит уменьшить требуемые объемы вскрышных работ в период 2016-2018 годы на 14,28 млн. м^3 (31,3%).

Выводы: На базе действующих и перспективных карьеров Казахстана при выполнении предпроектных проработок доказана техническая возможность и экономическая целесообразность перехода на отработку высоких уступов поперечными панелями с двух уровней стояния экскаваторов при ориентации фронта работ уступов рабочей зоны перпендикулярно фронту работ уступов крутых бортов. Установлено, что при использовании мощных экскаваторно-автомобильных комплексов достигается последовательное ритмичное производство вскрышных и добычных работ в каждом последующем прирезаемом технологическом этапе отработки с экономичным календарным графиком отработки месторождений.

При отдельной отработке высоких уступов поперечными панелями с двух уровней стояния экскаваторов с сооружением вскрывающих выработок на флангах вытянутых карьерных полей с однобортовой углубочной системой разработки достигается максимальная производственная мощность карьеров. Однако угол наклона вскрышной зоны в границах работы ЭАК ограничивается параметрами отрабатываемых панелей и намного меньше устойчивого угла на-

клона борта карьера. Для независимого производства горных работ между смежными уступами они отстоят друг от друга на ширину панелей. При выделении рабочей зоны от плоскости рабочего борта угол наклона последнего может достигать устойчивого угла его наклона. В этом случае рабочая зона как бы скользит вдоль крутого рабочего борта. Увеличение угла наклона рабочего борта достигается при оставлении между уступами только транспортных берм с сооружением в определенных местах скользящих съездов для технологического автотранспорта. Между частями высокого уступа оставляют предохранительные бермы.

Наибольшего значения конструктивный угол наклона рабочего борта достигает при ширине панелей, равных ширине транспортных берм. Однако в этом случае ограничиваются вскрываемые запасы полезного ископаемого. В основном минимальная ширина панелей применяется при отработке вытянутых карьерных полей по двухбортовой углубочной системе разработки с небольшой горизонтальной мощностью залежи полезного ископаемого и на месторождениях округлой формы с ограниченными размерами в плане при малой производственной мощности. При этом используются ЭАК с относительно небольшой производительностью, что предопределяет замену традиционных автосамосвалов на шарнирно-сочлененные автосамосвалы грузоподъемностью до 50 т, при которых достигается увеличение продольного угла наклона съездов на крутом борту до 15-18 градусов (больше в 3,3-4 раза). Следует учесть, что предлагаемую конструкцию развития рабочих зон вдоль крутых бортов можно безопасно применять только в коренных крепких породах, а наносы отрабатывать невысокими уступами с оставлением между ними рабочих площадок.

Перечень ссылок

1. Соколовский А.В. Методология проектирования технологического развития действующих карьеров: Дисс. докт. техн. наук. – Челябинск, 2009. – 332 с.
2. Dryzhenko A., Shustov A, Adamchuk A. Prospects for future mining of steep iron-ore deposits in the context of Kryvbas / Metallurgical and Mining Industry. – 2016. – №10. – pp. 46 – 52.
3. Гавришев С.Е., Колонюк А.А., Бурмистров К.В. Особенности конструирования и расконсервации временно нерабочих бортов // Журнал «Горный информационно-аналитический бюллетень». - М.: Изд-во Горная книга, 2007. - № 2. - С. 272-275.
4. Синьчковский В.Н., Вокин В.Н., Теняшников В.А. Формирование рабочей зоны карьеров с учетом расконсервации временно нерабочих бортов // Научно-технический журнал «Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва: МГГУ, 2006. - № 3. – С. 306-307.
5. Moldabayev S., Aben E. New technologii production mining on a steep board deep pits // International Journal of Applied Engineering Research: Research India Publications, 2016. – No. 22. – pp. 10458-10464.
6. Молдабаев С.К., Абен Е., Бабец Е.В. Оптимизация положения нижней части вскрышной зоны карьера при новом развитии горных работ // Металлургическая и горнорудная промышленность. – Днепр: ИГТМ АНУ, 2016. - № 6. – С. 70-78.

ABSTRACT

Purpose. Conduction of pre-project studies on adaptation of industrially safe and economic technologies of working zone development along steep pit edges with optimization of calendar schedule of mining operations on active and perspective mines.

Methods of research is adaptation of new mining technologies to actual state of mining operations for active mines and in conjunction with digital model of a mineral occurrence for a mine being constructed. Usage of implementation methodology of technologies being studied during comparison with calendar schedule of mining.

Findings. New design of working zone along steep pit edges for extended and round open-pit fields on a base of active mines and mines being constructed were tested. Technology of mining high pit banks from two positions of excavator's location by cross panels and technology of mining with orientation of operation front of working zone perpendicular to operation front of steep pit edges are reviewed during formation of a working zone along steep pit edges. Optimization of working zone development along steep pit edges allows decreasing significantly current volume of stripping ratio, wherein average stripping ratio could be reduced by 20-30%.

The originality is in mining high pit banks from two positions of excavator's location with construction of temporary stripping workings on sides of extended open-pit fields and possibility of forming operation front of working zone perpendicular to operation front of steep pit edges.
Practical implications. Transition to conducting mining operations on steep pit edges allows excluding formation of temporary non-working pit edges during phased mining of steeply dipping mineral occurrences.

Keywords: open-pit mining, steeply dipping and inclined mineral occurrences, steep pit edges, working zone, excavator-automobile complexes, mining operations regime.

УДК 622.271

© В.В. Панченко, А.В. Романенко

АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ И ПРИОРИТЕТНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УКРАИНЫ

© V. Panchenko, A. Romanenko

STATE ANALYSIS AND PRIORITY DIRECTIONS TO IMPROVING THE EFFICIENCY OF THE UKRAINE OPEN PIT IRON ORE DEPOSITS

Приведена краткая характеристика мирового рынка железорудного сырья. Выполнен анализ состояния железорудной отрасли Украины, в т.ч. анализ динамики проектной мощности и фактического производства сырой руды по железорудным комбинатам. По результатам

анализа сделан вывод о приоритетности повышения эффективности проектирования и планирования горных работ.

Наведена стисла характеристика світового ринку залізорудної сировини. Виконаний аналіз стану залізорудної галузі України, в т.ч. аналіз динаміки проектної потужності й фактичного виробництва сирої руди на залізорудних комбінатах. За результатами аналізу виконаний висновок щодо пріоритетності підвищення ефективності проектування й планування гірничих робіт.

1. Краткая характеристика мирового рынка железорудного сырья

Мировые годовые объемы добычи железной руды соответствуют динамике развития мировой экономики с ее спадами и взлетами, но в целом железорудная промышленность мира развивается достаточно стабильно (рис. 1). Общее производство товарной железной руды превысило 3 млрд. т / год, увеличившись по сравнению с1999 годом больше, чем в 3 раза [1, 2, 3, 4]. Такой тренд подтвердил прогнозы повышения мирового уровня производства железорудного сырья, отмеченные в [5].

В аспекте краткосрочного текущего анализа следует отметить снижение мировой добычи железной руды с 3,42 млрд. т (2014 г.) до 3,32 млрд. т (2015 г.). Эта тенденция сохраняется и в 2016 г. Пока неясно, что это: обычные (высокочастотные) колебания рынка или более существенное (низкочастотное) падение, вызванное снижением цен на железорудный концентрат и окатыши.

Разработка железорудных месторождений ведется более чем в 50 странах мира. При этом около 90 % мировой добычи железной руды сосредоточено в десяти странах, в т.ч. – и в Украине, для которой железорудное сырье и чёрные металлы являются одним из основных экспортных товаров. В целом экспортируется от 40 до 50 % мировой добычи железной руды.

Самыми большими экспортёрами товарной железорудной продукции являются Австралия, Бразилия, Южная Африка, Украина, Канада, и Швеция (рис. 2) [6]. За последние 15 лет Украина – экспортер переместилась с 5-го места (по суммарному с Россией объему) [2, 5] на 4-е место в мире по своим запасам.

В аспекте краткосрочного текущего анализа здесь также следует отметить, что в 2015 году мировой экспорт железной руды снизился в течение пятилетнего периода, начиная с 2011 года в среднем на 53,7%, а с 2014 г. по 2015 г. – на 40,3% [6].

Распределение запасов железной руды между странами мира представлено на рис. 3.

Мировые запасы железных руд составляют около190 млрд. т, в которых содержится не менее 85 млрд. т железа. Расположение железорудных месторождений на планете неравномерное. Австралия и Бразилия существенно нарастили запасы и владеют почти 42 % мировых запасов железной руды (рис. 3). Украина занимает 7-е место, как по запасам железной руды, так и по запасам железа[4].

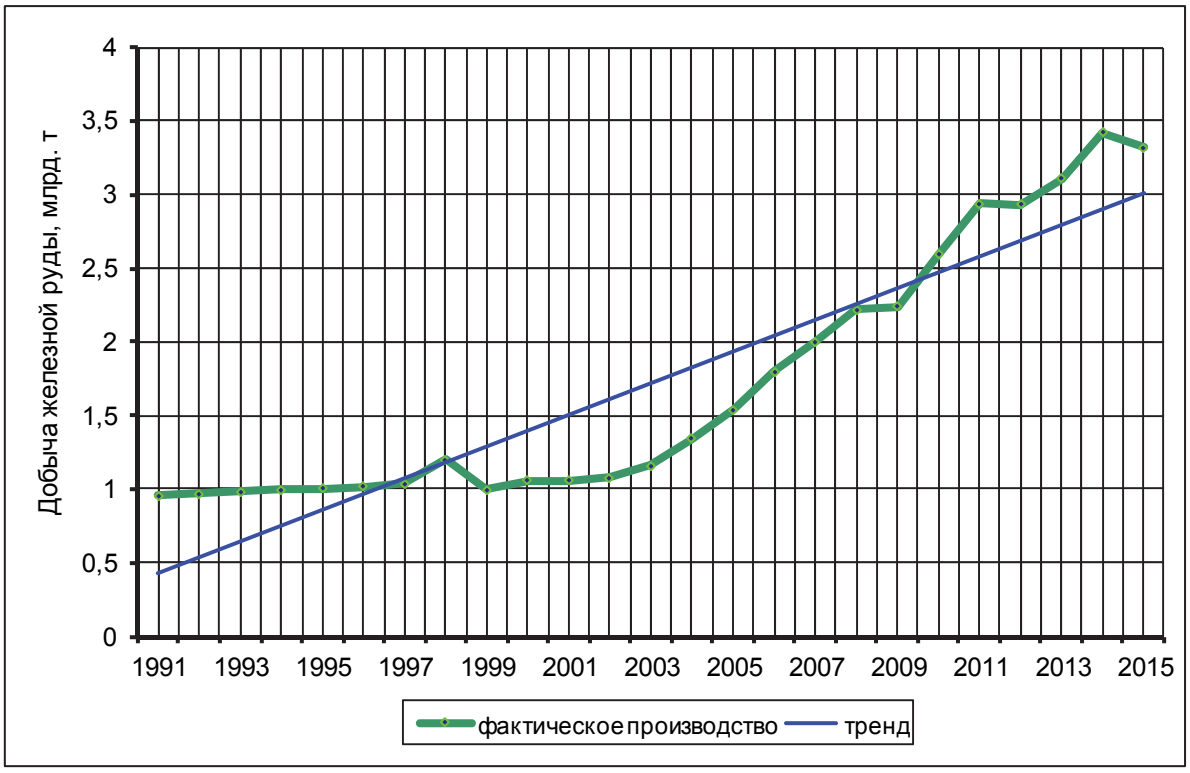


Рис. 1. Динамика мировой добычи железной руды

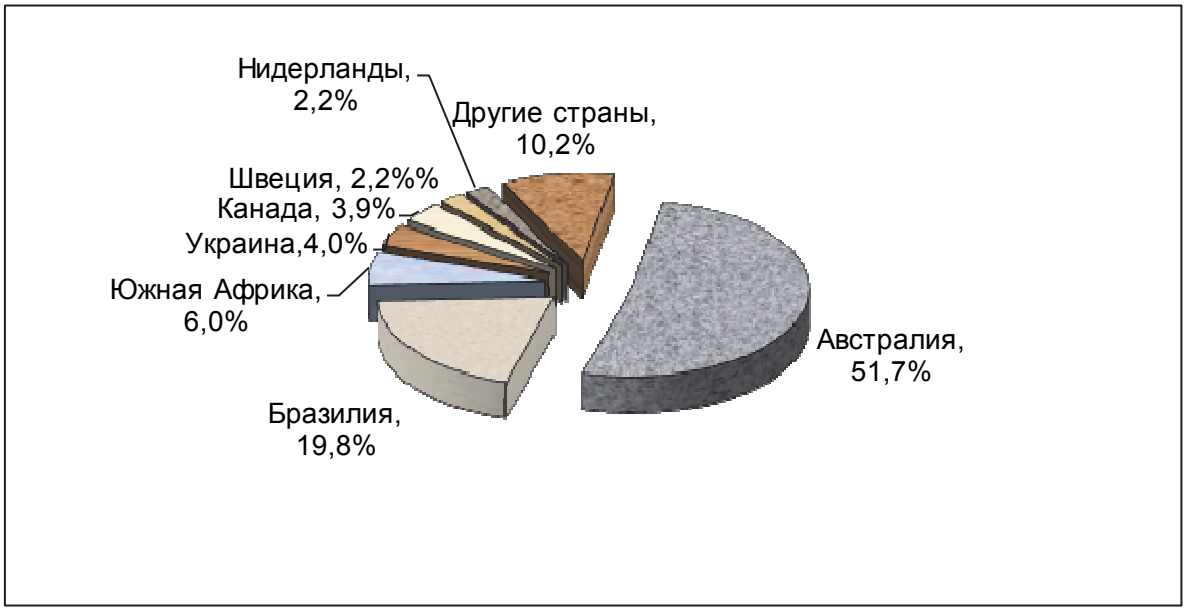


Рис. 2. Распределение экспорта товарной железорудной продукции между странами мира

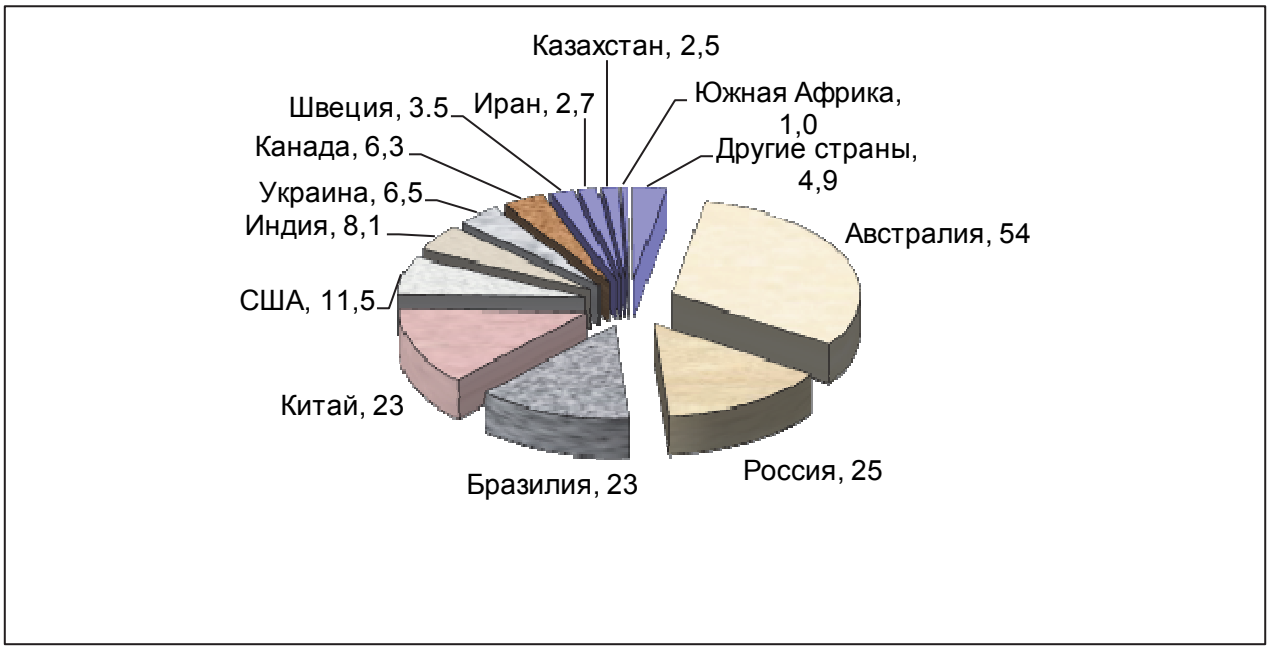


Рис. 3. Распределение запасов железной руды между странами мира, млрд. т

К сожалению, качество железорудной продукции предприятий Украины уступает зарубежному по содержанию железа и вредных примесей $Si0_2$, Al_2O_3 (рис. 4) [7]. Это объясняется, в первую очередь, низким качеством добываемой руды.

Характерные особенности тенденций последнего десятилетия в горно-металлургическом комплекса мира остались практически те же, что и прежде [8]:

- усиление конкурентной борьбы;
- глобализация производства и капитала путем слияния и поглощения;
- глобализация рынков сбыта;
- снижение себестоимости продукции, благодаря концентрации производства и внедрению новейших достижений науки и техники.

2. Анализ состояния железорудной отрасли Украины

Всего в Украине насчитывается 56 месторождений железных руд, в т.ч. 25 больших месторождений, 14 – средних и 17 – малых (большие месторождения – запасы категорий А+В+С1 больше 300000 тыс. т; средние - от 125000 до 300000 тыс. т; малые – до 125000 тыс. т). Суммарные запасы железных руд категорий А+В всех месторождений по данным Государственной службы геологии и недр Украины на 01.01.2014 г. составляют 5,9 млрд. т, а категорий А+В+С1 – 22,0 млрд. т.

Немного более половины разведанных запасов железных руд Украины категорий А+В+С1 сосредоточены в Криворожском бассейне (около 11,8 млрд. т), существенные запасы разведаны в Кременчугском (6,2 млрд. т) и Запорожском (2,5 млрд. т) железорудных районах.

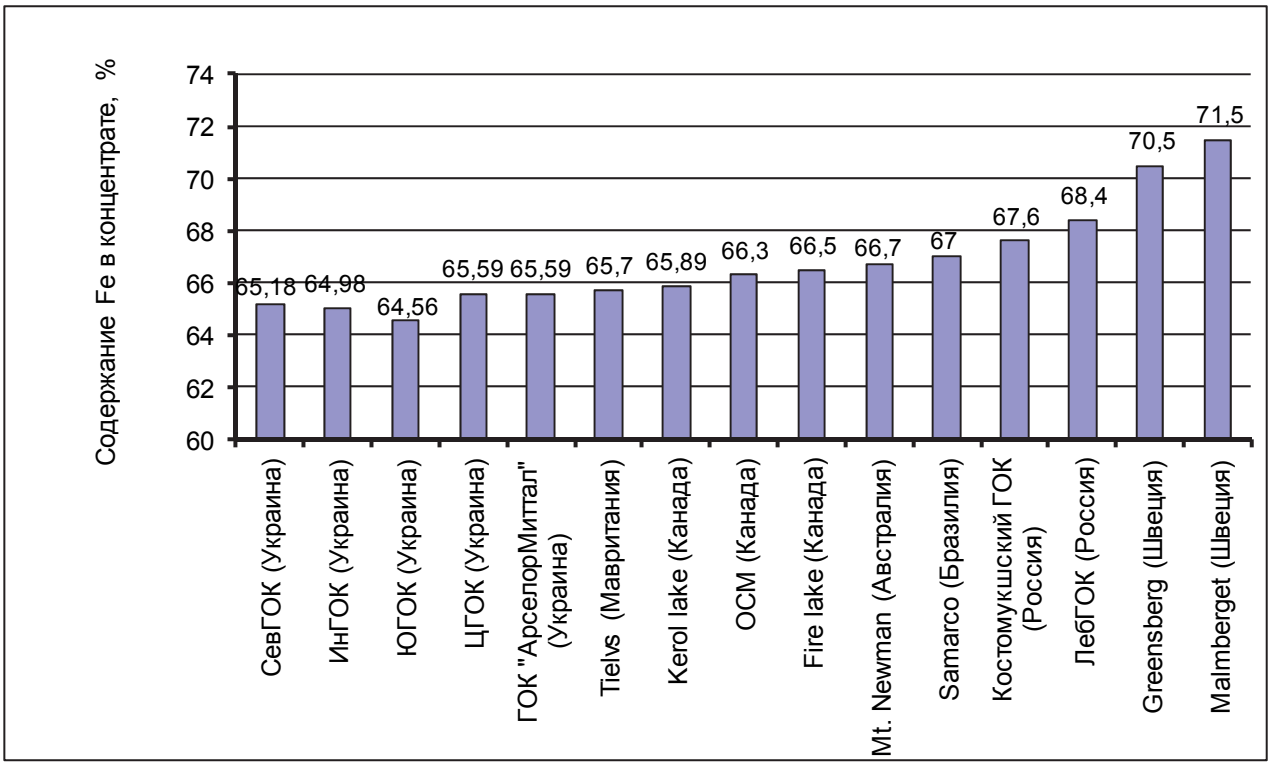


Рис 4. Качество железорудного концентрата предприятий-производителей Украины и мира

Железные руды Украины представлены, в основном, тремя геолого-промышленными типами: богатыми магнетит-гематито-мартитовыми рудами, железистыми кварцитами и бурыми железняками.

Богатые руды используются без обогащения. Магнетитовые и кумингтонито-магнетитовые кварциты и бурые железняки Кривбасса обогащаются сравнительно простыми методами – промывкой и магнитной сепарацией. Окисленные кварциты и бурые табачные железняки являются труднообогатимыми и требуют обжиг-магнитного или гравитационно-флотационного методов обогащения.

Богатые руды выделяются среди залежей железистых кварцитов и имеют мощность от 10 до 60 м, изредка – до 100 м. Содержание оксидов железа составляет от 46 до 70%, фосфора и серы – от 0,01 до 0,03%. Магнетитовые и окисленные железистые кварциты имеют мощность до 100-200 м, изредка – до 500 м. Содержание оксидов железа в руде составляет от 14 до 46%, фосфора – 0,03-0,16%, серы – 0,02-0,24%. В настоящее время в эксплуатацию вовлечено более половины (~ 51%) всех разведанных запасов Украины категорий А+В+С1. Часть запасов железных руд подготавливается к промышленному освоению, значительная часть запасов являются резервными и в ближайшее время к освоению не предусматриваются.

В Кривбассе добычу богатых руд и магнетитовых кварцитов шахтным способом проводят ПАО Криворожский железорудный комбинат", шахтоуправление подземной добычи руды, ПАО "АрселорМіттал Кривий Ріг" и ПАО "ЄВРАЗ СУХА БАЛКА". Ингулецкий, Южный, Северный горно-

обогатительные комбинаты и ПАО “АрселорМіттал Кривий Ріг” добывают магнетитовые и окисленные кварциты открытым способом, а Центральный ГЗК – открытым и подземным способами. Кроме того, добычу магнетитовых кварцитов открытым способом выполняют также Полтавский и Еристовский горно-обогатительные комбинаты (Кременчуцкий железорудный район), и добычу богатых руд подземным способом – Запорожский ЖРК (Белозерский железорудный район) [9].

Следует также отметить, что с начала 70-х годов и по настоящее время в Украине открытый способ разработки по суммарным объемам добычи является основным [7, 8, 10 - 13] (рис. 5, 6).

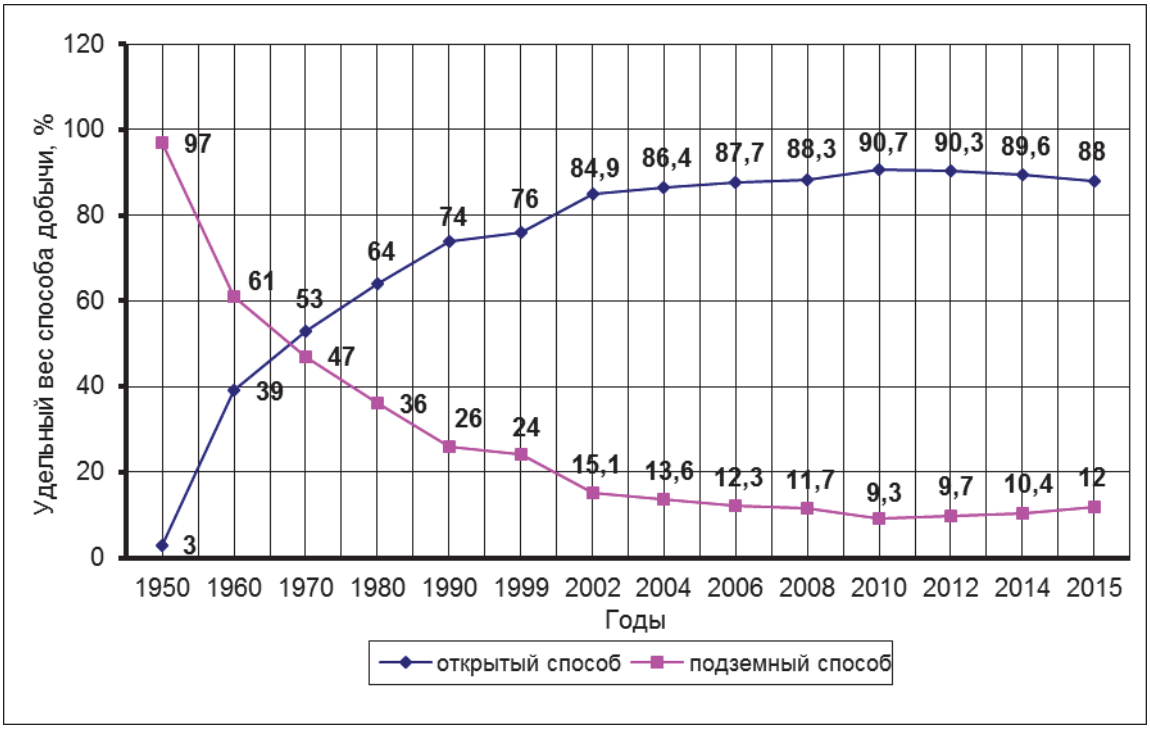


Рис. 5. Удельный вес добычи железной руды по способам разработки

При сохранении добычи в достигнутых пределах (рис. 6) имеющиеся запасы железных руд (табл. 1) позволяют обеспечить работу горно-обогатительных комбинатов на реальную перспективу [7].

Как уже отмечалось, особенностью железорудной минерально-сырьевой базы Украины является более низкое качество и более тяжелые условия разработки (в связи с существенной глубиной карьеров) по сравнению с аналогами в других странах.

Тем не менее, как видно из рис. 7, начиная с 1995 года, имеет место устойчивая тенденция к повышению среднего по всем комбинатам качества железорудного концентрата, выпускаемого в Украине. При этом качество добываемых железистых кварцитов и содержание вредных примесей в них не улучшилось, а повышение качества концентрата и окатышей обуславливается улучшением технологии их производства. В целом, отставание от передовых зарубежных

предприятий сохранилось, хотя для отдельных комбинатов и сократилось [7, 10 – 13, 14, 15].

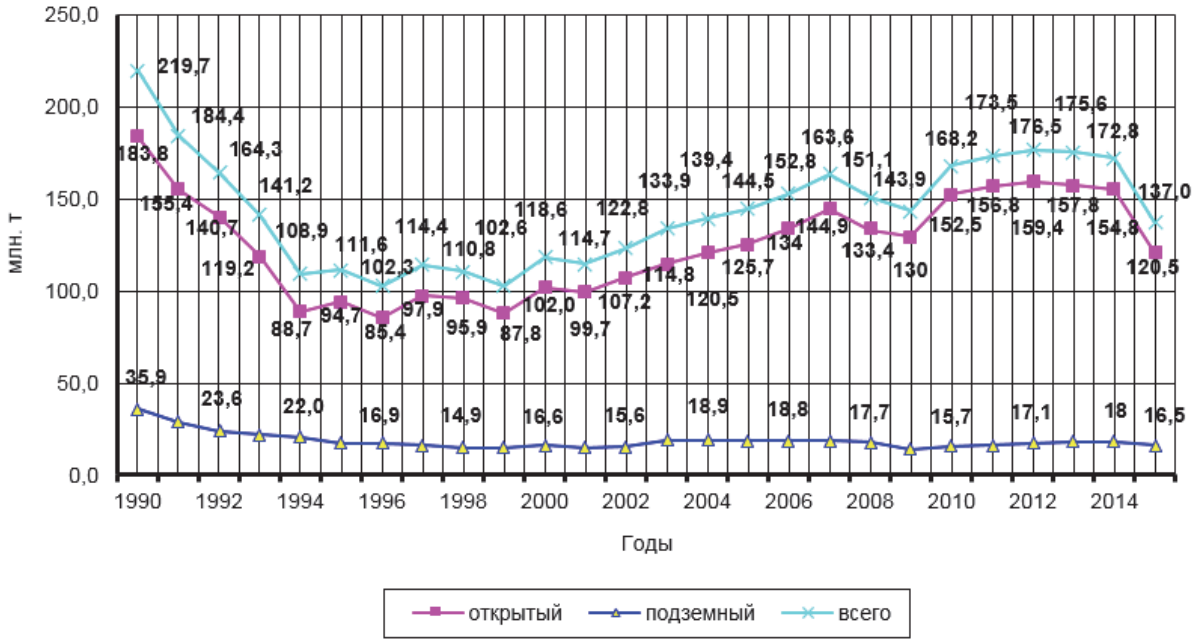


Рис. 6. Объемы добычи сырой железной руды по способам разработки

Динамика проектной мощности и фактического производства сырой руды по железорудным комбинатам показана на рис. 8 (ПАО "Ингулецкий ГОК" и ОАО "Полтавский ГОК"), на рис. 9 (ОАО "ЮГОК" и ГОК ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог”) и на рис. 10 (ПАО "ЦГОК" и ПАО "СевГОК") [7, 10 – 13, 14, 15].

Характерной особенностью представленной динамики является уменьшение расхождения между проектной мощностью и объемами фактического производства с течением времени. На наш взгляд, это результат усиления влияния рынка и конкуренции, которые вынуждают предприятия адаптировать проектные решения путем корректировки действующих проектов или разработки новых с целью уменьшения экономических потерь и повышения эффективности технологических решений.

Второй характерной особенностью является наличие в последние 10-15 лет периодов в работе предприятий, когда объемы фактического производства превышали проектную мощность, что свидетельствует о не устраненных пока еще недостатках организации и технологии проектирования: проектирование не успевает за рыночной реальностью.

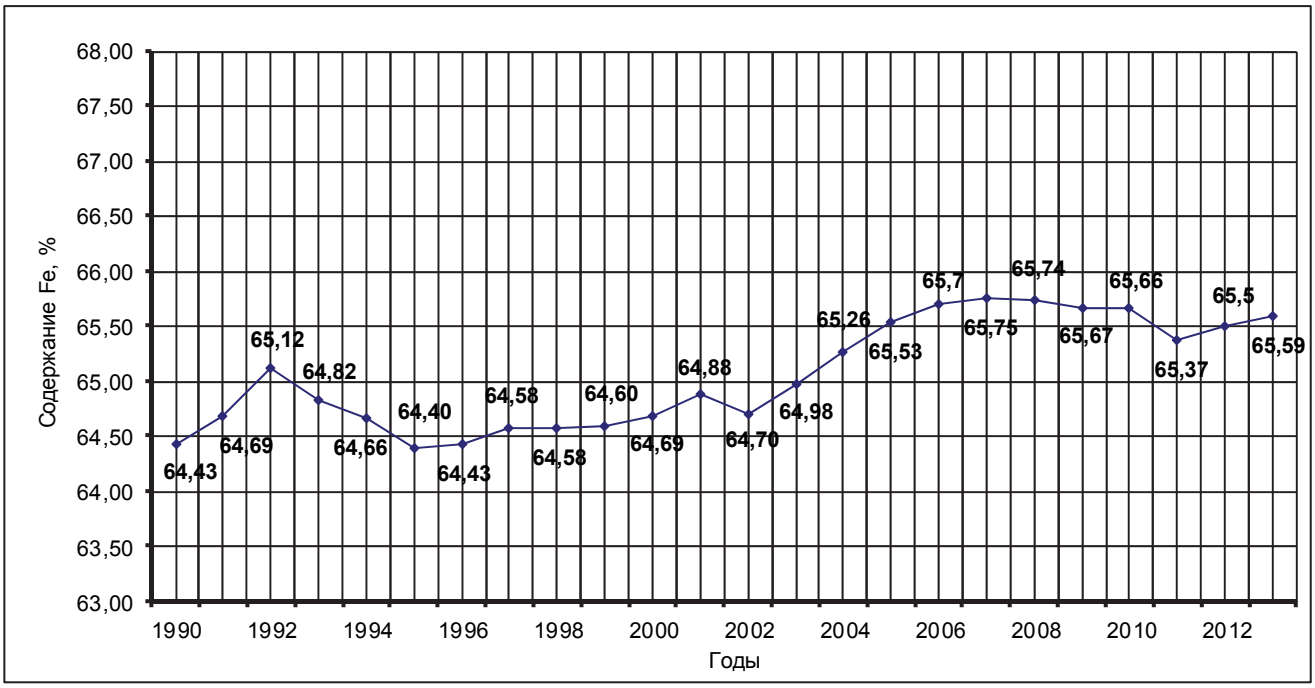


Рис. 7. Среднее содержание железа в концентрате горно-обогатительных комбинатов Украины

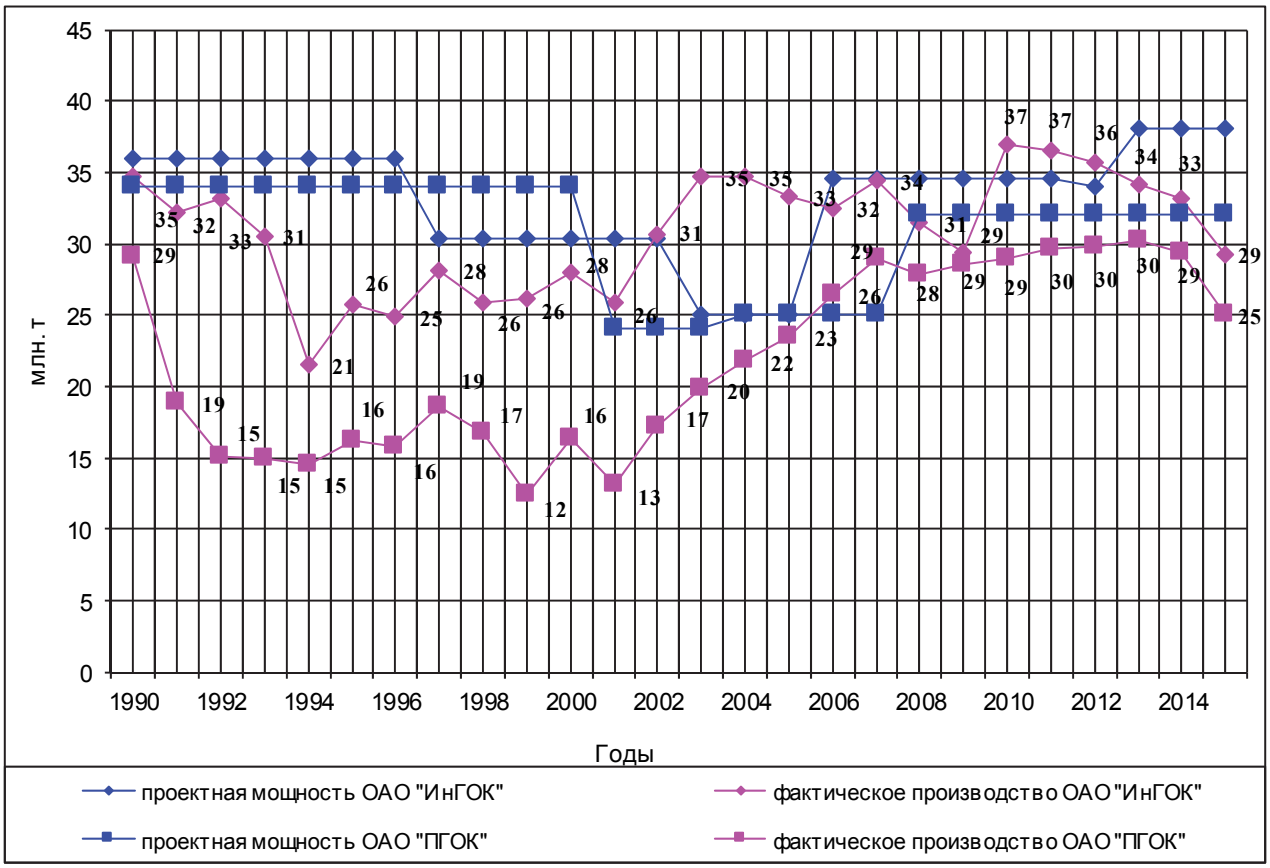


Рис. 8. Динамика проектной мощности и фактического производства сырой руды ПАО "Ингулецкий ГОК" и ОАО "Полтавский ГОК"

Таблиця 1

Состояние запасов на карьерах железорудных комбинатов Украины на 01.01.2013, млн.т.

Запасы	ГОК ПАО "Арселор-Миттал Кривой Рог"		ПАО "Сев ГОК"		ПАО "ИнГОК"	ПАО "ЦГОК"			ОАО "ЮГОК"	ОАО "ПГОК"	ООО "Еристов-ский ГОК"
	карьеры		карьеры			карьеры					
	№2-бис	№3	Перво-майский	Аннов-ский		№1	№3	№4			
Балансовые (А+В+С1)	265,619	1126,037	858,345**	870,837**	1956,064	197,078	206,902	157,202	1045,040	1419,024	821,020
Балансовые в про-ектных контурах	236,625	750,084	501,458	372,819	972,060	15,912	214,463	152,472	1045,040	1230,898	
Обеспеченность запасами, годы	29	27*	28	50	33	39	34	157	35,7	46,29	29,32
Вскрытые	29,593	30,503	5,74	1,42	4,42	3,240	2,400	0,900	22,8	179,294	2,340
Подготовленные	5,795	11,577	3,15	0,51	0,52	1,570	1,500	0,500	0,9	20,767	2,104
Готовые к выемке	1,556	2,792	0,13	0,16	0,15	0,926	0,770	0,160	0,2	4,471	1,686
Обеспеченность готовыми к выемке запасами, мес.	1,8	2,0								1,8	
- норматив	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,2	1,5	1,8	2,0
- фактически	1,8	2,0	1,59	1,88	1,8	1,8	1,5	1,2	2,7	1,8	2,5

* - Снижение обеспеченности запасами в годах с 73 2011 г. до 27 в 2012 г. связано с переоценкой балансовых запасов Валявкинского месторождения железистых кварцитов ГКЗ

** - Балансовые (В+С1)

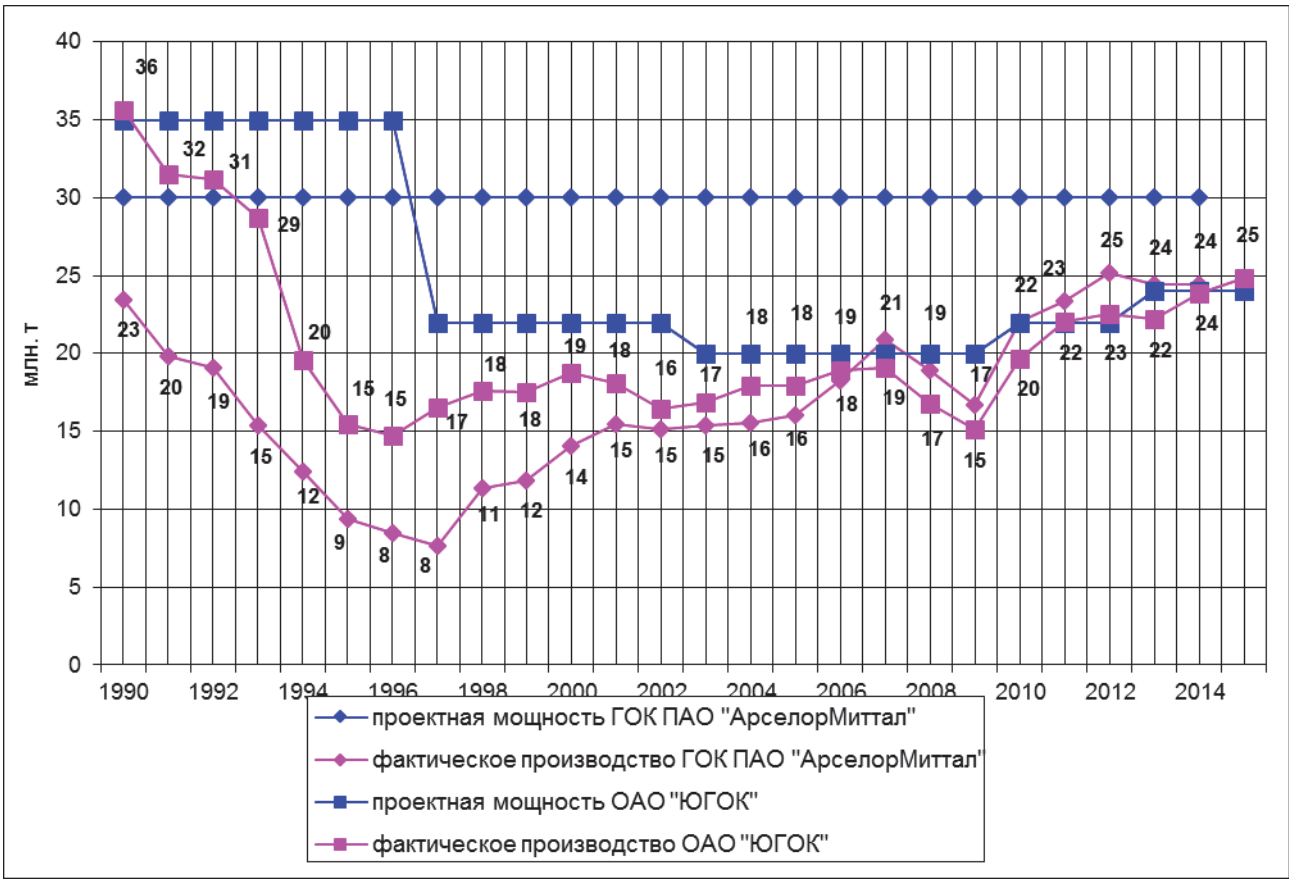


Рис. 9. Динамика проектной мощности и фактического производства сырой руды ОАО "ЮГОК" и ГОК ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог”

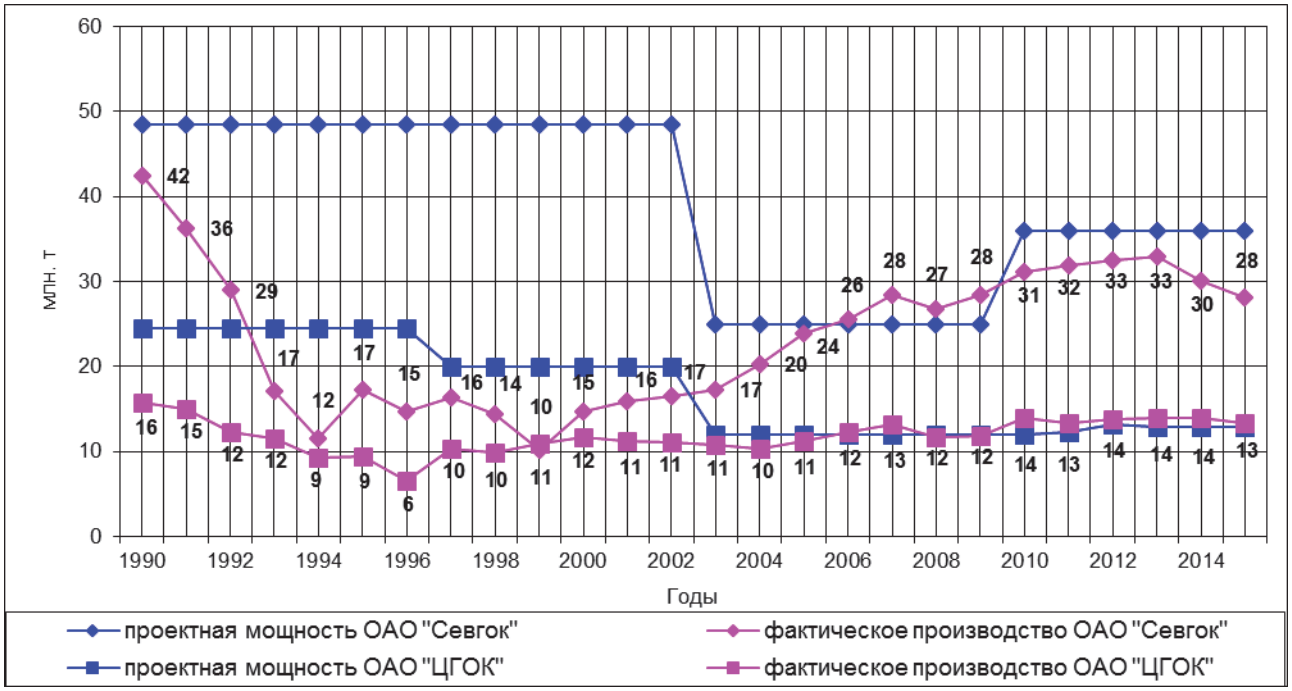


Рис. 10. Динамика проектной мощности и фактического производства сырой руды ПАО "ЦГОК" и ПАО "СевГОК"

Третья характерная особенность динамики проектной мощности и фактического производства сырой руды на горно-обогатительных комбинатах Украины заключается в снижении объемов добычи руды в последние два-три года (за исключением ЮГОКа). Это снижение “синхронизировано” с отмеченным выше уменьшением мировых объемов добычи (рис.1) и мировых объемов экспорта железорудного сырья, что свидетельствует, скорее, о глобальном, нежели о локальном изменении мирового рынка железорудного сырья в данный период.

Обобщая изложенный выше краткий анализ современного состояния отрасли, как и десять лет назад, можно подтвердить сделанные тогда выводы [5]:

- наличие мировых запасов железорудного сырья позволяет Украине обеспечивать сырьем не только отечественную металлургию, но и осуществлять экспорт, занимать одно из ведущих мест в мире среди стран производителей железорудного сырья;

- Украина располагает мощным производственным потенциалом железорудной отрасли, имеющим возможность конкурировать на мировом рынке железорудного сырья, учитывая выгодное географическое положение предприятий Украины.

3. Приоритетные направления повышения эффективности открытой разработки железорудных месторождений Украины.

Необходимость повышения эффективности открытой разработки железорудного месторождения обуславливается необходимостью поддержания приемлемой конкурентоспособности горно-обогатительного комбината. Учитывая динамизм рынка минерального сырья, такое повышение должно выполняться периодически в ответ на изменения внешних, ценовых и неценовых, факторов рынка, а также внутренних факторов (например, изменение кондиций на добываемые руды). По сути, речь идет об устранении несоответствия между желаемым и действительным уровнями конкурентоспособности горно-обогатительных комбинатов, т.е. - о решении проблемы повышения эффективности производства.

Сложность указанной проблемы и, по сути, непрерывный характер ее решения приводит в практике к эмпирическому формированию множества подлежащих решению частных проблем повышения эффективности функционирования предприятия для различных сфер его деятельности (внешних и внутренних) на разных организационно-структурных уровнях. На уровне комбината к основным частным проблемам повышения эффективности его производства можно отнести:

- проблему развития развитие сырьевой базы предприятия;
- проблему управления (поддержания) его производственной мощностью;
- проблему совершенствования инновационно-инвестиционной политики;
- проблему охраны окружающей среды и экологизации производства;
- проблему повышения эффективности технологий добычи и последующего передела руд.

Несомненно, каждая из перечисленных выше проблем для своего решения требуют соответствующего научно-методического обеспечения. Однако следует отметить особую актуальность последней из них, поскольку речь идет о технологиях, реализующих основные технологические процессы железорудного горно-обогатительного комбината.

Эту проблему тоже можно разделить на ее составляющие, в частности, что касается технологии добычи руд, это будут:

- проблема разработки принципиально новых или совершенствования применяемых технологий открытой разработки и карьерного оборудования;
- проблема их проектирования в условиях изменчивого рынка железорудного сырья;
- проблема управления открытой разработкой месторождения в условиях изменчивого рынка железорудного сырья.

В реальной перспективе радикального изменения технологий открытой разработки, т.е. создание новых, не предвидится. Аналогичное утверждение справедливо и в отношении карьерного оборудования. Поэтому в ближайшем будущем, как в настоящем времени, будут происходить эволюционные изменения параметров карьерного оборудования и соответствующих им параметров технологии. Несомненно, что в этом случае происходит и будет происходить повышение эффективности открытой разработки, но эволюционное.

Проблема проектирования открытой разработки месторождений заключается в несоответствии традиционной технологии проектирования временным требованиям рынка (см. первые две особенности динамики проектной мощности), а также в несоответствии эффективности традиционной методологии проектирования требованиям к обеспечению приемлемой конкурентоспособности комбината. Эта проблема уже частично решается путем применения принципиального нового инструментария проектирования – геоинформационных систем, в частности, в ГП “ГПИ “Кривбасспроект” [16]. Однако новая методология проектирования, соответствующая возможностям нового инструментария, пока не создана, хотя научные разработки уже ведутся, например [17]. Поэтому решение основных проектных задач (определение оптимальной динамики производственной мощности карьера, выбор системы разработки и определение ее параметров, выбор схемы вскрытия и определение ее параметров, выбор оборудования, календарное планирование горных работ) пока выполняется традиционными методами. Тем не менее, принципиально новый инструментарий создал возможности для создания принципиально новой, системной и динамичной методологии и технологии проектирования открытой разработки месторождений, что обеспечит решение проблемы проектирования не эволюционно, а на качественно новом уровне.

Аналогичная ситуация с решением проблемы управления открытой разработкой месторождения в условиях изменчивого рынка железорудного сырья. Кроме того, появляется возможность на уровне годового планирования реализовывать стратегическое планирование, и сам процесс управления в целом тоже

реализовывать как стратегический, что является одним из требований рынка [18].

Таким образом, подводя итог анализу состояния и направления повышения эффективности открытой разработки железорудных месторождений Украины, можно сделать следующие выводы. Украина по-прежнему входит в состав мировых лидеров по размерам запасов железной руды и объему экспорта железорудного сырья. Дальнейшее повышение конкурентоспособности горно-обогатительных комбинатов связано не только с приростом запасов и применением нового карьерного оборудования, но и с переходом к технологии проектирования и планирования горных работ качественно нового уровня.

Перечень ссылок

1. Панченко В.В., Горпинич А.В. Тенденции производства горно-металлургической продукции и концепция формирования параметров карьерных рудопотоков // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / ІГТМ НАН України. – Дн-ськ, 2001. – Вип.. 25. – С. 63-69.
2. Плотников О.В., Петрусенко І.Ю. Структура світових запасів заліза і тенденції розвитку залізорудної мінерально-сировинної бази України // Металлургическая и горнорудная промышленность. - 2003. - № 1. - С. 79-82.
3. Вілкул О.Ю. Огляд світового ринку залізорудної сировини // Вісник КТУ. - 2004. - № 4. - С. 3-12.
4. http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron ore/.
5. Пивняк Г.Г., Гуменик И.Л., Панченко В.В. Анализ состояния и перспективы открытой разработки железорудных месторождений Украины // Науковий вісник НГУ. – Дн-ськ: РВК НГУ. – 2005. - № 7.- С. 10-21.
6. http://www.worldstopexports.com/iron-ore-exports-country/
7. Дослідження техніко-економічних показників гірничодобувних підприємств України та ефективність їх роботи в умовах змінної кон'юктури світового ринку залізорудної сировини: монографія / Є.К. Бабець, І.Є. Мельникова, С.Я. Гребенюк, С.П. Лобов; за ред.. Є.К. Бабця; НДГРІ ДВНЗ "КНУ". – Кривий Ріг: Вид. Р.А. Козлов, 2015. – 391 с.
8. Железорудная промышленность Украины: обретение стабильности и устремленность в будущее / Ю.П. Капленко, В.А. Колосов, Ф.И. Караманиц, С.А. Харин // Міжнародна науково-технічна конференція "Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості". Збірник доповідей, т. 1. – Кривий Ріг, 2004. – С. 22-27.
9. Державний баланс запасів корисних копалин України // Державна служба геології та надр України. – К.: ДНВП "ГЕОІНФОРМ УКРАЇНИ". – 2014. – Видання 34 "Руди заліза" – 124 с.
10. Сборник технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины в 2004-2005 гг. / В.Г. Близнюков, В.А. Салганик, Л.А. Штанько, П.А. Русаненко. – Кривой Рог: ГНИГРИ. – 2006. – 155 с.
11. Сборник технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины в 2006-2007 гг. / В.Г. Близнюков, В.А. Салганик, Л.А. Штанько, П.А. Русаненко. – Кривой Рог: ГНИГРИ. – 2008. – 147 с.
12. Сборник технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины в 2008-2009 гг. / Е.К. Бабец, Л.А. Штанько, В.А. Салганик, А.В. Петрухин, В.О. Терещенко. – Кривой Рог: ГП "НИГРИ". – 2010. – 164 с.
13. Сборник технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины в 2009-2010 гг.: Анализ мировой конъюнктуры рынка ЖРС 2004-2011 гг. / Е.К. Бабец, Л.А. Штанько, В.А. Салганик, И.Е. Мельникова, А.В. Петрухин, С.Я. Гребенюк, В.О, Те-

рещенко, Е.В. Нусинова; редкол.: Е.К. Бабец (гл. ред.), В.В. Цариковский и др. – Кривой Рог: Видавничий дім, 2011. – 329 с.
14. Сборник технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины / ГНИГРИ. – Кривой Рог, 2002. – 178 с.
15. Сборник технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины / ГНИГРИ. – Кривой Рог, 2003. – 164 с.
16. Перегудов В.В. Комплексна автоматизована система управління технологією проектування з використанням K-MINE / В.В. Перегудов, А.В. Романенко, В.В. Панченко // Матеріали міжнародної конференції "Форум гірників – 2015". – Д.: ДВНЗ "НГУ", 2015. – С. 94-100.
17. Гуменик И.Л., Панченко В.В. Развитие теории проектирования открытых горных работ. – Горный журнал. - № 5. – 2009. – С. 35-39.
18. Панченко В.В. Перспективи розвитку концепції стратегічного управління для залізорудних кар'єрів / В.В. Панченко, В.В. Загубинога // Матеріали міжнародної конференції "Форум гірників – 2014". – Д.: ДВНЗ "НГУ", 2014. – С. 106-113.

ABSTRACT

Purpose. of the work is the analysis of the state and prospects for the development of open pit iron ore deposits in Ukraine.

The methodology is based on a system analysis of the dynamics of design capacity and actual production of raw ore in iron ore mills and the factors that determine this dynamics.

Findings based on the results of the analysis, a steady trend has been established to reduce the discrepancy between the projected capacity and the volumes of actual production in recent years. This demonstrates the growing influence of the market and competition, which forces enterprises to adapt the design solutions by adjusting existing projects or developing new ones in order to reduce economic losses and improve the efficiency of technological solutions. The second characteristic established feature is the existence in the last 10-15 years of periods in the work of enterprises, when the volumes of actual production exceeded the designed capacity, which indicates that the organization and technology of design that have not yet been eliminated have not yet been eliminated: design does not have time for market reality. The third established feature of the dynamics of design capacity and the actual production of crude ore at Ukraine's ore-dressing plants is the reduction in ore extraction in the last two or three years. This decline is "synchronized" with the above-mentioned decrease in world production volumes and world export volumes of iron ore, which indicates, a global rather than a local change in the world market of iron ore in this period.

The originality. It is in these established features of the dynamics of design capacity and the actual production of raw ore in the iron-ore plants of Ukraine.

Practical implications of the work is to justify, based on the results of the analysis, the priority direction of increasing the efficiency of open field development - creating a fundamentally new systemic methodology for dynamic design and mining planning that will ensure the solution of the design problem is not evolutionary, but at a qualitatively new level.

Keywords: open mine processes, priority development directions, design and planning, system methodology, qualitatively new level

УДК 622.271

© В.І. Симоненко, О.В. Черняєв, Л.С. Гриценко

ТЕХНОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ЕКОЛОГО- ТА РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ВІДПРАЦЮВАННЯ ПРИРОЩЕНИХ ЗАПАСІВ ПРИ ЛІКВІДАЦІЇ НЕРУДНИХ КАР'ЄРІВ

© V. Symonenko, O. Cherniaiev, L. Hrytsenko

TECHNOLOGICAL ASPECTS EKO- AND RESOURCE- SAVING TECHNOLOGIES DEVELOPMENT EXPLORED RESERVES AT LIQUIDATION NON-METALLIC QUARRIES

Запропонована ресурсозберігаюча технологія відкритої розробки нерудних родовищ корисних копалин при доробці та ліквідації кар'єрів. Розглянута організація ведення гірничих робіт та надана методика розрахунку технологічних параметрів та їх величини для груп базових нерудних кар'єрів.

Предложена ресурсосберегающая технология открытой разработки нерудных месторождений полезных ископаемых при доработке и ликвидации карьеров. Рассмотрена организация ведения горных работ и предоставлена методика расчета технологических параметров и их величин для групп базовых нерудных карьеров.

Вступ. Нерудні родовища твердих (скельних) корисних копалин, які в Україні відробляються відкритим способом э мінерально-сировинною базою для металургійної (флюсові матеріали і доломіти), хімічної (виробництво соди), харчової (цукрове виробництво), будівельної (в'яжучі і вогнетривкі матеріали, бутовий камінь, щебінь, пісок і ін.) галузей. Близько 52 % родовищ представлені породами (корисними копалинами) магматичного та метаморфічного походження, інші – осадового утворення. При розробці цих родовищ широко застосовують подрібнення порід буропідривним способом. Це призводить до суттєвого забруднення атмосфери пилогазовими викидами. Крім того, подібні викиди також утворюються при вийманні, навантажуванні, транспортуванні порід, їх переробці на готову продукцію та відвалоутворенні розкриву. Отже екологобезпечна технологія видобутку й переробки зазначеної сировини повинна забезпечувати мінімізацію таких викидів при виконанні всіх виробничих процесів [1-4], та відповідає розвитку чистих високих технологій (Clean High Technologies) при відпрацювання родовищ різного типу походження та технології їх відпрацювання [5].

При виконанні буропідривних робіт зменшення викидів забруднюючих речовин досягається шляхом використання емульсійних вибухових речовин, ініціювання зарядів неелектричними системами типу NONEL та застосуванням нових конструкцій зарядів з інертними та водяними набійками [1, 2, 4]. Під час екскавації, транспортуванні та відвалоутворенні захист екологічного середовища від забруднень здійснюють шляхом зрошування вибоїв, доріг, площадок і

укосів уступів, а також використанням обладнання з електричним приводом і газоуловлювачами продуктів переробки дизельного пального.

Постановка проблеми. В практиці проектування родовищ магматичних гірничих порід їх глибина розробки обмежувалась наступними параметрами і факторами: глибиною розвідки запасів корисної копалини, зростанням припливу підземних вод, зростанням радіоактивності корисної копалини з зростанням глибини їх залягання (граніти Дніпропетровської та Кіровоградської областей), невеликими поперечними розмірами покладу магматичних порід. З понад 300 родовищ скельних магматичних порід понад 60 % в теперішній час досягли проектної глибини, а реальних можливостей розширення границь кар'єрного поля не мається, це пов'язано з переносом шляхів, споруд, трубопроводів різного призначення, а також відводом нових площ вже приватизованих земель. В зв'язку з цим залишається другий напрямок розвитку гірничих робіт у глибину, приростив нижче розташовані запаси корисної копалини, та узявши їх на промисловий баланс підприємства.

Зазначені вище положення обумовили актуальність досліджень з обґрунтування ресурсозберігаючої технології відкритої розробки прирощених запасів при розробці нерудних родовищ.

Метою роботи є розробка ресурсозберігаючої технології відкритої розробки нерудних родовищ корисних копалин при їх доробці та ліквідації, а також організації ведення гірничих робіт та розробці методики розрахунку технологічних параметрів для груп базових нерудних кар'єрів.

Виклад основного матеріалу. Найбільш перспективними технологічними схемами є ті, що передбачають конвеєрну доставку гірничої маси з кар'єрів та часткову або повну її переробку в межах виробленого простору кар'єрів [6-9]. В таких схемах родовище розробляють поетапно з веденням гірничих робіт крутими виймальними шарами. Спочатку гірничі роботи зосереджуються в кар'єрі першої черги з інтенсивним пониженням фронту робіт до проектної глибини. Зазвичай ця глибина визначається з урахуванням розповсюдження геологорозвідувальних свердловин за глибиною (для родовищ магматичного походження), або ж до підошви пластоподібного покладу корисної копалини. Для нерудних родовищ твердих корисних копалин зазначена проектна глибина не перевищує 105 м на магматичних родовищах та досягає 200-220 м на окремих пластових родовищах вапняків і доломітів. На другому та наступних етапах відпрацювання кар'єрного поля проводиться з посуванням фронту гірничих робіт по борту в горизонтальному напрямку. Виймання порід на борту здійснюється в крутих виймальних шарах шириною 36-45 м від верхнього уступу до нижнього. Вибої формуються на 2-3 суміжних за висотою уступах. Породи розкриву з меж кар'єру першої черги (КПЧ) відпрацьовуються і складуються до тимчасового приконтурного відвалу за межами КПЧ, але в межах кар'єрного поля.

Після відпрацювання КПЧ в його виробленому просторі формуються внутрішні відвали, де окремо складуються скельний та м'який розкрив і супутні корисні копалини. По боковому борту КПЧ розміщують конвеєрний підіймач

(рис. 1, *а*) в напівтраншеї, під якою консервується відповідний об’єм корисної копалини.

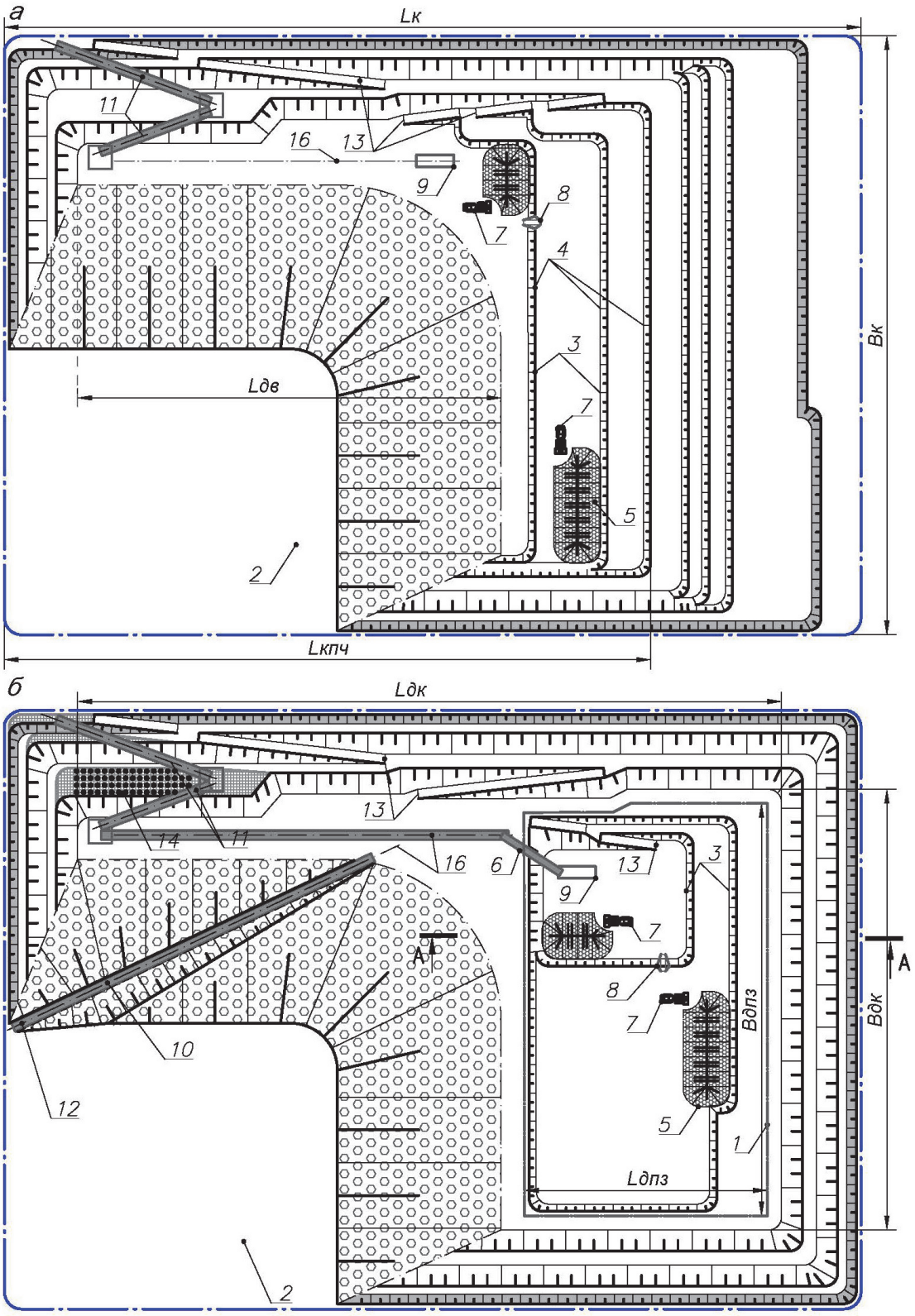


Рис. 1. Схема до пояснення технології поетапної розробки нерудних родовищ та відпрацювання залишкових запасів мінеральної сировини:

а – на кінець формування кар'єру першої черги; *б* – на початок відпрацювання прирощених запасів нижче дна КПЧ; 1 – прирощені запаси нижче дна КПЧ; 2 – внутрішній відвал; 3 – добувні горизонти; 4 – суміжні добувні уступи крутого виймального шару; 5 – розвал корисної копалини; 6 – пересувні конвеєрні перевантажувачі; 7 – фронтальний колісний навантажувач; 8 – породоскат; 9 – пересувний дробильний вузол; 10 – площадка конвеєрного підіймача на укосі відвалу; 11 – напівтраншеї конвеєрного підіймача на борту кар'єра; 12 – траса конвеєрного підіймача на відвалі; 13 – автомобільні з'їзди в кар'єр; 14 – свердловинні заряди; 15 – породний розвал при відпрацюванні законсервованих на борту запасів корисної копалини; 16 – траса з'єднувальних конвеєрних ліній

Підготовку гірничої маси до конвеєрного перевезення необхідно здійснювати на пересувному дробильному вузлі (ПДВ). Від нього підготовлена корисна копалина подається до конвеєрного підіймача за допомогою системи міжуступних конвеєрних перевантажувачів. Транспортування гірничої маси від вибою до ПДВ виконується фронтальними ковшовими навантажувачами на невелику відстань до 250 м, що забезпечує мінімум викидів шкідливих газів.

Після відпрацювання гірських порід до проектної глибини в межах кар'єрного поля необхідно провести роботи по дорозвідці і прирощенні запасів корисної копалини в межах залишкового дна кар'єра. Ця додаткова глибина може сягати 65-295 м [7] (рис. 1, *б;* рис. 2). Прирощені запаси на кар'єрах малої та середньої площі становитимуть 600-6800 тис. м^3, а на кар'єрах великої площі – до 80 млн. м^3, в залежності від параметрів дна кар'єру.

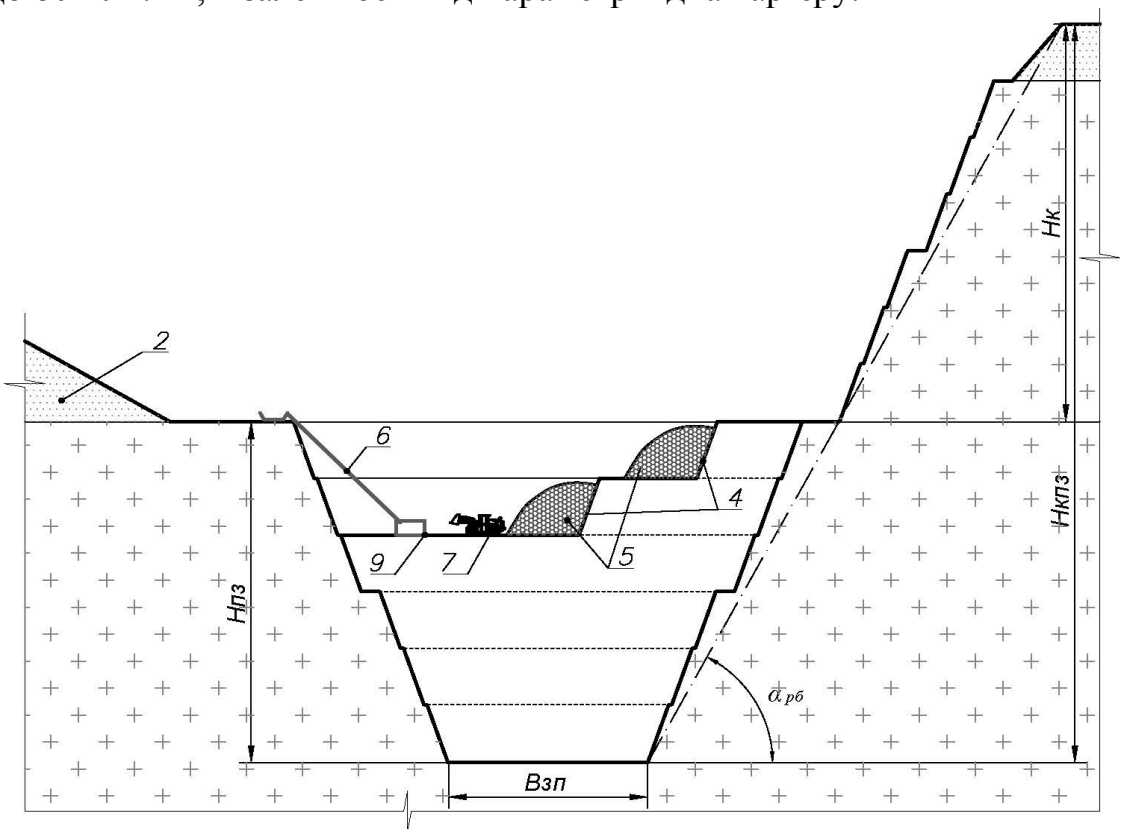


Рис. 2. Схема відпрацювання прирощених запасів корисної копалини (розріз А-А рис. 1, *б*): 2, 4-7, 9 – див. рис. 1

На момент розробки прирощених запасів мінеральної сировини усі породи розкриву будуть розміщені у внутрішніх відвалах [8]. Тому в подальшому в кар'єрі ведуться добувні роботи та рекультивація поверхні внутрішнього відвалу. На цей період доцільно конвеєрний підіймач перенести на боковий укіс внутрішнього відвалу (рис. 1, *б*). Трасу під конвеєрний підіймач можливо підсипати скельними породами розкриву такої ширини, щоб забезпечувалася можливість обслуговування підіймача та надійне відведення поверхневих вод. З'єднувальну конвеєрну лінію з'єднують з підіймачем на відвалі.

Одночасно з поглибленням гірничих робіт, для відпрацювання прирощених запасів, розробляються законсервовані запаси корисної копалини під напівтраншеєю конвеєрного підіймача на боковому борту КПЧ.

Відпрацювання законсервованих запасів корисної копалини на неробочому боковому борті здійснюється відповідно до технологічних рекомендацій, що описані раніше в роботі [8-9]. Розрахункові технологічні параметри, визначені за розробленою методикою наведені там же. Параметри довжини КПЧ по поверхні ($L_{КПЧ}$) та довжина ділянки дна КПЧ, зайнята під внутрішні відвали ($L_{дв}$) наведені на рисунку 3. Об'єми прирощених запасів (нижче дна КПЧ) до глибини $H_{КПЗ}$ (рис. 4) визначено за формулами [8]:

$$V_{пз} = \frac{1}{2} H_{кпз} \left(L_{дпз} + 60\right) \times \left(B_{дпз} + 60\right), \text{ м}^3 \qquad (1)$$

де $L_{дпз}$ – довжина ділянки кар'єру з видобутку прирощених запасів корисної копалини по верхній брівці, м;

$B_{дпз}$ – ширина зазначеної ділянки по верхній брівці, м;

$$L_{дпз} = L_{дк} - L_{дв} - B_{дт} - 12; \qquad (2)$$

$L_{дк}$ – довжина кар'єра першої черги по дну, м;

$$B_{дпз} = B_{дк} - 24; \qquad (3)$$

$B_{дк}$ – ширина по дну в межах кар'єра першої черги, м;

$H_{кпз}$ – глибина кар'єра в межах прирощених запасів, м.

$$H_{кпз} = \frac{B_{дкз} - 60}{ctg\alpha_{бд} + ctg\alpha_{рбд}}, \text{ м} \qquad (4)$$

де $\alpha_{ää}$ - результуючий кут укосу групи неробочих добувних уступів, град;

$\alpha_{ðää}$ - результуючий кут укосу неробочого борту кар'єра в межах прирощених запасів, на якому не сформовані з'їзди, град ($\alpha_{ðää} = 60°$).

На гістограмі (рис. 4) наведено об'єми можливих прирощених запасів корисної копалини для базових кар'єрів визначений за виразом (1). Інші технологічні параметри відпрацювання прирощених запасів приведені в табл. 1.

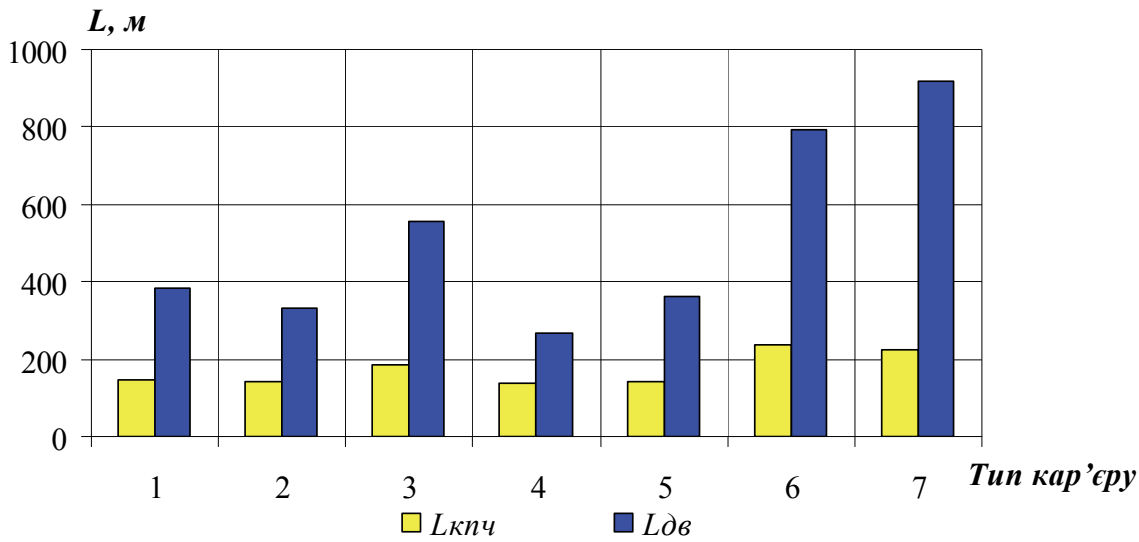


Рис. 3. Параметри довжини КПЧ по поверхні ($L_{КПЧ}$) та довжина ділянки дна КПЧ, зайнята під внутрішні відвали ($L_{дв}$)

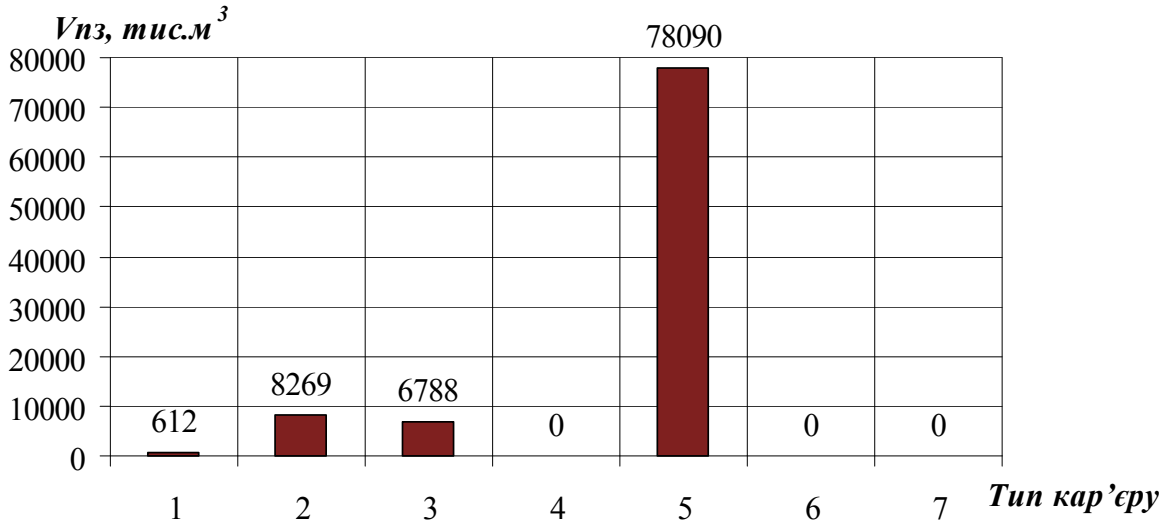


Рис. 4. Об'єм прирощених запасів корисної копалини на базових кар'єрах (базові кар'єри 4, 6 і 7 типів з видобутку пластових родовищ флюсодоломітної сировини відпрацьовуються до проектної глибини КПЧ)

Відпрацювання прирощених запасів мінеральної сировини, нижче дна КПЧ, здійснюється за наступною технологією. Так як всі породи розкриву переміщені у внутрішній відвал, виконуються лише добувні роботи з поуступним відпрацюванням товщі прирощених корисних копалин. У роботі будуть знаходитися 2-3 суміжні уступи (див. рис. 1-2) з переміщенням фронту робіт в горизонтальному напрямку до граничної межі прирощених запасів. Коли верхній уступ досягне межі, нижні горизонти продовжують відпрацювання в горизонтальних шарах. Нижче них нарізується наступний добувний уступ, який відпрацьовується аналогічно. Транспортування добутої сировини здійснюється від вибоїв до ПДВ колісними навантажувачами. При цьому з верхнього уступу на нижній гірничу масу перепускають по породоскату. Від нього колісним наван-

тажувачем – до ПДВ. Така технологія забезпечує зменшення відстані транспортування на 230-250 м, а отже і зменшення викидів вихлопних газів.

Таблиця 1

Технологічні параметри відпрацювання прирощених запасів на базових нерудних кар'єрах

№ п/п	Параметри	Тип базових кар'єрів						
		1	2	3	4	5	6	7
1.	Виробнича потужність, тис. м^3/рік:							
	- корисна копалина	115	417	780	1015	1226	1323	1764
	- розкривні породи	51	135	310	363	463	1295	828
2.	Розміри кар'єрного поля, м:							
	- довжина	460	740	840	1800	1660	2240	2210
	- ширина	250	435	626	580	670	1250	930
	- глибина, $H_{кпч}$;	78	43	107	45	75	130	200
	- площа, га	11,5	32	53	104	112	280	206
3.	Довжина ділянки в кар'єрі з видобутку прирощених запасів, $L_{дпз}$, м	131	375	335	-	1045	-	-
4.	Ширина ділянки в кар'єрі з видобутку прирощених запасів, $B_{дпз}$, м	154	350	350	-	580	-	-
5.	Глибина кар'єра в межах прирощених запасів, $H_{кпз}$, м	65	156	152	-	295	-	-

Примітка: базові кар'єри 4, 6 і 7-го типів відробляють пластові поклади до глибини $H_{кпч}$.

Від ПДВ до з'єднувальної конвеєрної лінії підіймача доставка ведеться пересувними конвеєрними подавачами (див. рис. 4, поз. 6). Зазначені подавачі встановлені по неробочому борту ділянки відробки прирощених запасів від одного уступу до іншого.

Описана технологія відпрацювання прирощених запасів корисних копалин була апробована при проектуванні доробки Любимівського та Чаплинського родовищ гранітів. При цьому, на кар'єрах «Чаплинський» та «Любимівський» планується відпрацювати нижче проектного дна понад 2,5 млн. м^3 високосортних гранітів.

Оцінка описаної технології доробки нерудних родовищ в порівнянні з традиційно застосовуємою (автомобільна доставка корисної копалини з кар'єру на його борт до ДСЗ) виконана по економічному та екологічному критеріям. За раніше розрахованим економічним критерієм було прийнята собівартість видобутку 1 м^3 корисної копалини [6]. Екологічними критеріями слугують обсяги викидів шкідливих газів (CO, CH, NO) та пилу.

Таблиця 2

Розрахункові величини екологічного критерію оцінки при застосуванні технологічних схем відпрацювання прирощених запасів сировина на нерудних родовищах

Екологічні критерії; т/рік:	Технологічні схеми	Типи базових кар'єрів			
		1	2	3	5
а) Оксид вуглецю CO:	I	1,39	2,78	5,56	8,34
	II	1,19	1,39	2,1	2,78
б) Вуглеводень CH:	I	0,84	1,67	3,34	5,01
	II	0,79	0,834	1,3	1,7
в) Оксид азоту NO:	I	0,47	0,834	1,67	2,51
	II	0,31	0,42	0,63	0,83
г) Пилоутворення	I	3,94	4,37	5,44	6,71
	II	3,22	3,48	2,97	3,97

Висновки. З наведених результатів розрахунків видно, що запропонована технологія відпрацювання прирощених запасів корисної копалини в порівнянні з традиційною (існуючою) значно вигідніша. За економічним критерієм [6] має місце зниження собівартості видобутку 1 м^3 сировини на 7,6-8,8 %. По результатах оцінки екологічних критеріїв зменшення викидів забруднюючих речовин становить: оксид вуглеці CO – в 1,6-3 рази; вуглеводень CH – в 1,1-2,9 рази; оксид азоту NO – в 1,34-3,02 рази; пилоутворення – в 1,22-1,83 рази.

З урахуванням вищезазначених переваг можна стверджувати, що описана технологія відпрацювання запасів сировини, які доцільно прирощувати в межах незайнятого дна кар'єра до глибин від 65 до 295 м, при площі кар'єрного поля по поверхні від 11,5 до 205 га на нерудних родовищах магматичного і метаморфічного генезису, ефективна за економічними та екологічними чинниками. Рекомендується до впровадження на більшості типів вітчизняних гірничодобувних підприємств, що знаходяться на етапі доробки запасів і ліквідації нерудних кар'єрів при експлуатації зазначених родовищ.

Перелік посилань

1. Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон / Звіт про НДР / Державний ВНЗ «НГУ». – Керівник В.І. Симоненко. - № ДР 011U000532. – Дніпропетровськ, 2011. – 315 с.
2. Мандрикевич, В.Н., Морозова, Т.В. 2014. Интенсификация разработки месторождений природного камня. Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. науч. труд., Вып. № 76. – Днепропетровск, ПГАСА, – С. 158-161.
3. Dryzhenko A., Shustov A, Adamchuk A. 2016. Prospects for future mining of steep iron-ore deposits in the context of Kryvbas / Metallurgical and Mining Industry. Issue 10, p. 46-52.
4. Мандрикевич, В.Н., Морозова, Т.В., Усик, И.И. 2016. Разработка месторождений природного камня взрывным способом. Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. науч. труд., Вып. № 92. – Днепр, ПГАСА, – С. 78-82.

5. Saik, P.B., Dychkovskyi, R.O., Lozynskyi, V.G., Malanchuk, Z.R, & Malanchuk, Ye.Z. 2016. Revisiting the Underground Gasification of Coal Reserves from Contiguous Seams. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, (6), 60-66.
6. Симоненко, В.І., Гриценко, Л.С. 2014. Оцінка технології відпрацювання нерудних кар'єрів з підтриманням безпеки в зменшеній санітарно-захисній зоні. Металлургическая и горнорудная промышленность. - № 1, с. 80-85.
7. Симоненко, В.И., Черняев, А.В. 2006. К установлению зависимости между параметрами системы разработки при отработке нерудных месторождений с внутренним отвалообразованием. Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. Ин-т геотехнической механики им. М.С. Полякова НАН Украины.– Днепропетровск.– Вып. 62, – С.93-97.
8. Симоненко, В.І., Павличенко, А.В., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. 2017. Технологічні аспекти екологозберігаючої доробки нерудних кар'єрів при їх ліквідації та консервації. Вісник національного університету водного господарства та природокористування: Зб. наук. пр. – Рівне. – Вип. 1.
9. Симоненко, В.І., Павличенко, А.В., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. 2015. Екологозберігаючі технології розробки родовищ в умовах зменшеної санітарно-захисної зони. Розробка родовищ: Зб. наук. пр. Т. 9, С. 469-476.

ABSTRACT

Purpose. Development of resource-saving technologies open development of non-metallic mineral deposits at liquidation, as well as the organization of open mining and developing the methods of calculation of technological parameters for the non-metallic quarries.

The methods of research. The by doing graphic-analytical method used in research that will substantiate the development of resource-saving technology of open mining for non-metallic deposits.

Findings. The proposed resource-saving technology open development of non-metallic mineral deposits at liquidation of quarries. Considered the organization of open mining and given the method of calculation of technological parameters and their values for basic groups non-metal quarries.

The originality. Originality is created technological scheme of development of non-metallic deposits that provides eko- and resource- saving for their development.

Practical implications. The technology working explored mineral reserves approved in the design of mining resources explored reserves Lyubymivske and Chaplinsky granite deposits, which allowed increase reserves more than 2.5 million. m^3 high-grade granite below the bottom project of the quarry.

Keywords: open pit, resource- saving technology, non-metallic quarry.

УДК 622.235:622.271

© А.А. Скачков, О.В. Шапурін, С.О. Жуков

УМОВИ ТА ОСОБЛИВОСТІ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ПІДРИВАННЯ ПОРІД СВЕРДЛОВИННИМИ ЗАРЯДАМИ, ВЗАЄМОДІЮЧИМИ З УКОСАМИ УСТУПІВ

© A. Skachkov, O. Shapurin, S. Zhukov

CONDITIONS AND PECULIARITIES OF EXPERIMENTAL DESTRUCTION OF ROCK BY EXPLOSION WITH BOREHOLE CHARGES INTERACTING WITH SLOPES OF LEDGES

Розглянуто руйнування порід зі зміною порядку підривання зарядів. У непарних рядах заряди формуються за нормальним енергонасиченням, а в парних – нижче на 30-45%. Починається ініціювання вибуху з зменшеного заряду в другому ряду, потім з затримкою найближчого повного заряду в першому, після чого – наступна пара і т.д. Потім ініціюються заряди наступних пар рядів: від зменшених зарядів – до повних.

Рассмотрено разрушение пород с изменением порядка подрывания зарядов. В нечетных рядах заряды формируются по нормальному энергонасыщению, а в четных – ниже на 30-45%. Начинается инициирование взрыва с уменьшенного заряда во втором ряду, затем с задержкой ближайшего полного заряда в первом, после чего – следующая пара и т.д. Затем инициируются заряды следующих пар рядов: от уменьшенных зарядов – к полным.

Постановка проблеми. Наукові дослідження та виробнича практика ведення вибухових робіт в кар'єрах свідчать про те, що уступ гірських порід найбільш нерівномірно руйнується в зоні, прилеглій до укосу, в результаті чого утворюється гірнича маса з найбільш неоднорідною кускуватістю [1]. Винятково складний напружено-деформований стан масиву в цій частині при взаємодії свердловинних зарядів, що підриваються в першому і другому рядах, є однією з головних причин неконтрольованого виходу негабаритної фракції при виконанні вибухових робіт, що негативно позначається на техніко-економічних показниках всього гірничодобувного виробництва, тому пошук шляхів вирішення даного **завдання** є вельми **актуальним** [2], так як у свою чергу сприяє **вирішенню проблеми** підвищення ефективності буропідривних робіт.

Як показує **аналіз останніх досліджень** з теорії вибухового руйнування кристалічних масивів і практики БВР [3-4], одним з **найменш досліджених теоретично і невирішених практично питань** є нерівномірний вплив на формування вибухом навантаження крайової частини уступу, оптимізувати що є можливим при цілеспрямованому використанні ефектів розвитку динамічної зони руйнування, створюваної силовими полями взаємодіючих зарядів ВР приконтурних рядів [4-5]. У зв'язку з цим **в дослідження закладалася ідея** можливості цільового використання динамічних ефектів, що проявляються при взаємодії вибуху свердловинних зарядів, для вирішення чого задачі досліджень формулювалися згідно з нею, а саме: заряди першого ряду свердловин ініціюються

тільки після проходження скрізь них прямої та відбитої від укосу уступа хвилі вибуху зарядів другого ряду, утворюючи завдяки сприятливій суперпозиції вибухових хвиль оптимальну динамічну зону відповідно до конкретних умов.

Викладення матеріалу досліджень. Відомо, що у випадку, коли метою вибухових робіт є подрібнення гірських порід з їх подальшою переробкою, суперпозиція хвиль напруження від спрацювання близько розташованих зарядів є явищем скоріше небажаним, оскільки призводить до екстремальних проявів дії вибуху, таких, як розкриття магістральних тріщин, або ж зон врівноваження напруг без очікуваних руйнацій в цих зонах. В той же час ставляться завдання: економного витрачання вибухових речовин, а також щодо шкідливого впливу вибухових робіт на різні об’єкти у кар’єрі й за його межами.

Виконання завдань, які супроводжуються виникненням ситуацій з протилежними проявами дії вибуху, може бути успішним у випадку детального вивчення характеру вибухових хвиль і властивостей гірських порід не взагалі, а конкретно до умов і завдань. Тому нами вивчалися швидкості розповсюдження вибухових хвиль в діючому кар’єрі, а також властивості гірських порід і швидкості хвиль в них на зразках в лабораторних умовах.

У будь-якій математичній моделі руйнування гірської породи свердловинним зарядом використовується показник швидкості поширення пружних коливань у гірській породі, тому що без цього показника неможливо розрахувати процес руйнування масиву та достовірну балістику процесу. Особливо це є актуальним для гірського масиву, розроблюваного кар'єром «Північний» ГЗК «Укрмеханобр» ПАТ ММК ім. Ілліча, тому що він являє собою хаотичне поєднання глинистих порід різного літологічного складу, ціликових і зруйнованих скельних масивів, що утворилося в результаті обвалення фрагментів кар’єру та очисних гірничих вироблень на шахті «Гігант-Глибока».

Згідно розробленої методики проведення експерименту, запис сейсмічних коливань при масовому вибуху на кар'єрі «Північний» проводився методом багатоканального виміру коливань. Для запису інформації застосовувався електронний осцилограф TPS2014 фірми “Tektronix”, який має вбудовану функцію самостійного запуску при підході сейсмічної хвилі, у комплекті з електродинамічними датчиками СВ-10Ц и СГ-10.

Для визначення швидкості поширення сейсмічної хвилі в породному масиві було розроблено два способи: прямим виміром; методом тріангуляційного трикутника.

Прямий метод. У цьому випадку два сейсмодатчика розміщуються на деякій відстані один від одного таким чином, що з'єднуюча їх вісь розташована перпендикулярно фронту сейсмічної хвилі (рис. 1). За допомогою осцилографа TPS2014 визначається інтервал часу, за який відбувається послідовне проходження сейсмічної хвилі від одного сейсмодатчика до іншого.

Тоді швидкість поширення сейсмічної хвилі від заряду можна визначити як [4-5] $V = L/\Delta\tau$, де V – швидкість поширення сейсмічної хвилі в гірському масиві, м/с; L – відстань між датчиками, м; $\Delta\tau$ – інтервал часу проходженням сейсмічної хвилі між двома сейсмодатчиками, с.

Даний метод – досить простий, але має один важливий недолік, що полягає в тому, що вісь датчиків повинна бути розташована строго перпендикулярно фронту поширення сейсмічної хвилі. Однак виконати таку вимогу в умовах кар'єру буває дуже непросто.

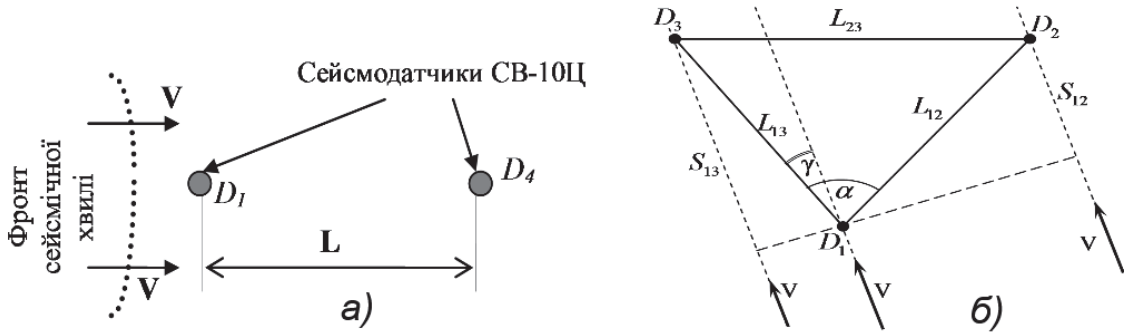


Рис. 1. Схеми визначення швидкості сейсмічної хвилі за допомогою методів: *а* – прямого виміру, *б* – тріангуляційного трикутника

Метод тріангуляційного трикутника. Даному методу було надано перевагу тому, що напрям підходу фронту сейсмічної хвилі до трьох сейсмодатчиків, розташованих у місці виміру, не впливає на одержувані результати.

Розташуємо сейсмодатчики D_1, D_2 і D_3 одного типу у вигляді трикутника довільної форми, на відстані 1-2 метри один від одного (рис. 1) з метою реєстрації сейсмічних коливань в гірських породах. При цьому відстані L_{12}, L_{13} і L_{23} між кожною парою датчиків виміряються рулеткою з точністю ±1 см і фіксуються. Сейсмічна хвиля (вважаємо її фронт плоским) спочатку приходить до датчика D_1, потім – D_2 і вже в останню чергу до D_3. При цьому її напрям становить кут γ стосовно відрізка L_{13}. На сейсмограмі, яку фіксує осцилограф TPS2014 при проходженні сейсмічної хвилі через датчики, реєструються часові інтервали Δt_{12} і Δt_{13} – затримка, з якою хвиля приходить на датчики D_2 і D_3 відносно D_1. Значення кута α (рис. 1), використовуючи теорему косинусів, може бути визначене з наступного виразу:

$$\alpha = \arccos\left(\frac{L_{12}^2 + L_{13}^2 - L_{23}^2}{2L_{12}L_{13}}\right), \qquad (1)$$

Як видно з рис. 1, різниця відстаней, які проходить сейсмічна хвиля від датчика D_1 до датчиків D_2 і D_3 є відповідно рівною:

$$S_{12} = L_{12}\cos(\alpha - \gamma)\ ; \quad S_{13} = L_{13}\cos\gamma\ .$$

Тоді, вважаючи, що швидкість сейсмічної хвилі є постійною, можемо записати:

$$V = \frac{S_{12}}{t_{12}} = \frac{S_{13}}{t_{13}}\ ,$$

звідки одержуємо наступне співвідношення:

$$\frac{L_{12}\cos(\alpha-\gamma)}{t_{12}}=\frac{L_{13}\cos\gamma}{t_{13}}\ , \tag{2}$$

Після нескладних тригонометричних перетворень із виразу (2) одержимо:

$$\cos\gamma=\frac{\frac{L_{12}}{t_{12}}\sin\alpha}{\sqrt{\left(\frac{L_{13}}{t_{13}}\right)^2+\left(\frac{L_{12}}{t_{12}}\right)^2-2\frac{L_{13}}{t_{13}}\frac{L_{12}}{t_{12}}\cos\alpha}}\ , \tag{3}$$

Тоді шукана швидкість поширення сейсмічної хвилі буде дорівнювати:

$$V=\frac{S_{13}}{t_{13}}=\frac{L_{13}\cos\gamma}{t_{13}}=\frac{L_{12}L_{13}\sin\alpha}{\sqrt{(t_{12}L_{13})^2+(t_{13}L_{12})^2-2t_{12}t_{13}L_{12}L_{13}\cos\alpha}}\ . \tag{4}$$

Результати проведеного експерименту. Експеримент з визначення швидкості поширення сейсмічних хвиль у породному масиві кар'єру «Північний» відбувся 21 лютого 2013 року о 14-00, при здійсненні підриву блоку № 4 та перевірявся у подальшому на блоці № 28 (рис. 2).

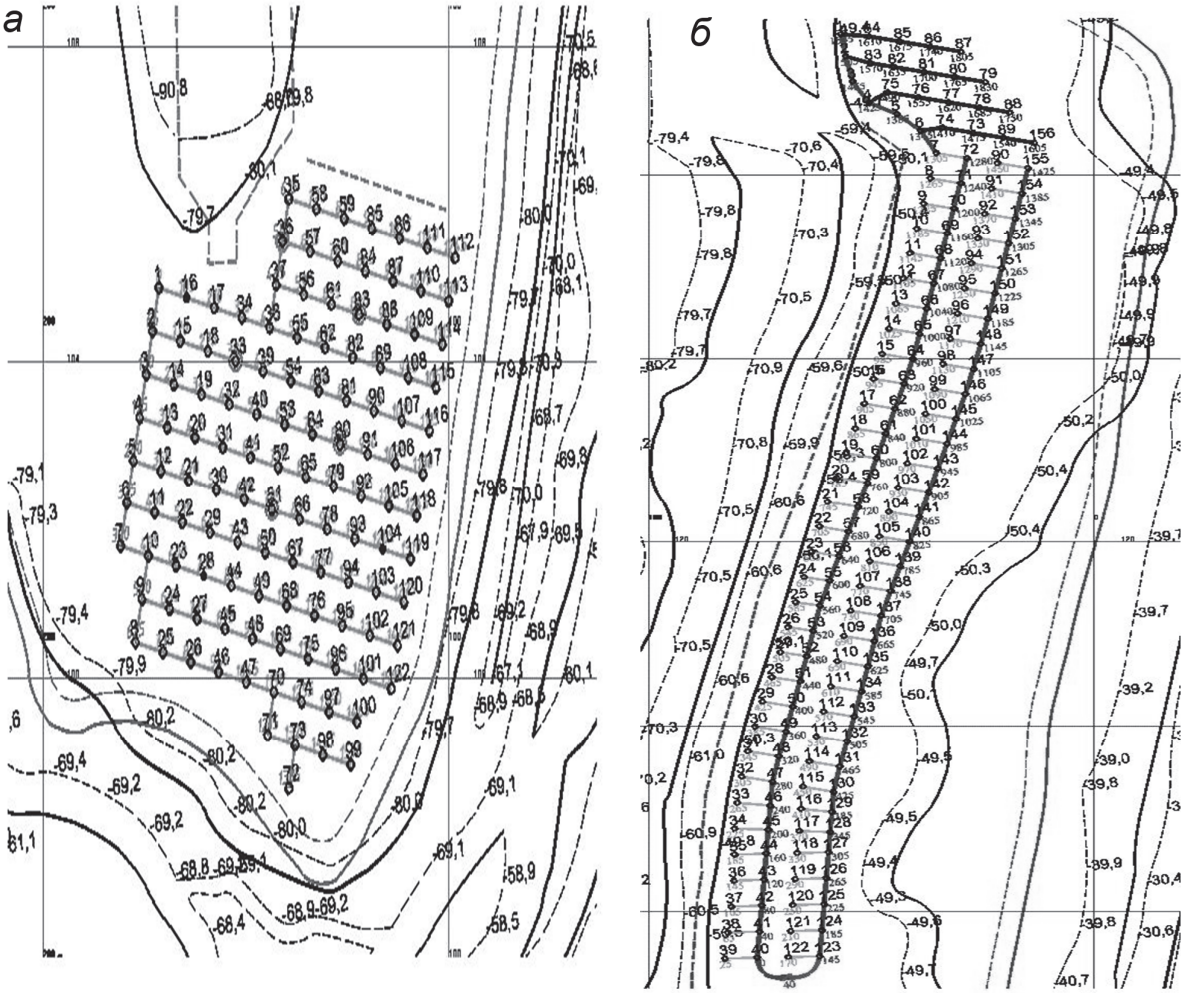


Рис. 2. План розташування свердловин і схеми монтажу вибухових мереж у блоках: *а* – № 4, *б* – № 28

Вибуховий блок № 4 розташовувався в м.о. 98-106, горизонт -90 м.

У межах блоку розвинені поклади четвертого залізистого горизонту (PR_1 sx^{4f}) саксаганської свити криворізької серії нижнього протерозою, представлені гідрогетит-мартитовими кварцитами шаруватої текстури, міцністю f=10-12.

Тріщинуватість порід – сильна, розвинені по-різному орієнтовані тріщини кліважу, розламу, окремостей. У західній частині блоку розвинені кварцити гематитові (PR_1 sx^{5s}) і джеспіліти мартитові п'ятого залізистого горизонту (PR_1 sx^{5f}), по яких розвинені тріщини відколу.

У межах блоку суттєво розвинені камери й воронки обвалення від підземного відпрацьовування, які заповнені техногенним і глинистим меланжем. Кут нахилу шаруватості порід – від 42° до 50°. Спостерігаються штокоподібні поклади гематит-мартитових руд. Ступінь зволоження гірських порід блоку – низька. Блок № 4 мав практично квадратну форму, розміром 70 м. На блоці пробурено 119 вибухових свердловин, з кутом нахилу 90° і глибиною перебуру 1 м. Сітка свердловин – 7×7 метрів. Блок був заряджений безтротиловою ВР типу Гранулiт КМ на основі аміачної селітри. Загальна кількість ВР – 28,2 тонни. Вага заряду ВР, який припадав на ступінь уповільнення, становив 240-260 кг, що склало близько 46% від максимально дозволеної. В якості забивки використовувався відсів скельних порід.

Проектний рівень сейсмічних хвиль при підриванні блоку № 4 був меншим 2 балів за Міжнародною шкалою MKS-64.

Проектна тривалість підриву блоку рівнялася 1075 мс. Проектний вихід гірничої маси з 1 погонного метра бурової свердловини становить 44 м^3. Блок № 4 підривався за допомогою неелектричної системи ініціювання «Імпульс».

У цілому всі гірничотехнічні параметри вибухового блоку відповідали єдиним правилам безпеки.

Вимірювальна апаратура розміщалася на відстані 200 м до півночі від вибухового блоку №4 на дні кар'єру. При цьому швидкість сейсмічних хвиль визначалася двома описаними вище способами одночасно.

Вісь сейсмодатчиків D_1 і D_4 (відстань між якими L_{14}=19,0 м) була орієнтована перпендикулярно очікуваному напряму поширення сейсмічної хвилі для визначення її швидкості прямим методом. Система датчиків D_1, D_2 і D_3 утворювала тріангуляційний трикутник для визначення швидкості сейсмічної хвилі другим способом (відстань між датчиками в трикутнику була рівною $L_{1\text{-}2}$=1,42; $L_{1\text{-}3}$=1,88; $L_{2\text{-}3}$=1,78 м). З урахуванням даних про фактичну відстань між датчиками, з виразу (1) визначено значення кута α=63,5°.

Копії осцилограм сейсмічних хвиль, записані осцилографом на точці виміру, наведено на рис. 3. Аналіз цих осцилограм дозволив установити часові інтервали проходження сейсмічних хвиль: між першим і другим сейсмодатчиками t_{12}=0,0011 с; між першим і третім сейсмодатчиками t_{13}=0,0006 с; між першим і четвертим сейсмодатчиками t_{14}=0,0144 с.

Використовуючи ці експериментально отримані дані, на підставі наведеної вище методики установлено значення фактичної швидкості поширення сейсмічних хвиль при масових вибухах на кар'єрі «Північний» на підставі:

- формули (2): $V = \frac{L_{14}}{t_{14}} = \frac{19{,}0}{0{,}0144} \approx 1320\ м/с$;

- формули (7): $V = \frac{S_{13}}{t_{13}} = \frac{L_{13}\cos\gamma}{t_{13}} = \frac{1{,}88 \cdot 0{,}412}{0{,}0006} \approx 1291\ м/с$.

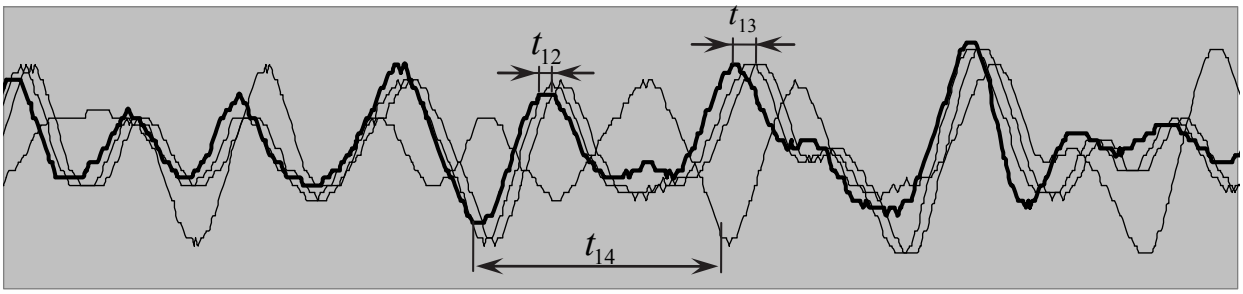


Рис. 3. Копії осцилограм сейсмічних хвиль на точці спостереження при підриві блоку № 4 у кар'єрі «Північний»

В результаті виконаних експериментальних досліджень встановлено, що швидкість поширення сейсмічних хвиль у типовому гірському масиві кар'єру «Північний» (ГЗК «Укрмеханобр») перебуває в межах V=1291-1320 м/с. Ці значення є на 12-14% меншими, ніж теоретичне значення швидкості сейсмічних хвиль (V=1500 м/с), яке використовувалося при проектуванні масових вибухів на цьому кар'єрі. Отримані значення швидкості поширення сейсмічних хвиль в переважаючому гірському масиві кар'єру «Північний» дозволять уточнити параметри масових вибухів з метою зменшення, як питомої витрати ВР, так і рівня їх сейсмічного впливу на довколишні об'єкти та промислові споруди.

Також слід констатувати, що за умов значної відстані розташування датчиків, асиметрична форма вибухових хвиль трансформувалась у симетричну.

Успішне впровадження запропонованої технології БВР на кар'єрі «Північний» ГЗК «Укрмеханобр» в стало основою для розширення сфери її застосування. В цьому напрямку в 2013 р. на гор. -100 м кар'єру «Північний» було виконано підривання блоку № 13, що складався з 10 рядів свердловин, з яких було сформовано п'ять пар рядів (рис. 4). При цьому у свердловинах непарних рядів формували заряди з Гранулітy КМ масою, що дорівнювала паспортним значенням, а саме – 252 кг. В той же час у свердловинах парних рядів застосовували заряди зменшеної маси – 156 кг. Загальна питома витрата ВР для умов застосування традиційної технології складала б 0,51 кг/м^3, а фактична, з урахуванням зменшених зарядів у парних рядах, – 0,41 кг/м^3 (табл. 1). Таким чином, загальне зменшення питомої витрати ВР становить 19,6%.

Схему монтажу вибухової мережі наведено на рис. 4. Якість подрібнення гірських порід у бл. № 13 задовольняла умовам виробництва.

Наведений прецедент застосування запропонованої технології диференційованого енергонасичення гірських порід в десяти рядах свердловин підтверджує правильність теоретичних основ запропонованої технології.

Таблиця 1

Проектні техніко-економічні показники вибухових робіт у блоці №13

Найменування	Од. вим.	За технологіями	
		традиційною	пропонованою
Всього	кг	37000	30000
Гранулiт КМ	кг	37000	30000
Кількість свердловин	шт.	147	147
Обсяг бурових робіт	м	1640,5	1640,5
Об’єм г/маси загальний	куб.м	73000	73000
Об’єм г/маси Гранулiт КМ	куб.м	73000	73000
Об’єм г/маси з 1п.м. свердловини	куб.м	44,50	44,50
Питома витрата ВР на блок	кг/куб.м	0,51	0,41
Кількість рукавів гідрозабивки	шт.	147	147
Кількість води	$м^3$	19,50	19,50
Ширина розвалу порід після вибуху	м	5-7	4,0
Якість проробки підошви уступу	—	без зави-щень	без завищень

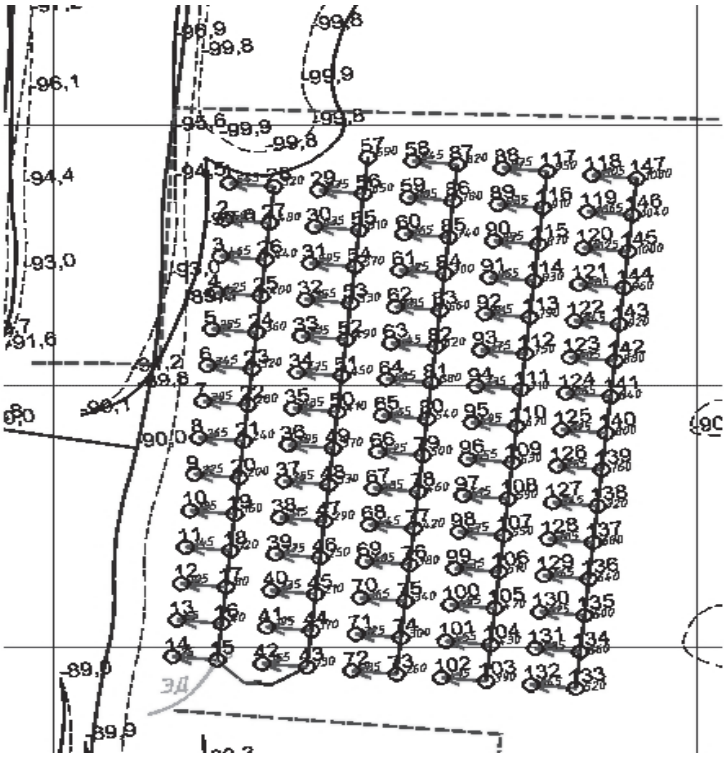


Рис. 4. Схема монтажу вибухової мережі в блоці № 13 гор. -90/-100 м кар’єру «Північний»

У табл. 2 наведено результати промислових вибухів, виконаних у 2011-2013 рр.

Таблиця 2

Показники впровадження технології диференційованого енергонасичення гірських порід при їх підриванні на кар'єрі «Північний» ГЗК «УКРМЕХАНОБР»

Дата вибуху	Горизонт	Витрати ВВ, кг, за:		Підірваної гірничої маси, м^3	Питома витрата ВР кг/м^3, за:	
		відомою технологією	новою технологією		відомою технологією	новою технологією
27.01.11	-40 м	32830	29600	58800	0,56	0,49
10.03.11	-50 м	19640	15420	36836	0,54	0,42
14.04.11	-50 м	30700	26550	61200	0,50	0,43
26.05.11	-50 м	10340	8540	20107	0,51	0,42
14.07.11	-60 м	37200	30000	74000	0,50	0,41
28.07.11	-60 м	21500	16800	42300	0,51	0,40
30.09.11	-70 м	17400	14400	33500	0,52	0,43
10.11.11	-90 м	10700	8350	21550	0,50	0,39
23.11.11	-90 м	10150	7900	20420	0,50	0,39
05.01.12	-70 м	30000	25000	59700	0,50	0,42
15.01.12	-70 м	30500	25000	59700	0,50	0,42
07.06.12	-70 м	30000	24000	59000	0,51	0,41
26.06.12	-80 м	26900	23100	52000	0,52	0,44
12.08.12	-60 м	31300	25900	60300	0,52	0,43
15.06.13	-100 м	37000	30000	73000	0,51	0,41
Всього:		406160	334160	831923	0,488	0,402

Ефективність запропонованої технології диференційованого енергонасичення гірських порід буде змінюватись відповідно до умов використання. Подальше набуття досвіду цих робіт дозволить запропонувати виробництву більш детальні рекомендації щодо їх застосування.

З викладеного можна зробити наступні **висновки:**

Виконано експериментальні дослідження швидкості вибухових хвиль в гірських породах кар'єру «Північний» ГЗК «Укрмеханобр», а також широкі лабораторні дослідження різноманітних властивостей гірських порід в межах їх міцності *f*=6-14.

На основі теоретичних досліджень уперше запропоновано новий порядок ініціювання зарядів у вибуховому блоці, з початком його у середині блоку, з подальшим розвитком процесу руйнування до вільної поверхні укосу уступу.

Моделюванням процесу розповсюдження вибухових хвиль в уступах гірських порід різної міцності та їх взаємодії, встановлено значення ефективних інтервалів сповільнень для запропонованого способу підривання.

В кристалічних породах з вираженою системною тріщинуватістю при проектуванні БВР необхідно враховувати акустичну анізотропію середовища, що забезпечує додаткові можливості регулювання гранулометричного складу підірваної гірничої маси.

Запропонований комплекс новацій, які включають розподілення рядів на окремі групи, а в межах груп, свердловин – на серії, зі зменшенням маси зарядів в деяких свердловинах серій, регламентовані сповільнення між зарядами в серіях і поміж серіями зарядів, а також поміж групами рядів – все перераховане узгоджується у взаємодії, забезпечує економію ВР на підривання порід.

Процес керування суперпозицією хвиль напруження у вибуховому блоці складається з віддалення у просторі і часі спрацювання близько розташованих зарядів, за рахунок змінення порядку їх підривання і правильного розрахунку інтервалів сповільнення між ними.

Зменшення зайвих витрат енергії вибуху і збільшення його коефіцієнту корисної дії, досягається зміненням порядку підривання зарядів, розпочинаючи його з другого ряду з подальшим розвитком у першому ряді, а також паралельним зменшенням маси зарядів у другому ряді на 40-45%, крім того, дотриманням такого ж самого порядку спрацювання зарядів, при підриванні їх у четвертому і третьому рядах.

Раціональною організацією підривних робіт на уступах висотою 10 м є формування вибухових блоків парною кількістю рядів свердловин, зменшенням маси зарядів у парних рядах, формуванням груп рядів по два в групі, зі взаємопов’язаним підриванням зарядів в кожній групі (для чого вони розподілені на серії по два заряди) і спрямованим їх ініціюванням від зарядів в парних рядах, до зарядів у непарних.

Раціональною організацією підривних робіт на уступах висотою ≥11м за умов застосування вертикальних свердловин є застосування додаткового ряду свердловин, який слід розташовувати між першим і другим рядами, але ближче до першого, із застосуванням у другому і додатковому рядах зарядів зменшеної маси, з розпочинанням ініціювання від зарядів у другому ряді і розвитком у додатковому, аж потім – у першому рядах. При можливості й необхідності мати більшу кількість рядів, розташованих за другим, формувати їх парами, а організацію робіт в них виконувати згідно попередньому порядку. Для означеного вище способу підривання гірських порід розраховано паспорти БВР у породах міцністю *f*: 6, 10 ,14, 15, 16, 17, 19, 20.

Практика застосування диференційованого енергонасичення гірських порід при виконанні вибухових робіт довела, що слід інтервали сповільнень між зарядами ВР, які спрацьовують в одній серії, приймати в межах 15-40 мс, а поміж серіями зарядів в одній групі рядів – 40-65 мс, тоді як між окремими групами рядів – 120-180мс.

Перечень ссылок

1. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. - М.: Горная книга, 2009. - 471 с.
2. Перегудов В.В., Жуков С.А. Пути повышения качества взрывных работ при разрушении горных пород сложной структуры. Монография. - Кривой Рог: Издательский дом, ISBN 966-7388-47-6. 2002. - 305 с.
3. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. – Новосибирск: Наука, 1977. - 259 с.
4. http://industry-portal24.ru/razrushenie/2738-udarno-volnovaya-teoriya-vzryvnogo razrusheniya.html
5. Musgrave M.J.P. Crystal acoustics. Introduction to the study of elastic waves and vibrations in crystals, S.F., 1970.

ABSTRACT

Purpose. The main objective of the research is to determine the main factors influencing the properties of rocks on the spread of acoustic waves in them. And devoted to solving of an urgent issue, that is to reduce specific consumption of explosives for rock crushing by means of changing the order of work execution for one. This takes into account the anisotropy of explosive rocks.

The methods of research are to analyze of geological data on the iron-ore deposits of Kryvbass, project documentation, production data of the mining enterprises and open pits, scientific publications and their subsequent synthesis and formulation of the developed provisions.

Findings. In which the blasting block is formed by an even number of rows, furthermore, in all odd rows full-weight charges are formed according to data sheet values, while in even ones the charge weight is reduced by 30-45% and initiation of blasting is started with a reduced flank charge in the second row, then initiation passes on through delay to the nearest full charge in the first row, after that the following pair is involved in the process: reduced charge in second row - full charge in the front row, and so until all charges explode in the first two rows; meanwhile, charges from the next pair of rows are initiated: from a reduced charge in the fourth row to full charge in the third one, and this way until charges finish in this pair of rows, and if required, the number of pairs of rows can be increased. This is true for face height saving of 15-20% of explosives.

Conclusions. In case of blasting higher faces, an additional row appears with reduced charges located between the two main rows, but closer to the front one, while at first they are fired by three charges simultaneously: starting from a reduced charge in the second row and going further through a delay to the reduced charge in the additional row to finalize after a delay with a full charge in the front row, and so until charges finish in these three rows; charges in the fourth and third pairs of rows fired again in the depth of the block.

The originality is to determine the comprehensive approach in solution to the stated problem, and a number of the proprietary technical solutions.

Practical implications. Further development and manufacturing application of the research results will provide a significant reduction in the cost price of iron ore products by increasing the efficiency of drilling and blasting operations in the open pit.

Keywords: ore, explosive destruction, open pit, acoustic waves, blasting, borehole charges.

УДК 622.271

© Б.Ю. Собко

ОЦІНКА ТЕХНОЛОГІЧНИХ І ОРГАНІЗАЦІЙНИХ РІШЕНЬ З РЕВІТАЛІЗАЦІЇ ТЕХНОГЕННИХ ЛАНДШАФТІВ

© B.Sobko

TECHNOLOGICAL AND ORGANIZATIONAL SOLUTIONS EVALUATION AT THE MAN-CAUSED LANDSCAPES REVITALIZATION

Стаття присвячена актуальній проблемі оцінки технологічних і організаційних рішень по ревіталізації техногенних ландшафтів, сформованих на території, порушених гірничими роботами. Наведено класифікацію техногенних георесурсів України.

Статья посвящена актуальной проблеме оценки технологических и организационных решений по ревитализации техногенных ландшафтов, сформированных на территории, нарушенных горными роботами. Приведена классификация техногенных георесурсов Украины.

Відкритий видобуток корисних копалин супроводжується комплексом негативних впливів на оточуюче середовище, серед яких найбільший вплив припадає на зміни рельєфу і геологічної будови території. Отже необхідною умовою діяльності гірничих підприємств згідно Гірничого закону України є повернення порушених земель у стан, безпечний для людей і майна та придатний для використання в суспільному господарстві.

Напрямок і спосіб відновлення ландшафту відображає рівень культури суспільства, стадії розвитку цивілізації. До останнього часу в науковій літературі і в нормативних документах панувала ідея рекультивації порушених земель – відновлення родючості ґрунтів, створення сільськогосподарських та лісотехнічних угідь. У двадцять першому столітті соціально-економічні умови і спосіб господарювання докорінним чином змінилися. Доведено, що в кліматичних умовах Європи для збереження екологічної рівноваги площа освоєних земель не повинна перевищувати 30 %. Для України, де розораність земель становить 70 %, це особливо актуально. Повернення земель у сільське господарство не тільки небажане з екологічної точки зору, але й недоцільне економічно [1].

Виникла необхідність переглянути організаційні та технологічні рішення з відновлення і нового освоєння порушених гірничими роботами земель. Тому замість «рекультивації» в кругах вчених екологів виник термін «ревіталізація» - створення ландшафту, безпечного для населення і майна, який гармонічно вписується в оточуюче середовище, відповідає естетичним вимогам і задовільняє існуючі і майбутні інтереси населення регіону [1]. При цьому витрати коштів повинні бути мінімальними, а якість новоутвореного ландшафту найкраща.

Ревіталізація потребує інтеграції геологічних і гірничих наук з екологією та ландшафтною архітектурою.

При оцінці технологічних і організаційних рішень по ревіталізації техногенних ландшафтів, сформованих на території гірничого відводу кар'єру, необхідно виходити із загальних принципів їх формування:

1. Відновлення порушених земель не повинне викликати негативних і незворотних природних явищ.

2. Природному середовищу повинні бути створені умови для самовідновлення.

3. Створити умови для утворення нових техногенних ландшафтів, що гармонічно вписуються в оточуюче середовище, відповідають естетичним вимогам і задовільняють існуючі і майбутні інтереси населення регіону.

4. Вид ландшафту повинен бути функціонально й економічно обґрунтований, зберігати всі кращі властивості природного ландшафту, доповнюючи його тими елементами, які збільшують його цінність та відповідати санітарно-естетичним вимогам.

Для обґрунтування і розробки технологічних і організаційних рішень ревіталізації територій, порушених відкритими гірничими роботами, ступеня придатності порід розкриву та відходів гірничозбагачувального виробництва до комплексного використання для формування і освоєнню техногенних георесурсів розроблена їх класифікація (табл. 1).

Класифікація техногенних формувань при відкритій розробці родовищ наведена в роботах проф. Гуменика І.Л. та ін. [2, 3]. При цьому автори техногенні формування поділяють на три види: мінерально – сировинні, ландшафтні та екологічні.

В класифікації техногенних георесурсів, що пропонується (табл. 1), на відміну від відомих, клас та тип рекомендується визначати за способами й методами створення, умовами залягання та збереження мінеральних ресурсів.

Таблиця 1

Класифікація техногенних георесурсів України

Класифікаційні ознаки об'єктів			Способи й методи формування	Призначення
Клас	Тип	Групова ознака		
1	2	3	4	5
I. Природно – техногенний	1.1. Запаси мінер. сировини в контурах і за контур кар'єрного поля	1.1а. Охоронні цілики 1.1б. Зони закладення та обрушення	Сформовані в охоронних ціликах, виклинах рудних тіл та контактах з вміщуючими породами	Створення техногенних родовищ
II.Техно	2.1. Відвали		Валове або роздільне	

Класифікаційні ознаки об'єктів			Способи й методи формування	Призначення
Клас	Тип	Групова ознака		
1	2	3	4	5
генний		2.1а. Зовнішні 2.1б. Внутрішні 2.1в. Гідровідвали	складування розкривних та збіднених руд в відвалах	
	2.2.Хвостосховища	2.2а. Намивні 2.2б. Наливні 2.2в Сухого складування	Валове складування корисних компонентів хвостів збагачувального виробництва; створення зон з підвищеною промисловою концентрацією корисного компонента. Складування в зв'язку з відсутністю попиту	
	2.3.Шламосховища	2.3а. Намивні 2.3б. Наливні 2.3в. Сухого складування	Валове чи роздільне складування відходів, що утворюються в процесі видобування корисних копалин та, їх збагаченні у виробничих процесах	
	2.4.Мінералізовані промислові стоки	2.4а Наливні технологічні водойми	Локалізація в колекторах, відроблених виробках кар'єрів, використання в обороті збагачувальних виробництв	
	2.5. Склади сировини	2.5а. Стаціонарні 2.5б. Напівстаціонарні або тимчасові	Відособлене складування специфічної мінеральної сировини певного виду: відходи рентгенометричної сепарації тощо	

Класифікаційні ознаки об'єктів			Способи й методи формування	Призначення
Клас	Тип	Групова ознака		
1	2	3	4	5
III.Гірничо-промисловий	3.1.Вироблені простори кар'єрів	3.1а. Залишкові виїмки кар'єрів, виїзних траншей	Зміцнення укосів , терасування бортів кар'єрів і траншей	Створення територій для промислового й цивільного будівництва, а також просторів з надійною екоізоляційною характеристикою для складування та консервації побутових і токсичних відходів. Створення підземного технологічного простору для формування складів природного газу, нафти, радіоактивних відходів, цивільної оборони тощо.
	3.2.Поверхні відвалів 3.3.Підземні виробки та пустоти	3.2а. Зовнішніх 3.2б. Внутрішніх 3.2в. Комбінованих 3.3а. Природні (карстові) пустоти 3.3б. Промислово створені	Проведення горизонтальних, похилих, вертикальних виробок	
IV.Посттехногенний ландшафт	4.1.Залишкові вироблені простори кар'єрів 4.2. Поверхні відвалів, хвостосховищ	4.1а. Котловани кар'єрів 4.1б. Залишкові й виїзні траншеї 4.2.а. Зовнішніх 4.2б. Внутрішніх	Складування відходів виробництва та формування ревіталізаційних ландшафтів	Створення складів відходів виробництва та облагороджування техногенних ландшафтів шляхом створення водоймищ, рекреаційних зон або лісопаркових об'єктів
V.Науково-пізнаваль-ний	5.1. Розрізи гірських масивів та порід 5.2.Специфічні форми зміненої зе-	5.1а. Стратиграфічні й мінералопетрографіч-ні 5.1б. Палеонтологічні 5.2а. Геомор-	Формуються в процесі розробки родовищ відкритим способом Геологічні утворення на поверхні землі в результаті падіння космічного тіла тощо	Збереження геологічних об'єктів, виявлених при виробництві гірських робіт на родовищах, що ілюструє оголення гірських порід, особливо цікавих або типових гірських

Класифікаційні ознаки об'єктів			Способи й методи формування	Призначення
Клас	Тип	Групова ознака		
1	2	3	4	5
	мної поверхні	фологічні 5.2б. Гідрологічні 5.3в. Геологічні кратери-астроблеми		порід, зі слідами древніх розробок корисних копалин, водоспади, озера тощо.

Використання запропонованої класифікації для вибору технологічних схем розробки, ревіталізаці та гірничотехнічної рекультивації виходячи з принципів загальної стратегії сталого розвитку і еколого-ландшафтної оцінки територій дозволяє встановлювати пріоритетність залучення до експлуатації техногенних ресурсів з урахуванням конкурентоспроможності і здатності місцевих екосистем до самовідновлення при різному ступені техногенного навантаження.

Необхідно відмітити, що ефективне використання техногенних георесурсів для промислової експлуатації можливе тільки при геолого-економічній оцінці мінеральних утворень та затвердження балансових запасів згідно чинного законодавства.

Перелік посилань

1. Гайдін А.М. Розробка обводнених родовищ титанових руд: Монографія / А.М. Гайдін, Б.Ю. Собко, О.М. Лазніков // Літограф. – Д.: Літограф, – 2016. – 216 с.
2. Гуменик И.Л. Классификация техногенних формирований при открытых горных работах / И.Л. Гуменик, А.С. Матвеев, А.И. Панасенко // Горный журнал.- 1988.- № 12.- С. 53-56.
3. Гуменик І.Л. Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин / І.Л. Гуменик, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков; М-во освіти і науки України. Нац. гірн. ун-т.- Д.: НГУ.- 2014.-310 с.

ABSTRACT

Purpose. To evaluate the technological and organizational solutions at the revitalization of man-caused landscapes those have been damaged by mining process. To developed the classification of man-caused geo-resources in Ukraine.

Research methods. The researchers are based on complex theoretical research, which involves analysis and summarizing of scientific works data that include research of mining reclamation methods and classification signs at the creating the classification of man-caused geo-resources.

Findings. The technological and organizational solutions at the man-caused landscape revitalization are evaluated. The classification of man-caused geo-resources of Ukraine is developed.

Originality. The proposed classification of man-caused geo-resources in Ukraine with recommendation to determine the class and type according to the ways and methods of creation, condition of occurrence and deposits of mineral resources.

Practical implications. The proposed classification of man-caused geo-resources in Ukraine can be used for mining technological schemes selection, revitalization and mining land reclamation, which was violated by surface mining.

Keywords: Surface mining, man-caused landscapes, revitalization, technological, man-caused geo-resources.

УДК 622.271

© Б.Ю. Собко, О.В. Ложніков, О.М. Лазніков

ДОСЛІДЖЕННЯ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУВНОГО ПІДВОДНОГО УСТУПУ ПРИ ВИКОРИСТАННІ ЗЕМСНАРЯДІВ

© B.Sobko, O. Lozhnikov, O. Laznikov

UNDERWATER BENCH PARAMETERS SUBSTANTIATION AT THE USING OF SURFACE MINING DREDGERS

Стаття присвячена вирішенню актуальної проблеми встановлення параметрів елементів підводного уступу при використанні земснарядів. Наведено результати експериментальних досліджень роботи земснаряду за різними параметрами підводного уступу. Встановлені залежності коефіцієнту забою від параметрів підводного уступу дозволили рекомендувати раціональні параметри технологічної схеми роботи земснаряду.

Статья посвящена установлению параметров элементов подводного уступа при использовании земснарядов. Приведены результаты экспериментальных исследований работы земснаряда при различных параметрах подводного уступа. Установленные зависимости коэффициента забоя от параметров подводного уступа позволили рекомендовать рациональные параметры технологической схемы работы земснаряда.

Вступ. Освоєння родовищ титан-цирконієвих руд України має значний вплив на розвиток економіки як гірничопромислових регіонів так і країни у цілому. Основні родовища з покладами цих руд, що мають відносно складні гірничо-геологічні та гідрологічні умови залягання відпрацьовувалися впродовж багатьох десятиріч і майже вичерпали свій запас. Тому зараз постає важливе питання залучення в розробку нових родовищ титан-цирконієвих руд, які мають суттєво складніші умови залягання, що безпосередньо впливає на організацію та проектування розкривних і видобувних робіт.

Попередньо виконані дослідження [1, 2] показують, що найбільш ефективним гірничовидобувним обладнанням для розробки корисних копалин в умовах обводнення є земснаряди із застосуванням гідротранспорту. Класичні методики встановлення параметрів розробки підводних уступів [3, 4] передбачають розрахунок виробничої продуктивності земснаряду без урахування довжини, ши-

рини і висоти підводного уступі, що не відповідає точності та коректності необхідних розрахунків при застосуванні засобів гідромеханізації при розробці розсипних руд. До того ж гірничо-геологічні та гідрогеологічні умови розробки обводнених розсипних титан-цирконієвих родовищ є достатньо складними, що потребує обґрунтування нових методів визначення параметрів роботи земснарядів, які мають базуватися на результатах експериментальних досліджень.

Формулювання цілей статті. Для обґрунтування раціональних параметрів видобувного підводного уступу необхідно вирішити наступні науково-практичні завдання: 1) визначити основні критерії оцінки ефективності роботи земснаряду в умовах підводного видобутку руд; 2) встановити раціональні параметри підводного уступу з використанням запропонованих критеріїв; 3) розробити рекомендації щодо розрахунку параметрів підводного видобувного уступу при складанні технологічних схем відпрацювання обводненого родовища на прикладі Мотронівського розсипу.

Виклад основного матеріалу. Одним з головних параметрів елементів підводного уступу при використанні земснарядів є його потужність – $h_Б$, адже від нього залежить стійкість видобувної зони та тип обладнання при виконанні гірничих робіт. Тому, обґрунтування потужності підводного уступу дозволить отримати раціональну технічну продуктивність земснаряду, скоротити час на простій обладнання, обрати найбільш сприятливі умови для роботи насосів земснарядів з урахуванням вакуумметричної глибини всмоктування заглибленого ґрунтового насосу. Також важливими параметрами при розробці підводного уступу є довжина фронту робіт земснаряду – $L_Б$ та ширина робочого майданчика – $Ш_Б$, в якому він знаходиться і виконує видобуток корисної копалини.

Існує три види переміщення земснаряду відповідно фронту робіт: віяловий, паралельний і віялово-паралельний. У нашому випадку переміщення фронту гірничих робіт є паралельним, що було враховано при виконанні досліджень. Розглянуті параметри елементів підводного уступу представлені на технологічній схемі розробки надрудного і підводного уступів Мотронівського розсипу (рис. 1).

Встановлення раціональних параметрів елементів підводного уступу для технологічної схеми (рис. 1) має виконуватися відповідно за критеріями ефективності гірничих робіт. Для вирішення цієї задачі таким критерієм виступає максимальна технічна продуктивність земснаряду, яка забезпечить мінімальні простої гірничого обладнання і дозволить досягти мінімальної собівартості розробки титан-цирконієвих пісків.

Проведений аналіз науково-дослідної літератури показує, що в класичних методах встановлення технічної продуктивності земснаряду не враховуються параметри елементів уступу, і розраховується за допомогою формули [3]:

$$Q_{ТЕХ} = \frac{Q_{З.Г} \cdot \rho \cdot k_З}{q_В + 1 - m}, \, м^3 / год., \qquad (1)$$

де $Q_{з.г.}$ – годинна продуктивність земснаряду по гідросуміші, м^3/год.; $\rho_в$ – щільність води, т/м^3; $k_з$ – коефіцієнт, що враховує продуктивність земснаряду при великій висоті уступу; $q_в$ – витрата води на розробку і транспортування 1 м^3 породи, м^3; m – пористість гірської породи, дол. од.

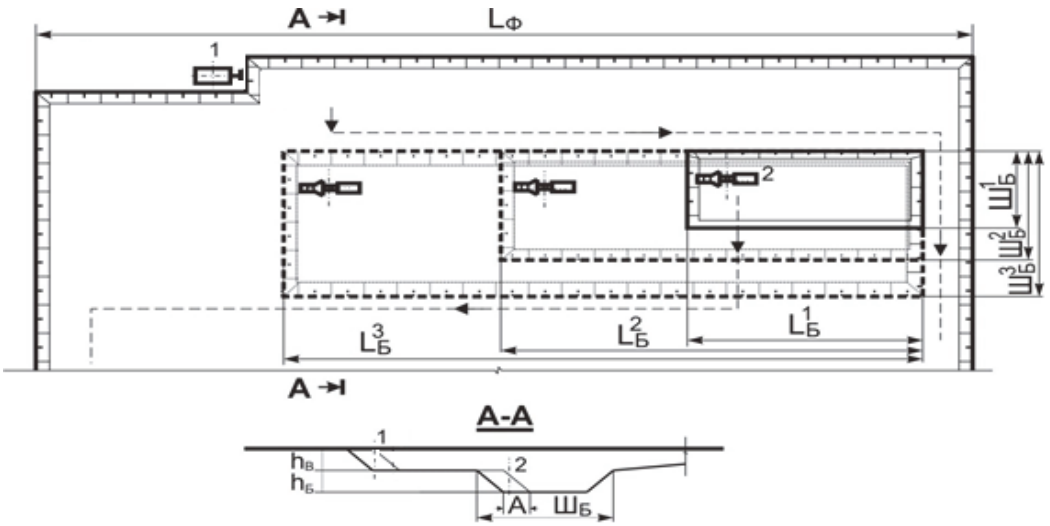


Рис. 1. Схема до розрахунку параметрів елементів підводного уступу при використанні земснарядів: 1 – розкривний екскаватор, 2 – земснаряд; $Ш_Б$ – ширина робочого майданчика, м; $L_Б$ – довжина фронту робіт земснаряду, $h_в$ – потужність надрудного уступу; $h_Б$ – потужність підводного уступу

Як бачимо, з формули при класичній методиці розрахунку, на технологічну продуктивність земснаряду мають вплив лише визначені параметри, серед яких до елементів підводного уступу можна віднести коефіцієнт, що враховує продуктивність земснаряду при великій висоті уступу ($k_з$). З цього випливає, що усі перелічені параметри такі як потужність підводного уступу ($h_Б$), довжина фронту робіт земснаряду ($L_Б$) і ширина робочого майданчика ($Ш_Б$) не впливають на продуктивність земснаряду. Однак, як показує досвід застосування земснарядів на практиці, це твердження не є вірним.

Основним обладнанням для розробки обводненого рудного уступу Мотронівського кар'єру є земснаряд марки 12Э.40М.42.3. Його годинна продуктивність по гідросуміші складає 2000 м^3/год., а розрахункова технічна продуктивність, відповідно до формули (1) – 147 м^3/год. Тобто, відповідно до результатів, які отримали автори роботи [3, 4], ця продуктивність буде однаковою, незважаючи на зменшення або збільшення параметрів елементів уступу.

У зв'язку з цим було виконано значний перелік дослідно-промислових робіт задля встановлення залежності технічної продуктивності земснаряду від параметрів підводного уступу на Мотронівському обводненому кар'єрі. Результати виконаних дослідно-промислових робіт зі встановлення залежності технічної продуктивності земснаряду від довжини фронту його робіт наведені на рис. 2.

Як видно з графіків представлених на рис. 2, залежність технічної продуктивності земснаряду – $Q_{ТЕХ}$ від довжини фронту гірничих робіт – $L_Б$ описується

рівняннями другого ступеня. При цьому максимальна продуктивність досягається при ширині робочого майданчика 40 м, а мінімальна при 25 м.

Це пов'язано з тим, що збільшення ширини робочого майданчика дозволяє земснаряду розробляти заходку більшої ширини, в якій знаходиться більший об'єм корисної копалини за меншу кількість пересувань пульпопроводу за земснарядом, що дозволить зменшити час простою обладнання та збільшити коефіцієнт використання обладнання в часі.

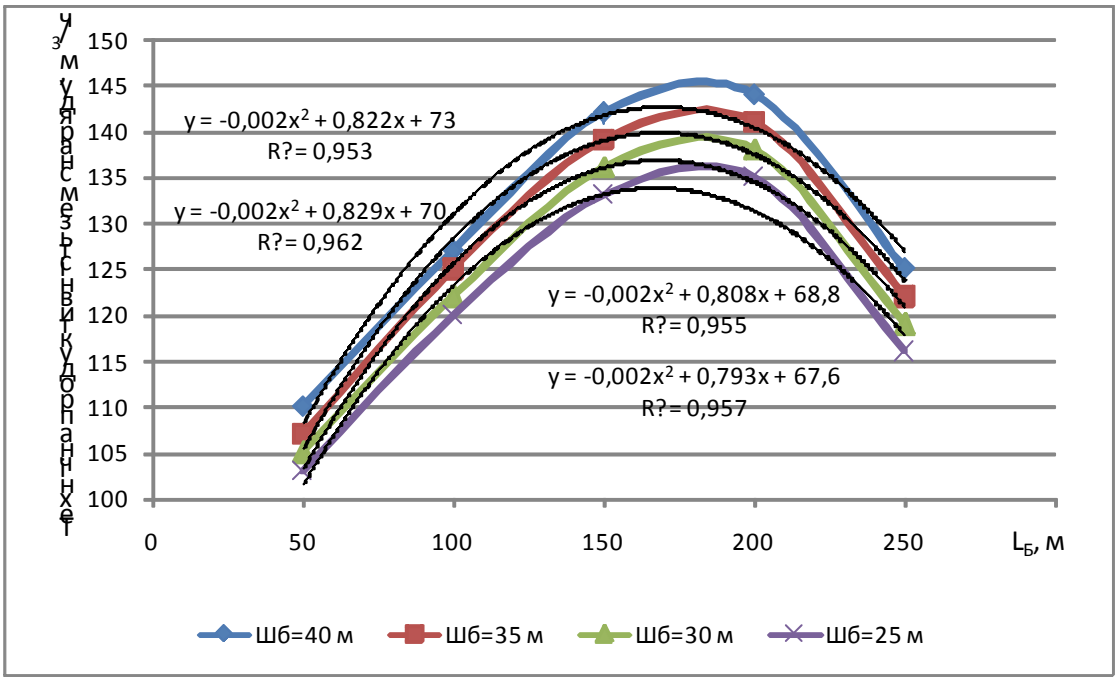


Рис. 2. Залежність технічної продуктивності земснаряду від довжини фронту робіт $L_Б$ при зміні ширини робочого майданчика від 25 до 40 м

Для встановлення показника максимальної технічної продуктивності земснаряду, розраховано максимальне значення функції $Q_{ТЕХ} = f(L_Б)$. Встановлення найбільшого значення $Q_{ТЕХ}$ здійснюється шляхом розрахунку екстремумів функції $f(L_Б) = -0{,}002L_Б^2 + 0{,}822L_Б + 73$, яка відповідає технічній продуктивності земснаряду при ширині робочого майданчика $Ш_Б = 40$ м.

Для цього знайдемо похідну цієї функції. Так $f'(L_Б) = -0{,}004\,L_Б + 0{,}822 = -0{,}004\,(L_Б - 205{,}5)$, відповідно, критична точка функції $L_Б = 205{,}5$ м. Встановив значення функції у точці $L_Б = 205{,}5$ м, знайдемо екстремум функції $f(205{,}5)$, та розрахуємо максимальну продуктивність земснаряду. Для заданих умов МАР вона складає $Q_{ТЕХ} = 157{,}46$ м^3/ч.

Наступним завданням зі встановлення параметрів підводного уступу є дослідження залежності технічної продуктивності земснаряду від потужності підводного уступу – $h_Б$. Результати виконаних дослідно-промислових робіт наведені на рис. 3.

Як видно з графіків представлених на рис. 3, залежність технічної продуктивності земснаряду – $Q_{ТЕХ}$ від глибини розробки підводної частини уступу – $h_Б$

на відміну від попередньої залежності описується рівняннями третього ступеня. При цьому максимальна продуктивність земснаряду досягається при довжині фронту гірничих робіт земснаряду 200 м, а мінімальна – 50 м, що також підтверджено попередніми дослідженнями.

В свою чергу це пов'язано з тим, що збільшення довжини фронту робіт дозволяє земснаряду забезпечити меншу кількість пересувань гірничо-допоміжного обладнання і запобігає додатковому робочому простою обладнання. Як і в попередньому дослідженні, для встановлення показника максимальної технічної продуктивності земснаряду, розраховано максимальне значення функції $Q_{TEX} = f(h_Б)$.

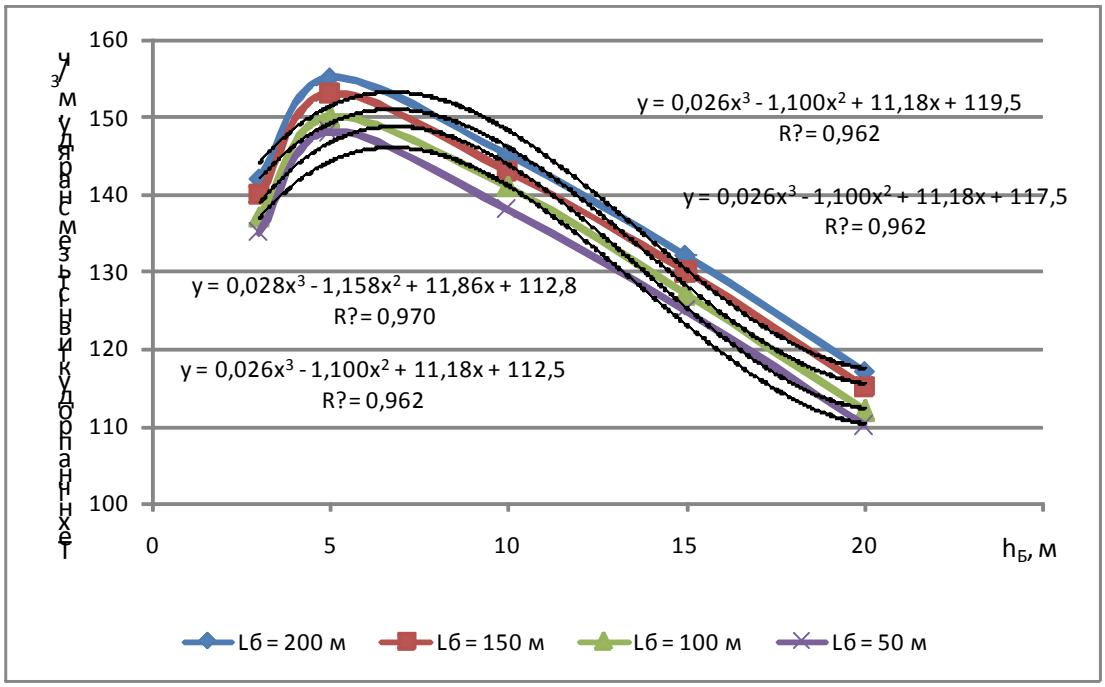


Рис. 3. Залежність технічної продуктивності земснаряду від глибини розробки підводної частини уступу $h_Б$ при довжині фронту робіт від 50 до 200 м

Встановлення найбільшого значення Q_{TEX} здійснюється шляхом розрахунку екстремумів функції $f(h_Б) = 0{,}026h_Б^3 - 1{,}1h_Б^2 + 11{,}18h_Б + 119{,}5$, яка відповідає технічній продуктивності земснаряду при довжині фронту робіт $L_Б = 200$ м. Для цього знайдемо похідну цієї функції.

Так $f'(h_Б) = 0{,}056\ h_Б^2 - 2{,}2\ h_Б + 11{,}18 = -0{,}056\ (h_Б^2 - 39{,}3\ h_Б + 199{,}6)$, при критичній точці функції $h_Б = 6$ м. Встановив значення функції у точці $h_Б = 6$ м, знайдемо екстремум функції f (6), та розрахуємо максимальну продуктивність земснаряду, яка складає $Q_{TEX} = 152{,}6$ м^3/ч.

В роботі також виконані дослідження зі встановлення раціональної ширини робочого майданчика $Ш_Б$, у якому знаходиться земснаряд і виконує видобуток корисної копалини. Під час проведення дослідно-промислових робіт встановлені залежності технічної продуктивності земснаряду від $Ш_Б$, при цьому та-

кож враховувалася довжина фронту робіт $L_Б$, яка змінювалася від 100 до 250 м. Зміна ширини робочого майданчика змінювалася в діапазоні 25 – 40 м.

Результати дослідно-промислових робіт при встановленні раціональної ширини робочого майданчика $Ш_Б$ представлені на рис. 4.

Результати виконаних досліджень, що представлені на рис. 4, дозволяють проаналізувати залежність технічної продуктивності земснаряду $Q_{ТЕХ}$ від $Ш_Б$. Залежність, як і в першому випадку, описується рівняннями другого ступеня. Як видно з графіків, максимальна продуктивність земснаряду досягається при ширині робочого майданчика 40 м, а мінімальна при 20 м. При цьому, підтверджуються результати попередніх досліджень, які показали, що найбільш ефективною є довжина фронту гірничих робіт земснаряду $L_Б$ = 200 м, при цьому збільшення $L_Б$ до 250 м призводить до значного зменшення його продуктивності через збільшення часу на допоміжні роботи, що робить таку довжину фронту найменш ефективною з розглянутих.

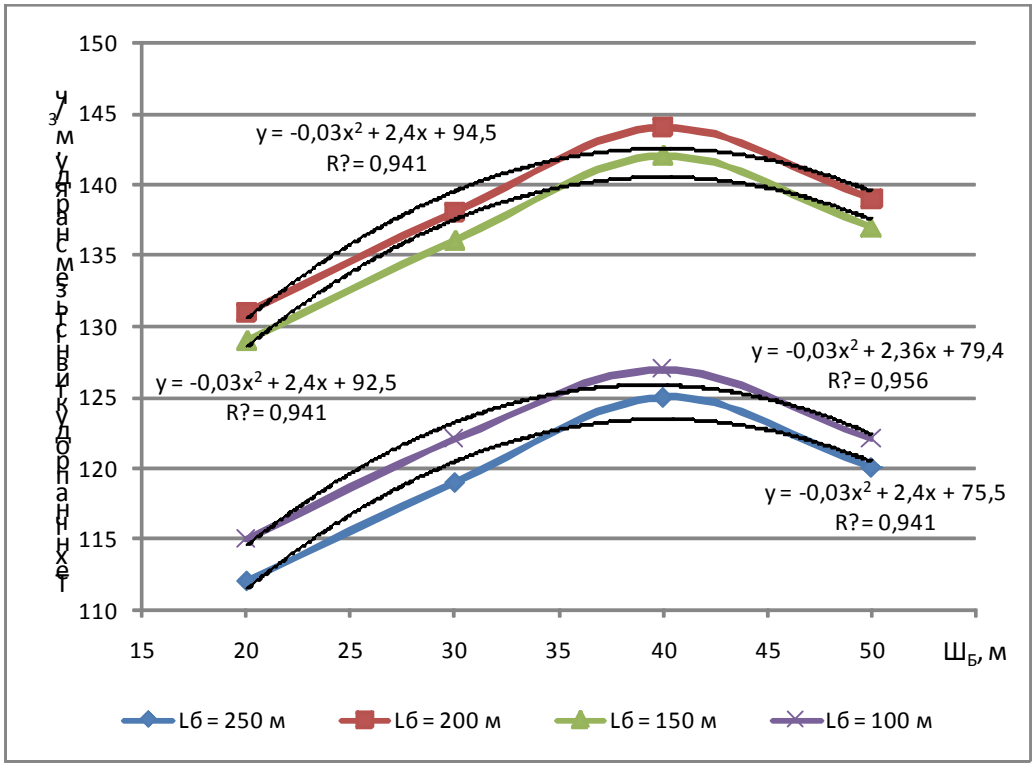


Рис. 4. Залежність технічної продуктивності земснаряду від ширини робочого майданчика $Ш_Б$ при довжині фронту робіт від 100 до 250 м

Виконані дослідження зі встановлення залежності технічної продуктивності земснаряду від ширини робочого майданчика $Ш_Б$ показали, що ефективність роботи земснаряду досягається при збільшенні $Ш_Б$ до 40 м, після чого технічна продуктивність земснаряду починає зменшуватися. Це пояснюється особливістю схеми роботи земснаряду. Так, ширина робочого майданчика, в якій знаходиться земснаряд, впливає на його технічну продуктивність через наступні параметри: частота розміщення і переміщення якорів земснаряду, зміна довжини плавучого

пульпопроводу, установка кінця плавучого пульпопроводу до місця нового підключення, схему переміщення земснаряду в межах майданчика.

Отже, виконані дослідження показують, що при ширині майданчика 40 м досягається найбільш ефективна робота земснаряду, а витрата часу на допоміжні операції зводиться до мінімуму.

При виконанні досліджень зі встановлення залежності технічної продуктивності земснаряду від ширини майданчика $Ш_Б$, з метою розрахунку показника максимальної технічної продуктивності земснаряду, обґрунтовано максимальне значення функції $Q_{ТЕХ} = f(Ш_Б)$. Встановлення найбільшого значення $Q_{ТЕХ}$ здійснюється шляхом розрахунку екстремумів функції $f(Ш_Б) = -0{,}03Ш_Б^2 + 2{,}4Ш_Б + 94{,}5$, яка відповідає технічній продуктивності земснаряду при довжині фронту робіт $L_Б = 200$ м. Для цього знайдемо похідну функції.

Так $f'(Ш_Б) = -0{,}06\,Ш_Б + 2{,}4 = -0{,}06\,(Ш_Б - 40)$, при цьому критична точка функції $Ш_Б = 40$ м. Встановив значення функції у точці $Ш_Б = 40$ м, знайдемо екстремум функції $f(40)$, та розрахуємо максимальну продуктивність земснаряду. Для заданих умов вона складає $Q_{ТЕХ} = 142{,}5$ м^3/ч.

Вирішення наступної задачі досліджень полягало у встановленні коефіцієнтів вибою при розробці підводної частини уступу земснарядами. Для цього з отриманих залежностей була побудована система рівнянь відповідно до виразу (1), який дозволяє встановити технічну продуктивність земснаряду при розробці підводної частини уступу:

$$\begin{cases} \text{Qтех} = \dfrac{Q_{З.Г} \cdot \rho \cdot k_З}{q_В + 1 - m} \\ Q\text{тех} = -0{,}002 \cdot \text{L}_\text{Б}^{\,2} + 0{,}822\text{L}_\text{Б} + 73 \\ Q\text{тех} = 0{,}026 \cdot \text{h}_\text{Б}^{\,3} - 1{,}1 \cdot \text{h}_\text{Б}^{\,2} + 11{,}18 \cdot \text{h}_\text{Б} + 119{,}5 \\ Q\text{тех} = -0{,}03 \cdot \text{Ш}_\text{Б}^{\,2} + 2{,}4 \cdot \text{Ш}_\text{Б} + 94{,}5 \end{cases}, м^3 / год. \qquad (2)$$

У першому виразі, що входить в систему рівнянь та використовується для встановлення технічної продуктивності земснаряду на практиці, усі параметри відносяться до технічної характеристики земснаряду, або фізико-механічних властивостей гірських порід. Однак коефіцієнт вибою, що враховує продуктивність земснаряду при зміні висоти уступу $k_З$ є технологічним параметром, який залежить від параметрів підводного уступу, отже за його допомогою можливо виразити вплив таких параметрів, як довжина фронту робіт земснаряду – $L_Б$, потужність підводного уступу – $h_Б$, і ширина робочого майданчика – $Ш_Б$ на технічну продуктивність земснаряду.

Відповідно до системи рівнянь, можна виразити коефіцієнт вибою через:

– довжину фронту робіт земснаряду:

$$K_З^{Lб} = \frac{(-0{,}002 \cdot \text{L}_\text{Б}^{\,2} + 0{,}822\text{L}_\text{Б} + 73) \cdot (q_В + 1 - m)}{Q_{З.Г} \cdot \rho}; \qquad (3)$$

– потужність підводного уступу, що розробляється земснарядом:

$$K_З^{hб} = \frac{(0{,}026 \cdot h_Б^{\,3} - 1{,}1 \cdot h_Б^{\,2} + 11{,}18 \cdot h_Б + 119{,}5) \cdot (q_В + 1 - m)}{Q_{З.Г} \cdot \rho}; \quad (4)$$

– ширину робочого майданчика:

$$K_З^{Шб} = \frac{(-0{,}03 \cdot Ш_Б^{\,2} + 2{,}4 \cdot Ш_Б + 94{,}5) \cdot (q_В + 1 - m)}{Q_{З.Г} \cdot \rho}; \quad (5)$$

Залежності коефіцієнта вибою від параметрів системи розробки: довжина фронту робіт земснаряду – $L_Б$, висота підводного уступу – $h_Б$ і ширина робочого майданчика – $Ш_Б$, наведені на рис. 5.

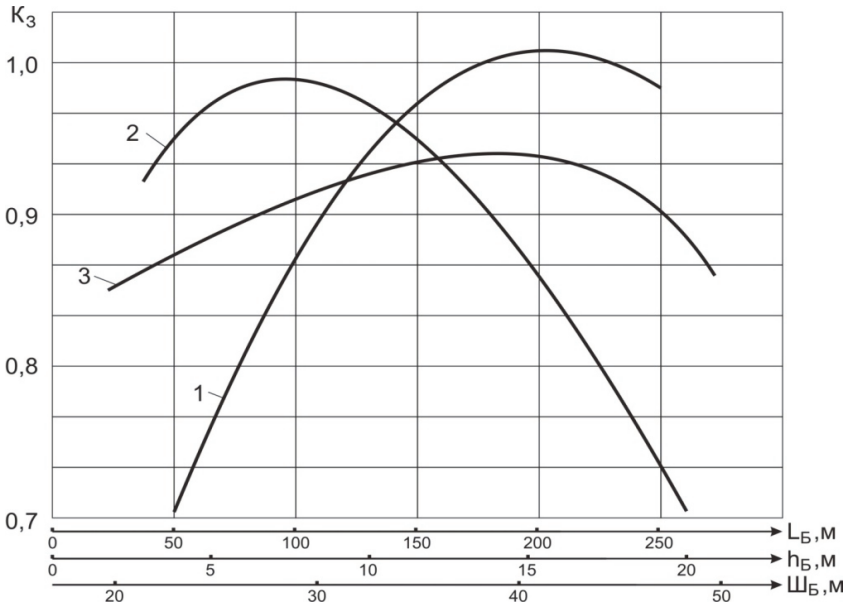


Рис. 5. Залежність коефіцієнта вибою $K_З$ від довжини фронту робіт земснаряду $L_Б$, потужності підводного уступу $h_Б$, ширини робочого майданчика $Ш_Б$; 1 – $K_З^{Lб}$; 2 – $K_З^{hб}$; 3 – $K_З^{Шб}$.

Як видно з графіків, що наведені на рис. 5, майже у всіх випадках, при ефективних параметрах системи розробки, коефіцієнт вибою досягає 1, тобто при таких параметрах досягається максимальна продуктивність земснаряду.

З цього слідує, що формулу для встановлення технічної продуктивності земснаряду можна виразити наступним чином:

$$Qтех = \frac{Q_{З.Г} \cdot \rho \cdot K_З^{Lб} \cdot K_З^{hб} \cdot K_З^{Шб}}{q_В + 1 - m}, м^3 / год. \quad (6)$$

Висновки. Виконані дослідження зі встановлення раціональних параметрів елементів системи розробки підводного видобутку титан-цирконієвих руд

дозволили встановити, що найбільшу продуктивність земснаряд – 12Э.40М.42.3 досягає при наступних значеннях: довжина фронту робіт земснаряду – $L_Б$ = 205,5 м, потужність підводного уступу – $h_Б$ = 6 м, ширина робочого майданчика – $Ш_Б$ = 40 м, цим значенням відповідають наступні коефіцієнти вибою $К_З^{Lб}$ = 1,05, $К_З^{hб}$ = 0,98, $К_З^{Шб}$ = 0,92, відповідно.

Таким чином можна стверджувати, що вперше встановлені нові залежності коефіцієнту вибою $К_З$ від довжини фронту робіт земснаряду $L_Б$, висоти підводного уступу $h_Б$, ширина робочого майданчика $Ш_Б$, що дозволяє визначати максимальну продуктивність роботи земснаряду.

Перелік посилань

1. Гайдін А.М. Розробка обводнених родовищ титанових руд: Монографія / А.М. Гайдін, Б.Ю. Собко, О.М. Лазніков // Літограф. – Д.: Літограф, – 2016. – 216 с.
2. Собко Б.Е. Совершенствование технологии открытой разработки россыпных титано-циркониевых руд /Б.Е. Собко. – Днепропетровск: РИК НГУ.- 2008. – 167 с.
3. Нурок Г.А. Гидромеханизация открытых разработок / Нурок Г.А. - М.: Недра, 1970. – 578 с.
4. Нурок Г.А. Процессы и технологии гидромеханизации открытых горных работ / Нурок Г.А. - М.: Недра, 1985. - 583 с.

ABSTRACT

Purpose. To develop the method for determination of underwater bench rational parameters at the using of surface mining dredgers. According to complicated geological and hydrogeological conditions at the mining of flooded placer titanium-zirconium deposits the new methods include determining the work parameters of the dredgers, which based on the results of experimental studies.

The methods of research consists on experimental researches and mathematical substantiation of rational underwater bench parameters that allow to increase the dredgers output. The main goal of rational parameters substantiation at the mining underwater bench includes the solving of three practical and scientific tasks.

Findings. Definition of basic criteria for evaluating the effectiveness of the dredger in terms of underwater mining ore, establish of underwater bench rational parameters with using the suggested criteria, development recommendations for calculation of the underwater mining bench parameters at the design of flooded bench technological charts at the mining Matronovsky placer deposit are given.

The originality is to determine the width, length and height of underwater bench at the dredgers using. It can be argued that the first time set the new dependencies the bench ratio on the bench length at the dredger work area $L_Б$, the height of the underwater bench $h_Б$, the width of the work area $Ш_Б$, which allow to determine the maximum output of the dredger at the flooded placer deposits mining.

Practical implications. Proposed bench ratio for determination of productivity can be used at development of horizontal placer deposits by dredgers.

Keywords: surface mining, placer deposits, flooded field, dredger, bench ratio

УДК 622.271

© О.П. Стрілець, Г.Д. Пчолкін, М.Ю. Чорний

ВПЛИВ ФРАКЦІЙНОГО СКЛАДУ ГІРНИЧОЇ МАСИ НА ПРОДУКТИВНІСТЬ ВЕЛИКОВАНТАЖНИХ АВТОСАМОСКИДІВ

© O. Strilets, H. Pcholkin, M. Chornyi

INFLUENCE FRACTIONAL COMPOSITION OF THE ROCK MASS ON THE PERFORMANCE OF HEAVY MINING TRUCK

Проведено дослідження та встановлено закономірності зміни продуктивності автосамоскидів в залежності від діаметра середнього шматка гірської маси в забої, співвідношення вантажопідйомності автосамоскидів і місткості ковша екскаватора, а також і відстані транспортування.

Проведены исследования и установлены закономерности изменения производительности автосамосвалов в зависимости от диаметра среднего куска горной массы в забое, соотношения грузоподъемности автосамосвалов и вместимости ковша экскаватора, а также и расстояния транспортировки.

Актуальність роботи. Один з основних технологічних процесів при видобутку корисних копалин на кар'єрах є буропідривні роботи. Якісне виконання вибухових робіт при підготовці скельних гірських порід дозволить знизити витрати на видобуток корисних копалин.

Збільшення інтенсивності дроблення гірської маси вибухом збільшує витрати на буропідривні роботи, проте збільшується продуктивність гірничотранспортного устаткування та зменшуються витрати на подальшу переробку корисних копалин.

Ідея роботи полягає в тому, що встановлення оптимального співвідношення фракційного складу гірської маси при застосуванні оптимального співвідношення виймально-навантажувального та транспортного обладнання дозволить оптимізувати витрати на буровибухові, виймально-навантажувальні та транспортні витрати.

Мета роботи – дослідити та встановити закономірності зміни продуктивності автосамоскидів в залежності від діаметра середнього шматка гірської маси в забої, співвідношення вантажопідйомності автосамоскидів і місткості ковша екскаватора, а також і відстані транспортування

У роботі досліджуються закономірності комплексного впливу гірничотехнічних умов експлуатації вантажно-транспортних комплексів, в які входять: автосамоскиди CAT 793D, CAT 789C та екскаватори CAT 6060, Busyrus RH200.

Наукова новизна: встановлено закономірності впливу діаметра середнього шматка гірської маси в забої (dcp) на область та умови ефективної роботи вантажно-транспортних комплексів, в які входять: автосамоскиди CAT 793D, CAT 789C та екскаватори CAT 6060, Busyrus RH200.

Виклад основного матеріалу. Аналіз хронометражних спостережень показав, що тривалість перебування автосамоскидів в пункті навантаження в залежності від гірничотехнічних умов експлуатації становить близько 3,7-4,5 годин в зміну або до 35-40% транспортного циклу. Тому ефективність взаємодії автосамоскидів і забійного екскаватора в значній мірі визначає продуктивність кар'єрного автотранспорту.

Об'єктивною оцінкою ефективності взаємодії є тривалість навантаження і простоїв автосамоскидів в очікуванні навантаження і екскаваторів в очікуванні прибуття автосамоскиду. Значення цих характеристик визначаються потужністю навантажувального обладнання, фізико-механічними властивостями порід, формою організації роботи автотранспорту в кар'єрі, способом управління вантажно-транспортним процесом.

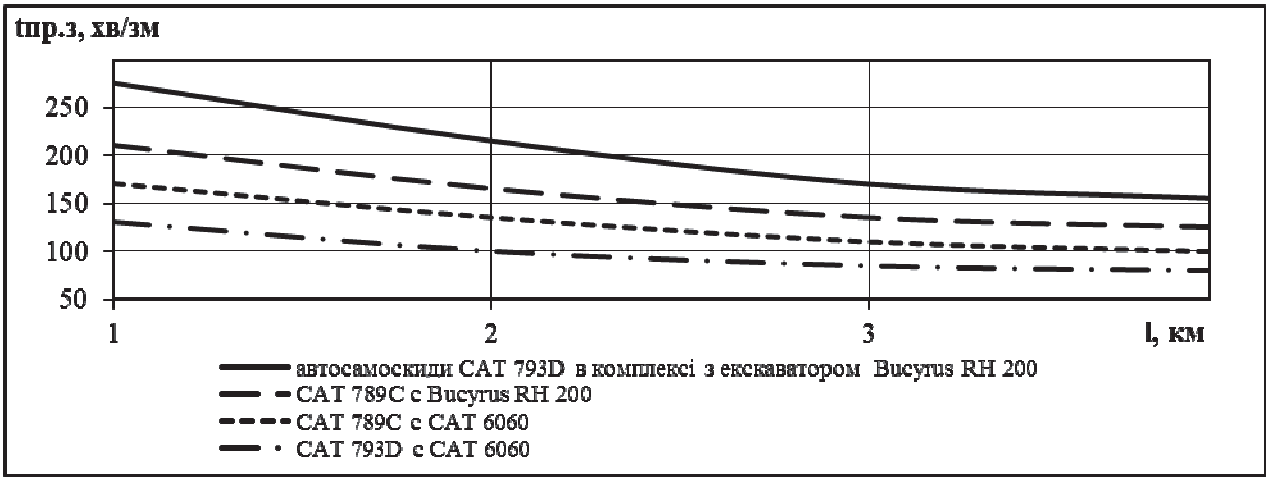


Рис. 1. Вплив відстані транспортування (l) на тривалість перебування автосамоскиду в пункті навантаження (tпр.з)

В процесі хронометражних спостережень тривалість навантаження змінювалася в широких межах залежно від поєднання вищевказаних чинників. Встановлено, що при навантаженні автосамоскидів CAT 789C і CAT 793D екскаваторами Bucyrus RH 200 (24м^3) і CAT 6060 (34м^3) в забоях висотою нижче 7 м, та в забоях з великою кількістю негабаритної фракції кількість циклів екскавації збільшується в 1,25 - 1,75 рази, а тривалість навантаження - в 1,7-2,8 рази. Навантаження автосамоскидів CAT 793D (220т) екскаватором Bucyrus RH 200 здійснювалася за 6-7 циклів в забоях пухких розкривних порід і за 5-6 циклів в забоях скельних порід і руд. Тривалість навантаження при цьому склала 3,5-4,5 хв. У той час, як навантаження автосамоскидів CAT 789C екскаватором Bucyrus RH 200 в тих же умовах здійснювалася за 5-6 циклів в забоях пухких розкривних порід і за 4-5 циклів в забоях скельних порід і руд, з тривалістю 2,5-3,5 хв. Тобто використання екскаваторів Bucyrus RH 200 (24м^3) для навантаження автосамоскидів вантажопідйомність 220 т значно знижує їх ефективність. Для найбільш повної реалізації потенційної продуктивності автосамоскидів CAT

793D доцільно впроваджувати їх у виробництво в комплексі з екскаваторами CAT 6060.

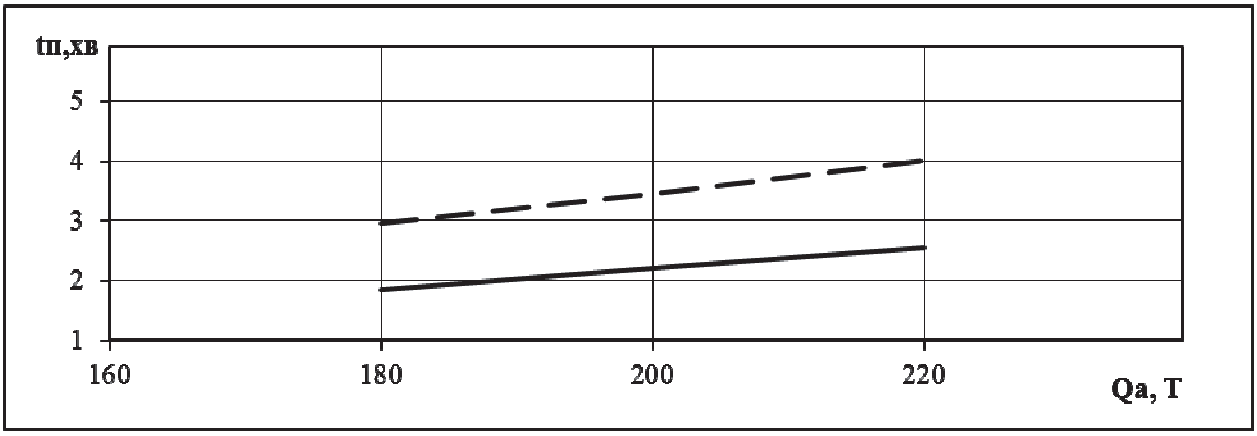


Рис. 2. Закономірності зміни тривалості навантаження (tп) автосамоскида в залежності від його вантажопідйомності і місткості ковша екскаватора:
- - - Busyrus RH 200; —— CAT 6060

Аналізуючи ступінь впливу фракційного складу гірської маси на продуктивність автосамоскидів можна сказати, що зниження продуктивності автосамоскидів найістотніше при величині dcp> 0,6 - 0,7 м для вантажно-транспортних комплексів з автосамоскидів CAT 789C, і екскаватора Busyrus RH 200 і при dcp> 0,7 - 0,8 м для комплексів з автосамоскидів CAT793D і екскаваторів CAT 6060 (рис. 3).

Це пояснюється тим, що зазначеним інтервалам значень діаметра середнього шматка гірської маси відповідає більший вихід негабаритних фракцій, істотне збільшення часу циклу навантаження, зниження коефіцієнта екскавації і ритмічності вантажно-транспортного процесу.

Дослідження залежності ступеня впливу якості дроблення гірської маси на продуктивність автосамоскидів від дальності транспортування при середньому ухилі траси 40-60 ‰ дає підставу стверджувати, що найбільший вплив, за інших рівних умов, виявляється при відстані транспортування до 3,0-3,5 км (рис . 4). Чим більше значення діаметру середнього шматка гірської маси, тим інтенсивніше змінюється "коефіцієнт впливу фракційного складу гірської маси" зі збільшенням довжини траси. Так, для умов Єристівського ГЗК найбільший вплив фракційного складу гірської маси на продуктивність автосамоскидів проявляється при середньому розмірі шматка 0,9 м і відстані транспортування 1,5-2,5 км.

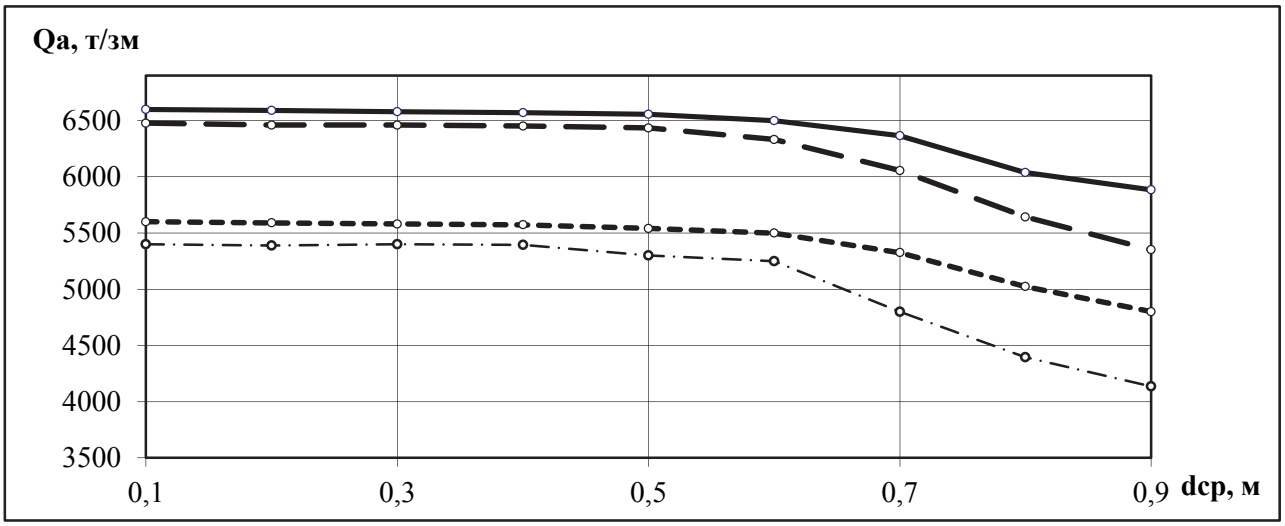


Рис. 3. Зміна продуктивності автосамоскидів (Qa) в залежності від діаметра середнього шматка гірської маси в забої (dcp):
—— CAT 793D (навантаження екскаватором CAT 6060);
– – – CAT 793D (навантаження екскаватором Busyrus RH 200);
- - - CAT 789C (навантаження екскаватором CAT 6060)
– - – CAT 789C (навантаження екскаватором Busyrus RH 200)

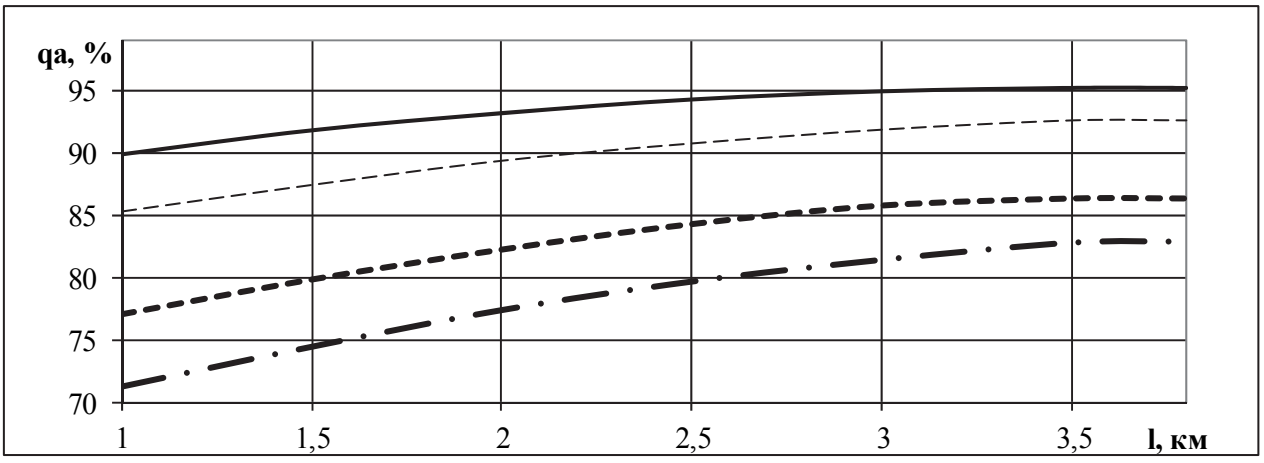


Рис. 4. Відносна зміна продуктивності автосамоскидів (qa) при відхиленні фракційного складу гірської маси від умовно-нормативного значення ($d_{ср}$=0,3 м) і середньому ухилу траси i = 40-60 ‰ в залежності від відстані транспортування (l): —— $n_ц$ = 3, $d_{ср}$ = 0,6 м; – – – $n_ц$ = 5, $d_{ср}$ = 0,6 м; - - - $n_ц$ = 3, $d_{ср}$ = 0,9 м; – - – $n_ц$ = 5, $d_{ср}$ = 0,9 м

Виходячи з вищевикладеного, якість підготовки гірської маси до виймання при розрахунку продуктивності автосамоскидів необхідно враховувати за допомогою "коефіцієнтів впливу фракційного складу гірської маси", диференці-

йованих по дальності транспортування, середньому ухилу траси, співвідношенню місткості кузова автосамоскида і ковша екскаватора.

Досліджуючи вплив ступеня завантаження автосамоскидів на ефективність роботи вантажно-транспортних комплексів з'ясувалося, що найбільших втрат продуктивності екскаватора при навантаженні дробової частини ковша (до 28% при nц = 4 і до 14% при nц = 7) спостерігаються, коли величина дробової частини (Δnк) менше 0,5 (рис. 5). Найменші втрати мають місце, коли Δnк = 0,7-0,9.

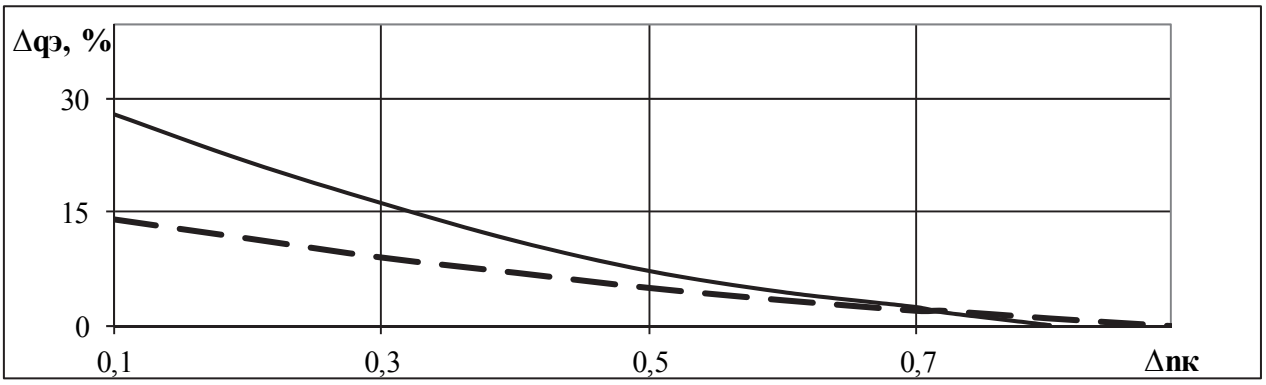


Рис. 5. Зниження продуктивності екскаватора (Δqe) при навантаженні дробової частини ковша (Δnк):
—— автосамоскид CAT 793D в комплексі з екскаватором CAT 6060 nц = 4;
- - автосамоскид CAT 793D в комплексі з екскаватором Busyrus RH200 c, nц = 7

Величина і знак зміни продуктивності автосамоскиду при зниженні використання вантажопідйомності через недовантаження дробової частини ковша залежать від тривалості транспортного циклу і циклу екскавації (рис. 6). Максимальна інтенсивність зміни продуктивності автосамоскиду спостерігається при Тц <13 хв або відстані транспортування l <1,5 км.

Результати виконаних для кар'єра Єристівського ГЗК розрахунків показують (табл. 1), що область ефективної роботи з недовикористанням вантажопідйомності автосамоскида при заданих гірничотехнічних умовах навантаження залежить, як від величини дробової частини ковша, так і від числа циклів навантаження. Межі такої області звужуються зі збільшенням величини дробової частини ковша і зменшенням кількості циклів навантаження.

Найбільш імовірна економічна ефективність роботи з недовикористанням вантажопідйомності при ki.г> 0,90 і Δn <0,5. Ефективність від зниження завантаження автосамоскида на величину дробової частини ковша знижується зі збільшенням відстані транспортування, середньозваженого ухилу траси і висоти підйому вантажу.

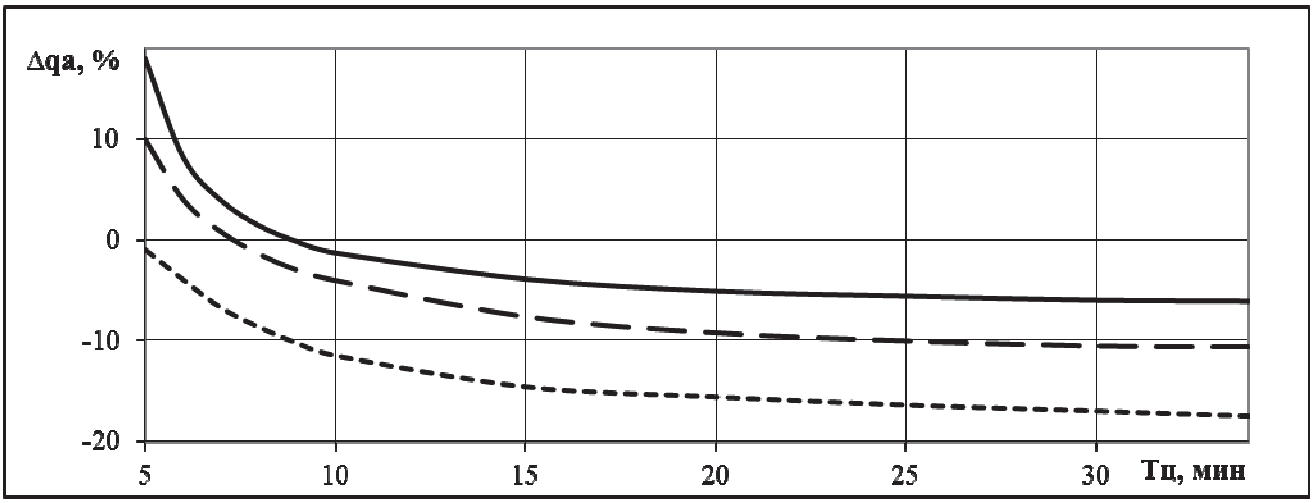


Рис. 6. Відносна зміна продуктивності автосамоскидів (Δqa) при відхиленні коефіцієнта використання вантажопідйомності (ki.г) від одиниці: —— ki.г = 0,95; – – – Ki.г = 0,8; - - - Ki.г = 0,7; Тц - тривалість транспортного циклу

Таблиця 1

Область умов ефективної роботи вантажно-транспортних комплексів з недовикористанням вантажопідйомності автосамоскидів CAT 793D на величину дробової частини ковша.

Висота підйому вантажу, м	Середний ухил, ‰	Відстань транспортування, км			
		Busyrus RH 200		CAT 6060	
		Руда	Породи розкриву (мергель, пісок)	Руда	Породи розкриву (мергель, пісок)
		$k_{и.г}$= 0,97 $\gamma_п$=3,35 $n_{к.р}$= 5,14	$k_{и.г}$= 0,95 $\gamma_п$=1,95 $n_{к.р}$= 6,30	$k_{и.г}$=0,94 $\gamma_п$=3,35 $n_{к.р}$=3,18	$k_{и.г}$= 0,95 $\gamma_п$=1,95 $n_{к.р}$=4,21
0	0	0-2,15	0-0,75	0-1,00	0-1,60
10	10	0-2,10	0-0,75	0-1,00	0-1,55
17	20	0-2,10	0-0,60	0-0,95	0-1,50
25	30	0-2,05	0-0,60	0-0,95	0-1,50
38	40	0-2,05	0-0,55	0-0,95	0-1,45
54	50	0-2,00	0-0,55	0-0,90	0-1,40
69	60	0-1,95	0-0,55	0-0,90	0-1,40
83	70	0-1,90	0-0,50	0-0,90	0-1,35
98	80	0-1,85	0-0,45	0-0,90	0-1,30

Висновок. Проведені дослідження дозволили встановити, що мінливість гірничотехнічних умов експлуатації обумовлює значні відхилення фактичної продуктивності автосамоскидів від нормативної.

Встановлені в процесі досліджень закономірності є основою для розробки коригуючих коефіцієнтів, що будуть враховувати відхилення продуктивності автосамоскидів від нормативної при зміні умов експлуатації.

Перелік посилань

1. О.П. Стрілець, Г.Д. Пчолкін, С.І. Корніяшік Дослідження впливу дроблення скельних гірських порід на ефективність роботи комплексів циклічно-потокової технології в кар'єрах Криворізького залізорудного басейну. - Форум гірників - 2015-го, Матеріали міжнародної конференции :, 30 вересня - 3 жовтня 2015-го., М. Дніпропетровськ, - Д .: Національний гірничий університет », 2015. Т.1. -263 С. - (Стор. 171-174)
2. Аністратов Ю.І., Жабін Н.І. Раціональна ступінь дроблення гірської маси на кар'єрах з автомобільним транспортом. - Горн.журн., 1969, № 1, С.36-38.
3. Кулешов А.А. Потужні екскаваторного-автомобільні комплекси кар'єрів. - М .: Недра, 1980. - 317 с.

ABSTRACT

Purpose. Researches and established patterns of change in of productivity of dump trucks, depending on the diameter of middle piece of the rock mass in the slaughter, the ratio carrying capacity dump trucks and an excavator of bucket capacity and transport distance of also.

The methods of research: analysis of scientific literature, experimental study of technological schemes of transport.

Findings. The research revealed that the variability mining conditions causes considerable deviation of the actual performance of the regulatory dump trucks.
Installed in the regularities research is the basis for developing of adjustment coefficients to be taken into account deviations from normative dump trucks productivity when changing conditions.

The originality established patterns of change in of productivity of dump trucks, depending on the diameter of middle piece of the rock mass in the slaughter, the ratio carrying capacity dump trucks and an excavator of bucket capacity and transport distance of also

Practical implications. Installed in the regularities research is the basis for developing of adjustment coefficients to be taken into account deviations from normative dump trucks productivity when changing conditions.

Keywords: Open cast mining, Ferrexpo, quarry excavator, car.

УДК 622.271

© О.П. Стрілець, Г.Д. Пчолкін, М.Ю. Чорний

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ДОВЖИНИ ТИМЧАСОВОЇ ЧАСТИНИ АВТОДОРОГИ НА ПРОДУКТИВНІСТЬ ВЕЛИКОВАНТАЖНИХ АВТОСАМОСКИДІВ

© O. Strilets, H. Pcholkin, M. Chornyi

RESEARCH OF INFLUENCE OF LENGTH PART OF ROAD ON PRODUCTIVITY OF HEAVY HIGHWAY DUMP TRUCKS

Проведено дослідження щодо встановлення закономірностей комплексного впливу гірничотехнічних умов експлуатації на тривалість елементів транспортного циклу і продуктивність кар'єрних автосамоскидів.

Проведено исследование по установлению закономерностей комплексного влияния горнотехнических условий эксплуатации на продолжительность элементов транспортного цикла и производительность карьерных автосамосвалов.

Актуальність роботи. На сьогоднішній день видобуток залізної руди на гірничорудних підприємствах України здійснюється, переважно, відкритим способом. Найбільш трудомісткою і дорогою при цьому є стадія транспортування гірничої маси. Питома вага витрат на неї становить до 55-60% в загальних витратах на видобуток корисних копалин. На залізорудних кар'єрах, поряд із залізничним, широке застосування має автомобільний транспорт, як самостійний або в комбінації з іншими видами транспорту. У зв'язку з цим підвищення ефективності відкритої розробки залізорудних родовищ значною мірою пов'язано з підвищенням продуктивності і економічності автомобільного транспорту. Для вирішення цього завдання компанією «Ferrexpo» було прийнято рішення використовувати для транспортування гірничої маси на Єристівському родовищі залізистих кварцитів автосамоскиди марки Caterrpillar вантажопідйомність 180 і 220 т (рис. 1).

Аналіз практики експлуатації, планування і нормування праці автосамоскидів вантажопідйомністю 180 і 220 т в умовах Єристівського родовища показує, що незважаючи на збільшення вантажопідйомності, в порівнянні з 90 і 136-тонними автосамоскидами, які експлуатуються в кар'єрі Полтавського ГЗК, продуктивність їх зростає не прямо пропорційно вантажопідйомності. Повна реалізація потенційної продуктивності цих машин можлива при встановленні і забезпеченні умов ефективної експлуатації та одночасному вдосконаленні організації, планування і нормування автотранспортних робіт.

У зв'язку з цим очевидна актуальність дослідження комплексного впливу гірничотехнічних умов на формування параметрів змінної роботи кар'єрних автосамоскидів, спрямованої на вдосконалення планування і встановлення умов, що забезпечують інтенсифікацію автотранспортного процесу.





Рис. 1. Автосамоскиди Caterpillar 789C і Caterpillar 793D вантажопідйомністю 180 і 220 т відповідно

Ідея роботи полягає в тому, що оптимальна продуктивність технологічного автотранспорту повинна визначатися з урахуванням комплексного впливу гірничотехнічних умов експлуатації та особливостей взаємодії вантажно-транспортного обладнання.

Мета роботи - підвищення ефективності використання технологічного автотранспорту шляхом оптимізації та вдосконалення планування їх продуктивності в конкретних умовах залізорудних кар'єрів.

У роботі досліджуються закономірності комплексного впливу гірничотехнічних умов експлуатації на тривалість елементів транспортного циклу і продуктивність автосамоскидів.

Наукова новизна: встановлено закономірності впливу довжини тимчасової частини автодороги на продуктивність кар'єрних автосамоскидів в залежності від дальності транспортування, середнього ухилу траси і числа циклів екскавації при навантаженні.

Виклад основного матеріалу. На сьогоднішній день в умовах Єристівського родовища навантаження порід скельного розкриву і руди, що мають міцність f = 10-20, здійснюється електрогідравлічними екскаваторами CAT 6060 і Busyrus RH 200 (рис. 2) з попереднім розпушуванням буропідривним способом в автосамоскиди Caterpillar 789C і Caterpillar 793D (рис. 1) вантажопідйомністю 180 і 220 т відповідно. В якості бурового обладнання використовуються бурові станки Pit Viper 275 компанії Atlas Copco.

Аналіз стану автодоріг на залізорудних кар'єрах показує, що в межах одного кар'єру транспортно-експлуатаційні якості, як постійних, так і тимчасових доріг характеризуються певною сталістю. Виходячи з цього, представляється можливим і доцільним при розрахунку продуктивності автосамоскидів на конкретних трасах руху прийняти за оцінку якості автодороги довжину її тимчасової частини.

Основними факторами, що визначають протяжність тимчасових автодоріг, є: довжина фронту робіт, параметри відвалів і перевантажувальних майданчиків, швидкість посування забою і фронту розвантаження, рівень організації будівництва і експлуатації технологічних доріг кар'єру.





Рис. 2. Електрогідравлічні екскаватори CAT 6060 і Busyrus RH 200

Зроблені аналітичні дослідження показують, що збільшення довжини тимчасової частини автодороги призводить до істотного зниження продуктивності автосамоскидів (табл. 1).

Таблиця 1

Продуктивність автосамоскидів CAT 793D (Qa, т/зміну) при різній довжині тимчасової частини автодороги

Число циклів навантаження	Тип екскаватора і гірської маси	Довжина тимчасової частини автодороги, м				
		100	200	400	600	800
3	CAT 6060, наноси	6600 / 1,0	6415 / 0,972	6098 / 0,924	5867 / 0,889	5656 / 0,857
4	CAT 6060, скельний розкрив	6380 / 1,0	6214 / 0,974	5921 / 0,928	5736 / 0,899	5602 / 0,878
5	Busyrus RH 200, скельний розкрив	6160 / 1,0	6006 / 0,975	5735 / 0,931	5575 / 0,905	5445 / 0,884

Примітка: 1. У знаменнику - відносна зміна продуктивності; 2. Дані таблиці відповідають дальності транспортування 3 км і середньому ухилу траси 60 ‰.

Значимість довжини тимчасової частини дороги, як фактору, що визначає продуктивність автосамоскидів, залежить від поєднання значень інших гірничотехнічних факторів: відстані транспортування, середнього ухилу траси, вантажопідйомності автосамоскиду і числа циклів навантаження. Так, в умовах Єристівського кар'єру при дальності транспортування 1,5 км і середньому ухилу траси 60 ‰ збільшення тимчасової частини дороги на 300 м обумовлює зниження продуктивності автосамоскиду CAT 973D на 11,2%. При дальності

транспортування 3,0 км і тому ж середньому ухилі подібне збільшення тимчасової частини дороги призводить до зниження продуктивності на 6,9% (рис. 3).

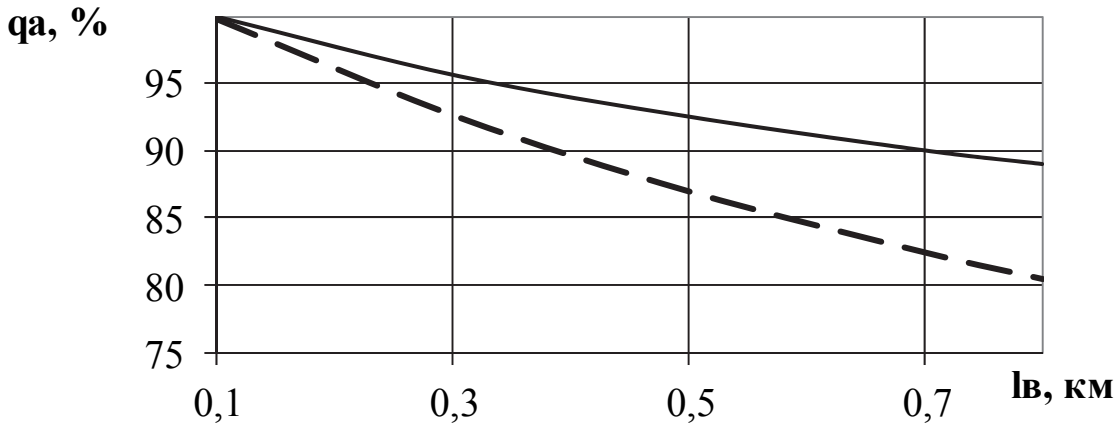


Рис. 3. Відносна зміна продуктивності автосамоскидів (qa) в залежності від довжини тимчасової частини автодороги (lв):
- - - При відстані транспортування 1,5 км;
--- При відстані транспортування 3 км

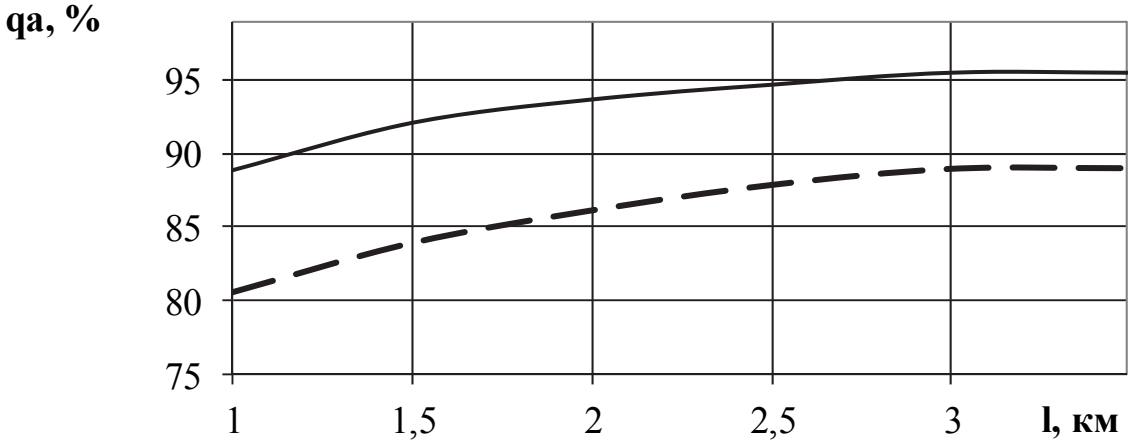


Рис. 4. Відносна зміна продуктивності автосамоскидів (qa) при відхиленні довжини тимчасової частини автодороги від умовно нормативного значення (lв=0,1 км) в залежності від відстані транспортування (l):
--- Довжина тимчасової частини автодороги (lв) = 0,4 км;
--- Довжина тимчасової частини автодороги (lв) = 0,8 км

Оцінка ступеню впливу довжини тимчасової частини дороги на продуктивність автосамоскида здійснювалася за допомогою коефіцієнту впливу тимчасової дороги (kв.д), що визначається відношенням продуктивності автосамоскиду при існуючій на даній трасі довжині тимчасової автодороги до продуктивності на тій же трасі при довжині тимчасової автодороги 100 м. Основними фа-

кторами, що визначають величину kв.д, є дальність транспортування. При цьому найбільш помітна зміна kв.д від дальності транспортування (l) спостерігається при l < 3 км. При l > 3 км крива залежності kв.д = ∫ (l) починає виположуватися (рис. 4).

Висновки та напрямки подальших досліджень. Таким чином, довжина тимчасової частини автодороги робить істотний вплив на продуктивність автосамоскидів і повинна враховуватися при плануванні і нормуванні автотранспортних робіт в кар'єрі. Вплив довжини тимчасової частини автодороги на продуктивність автосамоскида може бути оцінено коефіцієнтом впливу тимчасової дороги, величину якого слід встановлювати диференційовано в залежності від відстані транспортування і середнього ухилу траси.

У подальших дослідженнях необхідно визначити продуктивність автосамоскидів від кусковатості гірничої маси, оскільки параметри негабаритного шматка породи при збільшенні ємкості ковша екскаватора і кузова автосамоскида регламентуються параметрами дробарки або кузова думпкара.

Перелік посилань

1. Кулешов А.А. Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров. - М.: Недра, 1980. - 317 с.
2. Репин Н.Я., Ташкинов А.Я., Семенычев В.М. К определению производительности автосамосвалов при перевозке скальных пород на разрезах. - Разработка угольных месторождений открытым способом: Межвузов.сб. - Кемерово: Кузбасс. политехн. ин-т. 1975, вып. 3, с.177-183.
3. Томаков П.И. Структура комплексной механизации карьеров с техникой цикличного действия. - М.: Недра, 1976. - 232 с.

ABSTRACT

Purpose. Consider technological efficiency of vehicles by optimizing planning and improving their efficiency in specific circumstances iron quarries.

The methods of research: analysis of scientific literature, experimental study schemes of working technological transport.

Findings. The length of temporary roads has affect the performance of the career car. It should be considered when planning and regulation the work of a career. The influence of the length part of road on productivity can be assessed taking into account the impact factor of temporary roads, whose value must be set differently depending on the distance of transportation and the average slope of the road.

The originality of technological solutions is to set the length of temporary roads impact the performance of his career depending on the distance of transportation, the average slope of the road and the number of cycles excavator.

Practical implications. The methods of optimization of career cars of new generation will determine the conditions of maximum intensity of the process of loading and transport. It will increase the reliability and accuracy of planning career car.

Keywords: Open cast mining, Ferrexpo, quarry excavator, car.

УДК 622.271

© О.О. Шустов

ОБГРУНТУВАННЯ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ НОВО-ДМИТРІВСЬКОГО РОДОВИЩА БУРОГО ВУГІЛЛЯ

© O. Shustov

SUBSTANTIATION OF OPEN-CAST MINING ECONOMIC EFFICIENCY OF NOVO-DMITROVSKY DEPOSIT

Розглянуто сучасний стан видобутку бурого вугілля в Україні. Виконана економіко-математична оцінка витрат на добування корисної копалини в складних гірничогеологічних умовах з урахуванням параметрів виймально-навантажувального обладнання. Обґрунтована доцільність комплексного використання вуглистої глини та бурого вугілля з метою зниження коефіцієнту розкриву. Наведено рекомендації щодо зменшення часу на розкриття буровугільного родовища та його прискореного виходу на виробничу потужність.

Рассмотрено современное положение добычи бурого угля в Украине. Выполнена экономико-математическая оценка затрат на добычу полезного ископаемого в сложных горногеологических условиях с учетом параметров выемочно-погрузочного оборудования. Обоснована целесообразность комплексного использования углистой глины и бурого угля с целью снижения коэффициента вскрыши. Приведены рекомендации для уменьшения времени на вскрытие буроугольного месторождения и его ускоренного выхода на производственную мощность.

Вступ. Станом на 2017 р. Україна має вкрай обмежені можливості добування вугілля для забезпечення своєї незалежності у розвитку важкої індустрії. Особливо це стосується бурого вугілля. Олександрійський буровугільний район не має довгострокової перспективи підтримки своєї продуктивності. Інші перспективні родовища не розробляються, а деякі знаходяться в стадії пошуку і детальної розвідки. В той же час, Ново-Дмитрівське родовище детально розвідане, має значні запаси і може бути прикладом для початку відновлення вугільної промисловості у найближчий термін [1].

Актуальність досліджень. Ново-Дмитрівське родовище бурого вугілля відрізняється від родовищ Олександрійського району не тільки значними запасами різноманітних корисних копалин, а й складними умовами залягання: значною глибиною та великими водопритоками, що може істотно вплинути на економічну доцільність видобутку сировини [2]. Тому для його освоєння потрібна попередня оцінка родовища на предмет економічної доцільності будівництва гірничого підприємства. При цьому, поряд з розглянутими раніше, технологіями розробки родовищ корисних копалин із застосуванням напору води, доцільно виконати аналіз гірничотранспортних систем, які довгі роки експлуатуються при добуванні марганцевих руд і бурого вугілля в Україні [3]. У якості критерію ефективності розглянутих систем використовують мінімальне значення зведених витрат на добування основної корисної копалини, тобто 1 т сирого бурого вугілля.

Отже, обґрунтування економічної доцільності розробки Ново-Дмитрівського родовища з подальшим будівництвом гірничого підприємства являється надзвичайно актуальною науково-практичною **задачею**.

Викладення основного матеріалу. На підставі досвіду розкривних робіт, розкриття кар'єрного поля можливо здійснювати двома високопродуктивними роторно-конвеєрними комплексами: 1-й комплекс – у складі роторного екскаватора СРС-2000, з теоретичною продуктивністю 4900 м^3/год., конвеєрного транспорту, міжуступного перевантажувача і відвалоутворювача типу ARs-B 5000.60. Даний комплекс експлуатується з початкової фази будівництва і поступово пересувається на нижні робочі горизонти кар'єру; 2-й комплекс – розкривні роботи планується виконувати із застосуванням більш потужного роторного екскаватора SRs-6300 з теоретичною продуктивністю 14000 м^3/год. та навантаженням породи на стрічковий конвеєр у складі з міжуступним перевантажувачем та відвалоутворювачем.

Добувні роботи доцільно виконувати одноківшевою прямою мехлопатою з ємністю ковша не менше 12 м^3 в комплексі з автосамоскидами. Склад такого комплексу відповідає підвищеній міцності бурого вугілля у масиві.

Попередня оцінка капітальних вкладень для придбання й монтажу гірничотранспортного устаткування становить 680,7 млн. дол. США (табл. 1).

Експлуатаційні витрати на видобуток вугілля визначалися оціночно на базі рекомендацій німецького "Майстер-плану розвитку буровугільної промисловості України" [4]. За наведеною методикою розрахункові витрати на видобування відрізняються від класичної собівартості на рівень амортизаційних нарахувань та включають дисконтовану вартість обладнання. На основі застосовуваного устаткування визначають експлуатаційні витрати. Потреба в персоналі залежить від встановленого технічного оснащення кар'єру й режиму його роботи (керування й технічне обслуговування устаткування – однозмінне, виробничий процес – трьохзмінній). Значення коефіцієнту відносини виробничого персоналу до других категорій розраховано по українських мірках. Потреба у персоналі для виконання допоміжних и проміжних робіт оцінювалася на досвіді вугільних підприємств Східної Європи. Для обраних видів витрат розраховані наступні передумови їх оцінки:

– термін експлуатації родовища 36 років;

– видобуток вугілля очікується на 6-й рік від початку монтажу обладнання й виконання гірничих робіт з будівництва кар'єру та розкриття вугільного шару.

Вартість технічного обслуговування приймається від встановленої суми інвестиції на рік:

– пристрої інфраструктури – 2 %;

– екскаватори ланцюгові, роторні – 3 %;

– стрічкові відвалоутворювачі – 3-3,5 %;

– екскаватори драглайни, прямі мехлопати – 4 %;

– автосамоскиди – 6 %;

– допоміжна техніка – 3 %;

– електроенергія – 80 дол./МВт годин без ПДВ; прогноз роздрібного тарифу на потребу електроенергії для промислових споживачів встановлюється на рівні першого класу;

– витрати на заробітну плату одного робітника становить в середньому 850 дол. США/місяць;

– нарахування на заробітну плату прийняті у розмірі 22 %;

– адміністративні та загальнозаводські витрати становлять 3 млн. дол. на рік;

– податок на землю, рентні платежі та інші витрати віднесені на невраховані витрати.

Таблиця 1

Очікувані вкладення на придбання гірничотранспортного обладнання для експлуатації Ново-Дмитрівського кар'єру

Найменування основного обладнання	**Кількість, од.**	**Вартість, тис. дол. США**	**Вартість з ПДВ, тис. дол. США**
Екскаватор з ковшем не менше 12 куб м	1	3 754	4 505
Роторний екскаватор SRs-2000	1	36 993	44 392
Роторний екскаватор SRs-6300	2	177 878	213 454
Відвалоутворювач типу ARs-B 5000.60	1	16 614	19 937
Відвалоутворювач типу Spreader ARs- (K) 8800.195	3	144 078	172 894
Перевантажувач типу BRs (K) 1800.65	1	4 543	5 452
Перевантажувач типу BRs 1600.47/72	2	23 364	28 037
Конвеєр забійний	2	23 665	28 398
Конвеєр торцевий	1	14 732	17 678
Конвеєр магістральний	2	29 446	35 335
Конвеєр відвальний	2	36 265	43 518
Автосамоскиди	5	4 358	5 230
Невраховане гірниче устаткування (10 %)		51 569	61 883
Разом		567 260	680 712

Додаткові експлуатаційні витрати по гірничому підприємству розраховані на період виходу на проектну потужність (9 млн. тонн на рік) і складають 4,71 дол./т.

Дані щодо вказаних капітальних вкладень і експлуатаційних витрат показують, що, не дивлячись на великі витрати на придбання гірничої техніки, експлуатаційні витрати на видобуток 1 т бурого вугілля, при виході кар'єру на проектну потужність очікуються на рівні 4,7 дол. США. При теплотворній здатності бурого вугілля в 2527 ккал/кг вартість видобутку 1-ї тонни умовного палива складає 13,1 дол. без ПДВ.

Однак, статичні дані, такі як CAPEX (англ. Сокр. от CAPital EXpenditure – капитальные затраты) і OPEX (англ. сокр. от operating expenses – операционные расходы), не дозволяють судити про ефективність експлуатації того чи іншого родовища в цілому. Такого роду оцінки прийнято виконувати на базі прогнозування руху грошових коштів або кеш-флоу (від англ. Cash Flow).

Для можливості обґрунтування розвитку окремих ділянок кар'єру прийнята методика, що надійно зарекомендувала себе при розрахунку доцільності розвитку буровугільної галузі та енергетики, що застосовується в Німеччині й представлена в «Майстер-плані розвитку буровугільної промисловості України», виконаному німецькими буровугільними і енергетичними концернами. Відповідно до неї, варіанти розвитку проектів оцінюються загальними міжнародно-визнаними методами динамічного економічного розрахунку. При цьому визначаються щорічні витрати і доходи на повний період експлуатації родовища, або на термін планування гірничих робіт.

Витрати й доходи порівняні один з одним в фінансово-математичних усереднених витратах і визначені показниками:

- фактична вартість при різних калькуляційних процентних ставках;
- фінансово-математичні усереднені витрати (ФМУВ);
- внутрішня процентна ставка.

Передумовою для застосування методів динамічного економічного розрахунку є те, що всі витрати реєструються, як для інвестицій, так і для поточного виробництва по роках експлуатації на весь аналізований період у вигляді платіжного ряду. Амортизаційні відрахування і відсотки не враховуються. Можлива процентна ставка по кредиту або вартість інвестованого капіталу враховані в долях при прогнозуванні грошових потоків. Якщо є невраховані доходи, то вони обробляються аналогічно. При розрахунку передбачено щорічне перевищення доходів над витратами, а також перевищення доходів над витратами за весь період експлуатації родовища. Таким чином експлуатація підприємства повинна забезпечити позитивний NCF (від англ. Net Cash-Flow – чистий грошовий потік). При цьому необхідно дотримуватись наступного співвідношення:

$$NCF \geq 0 \qquad (1)$$

Оплати здійснюють, як правило, в певні дати і окремі роки у різному розмірі. Щоб зробити їх, порівнянними між собою, вони оцінюються на певну дату експлуатації за допомогою калькуляційної процентної ставки. Внаслідок цього гарантується, що оплати, які за часом мають бути здійснені пізніше, незначні у розрахунку з тими, які мають бути виконані раніше. Використовувана кальку-

ляційна процентна ставка встановлюється в залежності від відсотка для довго- та середньострокового кредиту та прийнятого розміру нарахування відсотків. Якщо прогнози для можливої майбутньої процентної ставки та очікуваного ризику інвестицій небезпечні, працюють, як правило, з більш високими процентними ставками. Для розгляду вибирається, як правило, початок усього періоду експлуатації або початок виробництва продукції. Сума всіх відповідних на цю дату виплат вказується як балансова вартість.

Реалізація проектів виробничо-економічно раціональна, якщо при заявленій калькуляційній процентній ставці (дисконтна процентна ставка) різниця між балансовою вартістю і внеском, щонайменше, дорівнює нулю, а ще краще – позитивна. Як правило, поряд з балансовою вартістю при твердо заявленій калькуляційній процентній ставці встановлюється така, при якій балансова вартість буде прагнути до нуля. Ця процентна ставка називається внутрішньою.

Застосування названих методів передбачає, що поряд з виробничими витратами також відомі очікувані ціни за кінцеву продукцію і досягаються доходи за весь проектний період. Часто буває так, що ціни на товарну продукцію ще невідомі, не затверджені й не вивчені. У цьому випадку встановлюються фінансово-математичні усереднені витрати, які можуть бути розглянуті у якості спеціальних форм представлення вартості капіталу. Розраховані витрати підприємства відповідають фінансово-математичній вартості одиниці продукції, яка повинна бути визначена на весь період експлуатації. Або, інакше кажучи, балансова вартість перевищення доходів над витратами буде прагнути до нуля. При цьому повинно дотримуватись наступне співвідношення:

$$NPV = 0 = -(CAPEX_i + CAPEX_{(i+1)} + CAPEX_{(i+n)}) + NCF_{(i+n+1)}/(1 + IRR) + NCF_{(i+n+2)}/(1 + IRR)^2 + NCF_{(i+n+3)}/(1 + IRR)^3 + NCF_{(i+n+4)}/(1 + IRR)^4 + \text{NCF}_{(i+n+5)}/(1 + \text{IRR})\text{^}5 + (NCF_{(i+n+6)}/IRR)/((1 + IRR)^5) \quad (2)$$

Перевищення доходів над видатками при цьому встановлюється виходячи з витрат і очікуваних доходів від продажу кінцевої продукції й прирівнюється до вартості на рівні ФМУВ.

Для того щоб розглянути і оцінити нове родовище у порівнянні з іншими, з'ясовують значення вартості та фінансово-математичні витрати по цих підприємствах окремо. У результаті розрахунку ФМУВ отримані наступні значення фінансової оцінки експлуатації підприємства на базі Ново-Дмитрівського кар'єру (табл. 2).

Дані табл. 2 вказують, що для реалізації прийнятої відсоткової ставки рентабельності інвестованого капіталу в 10 %, ціна на видобуток рядового бурого вугілля повинна скласти не менше 17,5 дол./т без ПДВ, або 48,3 дол./т умовного палива. Розрахована ціна на паливо цілком порівнянна з ціною на добування кам'яного вугілля. Оскільки розрахунок виконувався з деякою часткою припущень, то для визначення стійкості наведеної ціни на базі ФМУВ, потрібно виконувати аналіз її чутливості за такими параметрами: зміна процентної ставки

на капітал - ± 25 %; зміна операційних витрат – ± 25 %; зміна капітальних вкладень – ± 25 %. Результати моделювання наведені на рис. 1.

Таблиця 2

Фінансова оцінка експлуатації Ново-Дмитрівського кар'єру

Показник	Од. виміру	Витрати на добування 1 т рядового вугілля	Витрати на виробництво 1 т умовного палива
Капітальні витрати	дол./тонна	10,5	29,0
Експлуатаційні витрати	дол./тонна	7,0	19,4
Загальні витрати	дол./тонна	17,5	48,3

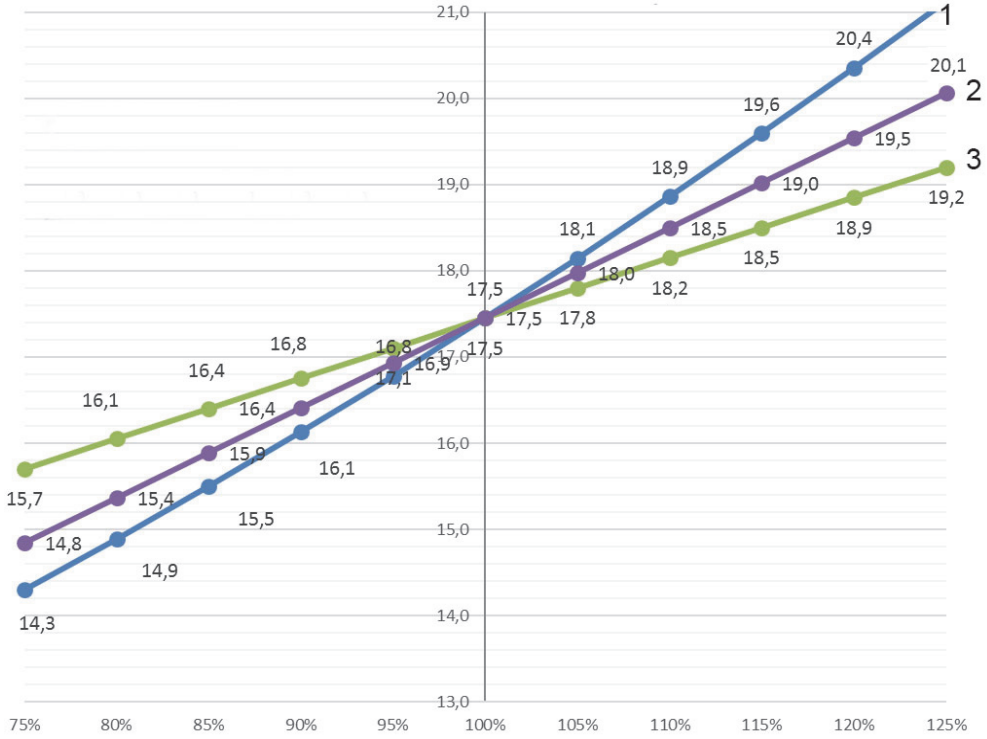


Рис. 1. Аналіз чутливості ФМУВ ціни палива, дол./т: 1 – зміна % ставки; 2 – зміна суми інвестицій; 3 – зміна операційних витрат на виробництво

З даних рис. 1 видно, що проект по розробці Ново-Дмитрівського родовища найбільш чутливий до вартості капіталу і, в найменшій мірі, до експлуатаційних витрат на виробництво. Це означає, що для підвищення фінансової стійкості гірничого підприємства на базі Ново-Дмитрівського родовища потрібно: залучення необхідного капіталу за якомога нижчим значенням процентної ставки й оптимізація капітальних вкладень в сторону зменшення. Зниження експлуатаційних витрат можливо тільки за рахунок власної генерації електроенер-

гії (будівництво власної технологічної ТЕЦ) та підвищення рівня доходів від реалізації продукції.

У структурі запасів по Ново-Дмитрівському родовищу присутні вуглисті глини, які віднесені до нижнього пліоцену (над V вугільнім покладом) и до полтавської свити міоцену (між IV та V вугільними покладами) й розповсюджені на площі понад 6 км^2. При середній потужності глин 75 м попередні їх запаси перевищують 450 млн. м^3, що при питомій вазі 1,35 т/м^3, перевищує 600 млн. т. Вуглисті глини у якості енергетичної сировини раніше не вивчались. Зольність їх і теплота згоряння, за аналогією з Дніпровським буровугільних басейном, у розрахунку на горючу масу і на робоче паливо відповідно дорівнюють 4500-5600 і 700-900 ккал/кг. Характерна зольність змінюється в межах 55 – 65 %

Дослідженнями встановлено, що вуглисті глини перекривають Верхній і Складний вугільні горизонти. Беручи до уваги їх високу зольність і низьку теплотворну здатність, використання всього їх обсягу в якості окремої попутної сировини не представляється можливим. Проте, в суміші з рядовим бурим вугіллям, гірнича маса (рядове буре вугілля + вуглиста глина) представляють собою вже енергетичну сировину, придатну для подальшого використання.

Для порівняння, нижча теплота згоряння гірничої маси зі значенням 1825,5 ккал/кг відповідає так званому енергетичному вугіллю, яке раніше спалювали на буровугільних ТЕЦ №1-3 в м. Олександрія. Спільний видобуток рядового бурого вугілля і вуглистих глини дозволяє збільшити обсяг корисної копалини на рівень більше, ніж 20 млн. тонн на рік з високими економічними показниками (табл. 3).

Таблиця 3

Дані розрахунку ФМУВ, дол. США/тонну

Показник	Видобуток рядового вугілля, млн. т/рік		Видобуток вуглистої глини, млн. т/рік	
	значення	на т.у.п.	значення	на т.у.п.
Капітальні витрати	10,5	29,0	4,7	18,0
Операційні витрати	7,0	19,4	3,2	12,1
Разом	17,5	48,3	7,9	30,1

Дані табл. 3 показують, що спільне видобування рядового бурого вугілля з вуглистими глинами дозволяє досягти зниження розрахункової ціни на паливо на 60 %. Аналіз чутливості показників за розрахунком ФМУВ виконаний аналогічно як і для видобутку рядового бурого вугілля.

Висновки та рекомендації.

1. Попереднє техніко-економічне моделювання Ново-Дмитрівського родовища показує доцільність комплексного використання бурого вугілля з ураху-

ванням видобутку вуглистих глин. Не дивлячись на потребу значних капітальних вкладень, інтегральні фінансово-економічні показники гірничого підприємства знаходяться на високому рівні.

2. Враховуючи конфігурацію і контури родовища доцільно розглянути віялову систему розробки з можливістю внутрішнього відвалоутворення, що дозволить більш ефективно використовувати параметри виймально-навантажувального обладнання. Використання продуктивної роторно-конвеєрної схеми розробки родовища регламентує терміни початку видобутку корисних копалин оскільки виготовлення і монтаж роторно-конвеєрного комплексу може становити до 3-х років.

3. З метою зменшення терміну вводу в експлуатацію гірничого підприємства та прискореного виходу його на проектну потужність, доцільно розглянути застосування техніки циклічної дії у складі гідравлічного екскаватора та кар'єрного автосамоскиду на стадії будівництва.

Перелік посилань

1. Дриженко А.Ю. Буре вугілля України: умови залягання та перспективи освоєння: навч. посіб. / А.Ю. Дриженко, О.О. Шустов; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Дніпропетровськ: НГУ, 2015. – 332 с.
2. Шустов О.О. Обгрунтування основних методичних положень з формування системи розкриття буровугільних родовищ / О.О. Шустов // Зб. наук праць НГУ, №49. – Д.: ДВНЗ “НГУ”, 2015. – С. 95 – 104.
3. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы: моногр. / А.Ю. Дриженко. – Д-ск.: НГУ, 2011. – 542 с.
4. Генеральный план развития буроугольной промышленности Украины (Мастерплан): пер. с немец. – Laubag Consulting, 2000. – 152 с.

ABSTRACT

Purpose. To substantiate practicability of open-cast mining lignite deposit in difficult mining and geological criterions.

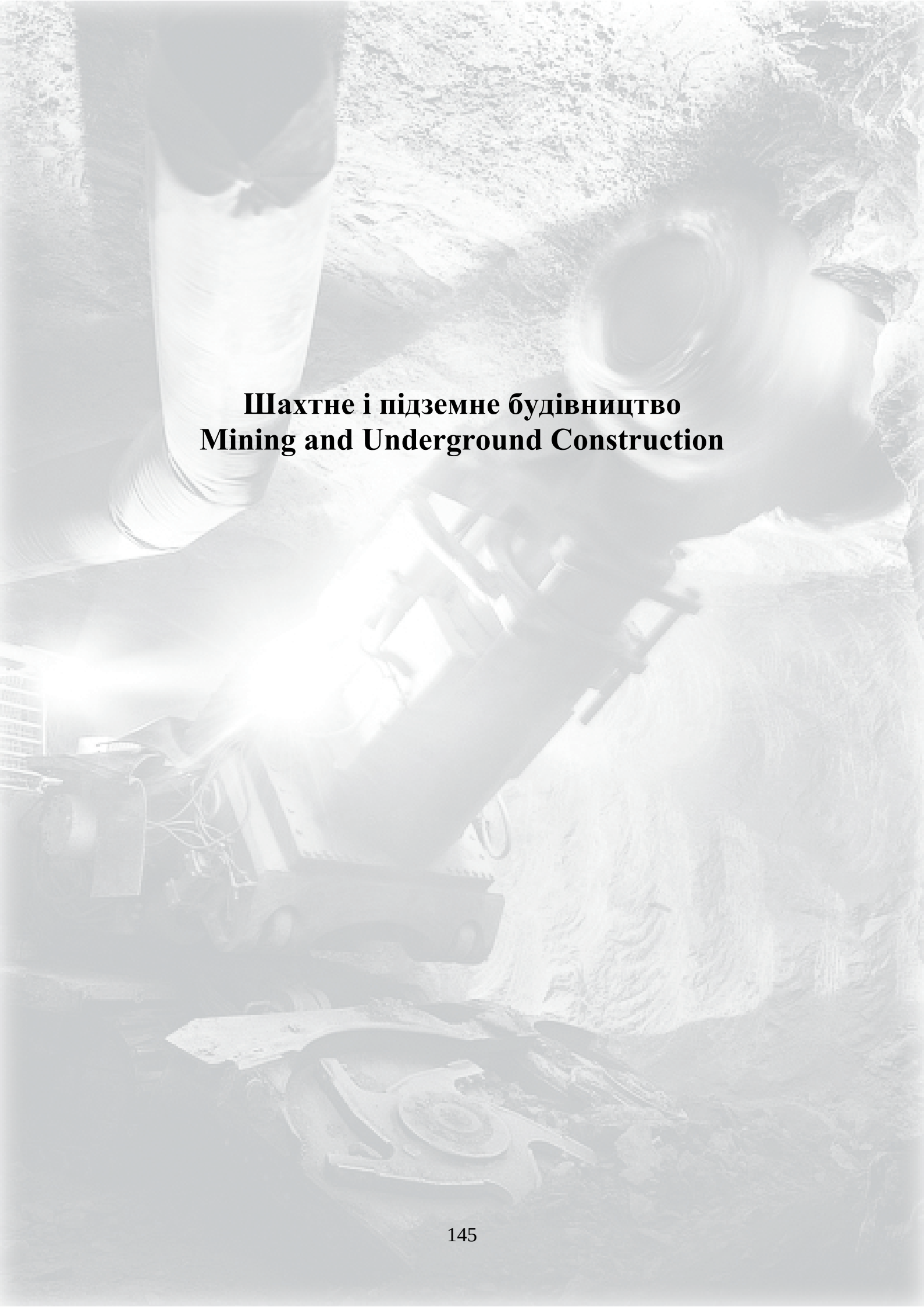
The methodology of research consists on establishment of lignite mining expenses in terms of economic and mathematical model considering the property life

Findings. The proximate technical and economic analysis of mine profitability is completed. This equates to establish expenses for one-ton lignite mining at a level of 4,7 USD in order to reach the mine capacity.

The originality is to determine the development financial method analysis of lignite mining considering extraction-and-loading parameters. They are related to sinking of mining, mining intensity and formation of goaf for miningwaste storage.

Practical implications. The research results allow to develop recommendations for complex lignite and coal clay in order to increase extraction volume to 20 million tpa.

Keywords: lignite, financial and economical analysis, extraction-and-loading equipment, property life, mining mode, mine profitability



Шахтне і підземне будівництво
Mining and Underground Construction

УДК 624.016.7

© В.І. Тимощук, В.В. Тішков, Ю.І. Демченко

ПАРАМЕТРИ ЗАКРІПЛЕННЯ БОРТІВ БУДІВЕЛЬНОГО КОТЛОВАНУ В НЕРІВНОМІРНО НАВАНТАЖЕНОМУ ГРУНТОВОМУ МАСИВІ В УМОВАХ ЩІЛЬНОЇ МІСЬКОЇ ЗАБУДОВИ

© V. Tymoshchuk, V. Tishkov, Y. Demchenko

PARAMETERS OF ANCHORAGE THE CONSTRUCTION PIT SIDES IN UNEVEN LOADIND IN THE SOIL MASSIF IN URBAN ENVIRONMENT

Встановлені закономірності деформування нерівномірно навантаженого ґрунтового масиву в бортах будівельного котловану, закріпленого ґрунтоцементними елементами. За результатами моделювання напружено-деформованого стану обґрунтовані параметри закладення ґрунтоцементних елементів в бортах котловану, які забезпечують стійкість ґрунтового масиву в умовах щільної міської забудови.

Установлены закономерности деформирования неравномерно нагруженного грунтового массива в бортах строительного котлована, закрепленного грунтоцементными элементами. По результатам моделирования напряженно-деформированного состояния обоснованы параметры заложения грунтоцементных элементов в бортах котлована, которые обеспечивают устойчивость грунтового массива в условиях плотной городской застройки

Вступ. Необхідність обґрунтування параметрів ґрунтоцементного закріплення бортів будівельних котлованів в умовах щільної міської забудови пов’язана зі значною концентрацією напружень та їх градієнтів в навантажених існуючими спорудами ґрунтових масивах, а також суттєвим впливом майбутнього будівництва на споруди, що експлуатуються.

Облаштування котловану під майбутнє будівництво може супроводжуватись негативними та небезпечними для навколишніх споруд явищами, серед яких найчастіше спостерігаються обвалення стінок котловану та переміщення в нього прилеглих ґрунтових мас. В останньому випадку це може привести до втрати несучої здатності ґрунтового масиву в основі розташованих поруч споруд та порушення їх конструктивної цілісності внаслідок нерівномірного осідання.

В зв’язку з цим метою даної роботи є визначення параметрів ґрунтоцементного закріплення бортів будівельного котловану, що забезпечує надійне закріплення ґрунтового масиву в бортах котловану при нерівномірному розподілі напружень в умовах щільної міської забудови та мінімізацію витрат на проведення закріплювальних робіт.

Основна частина. Обґрунтування параметрів ґрунтоцементного закріплення ґрунтового масиву виконано в зв’язку з будівництвом житлового комплексу в м. Київ та необхідністю забезпечення стійкості бортів будівельного котловану і прилеглих до ділянки будівництва споруд.

Для оцінки напружено-деформованого стану ґрунтового масиву в бортах

будівельного котловану, закріпленого ґрунтоцементними елементами, застосована чисельна пружно-пластична модель середовища, реалізована на базі методу кінцевих елементів (МКЕ).

Модель є узагальненням пружного і жорстко-пластичного середовища з внутрішнім тертям та зчленовує дві теорії, на яких базується сучасна механіка гірських порід: теорію пружності та теорію граничного стану. Програмна реалізація алгоритму дозволяє одержувати пружно-пластичне рішення в умовах плоскої деформації за допомогою методу початкових напружень [1].

Визначення параметрів ґрунтоцементного закріплення виконано для чотирьох профілів в межах ділянок будівельного котловану, які характеризуються відмінностями в геологічній будові та особливостями діючого навантаження від існуючих споруд (рис. 1).

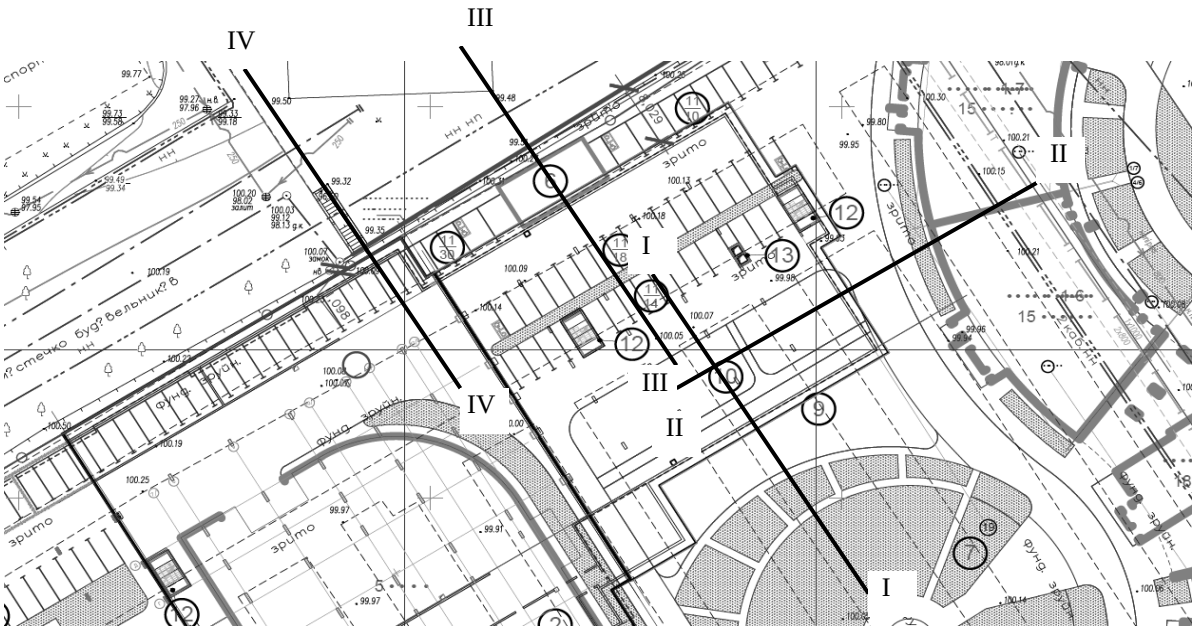


Рис. 1. Розрахункові профілі для обґрунтування параметрів ґрунтоцементного закріплення бортів будівельного котловану

Розміри модельованої області згідно розрахунковим профілям встановлені з умови мінімізації впливу зовнішніх контурів моделі на напружено-деформований стан модельованого масиву і охоплюють породний розріз протяжністю 50,0 м і глибиною 20,0 м. Площі окремих елементів моделі складають 0,1 - 0,2 м^2 при загальній площі модельованої області близько 1000 м^2.

Відповідно до геолого-літологічної будови та гідрогеологічних умов будівництва розрахункові профілі в межах досліджуваних ділянок представлені кінцево-елементною апроксимацією шаруватих товщ з елементами 5 типів, фізико-механічні характеристики яких встановлені за даними інженерно-геологічних вишукувань та лабораторних визначень властивостей ґрунтів, виконаних ДП "Інститут "КИЇВГЕО" ВАТ "КИЇВПРОЕКТ" (табл. 1).

Таблиця 1

Розрахункові значення параметрів фізико-механічних властивостей ґрунтів за типами інженерно-геологічних елементів (ІГЕ)

Номер типа елемен-та	Номер ІГЕ	Модуль деформа-ції, E, кПа	Коефіцієнт Пуассона, ν, дол.од.	Питома вага γ, кН/м^3	Питоме зчеплення C, кПа	Кут внутріш-нього тертя, φ, град.
1	2	20000,0	0,3	16,9	1,0	27,0
2	4	36000,0	0,3	19,5	1,0	33,0
3	5	36000,0	0,3	19,4	1,0	33,0
4	8	8000,0	0,3	18,0	9,0	21,0
5	9	9000,0	0,3	18,5	15,0	18,0

Наведені розрахункові профілі (рис. 2 - 5) ілюструють особливості кінцево-елементної схематизації модельованих областей в межах досліджуваних ділянок на контурах будівельного котловану.

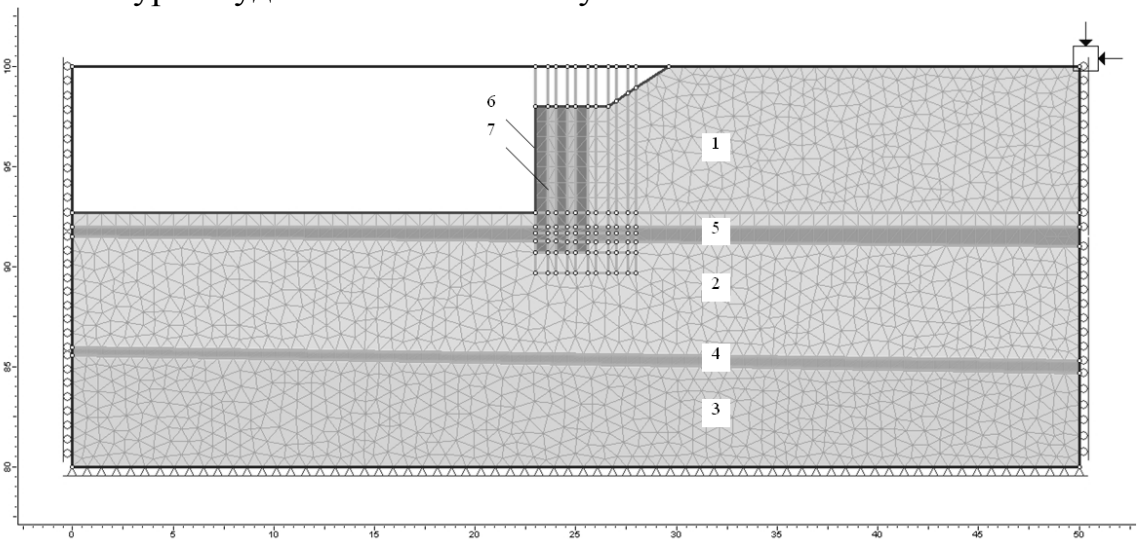


Рис. 2. Розрахункова схематизація модельованої області за профілем І-І: 1 – намитий ґрунт (.ІГЕ 2); 2 – пісок дрібний (ІГЕ 4); 3 – пісок середньої крупності (ІГЕ 5); 4 – супісок (ІГЕ 8); 5 – суглинок (ІГЕ 9); 6 – ґрунтоцементний матеріал 1; 7 – ґрунтоцементний матеріал 2

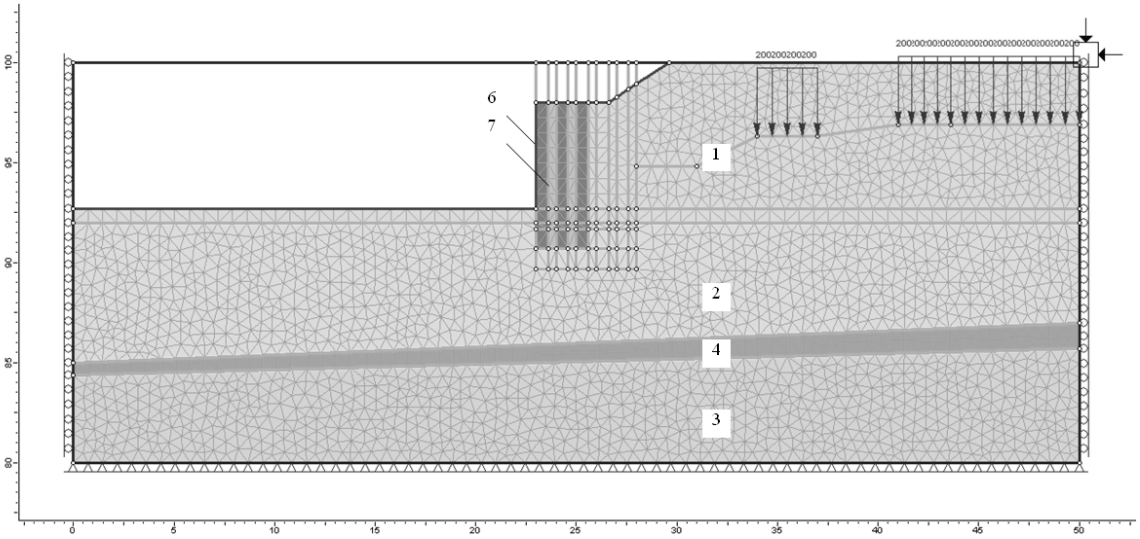


Рис. 3. Розрахункова схематизація модельованої області за профілем II-II: 1 – намитий ґрунт (.ІГЕ 2); 2 – пісок дрібний (ІГЕ 4); 3 – пісок середньої крупності (ІГЕ 5); 4 – супісок (ІГЕ 8); 6 – ґрунтоцементний матеріал 1; 7 – ґрунтоцементний матеріал 2

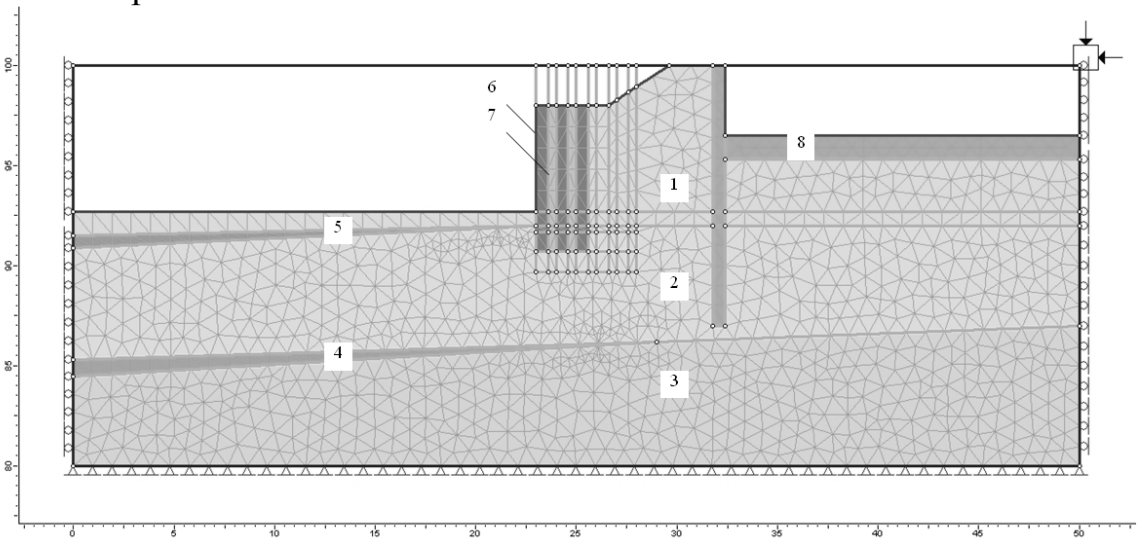


Рис. 4. Розрахункова схематизація модельованої області за профілем III-III: 1 – намитий ґрунт (.ІГЕ 2); 2 – пісок дрібний (ІГЕ 4); 3 – пісок середньої крупності (ІГЕ 5); 4 – супісок (ІГЕ 8); 5 – суглинок (ІГЕ 9); 6 – ґрунтоцементний матеріал 1; 7 – ґрунтоцементний матеріал 2; 8 – елементи будівельних конструкцій

Силова взаємодія між окремими елементами в чисельній моделі забезпечується дією гравітаційних сил, обумовлених вагою ґрунтової товщі. Силовий вплив на ґрунтовий масив, що створюється вагою існуючих споруд, визначається розосередженими силами, які прикладаються у вузлових точках моделі в площині підошви фундаментів існуючих споруд.

Значення фізико-механічних параметрів матеріалу елементів закріплення встановлені за даними досліджень їх властивостей в лабораторних та натурних умовах.

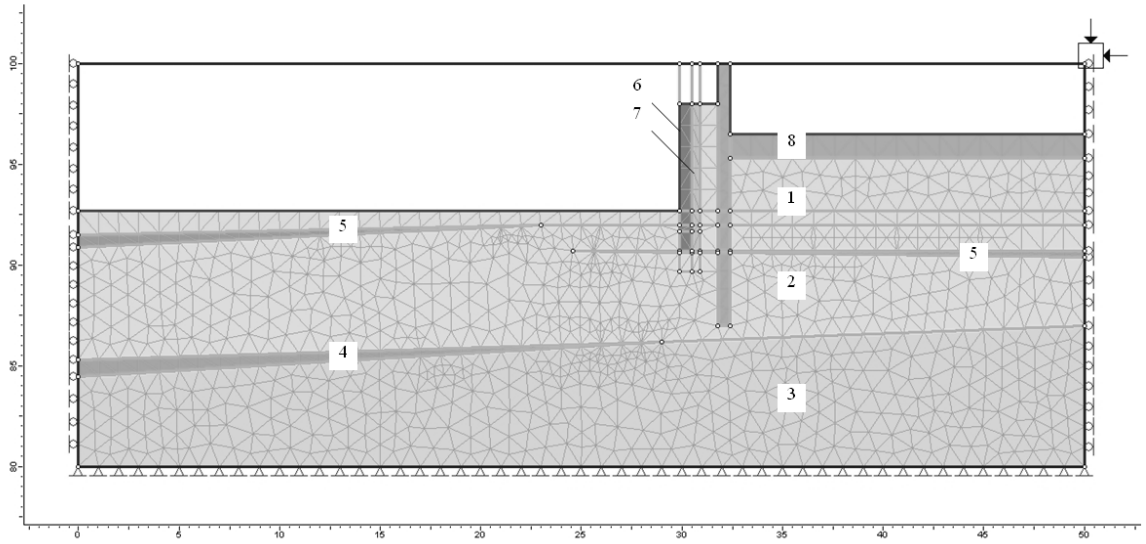


Рис. 5. Розрахункова схематизація модельованої області за профілем IV-IV: 1 – намитий ґрунт (.ІГЕ 2); 2 – пісок дрібний (ІГЕ 4); 3 – пісок середньої крупності (ІГЕ 5); 4 – супісок (ІГЕ 8); 5 – суглинок (ІГЕ 9); 6 – ґрунтоцементний матеріал 1; 7 – ґрунтоцементний матеріал 2; 8 – елементи будівельних конструкцій

В межах смуги закріплення контуру будівельного котловану розрахункові фізико-механічні параметри матеріалу визначені за умови диференційованого врахування співвідношення об'ємів матеріалу елементів закріплення і ґрунтового матеріалу для рівнобіжних і нерівнобіжних рядів армуючих елементів.

В рядах з рівнобіжним розташуванням елементів закріплення відстань між їх центрами становить l = 1,0 м, а в рядах з нерівнобіжним розташуванням – b = *0*,5 м (рис.6). Зважаючи на діаметр елементів ґрунтоцементного закріплення, рівний 0,6 м, а також напрямок дії сил зрушення, які спрямовані в бік будівельного котловану, визначені співвідношення розрахункових деформаційних параметрів і параметрів міцності ґрунтоцементного матеріалу для різних ділянок смуги закріплення.

Отримані за даними розрахунків фізико-механічні параметри матеріалу елементів закріплення і ґрунтоцементного матеріалу безпосередньо в смугах розрахункових профілів наведені в таблиці 2.

Оцінка стану ґрунтового масиву за варіантами рішень виконана виходячи з досягнутого рівня зсувних деформацій та інтенсивності позамежного деформування, що визначають відносне зміщення точок модельованого масиву на контурі будівельного котловану, а також збіжності обчислювального процесу за теоретичними напруженнями [2,3,4].

Таблиця 2

Розрахункові значення параметрів фізико-механічних властивостей матеріалу елементів закріплення і ґрунтоцементного матеріалу в смузі розрахункового профілю

Тип матеріалу закріплення	Модуль деформації, E, кПа	Коефіцієнт Пуассона, ν, дол.од.	Питома вага γ, кН/м^3	Питоме зчеплення C, кПа	Кут внутрішнього тертя, φ, град.
Елементи закріплення	450000,0	0,22	18,0	500,0	35,0
Ґрунтоцементний матеріал 1	355400,0	0,25	17,8	390,0	33,0
Ґрунтоцементний матеріал 2	114600,0	0,28	17,2	110,0	29,0

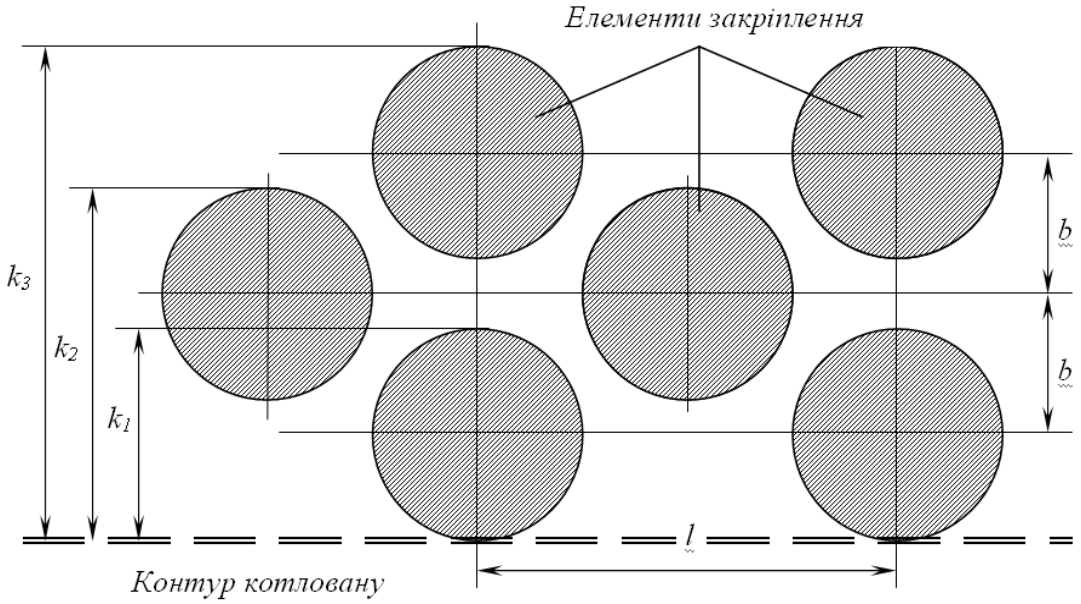


Рис. 6. Схема розташування ґрунтоцементних елементів в смузі закріплення: l – відстань між центрами елементів в рядах закріплення; b – відстань між центрами елементів в нерівнобіжних рядах закріплення; k_1, k_2, k_3 – ширина смуги закріплення відповідно для одного, двох, та трьох рядів ґрунтоцементних елементів

За даними виконаних модельних розрахунків згідно прийнятих до розгляду розрахункових профілів в межах досліджуваних ділянок встановлено наступне.

Характер деформування масиву ґрунтів на контурі будівельного котловану в профілі І-І обумовлений розвитком зсувних процесів в призмі зрушення в межах всього інтервалу заглиблення котловану і охоплює ділянку прилеглого до

котловану масиву протяжністю близько 12 м (рис. 7). Інтенсивний розвиток зон позамежних деформацій в ґрунтовому масиві за відсутності його закріплення супроводжується втратою стійкості ґрунтів в борту будівельного котловану та його руйнуванням.

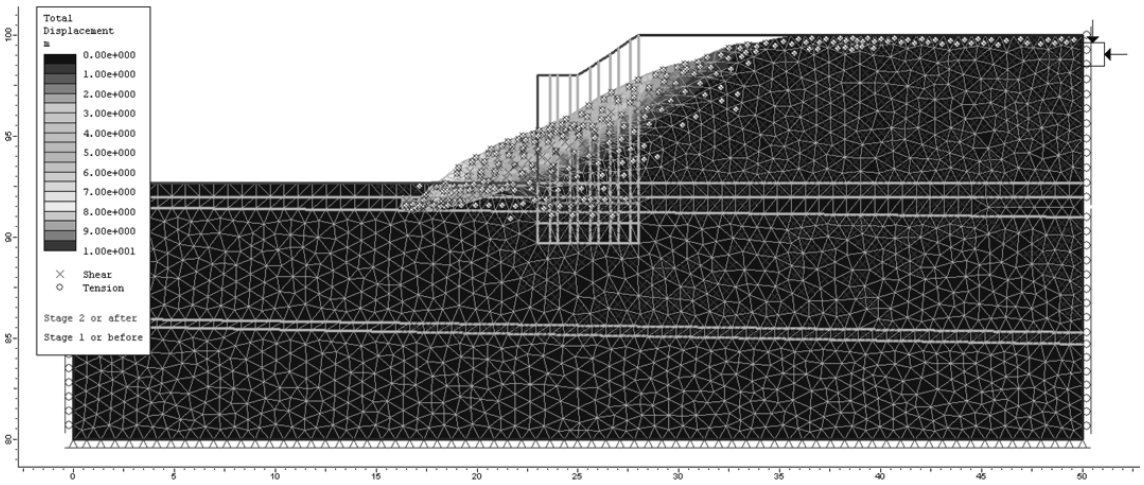


Рис. 7. Характер деформування незакріпленого ґрунтового масиву в борту будівельного котловану за профілем I-I

Закріплення ґрунтів ґрунтоцементними елементами підвищує їх стійкість, однак при кількості рядів елементів закріплення менше чотирьох (ширина смуги закріплення менше 2,2 м) в бортах будівельного котловану зберігається можливість розвитку руйнівних деформацій При чотирьох рядах ґрунтоцементних елементів в масиві відсутні руйнівні деформації, однак відносні зміщення верхнього контуру борту будівельного котловану перевищують граничні допустимі значення, встановлені на рівні 0,01 м.

Забезпечення стійкості ґрунтового масиву з переміщеннями на контурі котловану в межах допустимих значень досягається при кількості рядів елементів закріплення не менше п’яти (рис. 3), що відповідає ширині смуги закріплення 2,6 м (рис. 8). При цьому ефективна робота елементів закріплення забезпечується при закладенні їх на глибині не менше 2,0 м відносно проектної відмітки дна котловану.

В профілі II-II характер деформування ґрунтового масиву аналогічний випадку, розглянутому в рішенні для профілю I-I. Однак, наявність в прилеглому до котловану ґрунтовому масиву навантажених зон від дії існуючих споруд (діючий тиск 0,2 МПа) сприяє росту горизонтальних деформацій при загальному згладжуванні виникаючих в масиві напружень і деформацій на контурі котловану (рис. 9). Забезпечення стійкості ґрунтового масиву в межах ділянки профілю II-II досягається при кількості рядів елементів закріплення не менше чотирьох (ширина смуги закріплення 2,2 м), однак, як і в попередньому випадку, допустимі переміщення контуру будівельного котловану забезпечуються при п’яти рядах елементів закріплення (ширина смуги закріплення 2,6 м) і глибині їх закладення на 2,0 м нижче відмітки дна будівельного котловану.

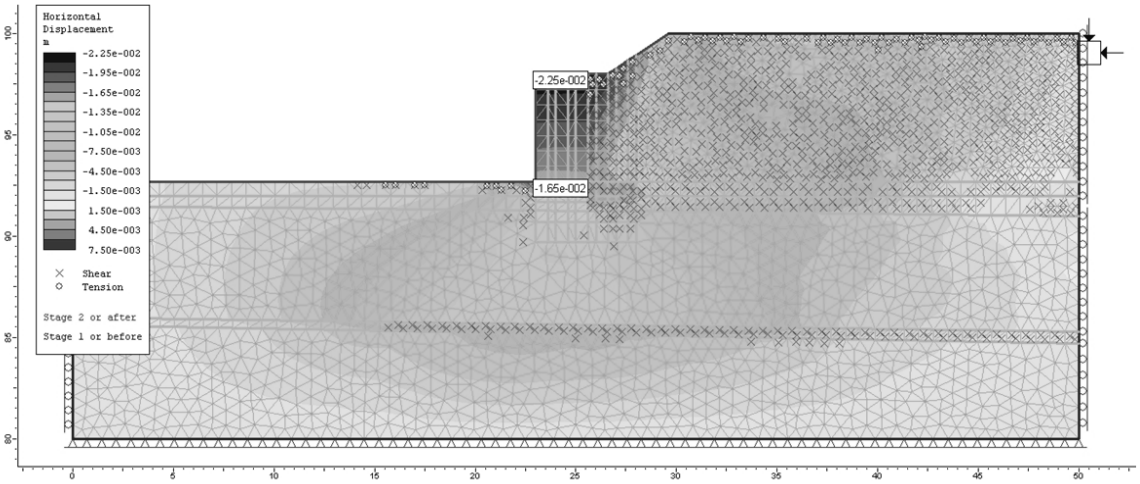


Рис. 8. Характер деформування і поле горизонтальних переміщень точок модельованої області за профілем I-I: закріплення п'ятьма рядами ґрунтоцементних елементів (смуга закріплення 2,6 м), глибина закладення відносно дна котловану – 2,0 м

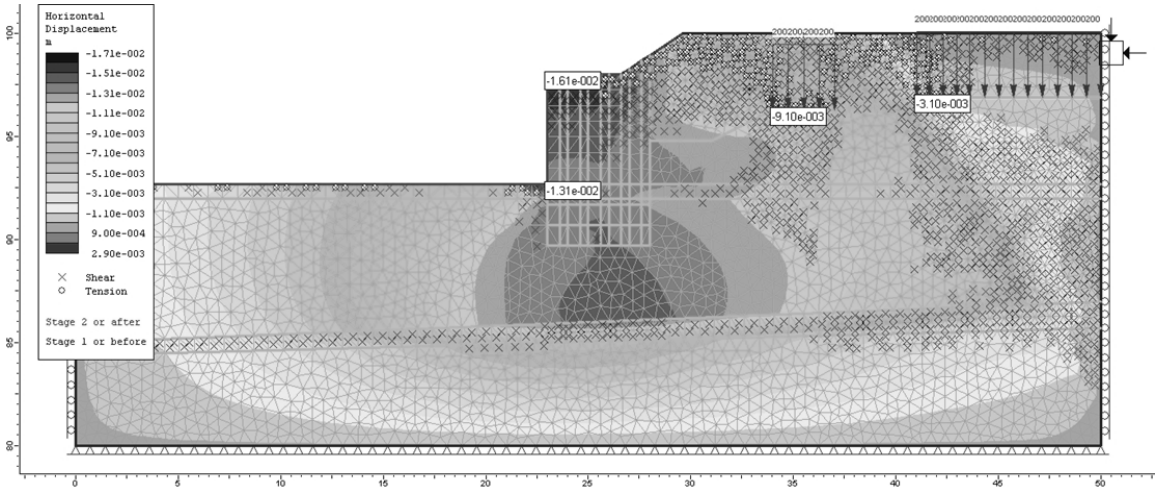


Рис. 9. Характер деформування і поле горизонтальних переміщень точок модельованої області за профілем II-II: закріплення п'ятьма рядами ґрунтоцементних елементів (смуга закріплення 2,6 м), глибина закладення відносно дна котловану – 2,0 м

В межах ділянки профілю III-III на відстані близько 8,8 м від контуру котловану розташовані конструктивні елементи існуючого паркінгу у сполученні з пальовим фундаментом, що виявляє певний вплив на напружено-деформований стан ґрунтового масиву. Однак, відносна віддаленість існуючої споруди робить цей вплив не суттєвим, а характер розвитку деформацій в межах контуру ґрунтоцементного закріплення подібний профілю II-II (рис.10). В даних умовах забезпечення стійкості ґрунтової товщі досягається при спорудженні елементів

закріплення з п’яти рядів і заглибленні їх підошви на 2,0 м нижче дна котловану.

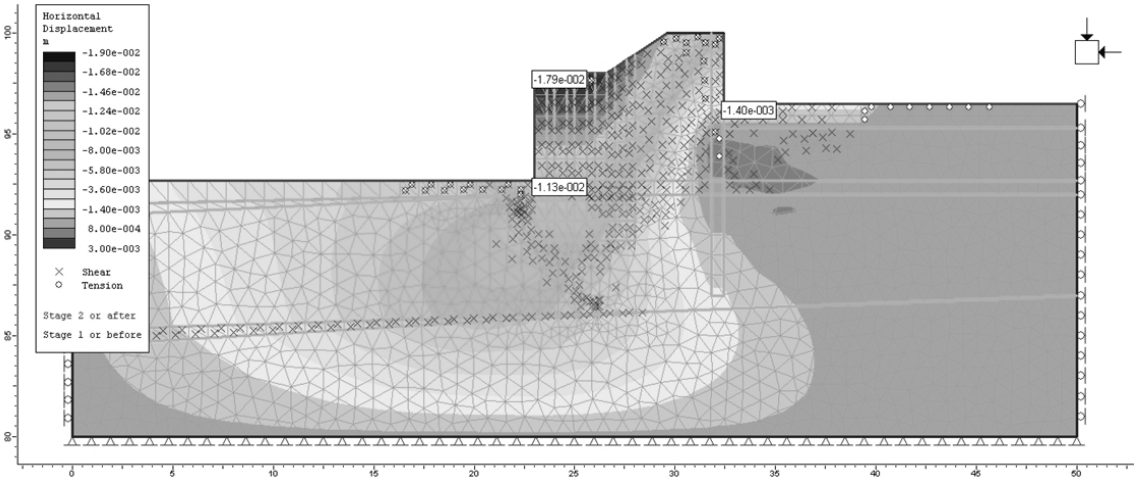


Рис. 10. Характер деформування і поле горизонтальних переміщень точок модельованої області за профілем II-II: закріплення п'ятьма рядами ґрунтоцементних елементів (смуга закріплення 2,6 м), глибина закладення відносно дна котловану – 2,0 м

На ділянці профілю IV-IV контур будівельного котловану знаходиться на відстані 1,90 м від конструктивних елементів існуючого паркінгу. Наявність незначного об’єму ґрунтової маси, що підлягає закріпленню (рис. 11), дозволяє забезпечити стійкість ґрунтів в борту котловану при спорудженні двох рядів елементів ґрунтоцементного закріплення з заглибленням їх на 2,0 м нижче відмітки дна котловану (ширина смуги ґрунтоцементного закріплення 1,1 м).

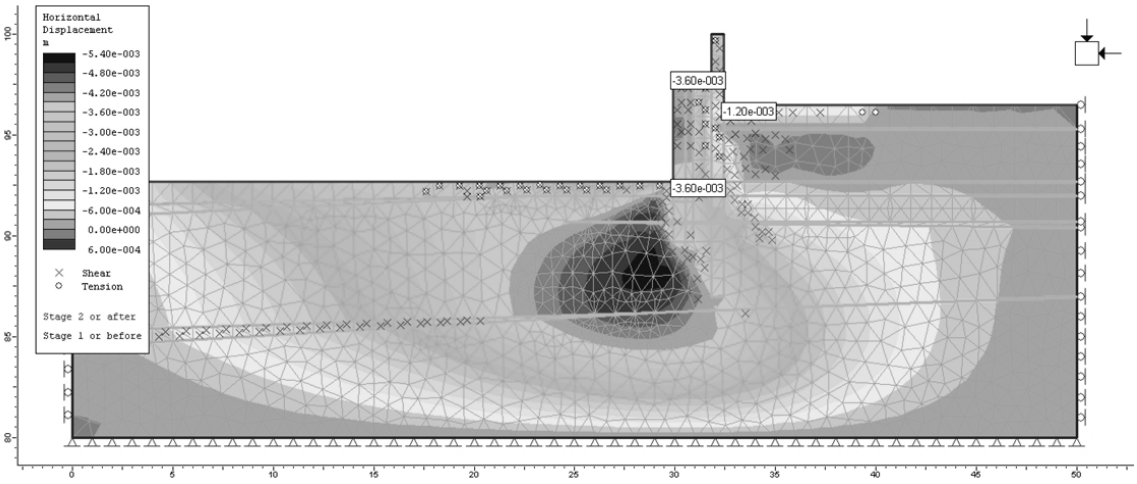


Рис. 11. Характер деформування і поле горизонтальних переміщень точок модельованої області за профілем IV-IV: закріплення трьома рядами ґрунтоцементних елементів (смуга закріплення 1,6 м), глибина закладення відносно дна котловану – 2,0 м

З урахуванням можливої підрізки борту будівельного котловану з технологічних цілей доцільно спорудження смуги закріплення шириною 1,6 м, що відповідає трьом рядам елементів ґрунтоцементного закріплення.

Висновки.

Загальний аналіз результатів моделювання напружено-деформованого стану слабких ґрунтових масивів в межах досліджуваних ділянок, складених піщано-суглинистими різностями, показав, що забезпечення стійкості бортів будівельного котловану глибиною до 5,0 м досягається при їх закріпленні п’ятьма рядами нерівнобіжних ґрунтоцементних елементів, розташованих за прийнятою в розрахунках схемою. За умови можливої технологічної підрізки борту котловану і зменшення висоти його борту забезпечення стійкого положення масиву, що підлягає закріпленню, може бути досягнуто при зведенні трьох нерівнобіжних рядів ґрунтоцементних елементів.

Слід відзначити, що ефективна робота елементів закріплення для всіх розглянутих варіантів забезпечується при закладенні їх на глибину не менше 2,0 м відносно проектної відмітки дна будівельного котловану, що визначається характером розвитку зсувних та позамежних деформацій в ґрунтовій основі бортів котловану.

Встановлені на основі аналізу напружено-деформованого стану ґрунтових масивів параметри закладення ґрунтоцементних елементів, що враховують розподіл діючих навантажень від існуючих споруд в умовах щільної міської забудови, дозволили обґрунтувати загальні підходи до визначення ефективності ґрунтоцементного закріплення ґрунтових масивів в бортах будівельних котлованів за умови мінімізації витрат на проведення закріплювальних робіт.

Перелік посилань

1. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221 с.
2. Геотехнические процессы в неустойчивых грунтовых массивах / В.П. Пустовойтенко, В.И. Тимощук. – Київ: Наукова думка, 2001. – 40 с.
3. Дослідження параметрів закріплення ґрунтових масивів з використанням технології ґрунтоцементного армування / В.І. Тимощук, В.І. Крисан, В.В. Крисан // Будівельні конструкції: Міжвідомчий науково-технічний збірник наукових праць (будівництво). – Київ, НДІБК, 2008. – Вип. 71. – Книга 2. – С. 264-274.
4. Автоматизированная система прогнозирования и предупреждения чрезвычайных ситуаций на оползневых участках / И.А. Садовенко, Л.Я. Эйдельштейн, В.И. Тимощук, Е.А. Шерстюк // Техногенні катастрофи: моделі, прогноз, запобігання: Матеріали 3-ї міжнар. наук.-техн. конф., 22-24 трав. 2013 р., м. Дніпропетровськ. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – С. 105-112.

ABSTRACT

Purpose. To provide the stability of unevenly loaded ground massifs in a dense urban by defining parameters of soil-cement anchorage of construction pit sides.

Method. Variant simulation of stress-strain state of fixed ground massif in sides of the construction pit, under unevenly distributed load from existing structures, performed on the basis of elastic-plastic model of layered ground massif using finite element method.

Results. A mathematical model of soil-cement anchorage the construction pit sides, taking into account characteristics and positioning of fixing elements in ground massif, is developed. Deformation mode of fixed ground massif in the sides of excavation under unevenly distributed load was found. The width of fixing zone and the depth of embedding the soil-cement anchorage elements which provide pit side stability in a dense urban, were substantiated.

The originality. Patterns of changes in stress-strain state of ground massif in sides of the construction pit fixed with soil-cement elements under the effect of unevenly distributed load from existing structures were found.

Practical implications. Reasonable parameters of laying the soil-cement elements in sides of the construction pit are justified by results of the variant modeling of stress-strain state, to provide its stability in a dense urban and minimize the reinforcement costs.

Keywords: ground massif, soil-cement anchorage, stress-strain state, mathematical simulation, anchorage parameters

УДК 622.27

© О.Е. Хоменко

АНКЕРНОЕ КРЕПЛЕНИЕ ЗАБОЯ ВЫРАБОТОК ДЛЯ МАРГАНЦЕВОРУДНЫХ ШАХТ УКРАИНЫ

© O. Khomenko

ANCHOR SUPPORT OF WORKING FACE FOR MANGANESE MINES OF UKRAINE

Выполнен анализ горнотехнических условий подземной разработки марганцевых месторождениях Украины. Проведено теоретическое моделирование и лабораторные эксперименты по исследованию устойчивости плоскости забоя подготовительных выработок. Обоснованы параметры крепления забоя выработок с применением анкеров многоразового использования. Определена экономическая эффективность использования предлагаемого варианта крепления выработок по сравнению с базовым.

Виконано аналіз гірничотехнічних умов підземної розробки марганцевих родовищах України. Проведено теоретичне моделювання і лабораторні експерименти з дослідження стійкості площини вибою підготовчих виробок. Обґрунтовано параметри кріплення вибою виробок із застосуванням анкерів багаторазового використання. Визначено економічну ефективність використання запропонованого варіанту кріплення виробок у порівнянні з базовим.

Введение. Сложные горнотехнические условия добычи руд на марганцевых шахтах Украины, которые входят в состав публичного акционерного общества «Марганецкий горно-обогатительный комбинат», вызваны повсеместным сворачиванием горных работ, что приводят к разрушению барьерных целиков, повы-

шению обводненности забоев и размоканию почв в выработках. Это снижает качество установки и эксплуатации предохранительных крепей и приводит к вывалам руды, обрушениям глин крупными блоками и прорывам воды [1]. Сложные гидрогеологические, организационные и финансовые условия работы марганцевых шахт Украины делают работу проходческих комбайнов практически аварийной, а зачастую приводят к порче и потере оборудования. В связи с этим на шахтах повсеместно используются паспорта извлечения комбайнов из-под завалов и затоплений. В таких условиях особо востребованным является разработка нового вида предохранительного крепления плоскости забоя подготовительных выработок, состоящего из материалов многоразового использования и учитывающего особенности сложных горнотехнических и гидрогеологических условий разработки месторождений [2].

Постановка задания. При проведении подготовительных выработок на марганцеворудных шахтах применяется временное предохранительное крепление плоскости забоя. Для предотвращения вывалов руды из забоя выработок используют временную деревянную крепь, которая состоит из металлического пояса 3,5×0,1×0,2 м, трех деревянных переборок у кровли выработки 1,5×0,2×0,03 м, вертикально установленной ремонтины 3,5×0,2×0,15 м, которая прижимает плоскость забоя двумя горизонтальными досками 1,8×0,2×0,04 м. На 1 п.м выработки устанавливают по 2 ремонтины и 6 переборок, на что в сумме расходуется 0,026 м^3 лесоматериалов. Трудоемкость установки и снятия деревянной предохранительной крепи в комплексной норме выработки проходческой бригадой составляет 1,4 чел.-ч. Помимо этого, установка деревянной временной крепи является тяжелым ручным трудом, а применяемые при креплении лесоматериалы не предназначены для долговременного и эффективного использования в условиях постоянного монтажа-демонтажа [3].

Основной материал. Проведение подготовительных выработок на комбинате осуществляется круглым сечением и составляет в проходке 9 м^2, а в свету 6 м^2 при максимальной глубине проведения 100 м и прочности вмещающих пород 20 – 40 МПа. Крепление выработок производится кольцевой сегментной крепью СВП-27 диаметром 3 м. Расстояние между рамами крепи составляет 0,5 – 0,33 м, которое зависит от горнотехнических условий. Участок выработки со сроком службы более 2-х лет затягивается по своду всплошную металлической или железобетонной затяжкой. При наличии в почве выработки пород, не склонных к пучению и при сроке службы менее 2-х лет, допускается проходка выработок без затяжки почвы. Для предотвращения вывалов плоскости забоя используют временную предохранительную крепь, которая по своей сути является поддерживающей. Применение крепей такого вида в сложных горнотехнических условиях является малоэффективным и дорогостоящим мероприятием [4]. Результаты выполненного теоретического моделирования с помощью энергетического метода показали, что глубина зоны разупрочнения составляет 2,9 м, а глубина возможного разрушения массива руды – 0,39 м (рис. 1, *а*) [5]. Лабораторные исследования на эквивалентных материалах показали разрушение забоя выработки на глубину до 0,45 м (рис. 1, *б*).

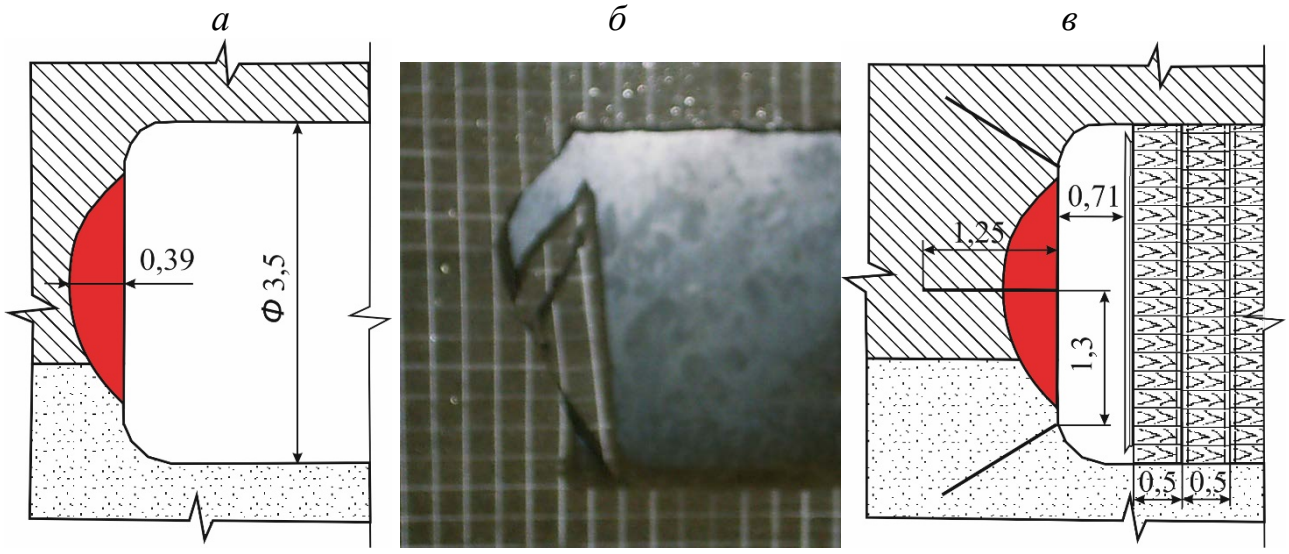


Рис. 1. Результаты теоретических (*а*) и лабораторный (*б*) исследований глубины разрушения забоя подготовительной выработки и технологическая схема анкерного крепления (*в*)

Параметры установки анкеров определялись по стандартной методике, позволяющей эффективно закреплять область возможного разрушения массива в плоскости забоя выработки [6].

1. Длина анкера, м

$$l_a = U + l_з + l_n + l_k, \quad (1)$$

где U = 0,45 м – величина возможного разрушения массива в плоскости забоя; $l_з$ = 0,3 – 0,5 м – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива; l_n = 0,022 м – длина выступающей из шпура шляпки анкера; l_n = 0,04 м – длина конусной части анкера.

По расчетной длине анкера, которая составляет 0,81 – 1,01 м, принимаем фактическую длину из ближайшего типоразмера забивного анкера, равную 1,25 м (рис. 2).

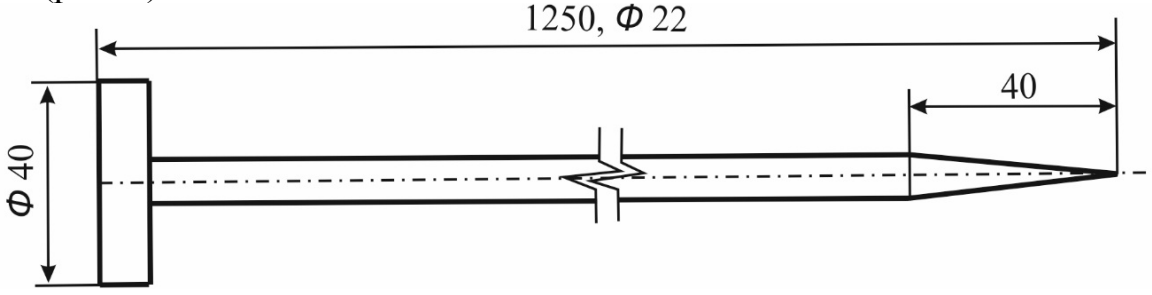


Рис. 2. Внешний вид забивного анкера принятого типоразмера

2. Плотность расстановки анкеров, шт.

$$n_a = \frac{P_в U \gamma k_п}{P_a}, \quad (2)$$

где $P_в$ = 10,1 м – активный периметр забоя выработки; γ = 21,8 кН/м^3– объемный вес руды или горных пород в пределах области возможного разрушения; $k_п$ = 1,2 – коэффициент перегрузки анкера; P_a = 20 кН – несущая способность забивного металлического анкера.

Расчетная плотность забивки анкеров составляет 5,9, фактическая 6 шт.

3. Расстояние между анкерами, м

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{U \gamma k_п}}, \quad (3)$$

Расчетное значение расстояния между анкерами a_a составляет 1,3 м.

Векторы напряжений в массиве горных пород направлены в геометрический центр забоя, следовательно забивание анкеров должно производится от его центра в массив под соответствующими углами наклона (см. рис. 1, *в*).

Экономическая эффективность применения забивных анкеров многоразового использования определяется по разнице в себестоимости крепления 1 п.м выработки предлагаемого и базового вариантов крепления забоя. Так на 1 п.м выработки при базовом варианте крепления устанавливают по 2 ремонтины и 6 переборок, что составляет 0,026 м^3 лесоматериалов и соответствует затратам в 35,8 грн. Трудоемкость установки и снятия предохранительной временной крепи для проходческой бригады в комплексной норме выработки составляет 1,4 чел.-ч, что соответствует 87,91 грн. По данным производственных служб шахт комбината, использование одних и тех же материалов для сооружения деревянной крепи составляет 1 мес., что соответствует 94 разам установки крепи с себестоимостью крепежных работ, равной 0,38 грн на м. Использование одних и тех же металлических анкеров осуществляется в течении 3 лет, что соответствует 3350 разам установки с себестоимостью, равной 0,002 грн на м. Калькуляция себестоимости двух видов крепей выполнена по ценам 2013 года и сведена в табл.

Эффективность анкерного крепления забоя подготовительных выработок реализуется за счет многоразового использования, быстрого забивания и безопасного извлечения, что позволяет экономить 0,38 грн на 1 п.м подготовительной выработки [7].

Таблица

Калькуляция себестоимости по базовому
и предлагаемому вариантам крепления

Наименование статей затрат	Затраты на установку деревянной крепи, грн/м	Затраты на установку анкерной крепи, грн/м
Фонд оплаты труда рабочих	62,35	62,35
Фонд оплаты труда ИТР	27,79	27,79
Начисления на зарплату	51,35	51,35
Стоимость материалов	0,38	0,002
Стоимость энергии	0,57	0,57
Амортизационные отчисления	0,08	0,08
Затраты на текущий ремонт и содержание оборудования	0,07	0,07
Итого	*189,42*	*189,04*

Выводы

1. В результате проведения теоретических и лабораторных исследований было получено подтверждение необходимости применения многоразового анкерного крепления плоскости забоя подготовительных выработок в условиях шахт ПАО «Марганецкий ГОК». Установлено, что забивание анкеров целесообразно производить как в горизонтальной, так и вертикальной направлениях забоя подготовительных выработок.

2. Увеличение обводненности выработок предопределяет установку анкеров по всему периметру забоя, а ее снижение – только по центру. Результаты исследований показали, что при нормальных условиях проведения выработок достаточным является установка пяти основных анкеров, расположенных крестообразно. При повышенной обводненности пород или при наличии активного проявления факторов горного давления количество анкеров может быть увеличено до семи за счет крепления части забоя у кровли выработки.

3. В условиях экономии ресурсов возможно применение комбинированного временного крепления забоя подготовительных выработок, т.е. совместная установка по центру пяти анкеров, удерживающих плоскость забоя, и двух деревянных переборок для поддержания ее кровли. Эффективность предлагаемого технологического решения достигается за счет применения металлических анкеров многоразового использования, которые быстро устанавливаются и безопасно извлекаются.

Перечень ссылок

1. Хоменко О.Е. О целесообразности закрытия марганцеворудных шахт Украины / О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко, Н.В. Хоменко // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: НГУ, 2008. – Т. 1 – С. 129 – 134.

2. Ковров А.С. Оценка устойчивости естественных и искусственных породных откосов / А.Н. Шашенко, А.С. Ковров // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. трудов. – Д.: ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины. – 2010. – Вып. 91. – С. 43 – 54.
3. Khomenko, O. Industrial research into massif zonal fragmentation around mine workings / O. Khomenko, M. Kononenko, M. Netecha // Mining of Mineral Deposits, 2016. – 10 (1). P. 50-56.
4. Дубовицкий И.В. Совершенствование арочных крепей марганцевых шахт // Вісник КТУ. – 2006. – Вип. 12 – С. 192 – 195.
5. Khomenko, O.Ye. Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks / Scientific Bulletin of National Mining University, 2012. – No. 4. P. 44 – 54.
6. Кононенко М.Н. Технология крепления выработок вблизи очистных камер / М.Н. Кононенко // Форум гірників: матеріали міжнар. наук.-практ. конф. – Д.: РВК НГУ, 2010. – Т. 1 – С. 216 – 220.
7. Хоменко О.Е. Геоэнергектика подземной разработки рудных месторождений: монография / О.Е. Хоменко. – Д.: НГУ, 2016. – 242 с.

ABSTRACT

Purpose. To substantiate the rational parameters and procedure for the use of reusable anchor support of development workings of manganese mines of Ukraine.

The methods. Using energy method was conducted theoretical modeling and using substitute laboratory experiments for investigation the stability of the bottom plane of development workings. Parameters of face support using reusable anchors were determined. The economical efficiency of the proposed variant of face support was compared with traditional method.

Findings. Substantiated the use of reusable anchoring development of workings bottom plane in conditions of mines PJSC "Marganets Mine." At higher water content of rocks or manifestations of rock pressure factors, the number of anchors can be increased from five to seven due to the face support at the top of the development. Efficiency is achieved by the use of metal reusable anchors, which quickly established and safely retrieved.

The originality It consists in the application of reusable drop-in anchors for working face support.

Practical implications. The method of determining the length, density of arrangement and distances between the anchors, as well as sound economic efficiency of their use.

Keywords: working face, rock massif stability, temporary support крепь, drop-in anchors, prime cost



ГІРНИЧІ МАШИНИ І ГЕОТЕХНІЧНА МЕХАНІКА
MINING MACHINES AND GEOTECHNICAL ENGINEERING

УДК 622.673+539.4

© І.В. Бельмас, Д.Л. Колосов

НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН ПЛОСКОГО КАНАТА ЗУМОВЛЕНИЙ ПОРИВАМИ ТЯГОВИХ ЕЛЕМЕНТІВ ТА КОНСТРУКЦІЄЮ БАРАБАНА ПІДЙОМНОЇ МАШИНИ

© I. Belmas, D. Kolosov

THE STRESS-STRAIN STATE OF THE FLAT ROPE CAUSED BY BREAKS OF TRACTIVE ELEMENTS AND DESIGN OF HOISTING ENGINE DRUM

Встановлені аналітичні залежності для визначення напружено-деформованого стану плоского гумотросового каната підйомної машини з урахуванням відхилення твірної барабана від прямої лінії та розриву троса каната. Показано, що напружено-деформований стан каната, зумовлений різними чинниками, може бути визначений як суперпозиція станів за умови забезпечення незмінності граничних умов при їх складанні. Отримані результати мають бути враховані при проектуванні та експлуатації підйомно-транспортних машин з плоскими тяговими органами.

Установлены аналитические зависимости для определения напряженно-деформированного состояния плоского резинотросового каната подъемной машины с учетом отклонения образующей барабана от прямой линии и разрыва троса каната. Показано, что напряженно-деформированное состояние каната, обусловленное различными факторами, может быть определено как суперпозиция состояний, обеспечив неизменность граничных условий при их сложении. Полученные результаты должны быть учтены при проектировании и эксплуатации подъемно-транспортных машин с плоскими тяговыми органами.

Вступ. Плоскі гумотросові канати широко застосовуються як тягові органи підйомно-транспортних машин. Конструкція, технічний стан машини та умови експлуатації впливають на напружено-деформований стан їх тягових елементів, включно й пориви тросів тягових органів. В процесі руху каната з ушкодженим тросом поля напружень, зумовлені різними чинниками, можуть накладатися та впливати на реальний запас міцності каната.

Стан питання та постановка задачі дослідження. Методи розрахунку впливу комплексу чинників на напружено-деформований стан плоского гумотросового каната відсутні. Розробка такого методу є ***актуальною науково-технічною задачею***. Її розв'язання дозволить визначати втрату тягової спроможності каната, зумовлену конструкцією підйомної машини та можливим руйнуванням одного з його тросів.

Вплив поривів тросів в гумотросових канатах на розподіл сил по їх ширині для різних умов досліджувався в багатьох роботах [1-7]. В них не розглядалося питання сумісного впливу декількох чинників.

Основний зміст роботи. Тягові елементи працюють в межах дії лінійного закону Гука. Це дозволяє розділити задачу на дві – задачу визначення напружено-деформованого стану каната під впливом зовнішніх чинників (до ушко-

дження троса) та задачу визначення впливу поривів тягових елементів. Отримані результати слід скласти.

В другій задачі до країв троса, утворених його розривом, прикладемо сили рівні та протилежно спрямовані тим, що діяли в ньому до розриву. Розрив троса локально змінює конструкцію каната. В перерізі розриву троса кількість тросів в ньому зменшується. Забезпечимо відповідність конструкції каната до та після ушкодження. Для цього нормальним перерізом, що проходить крізь порив, розділимо канат на два відрізки. Визначимо умови сумісності деформування відрізків. Граничні умови приймемо ідентичними таким умовам в першій задачі. Застосування алгоритму розглянемо на прикладі визначення напружено-деформованого стану плоского каната з поривом троса на опуклому барабані підйомно-транспортної машини.

Канат підйомної машини має значну довжину та взаємодіє з опуклим барабаном. Цій частині каната надамо номер два. Суміжним, відповідно, один та три. Приймемо, що твірна барабана має форму параболи. Середня довжина каната L.

На барабані відносні подовження тросів, що зумовлені формою його твірних, визначаються залежностями

$$\varepsilon_i = 2\left(\frac{R_{max} - \left(R_{max} - R_{min}\right)\left(\frac{i}{M}\right)^2}{R_{max} - R_{min}} \right) \tag{1}$$

де R_{min}, R_{max} – відповідно, мінімальний та максимальний радіуси згину тросів на барабані; i – номер троса; M – кількість тросів в канаті.

Середня довжина тросів

$$X = \frac{R_{max} + R_{min}}{2}\alpha,$$

де α – кут, на якому канат огинає барабан.

Віднесемо канат до осі x, що спрямована вздовж каната. Позначенням коефіцієнтів шуканих змінних надамо індекси. До них занесемо номери ділянок, до яких вони відносяться, та номери тросів (i). Граничні умови

$$\begin{aligned} &x \to -\infty \qquad u_{1,i} = 0, \qquad p_{1,1} = p_{1,2} = \ldots = p_{1,N}, \\ &x \to \infty \qquad u_{3,1} = u_{3,2} = \ldots = u_{3,N}, \qquad p_{3,i} = P, \end{aligned} \tag{2}$$

де P – значення сили, що прикладене до каната, віднесене до кількості тросів в ньому.

Умови сумісності деформування ділянок каната

$$\begin{aligned} &x = 0 \qquad u_{1,i} = u_{2,i}, \qquad p_{1,i} = p_{2,i}, \\ &x = L \qquad u_{2,i} = u_{3,i}, \qquad p_{2,i} = p_{3,i}. \end{aligned} \tag{3}$$

Відзначимо, в наведених залежностях та далі, в нижніх індексах перші цифри відповідають номерам ділянок. Врахуємо деформування гумотросового каната, граничні умови та умови сумісності. Отримаємо рішення першої задачі

$$u_{1,i} = \sum_{m=1}^{M} A_{1,m} e^{\beta_m x} \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + \frac{Px}{EF}, \tag{4}$$

$$p_{1,i} = EF \sum_{m=1}^{M-1} A_{1,m} e^{\beta_m x} \beta_m \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + P, \tag{5}$$

$$u_{2,i} = \sum_{m=1}^{M-1} \left(A_{2,m} e^{\beta_m x} + B_{2,m} e^{-\beta_m x} \right) \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + \frac{P}{EF} x, \tag{6}$$

$$p_{2,i} = EF \sum_{m=1}^{M-1} \left[\left(A_{2,m} e^{\beta_m x} - B_{2,m} e^{-\beta_m x} \right) \beta_m + D_m \right] \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + P, \tag{7}$$

$$u_{3,i} = \sum_{m=1}^{M-1} B_{3,m} e^{-\beta_m x} \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + \frac{P}{EF} x, \tag{8}$$

$$p_{3,i} = -EF \sum_{m=1}^{M-1} B_{3,m} e^{-\beta_m x} \beta_m \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + P, \tag{9}$$

де $A_{k,m}$, $B_{k,m}$ – сталі інтегрування; k – номер ділянки (приймає значення 1, 2, 3); E, F – відповідно, приведений модуль пружності на розтяг та площа поперечного перерізу троса каната; $\beta_m = \sqrt{2 \frac{G b k_G}{(h-d) EF} [1 - \cos(\mu_m)]}$; $\mu_m = \frac{\pi m}{M}$; $D_m = \frac{2}{M} \sum_{k=1}^{M} \varepsilon_k \cos\left(\mu_m \left(k - 0{,}5\right)\right)$; h – відстань поміж тросами; b – товщина каната; d – діаметр троса; G – модуль зсуву матриці; k_G – коефіцієнт впливу форми гуми, розташованої поміж тросами на жорсткість зсуву; $A_{1,m} = \frac{D_m}{2\beta_m} \left(1 - e^{-\beta_m L}\right)$;

$A_{2,m} = -\frac{D_m}{2\beta_m e^{\beta_m L}}$; $B_{2,m} = \frac{D_m}{2\beta_m}$; $B_{3,m} = \frac{D_m}{2\beta_m} \left(1 - e^{\beta_m L}\right)$.

Визначення невідомих сталих завершує розв’язання першої задачі.

Переріз ушкодження каната в процесі його руху переміщається відносно барабана. Кривизна робочої поверхні барабана максимально впливає на перерозподіл сил поміж тросами в перерізі симетрії дуги згину каната – в перерізі $x = \frac{L}{2}$. Сили розтягу Θ-того троса в цьому перерізі визначаються наступною залежністю

$$p_{2,\Theta} = EF \sum_{m=1}^{M-1} \left[\left(A_{2,m} e^{\beta_m L/2} - B_{2,m} e^{-\beta_m L/2} \right) \beta_m + D_m \right] \cos\left(\mu_m \left(\Theta - 0{,}5\right)\right) + P.$$

В другій задачі перерізи початку та кінця каната позначимо L_I та L_{II}. Будемо вважати, що в перерізі $x = l$ ушкоджено Θ-тий трос. В крайніх перерізах конструктивні особливості машини можуть створювати умови, за яких відомий або розподіл переміщень тягових елементів, або сил, які діють на них. Відповідно, в перерізах $x = L_I$ та $x = L_{II}$ можлива реалізація двох пар граничних умов: $f_{I,n}(i)$ та $f_{I,c}(i)$, або $f_{II,n}(i)$ та $f_{II,c}(i)$, або їх комбінації.

Перерізом $x = l$ канат розділимо на два відрізки. Відрізкам надамо номери *I* та *II*. Позначенням переміщень, розподілів дотичних сил, що виникають в гумових прошарках, надамо спеціальні індекси. В них номери тросів позначимо літерою i $(1 \le i \le M)$. Номер відрізка позначимо літерою ρ (приймає значення *I* та *II*). Характер граничних умов позначимо ϖ (приймає значення *c* або *n*).

Доданий стан не повинен змінювати попередній стан на границях $x = L_I$ та $x = L_{II.}$. Рішення будемо шукати в наступній формі [1]

$$u_{i,\rho.\varpi} = \sum_{m=1}^{M-1}\left(a_{m,\rho.\varpi}e^{\beta_m x} + b_{m,\rho.\varpi}e^{-\beta_m x}\right)\cos\left(\mu_m\left(i-0{,}5\right)\right), \qquad (10)$$

$$p_{i,\rho.\varpi} = E\,F\sum_{m=1}^{M-1}\left(a_{m,\rho.\varpi}e^{\beta_m x} - b_{m,\rho.\varpi}e^{-\beta_m x}\right)\beta_m\cos\left(\mu_m\left(i-0{,}5\right)\right), \qquad (11)$$

де $a_{m,\rho.\varpi}$, $b_{m,\rho.\varpi}$ – сталі інтегрування; ρ – номер ділянки; ϖ – покажчик характеру граничних умов.

Якщо в перерізі $x = l$ ушкоджено Θ-тий трос, то має бути забезпечена умова сумісності деформування двох відрізків

$$\begin{aligned} u_{i,I,\varpi} - u_{i,II,\varpi} &= \begin{cases} 0, & i \ne \Theta, \\ U_0, & i = \Theta, \end{cases} \\ p_{i,I,\varpi} - p_{i,II,\varpi} &= 0, \\ p_{\Theta,I,\varpi} &= -P_\Theta, \end{aligned} \qquad (12)$$

де U_0 – невідома величина зазору поміж кінцями пошкодженого троса; P_Θ – внутрішнє зусилля навантаження Θ-того троса до його ушкодження в перерізі $x = l$.

Різницю переміщень Θ-того троса першого та другого відрізків задамо розривною дискретною функцією

$$u_{i,I,\varpi} - u_{i,II,\varpi} = 2\frac{U_0}{M}\sum_{m=1}^{M-1}\cos\left(\mu_m\left(\Theta-0{,}5\right)\right)\cos\left(\mu_m\left(i-0{,}5\right)\right). \qquad (13)$$

Прийнята функція різниці переміщень, умови рівності сил розтягування каната на обох його відрізках, умови сумісності їх деформацій (13) призводять до двох *M*-1 співвідношень чотирьох *m*-тих сталих

$$a_{m,I,\varpi}e^{\beta_m l} + b_{m,I,\varpi}e^{-\beta_m l} - a_{m,II,\varpi}e^{\beta_m l} - b_{m,II,\varpi}e^{-\beta_m l} =$$

$$= 2\frac{U_0}{M}\cos\left(\mu_m\left(\Theta - 0{,}5\right)\right), \qquad (14)$$

$$a_{m,I,\varpi}e^{\beta_m l} - a_{m,II,\varpi}e^{\beta_m l} = \frac{U_0}{M}\cos\left(\mu_m\left(\Theta - 0{,}5\right)\right)$$

та залежності

$$E\,F\sum_{m=1}^{M-1}\left(a_{m,I,\varpi}e^{\beta_m l} - b_{m,I,\varpi}e^{-\beta_m l}\right)\beta_m\cos\left(\mu_m\left(\Theta - 0{,}5\right)\right) + P_\Theta = 0. \qquad (15)$$

Додамо до вказаних співвідношень закономірності навантаження (деформування) каната в перерізах $x = L_I$ та $x = L_{II}$ – граничні умови. Нехай останні завдані законами розподілу сил на кінцях каната. З урахуванням їх значень, маємо наступні розв'язки системи рівнянь

$$U_0 = -\frac{2\sum_{m=1}^{M-1}\beta_m\cos\left(\mu_m\left(\Theta - 0{,}5\right)\right)\left(\frac{e^{\beta_m\left(L_I - l\right)}}{\beta_m E\ F}\Lambda_{m,I,c} + \lambda_m\right) + \frac{M\,P_\Theta}{E\,F}}{\sum_{m=1}^{M-1}\beta_m\cos\left(\mu_m\left(\Theta - 0{,}5\right)\right)^2\frac{\left(1 + e^{2\beta_m\left(L_{II} - l\right)}\right)\left(e^{\beta_m l} - e^{\beta_m\left(2L_I - l\right)}\right)}{\left(e^{\beta_m\left(2L_I - l\right)} + e^{\beta_m\left(2L_{II} - l\right)}\right)}},$$

де $\lambda_m = \dfrac{\left(e^{\beta_m l} - e^{\beta_m\left(2L_I - l\right)}\right)\left(e^{\beta_m L_{II}}\Lambda_{m,II,n} + \dfrac{e^{\beta_m L_I}}{\beta_m E\,F}\Lambda_{m,I,c}\right)}{\left(e^{2\beta_m L_I} + e^{2\beta_m L_{II}}\right)}$;

$$a_{m,I.\varpi} = \frac{2\left(e^{\beta_m\left(L_{II} - l\right)}\Lambda_{m,II,n} + \dfrac{e^{\beta_m\left(L_I - l\right)}}{\beta_m E\,F}\Lambda_{m,I,c}\right)}{M\left(e^{\beta_m\left(2L_I - l\right)} + e^{\beta_m\left(2L_{II} - l\right)}\right)} +$$

$$+\frac{U_0\left(1 + e^{2\beta_m\left(L_{II} - l\right)}\right)}{M\left(e^{\beta_m\left(2L_I - l\right)} + e^{\beta_m\left(2L_{II} - l\right)}\right)}\cos\left(\mu_m\left(\Theta - 0{,}5\right)\right);$$

$$a_{m,II.\varpi} = a_{m,I.\varpi} - \frac{U_0}{Me^{\beta_m l}}\cos\left(\mu_m\left(\Theta - 0{,}5\right)\right);$$

$$b_{m,I,c} = a_{m,I,c}e^{2\beta_m L_I} - \frac{2e^{\beta_m L_I}}{\beta_m M\ E\,F}\Lambda_{m,I,c};$$

$$b_{m,II,n} = \frac{2e^{\beta_m L_{II}}}{M}\Lambda_{m,II,n} - a_{m,II,n}e^{2\beta_m L_{II}}.$$

Отримані залежності дозволяють для каната відомої конструкції, за відомим місцем розташування ушкодженого троса, зусиллям, що сприймалося цим тросом до його руйнування, визначати напружено-деформований стан каната підйомної машини з ушкодженим тросом.

В нашому прикладі $L_I \to -\infty$, $L_{II} \to \infty$. Відповідно до принципу Сен-Венана локальні збурення призводять до локального напружено-деформованого стану. За умови значних відстаней поміж перерізом ушкодження троса та границями ділянок, відповідні ділянки можна вважати безмежно довгими. У разі безмежно довгої першої ділянки слід приймати $b_{m,I,\varpi} = 0$. За безмежно довгої другої – $a_{m,II,\varpi} = 0$.

У випадку безмежно довгих обох ділянок величина *l* (координата перерізу з ушкодженням тросу) мала. Її можна прийняти рівною нулю, а переріз пориву – площиною симетрії. Симетричність напружено-деформованого стану дозволяє рішення задачі шукати лише для одного (першого) відрізка. Опустимо його номер. Рішення будемо шукати в наступній формі

$$u_i = \sum_{m=1}^{M-1} b_m e^{-\beta_m x} \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + \frac{P_\Theta}{E\ F} x + \varepsilon, \tag{16}$$

$$p_i = \sum_{m=1}^{M-1} -b_m e^{-\beta_m x} \beta_m \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) E\,F + P_\Theta, \tag{17}$$

$$\begin{aligned} &\sum_{m=1}^{M-1} b_m \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + \varepsilon = \\ &= U_0 \left(\frac{2}{M} \sum_{m=1}^{M-1} \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) \cos\left(\mu_m \left(\Theta - 0{,}5\right)\right) + \frac{1}{M} \right), \end{aligned} \tag{18}$$

де $U_0 = \dfrac{P_\Theta}{2\,E\,F \sum\limits_{m=1}^{M-1} \cos\left(\mu_m \left(\Theta - 0{,}5\right)\right)^2 \beta_m}$; $b_m = \dfrac{2}{M} U_0 \cos\left(\mu_m \left(\theta - 0{,}5\right)\right)$; $\varepsilon = \dfrac{U_0}{M}$.

Останні залежності є результатом розв'язання другої задачі у загальному вигляді. До ушкодження Θ-того троса його навантаження в перерізі розриву становило $P_\Theta = p_{2,\Theta}$. Відповідно у виразах (12), (15)-(17) замість значення зусилля в загальній формі треба підставити значення $p_{2,\Theta}$. Врахуємо зсув початку осі координат в другій задачі відносно першої, симетричність рішення в ній. Складемо отримані розв'язки. Розподіл сил в тросах каната буде мати наступний вигляд

$$p_i = E\,F \sum_{m=1}^{M-1} \left[\left(A_{2,m} e^{\beta_m x} - B_{2,m} e^{-\beta_m x} - b_m e^{-\beta_m \left(|x| - L/2\right)} \right) \beta_m + D_m \right] \times$$

$$\times \cos\left(\mu_m \left(i - 0{,}5\right)\right) + P + p_{2,\Theta}.$$

Отримана залежність визначає розподіл сил, які сприймають троси гумотросового каната. Вона враховує конструкцію машини – відхилення твірної барабана підйомної машини від прямої лінії та розрив троса каната.

Висновки. Напружено-деформований стан каната, зумовлений різними чинниками, може бути визначений як сума станів за умови забезпечення незмінності граничних умов при їх складанні. Комплексне урахування впливу різноманітних чинників, включно і поривів тросів, на напружено-деформований стан каната дозволить достатньо коректно визначати втрату його тягової спроможності у разі розриву одного з тросів.

Перелік посилань

1. Исследование влияния порыва тросовой основы на прочность каната ступенчатой конструкции / И.В. Бельмас, Д.Л. Колосов, А.И. Танцура, Ю.В. Конох // Необратимые процессы в природе и технике: Материалы науч. конф. – Москва, МГТУ им. Н.Э. Баумана. – 2009. – Ч. II. – С. 255-257.
2. Контроль тросів гумотросового канату / І.В. Бельмас, О.І. Білоус, А.Т. Нельга, О.Л. Бельмас // Наукові дослідження – теорія та експеримент: Матеріали міжн. наук.-практ. конф. – Полтава. – 2008. – Т. 8. – С. 8-12.
3. Бельмас І.В. Упередження руйнування тягового органу крутопохилого підіймача / І.В. Бельмас, І.Т. Сабурова, І.М. Задорожна // Сб. научн. тр. КГМТУ. Механизация производственных процессов рыбного хозяйства, промышленных и аграрных предприятий. – 2008. – Вып. 9. – С. 132-136.
4. Блохин С.Е. Напряженно-деформированное состояние плоского резинотросового тягового органа на барабане / С.Е. Блохин, Д.Л. Колосов, А.Л. Колосов // Вісник ДНУЗТ ім. акад. В. Лазаряна. – 2009. – № 30. – С. 88-91.
5. Білоус О.І. Напружений стан гумової оболонки стрічки на барабані конвеєра подачі шихти в доменну піч / О.І. Білоус, Д.Л. Колосов // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2010. – № 4(262). – С. 113-114.
6. Колосов Д.Л. Модель та визначення НДС гумотросового каната стиснутого жорсткими плоскими плитами / Д.Л. Колосов, О.І. Білоус, Г.І. Танцура // Сб. научн. тр. КГМТУ и ДГТУ. – 2012. – Вып. 13. – С. 64-68.
7. Колосов Л.В. Научные основы разработки и применения резинотросовых канатов подъемных установок глубоких рудников / Л.В. Колосов. – Дис… докт. наук: 05.05.06, 01.02.06. – Д., 1987. – 426 с.

ABSTRACT

Objective: Determining the stress-strain state of the flat cable with rubber-ropes of hoisting engine, taking into account the deviations of generating line of the drum from a straight and the break of the rope in cable.

Method of research: definition and subsequent superposition of a few stress and strain states for the flat rope of hoisting engine caused by various factors influencing the loss of its tractive capacity.

Results: obtained an analytical dependence for determining the tensile forces acting in ropes of the rubber cable. It takes into account the design of the hoisting engine – the deviations of generating line of the drum from a straight and of the possible break of the rope in cable.

The originality is to determine unknown dependencies of the stress-strain state of the flat rope, caused by the structure of a hoist and possible breaks of the tractive elements of the cable.

Practical significance. A comprehensive account of the impact of various factors on the stress-strain state of the rope allows determining the loss of tractive capacity in operation on the hoisting engine. The results should be taken into account in the design and operation of hoisting and transporting machines with flat traction bodies.

Keywords: hoisting engine drum, geometrical parameters, flat rubber-rope cable, breaks of tractive elements, complete the impact of various factors, stress-strain state, and analytical dependences.

УДК 622. 625. 5

© О.В. Денищенко, С.Є. Барташевський, А.В. Скляров, Т.А. Бедило

НОВІ ТЕХНОЛОГІЇ УКЛАДАННЯ ТА КОНТРОЛЮ СТАНУ ШАХТНИХ РЕЙКОВИХ КОЛІЙ

© O.Denyshchenko, S.Bartashevskyi, A.Skliarov, T.Bedylo

NEW TECHNOLOGIES OF CONCLUSION AND CONTROL OF THE STATE OF MINE CLAOTYPE TRACKS

Проведено аналіз сучасного стану рейкових колій вугільних шахт та виділено основні чинники, що впливають на їх стабільність. Запропоновані технічні рішення, що дозволять підвищити термін служби елементів верхньої будови шляху, та засоби контролю його стану в процесі експлуатації.

Проведен анализ современного состояния рельсовых путей угольных шахт и определены основные факторы, влияющие на их стабильность. Предложены технические решения, позволяющие повысить срок службы элементов верхнего строения пути, и средства контроля его состояния в процессе эксплуатации.

Вступ. При транспортуванні вантажів шахтними локомотивами і канатними надґрунтовими дорогами по підземним гірничим виробкам рухомий склад сприймає динамічний вплив від рейкової колії, який призводить до підвищення опору руху, зниження продуктивності відкатки, стійкості і довговічності транспортних засобів, зростання енерговитрат, аварійності і травматизму. Шахтними спостереженнями та теоретичними дослідженнями встановлено, що основним джерелом збурюючої дії на рухомий склад є зміни геометрії рейкового шляху – завищені поздовжні і поперечні ухили шляху, невитримана ширина колії тощо.

Огляд останніх досліджень. Для опису характеру взаємодії рухомого складу і колії були проведені аналітичні дослідження геометрії шахтної колії та її нерівностей. Подібна задача достатньо вивчена для магістральних залізниць і результати цих досліджень з використанням шляховимірювальних вагонів ши-

роко застосовуються в практиці [1]. Стосовно до шахтного рейкового транспорту, що працює в складних гірничо-геологічних умовах (значний водоприток, здимання грунту виробок і т. д.), питання вивчення геометрії колії і розробка заходів щодо забезпечення його відповідності прийнятим нормам залишається актуальним.

На підставі попередніх досліджень були визначені основні характеристики колії в транспортних капітальних виробках з стійкими вміщуючими породами та з малою пропускною здатністю. Експериментальні та теоретичні дослідження геометричних недосконалостей рейкового шляху, проведені авторами у виробках із здимаючими ґрунтами в умовах шахт Західного Донбасу [2], дозволили одержати достовірну інформацію про реальний стан колії (рис.1), аналіз якої вказує на суттєве відхилення основних параметрів від нормованих.

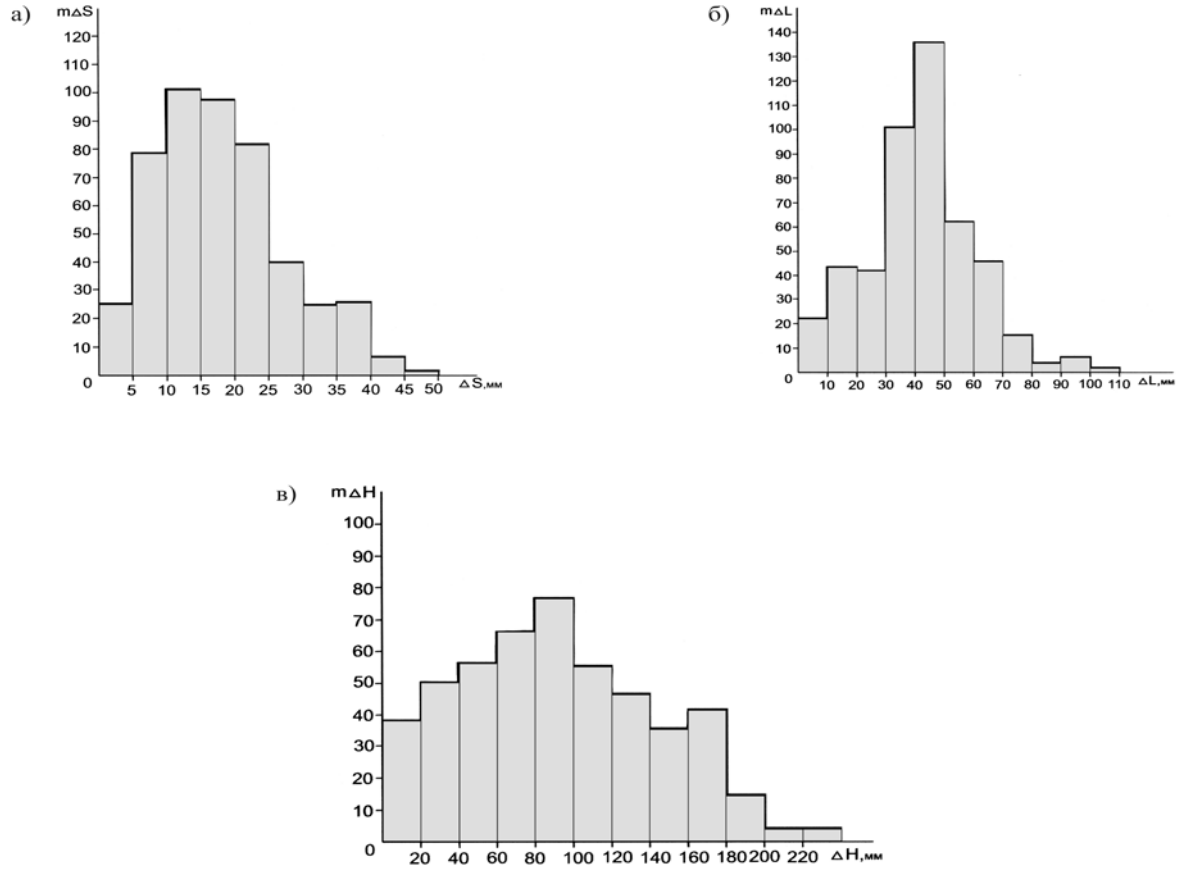


Рис. 1. Гістограма розподілення щільності ймовірності:
а) – уширення колії; б) – поздовжнього профілю; в) – поперечного профілю

Мета роботи – підвищення надійності шахтної рейкової колії на основі розробки та впровадження нових технічних рішень.

Основна частина. Багаторічний досвід експлуатації шахтної рейкової колії дозволяє виділити основні фактори, що впливають на її надійність: наявність баластного шару, здуття порід грунту виробок при значному водопритоці, ви-

користання дерев'яних шпал, недосконаліть рейкових скріплень, низький рівень контролю за укладанням та поточним станом рейкових шляхів

Без сумніву, використання традиційного для поверхневих шляхів баластного шару з щебеню міцних гірських порід має позитивний вплив на стан рейкового шляху і там, де виробки проводяться по таким породам, необхідно передбачати їх дроблення і укладання під шпали. На більшості ж шахт України вміщуючі м'які породи непридатні для цього, а доставка з поверхні баластувальних твердих порід пов'язана з ускладненням роботи транспортної системи, підвищенням загальношахтних витрат і собівартості корисної копалини.

Оскільки здимання порід грунту виробок і водоприток є природними факторами, які слабо піддаються керуванню ззовні, їх необхідно враховувати при виборі конструкції і експлуатації рейкової колії та застосовувати попереднє дренування і відповідне кріплення виробок.

Умови роботи дерев'яних шпал на підземному рейковому транспорті багато в чому аналогічні загальнопромисловим, однак процеси гниття тут відбуваються набагато інтенсивніше через обводнення, комфортну для розмноження гнильних бактерій температуру атмосфери та наявність у ній різних органічних сполук. Зазвичай термін служби дерев'яних шпал не перевищує двох років, а вартість дефіцитної деревини постійно збільшується. Перспективним напрямком з точки зору підвищення терміну служби є застосування залізобетонних шпал, однак проведені дослідження свідчать про їх руйнування в процесі експлуатації із збільшенням вантажопотоку до 1 млн. тонн на рік. Очевидно, що на магістральних шахтних рейкових шляхах зі строком служби більше двох років використання дорогих залізобетонних шпал економічно виправдано, чого не можна сказати про дільничі виробки.

В останні десятиліття в світі спостерігається стійка тенденція використання залізничних шпал з вторинного поліетилену, одержаного в результаті переробки побутових відходів. Крім очевидної ефективності позбавлення людства від цього шкідливого тягаря, отримані матеріали мають ряд відповідних фізико-механічних властивостей: достатню міцність, пружність, не підвладні гниттю[3]. Виготовлення пластикових шпал для магістральних залізниць освоєно фірмами в США, Росії, Німеччині.

Поліетилен – найдешевий полімер, що посідає перше місце в світовому виробництві поліолефінів і який поєднує в собі найцінніші властивості і здатність до переробки усіма високопродуктивними методами, існуючими для термопластів. Поліетилен низького тиску (ПНД) або високої щільності (ПВП) – жорсткий продукт з щільністю понад 0,941 г/см^3 і низьким ступенем розгалуження молекул, який має значні міжмолекулярні сили і міцність на розрив.

В даний час існує кілька технологій виготовлення полімерних шпал. Наприклад, фірма Plastic Lumber випускає шпали з відходів ПНД з наповненням від 10 до 40 відсотків скловолокна. Компанія Polywood Ink виробляє пластмасові шпали з відходів ПНД і полістиролу (ПС) з високою міцністю розплаву. Незмішувані компоненти створюють масу скручених волокон полістиролу, розподілених у матриці поліетилену. Безпосередньо в ході змішування в резуль-

таті відмінності в температурі плавлення полімерів формується суміш з мікроскопічними полістирольними волокнами.

Шпали, що випускаються корпорацією Tie Tek, містять більше 50 відсотків вторинного ПНД-ВП з наповненням каучукової крихтою, скловолокном і мінеральним волокном. Ноу-хау виробництва полягає в попередній обробці і змішуванні матеріалу перед екструзією.

Фірма «ТВЕМА» (Росія) освоїла виробництво композитних шпал для магістральних залізниць, які забезпечують належну згинальну реакцію для поглинання вібрацій та мають достатню стисливість у вертикальному напрямку, щоб витримати навантаження рейкової підкладки при збереженні геометрії рейкової колії. На шпали одержано пожежний сертифікат і в даний час проводяться їх випробування.

Таким чином можна зробити висновок, що відмова від дерев'яних шпал на користь пластмасових конструкцій вирішує проблему збереження навколишнього середовища та допомагає утилізувати відходи пластиків. При цьому композиційні шпали порівняно з дерев'яними мають кращі механічні характеристики і, незважаючи на те, що вони дорожче дерев'яних, відрізняються високими економічними показниками за рахунок багаторазового збільшення терміну експлуатації (до 50 років). З точки зору удосконалення конструкції шахтної рейкової колії їх широке впровадження у гірниче виробництво видається перспективною іновацією та потребує комплексних лабораторних і промислових досліджень.

У будові шахтного шляху застосовуються рейкові скріплення, які за останні десятиліття не зазнали істотного прогресу – фіксація рейки до шпали здійснюється через підкладку шістьма костилями або шурупами. Цей процес вимагає значних трудовитрат і часу та веде до руйнування матеріалу шпали.

Для дерев'яних шпал магістральних залізниць найбільш поширеними є змішані скріплення типу ДО, до переваг яких відносять невелику кількість деталей, простоту у виготовленні і експлуатації, низьку металоємність, до недоліків – малий опір угону шляху.

Наступними за поширеністю є роздільні скріплення типу КД, у яких рейка притискається двома пружними клемами до підкладки, а остання фіксується до шпали чотирма шурупами. При цьому притискання клеми забезпечує болт з гайкою і шайбою, а під підошву рейки також укладають пружну прокладку. До переваг конструкції слід віднести: відсутність вібрації підкладки і, як наслідок, збільшення термінів служби шпал, достатній опір угону шляху, можливість заміни рейок без демонтажу шурупів. Недоліки: велика кількість деталей та швидке ослаблення натягу клемних болтів.

Позбутися означених недоліків дозволяють нові конструкції рейкових скріплень для полімерних шпал [4] з вмонтованими елементами (рис.2), розроблені на кафедрі транспортних систем і технологій Національного гірничого університету. Окрім того, застосування такого з’єднання для рейкових шляхів робить можливим проходження стабілізуючих котків, якими обладнано рухомий склад канатних надгрунтових доріг (буксирні візки, пасажирські вагонет-

ки) для перешкоджання сходу з рейкового шляху у місцях порушення його геометричних параметрів внаслідок прояву гірничого тиску.

У процесі виробництва полімерної шпали 2 методом пресування на її поверхні формують похилі ділянки з нахилом 1:20, що робить непотрібним застосування підкладки, та вводять армуючі елементи 6 і фігурні скоби 3 з петлями по кінцях, причому останні розташовані так, що підошва рейки 1 контактує з ними з обох боків. На шийки рейок заводять накладки 5 таким чином, щоб виступ кожної зайшов у отвір 9 на кінці рейки та у паз зустрічної накладки, а отвори 7 співпали з петлями скоби 3 на похилій ділянці шпали. Після цього у петлі скоби 3 забивається фіксатор 4 з ексцентриковою головкою, яка потім обертається навколо осі фіксатора і входить головкою у отвір 8 накладки 5, чим закінчується процес з'єднання рейок між собою та з шпалою. Таким чином, збільшення ширини шийки рейки у місці стику не буде перевищувати величини у дві ширини накладки, що робить безперешкодним проходження стабілізуючих котків. Демонтаж рейкового стикового з'єднання проводиться у зворотній послідовності.

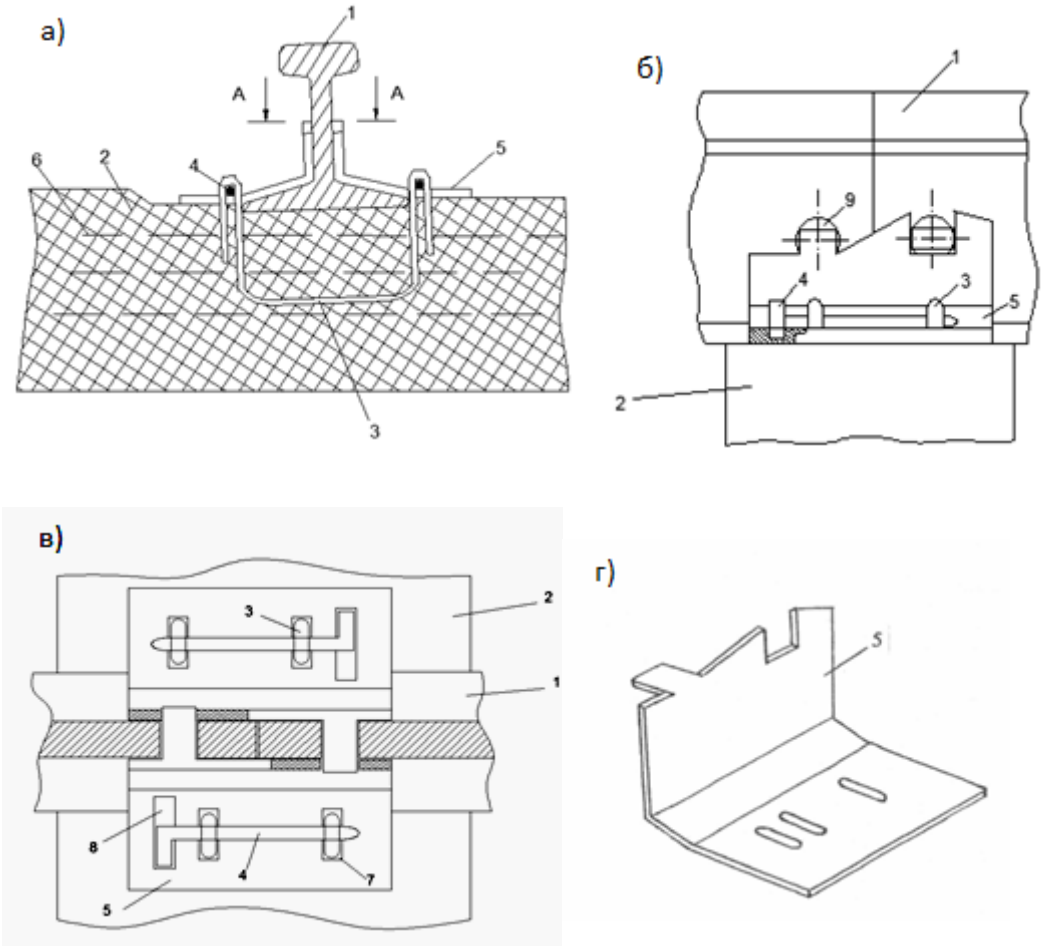


Рис. 2. Рекомендована будова рейкового шляху (а – загальний вигляд; б – стик, вигляд збоку; в – те ж, вигляд по А – А; г – фігурна накладка): 1 – рейка; 2 – полімерна шпала; 3 – скоба; 4 – фіксатор; 5 – накладка; 6 – арматура; 7,8 – отвори у скобі; 9 – отвір у рейці

Застосування елемента кріплення рейки у вигляді скоби з петлями по кінцях дозволяє уникнути застосування костилів та шурупів для фіксації рейки зі шпалою і, за рахунок цього, підвищити термін її служби через виключення руйнівного впливу останніх, а також знизити трудомісткість укладання шляху та спростити конструкцію.

Окремим важливим завданням шахтного рейкового господарства слід вважати забезпечення належного контролю за укладанням і утриманням рейкових шляхів. При сучасній протяжності шахтних шляхів традиційні методи візуального та інструментального контролю вимагають наявності неадекватно великої чисельності персоналу і не забезпечують належної якості робіт.

Незважаючи на значний розвиток в останні роки гірничотранспортної техніки (створення нових типів шахтних електровозів, підвісних дизелевозів, канатних надгрунтових і монорейкових доріг та ін.), продуктивність і безпека шахтної вікатки по рейкових шляхах залишається на низькому рівні. Різноманітність умов підземних виробок шахт, в яких вона застосовується, призводить до того, що часто необхідно практичним шляхом підбирати її основні параметри: тип локомотиву, кількість вагонеток, швидкість їх руху на різних ділянках, витрату енергії, забезпечення безпеки руху та ін.

Здійснювати усебічний аналіз роботи локомотивної вікатки в конкретних гірничо-геологічних умовах можливо за наявності реальної картини поздожнього профілю траси. Наявність таких даних дозволить вирішувати завдання, пов'язані з підтримкою виробок (випрямлення профілю), розробляти і здійснювати заходи з енергозбереження тощо.

Давно назріла необхідність створення мобільних автоматизованих шляховимірювальних шахтних комплексів, що використовують різні фізичні ефекти для фіксації в режимі реального часу поздожнього і поперечного профілів шляху, зміни ширини колії та інших дефектів верхньої будови колії.

Подібні прилади для магістральних залізниць ґрунтуються на: механічній взаємодії вимірювальних котків з рейковим шляхом, оптичних ефектах, використанні ультразвуку тощо. Але застосувати їх на підземному транспорті досить складно, а часто неможливо через специфічні умови експлуатації. Практика потребує надійного і простого в роботі способу визначення, зокрема, поздожнього профілю рейкових колій.

Розроблений за участю авторів метод автоматизованого визначення і побудови профілю шляху на заданому маршруті, який грунтується на вимірах сили опору руху локомотиву через силу струму тягового двигуна [5], дозволяє позбутися означених недоліків.

Розглянемо процес руху залізничного составу(локомотива) по шахтній рейковій колії змінного профілю (рис.3,а).

Попередньо вибирають ділянку вимірювання уклону АК. Двигуни локомотива 1 вмикають і він починає рухатися по рейковому шляху 2, що має змінний профіль. Вимірюють шунтом 4 і безперервно фіксують регістратором 5 силу струму *I*, яку споживає тяговий двигун 3 під час переміщення локомотива 1 по змінному профілю рейкового шляху 2 від точки А до точки К. Після досягнення

локомотивом 1 точки К, він починає рухатися у зворотному напрямі по тій же ділянці від точки К до точки А. При цьому також безперервно фіксують силу струму I_1 двигуна 3. Після досягнення локомотивом 1 точки А його зупиняють.

Відомо, що сила тяги для переміщення вагонетки(локомотива) становить:

$$F = G(w \pm i + \Delta a) \ ,$$

де F – сила тяги, що необхідна для переміщення состава; $G = mg$ – сила тяжіння вагонетки ; m – маса вагонетки; g – прискорення вільного падіння; w – коєфіцієнт основного опору руху вагонетки; i – уклон рейкового шляху; $\Delta = 1000\delta / g$ (δ – коефіцієнт, що враховує масу вузлів вагонетки, які обертаються); a – прискорення руху вагонетки.

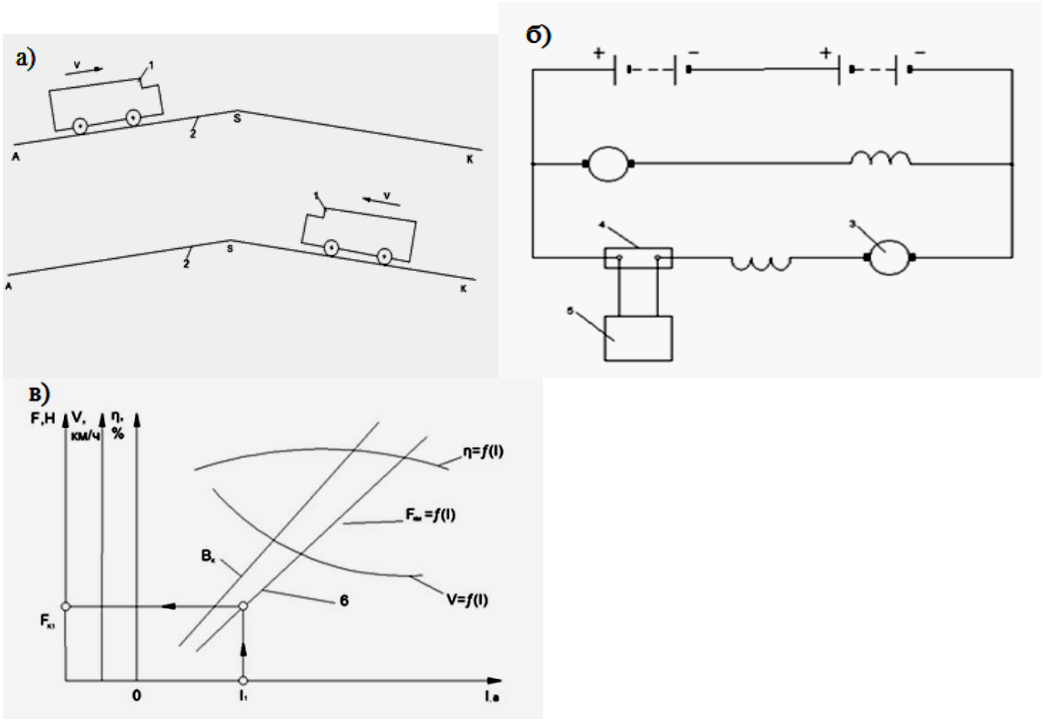


Рис. 3. Спосіб визначення ухилу рейкової колії: а) – принципова схема; б) – електрична схема; в) – електромеханічна характеристика двигуна (1 – електровоз; 2 – рейковий шлях; 3- тяговий двигун; 4 – шунт; 5 - аналого-цифровий перетворювач

Якщо швидкість руху постійна ($a = 0$), то для ділянки траси AS довжиною l з ухилом i можна записати рівняння руху вправо:

$F_1 - G(w - i) = 0$, $F_1 = G(w + i)$ (плюс i при підйомі),

вліво:

$F_1' + G(i_1 - w) = 0$, $F_1' = G(w - i)$ (мінус i при спуску).

Аналогічно можна визначити рівняння руху (рівняння рівноваги) для кожної з n ділянок, що відрізняються величиною ухилу та довжиною.

Будь-який ряд сил (вправо $F_1, F_2 ... F_n$ або вліво $F_1', F_2' ... F_n'$) призначається зменшуваним або таким, що віднімається

$$\Delta F_1 = F_1 - F_1' = Gw + Gi - Gw + Gi = 2Gi = 2mgi,$$

де ΔF_i – різниця сил тяги на і - тій ділянці шляху під час руху вагонетки в прямому та зворотному напрямках.

Різниця сил ΔF на похилих ділянках шляху при цьому може мати знак $\oplus$ (рух на підйом) або $\ominus$ (рух по спуску). Нульове значення різниці сил фіксується на горизонтальних ділянках.

Далі визначають уклон рейкового щляху на кожній ділянці

$$i = \frac{\Delta F_1}{2mg} \text{ (або } \oplus \text{або } \ominus \text{ по знаку } \Delta F).$$

Загальновідомо, що залежність сили тяги (F), гальмової сили(B) швидкості руху (V) і к.к.д.($\acute{\eta}$) від сили струму двигуна (I) дає електромеханічна характеристика двигуна на ободі коліс (рис.3,в). Оскільки передаточне число редуктора і діаметр коліс залежать від типу електровоза, то електромеханічна характеристика є індивідуальною для кожного з них. Таким чином, маючи показання сили струму тягового двигуна на всіх ділянках траси в обох напрямках, нескладно по електромеханічній характеристиці двигуна визначити відповідні їм значення сили тяги або гальмування і побудувати її повздовжній профіль. Причому залежності сил тяги та гальмування від сили струму двигуна практично пропорційні і, якщо ввести їх попередньо у комп'ютерну програму, можна у подальших розрахунках оперувати струмом. Ця обставина кардинально змінює підхід до інструментальної бази вимірювань, оскільки силу струму двигуна можна просто знімати за допомогою шунта і через аналого-цифровий перетворювач та комп'ютер одержувати результати у цифровій або графічній формах.

Що стосується відміток пройденого шляху, то пропонується встановити на електровозі електромагнітний датчик, що фіксує проходження кожної арки металевого кріплення, і по ним відслідковувати місцезнаходження состава.

Висновки. Надійність сучасного шахтного рейкового шляху залишається на недостатньому рівні та потребує нових рішень у частині пошуку та запровадження перспективних матеріалів для шпал. У роботі запропоновано для цих цілей композитні конструкції з полімерів та наповнювачів, що збільшують термін їх служби у десятки разів, причому рекомендовано розташовувати елементи кріплення безпосередньо в них у процесі виготовлення.

Важливою складовою колійного господарства, що впливає на надійність та безпеку усього залізничного транспорту, залишаються рейкові з'єднання. Незважаючи на чисельність їх конструкцій для наземних залізниць, на підземному транспорті нині практично не використовуються нові пристрої для поєднання рейок між собою. Тому, запропонований у роботі монтажний вузол, що відрізняється простотою, малою кількістю деталей та зручністю зборки, буде сприяти подальшому удосконаленню локомотивного транспорту.

Спосіб визначення профілю шахтного рейкового шляху за струмом тягового двигуна, що пропонується, дозволяє відмовитися від наявності динамометра

і, за рахунок цього, спростити процес вимірювання та підвищити точність його результатів.

Запропоновані у роботі нові технічні рішення потребують перевірки у промислових умовах і автори будуть вдячні усім зацікавленим особам та організаціям за пропозиції у співробітництві на взаємовигідних умовах.

Перелік посилань

1. Гарг, В.К. Динамика подвижного состава [Текст] / В.К. Гарг, Р.В. Дуккипати. – М.: Транспорт, 1988. – 391 с.
2. Денищенко, А.В. Оценка геометрических несовершенств рельсового пути в подземных выработках шахт Западного Донбасса [Текст] / А.В. Денищенко, В.В. Зиль, Л.Н. Посунько, В.А. Расцветаев// Науковий вісник НГУ. – 2007. – №6. – С. 79-82.
3. Погодина, Е.А. Будущее – за полимерными шпалами[Текст] / Е.А.Погодина // Пластикс. – 2011. – № 11(105). – С. 58 – 61.
4. Шахтний рейковий шлях [Текст]: пат. 110487 на корисну модель Україна: МПК E01B 9/00/ О.В. Денищенко, С.Є. Барташевський, Л.І. Барташевська; заявник і патентовласник Націон. гірн. ун-т. – № u201603955; заявлено 11.04.2016; опубл. 10.10.2016; Бюл. №19. – 4 с.
5. Спосіб визначення профілю шахтного рейкового шляху [Текст]: пат. 103247 на винахід Україна: МПК E01B 35/00, E21F 13/00 / О.В. Денищенко; заявник і патентовласник Націон. гірн. ун-т. – № a201200084; заявлено 03.01.2012; опубл. 25.09.2013; Бюл. №18. – 4 с.

ABSTRACT

Purpose. Both experimental and theoretical research concerning geometric irregularities of railtrack performed by the authors in mine workings of Western Donbas mines made it possible to obtain reliable information on actual state of rail which analysis points to substantial deviation of basic parameters from standard ones.
Objective of the work is to improve reliability of mine railtrack basing upon the development and implementation of innovative engineering solutions.

Methods. Both experimental and analytical techniques have been involved.

Finding. It is an upcoming trend to use plastic structures instead of timber sleepers; that helps solve environmental problems and utilize postconsumer plastics. In this context, to compare with timber sleepers, composite ones have better mechanical characteristics. Moreover, despite their higher price, composite sleepers have high economic performances owing to non-expendable increase in operating life.

The originality. Innovative design of rail fastenings for polymeric sleepers with built-in components by the Department of Transport Systems and Techniques of the National Mining University helps get rid of serious disadvantages.

Practical implications. A technique of automated determination and a scheme of grading of track basing upon measurements of locomotive resistance through current intensity of traction engine developed by the same scientists makes it possible to start developing mobile system aimed at determination of mining rail track parameters.
The engineering solutions are protected by documents of title.

Keywords: a mine, rail track, polymeric sleeper, rail fastenings, grading of track, engine curent.

УДК 621.7.08:621.833:53.088.22:004.942

© В.А. Дербаба

АЛГОРИТМ ІМІТАЦІЙНО-СТАТИСТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ВИМІРЮВАЛЬНО-КОНТРОЛЬНОЇ СИСТЕМИ ГЕОМЕТРИЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ЗУБЧАСТИХ КОЛІС

© V. Derbaba

ALGORITHM OF SIMULATIVE STATISTICAL MODELING MEASUREMENT AND CONTROL SYSTEMS GEOMETRIC PARAMETERS GEARS

Визначено залежності показників радіального биття евольвентних коліс від граничної випадкової похибки вимірювання. Застосовано метод імітаційного статистичного моделювання, який адаптований стосовно до поставленого завдання. За результатами числових експериментів визначені залежності впливу граничного інтервалу випадкових інструментальних похибок на відсотки неправильно забракованих деталей.

Определены зависимости показателей радиального биения эвольвентных колёс от предельной случайной погрешности измерения. Применен метод имитационного статистического моделирования, который адаптирован применительно к поставленной задаче. По результатам численных экспериментов определены зависимости влияния предельного интервала случайных инструментальных погрешностей на проценты неправильно забракованных деталей.

Визначення наукової проблеми та її значення. Проблема забезпечення якості виготовлення зубчастих коліс поставлена дуже гостро в зв'язку з ринковими відносинами і конкуренцією. Залишаються актуальними проблемні питання технологічного забезпечення якості продукції, що випускається в зв'язку з освоєнням на підприємствах машинобудування міжнародної системи менеджменту якості.

При допускному контролі [1] виникає проблема вибору рівня точності вимірювання контролюючих геометричних параметрів складнопрофільних деталей машин і механізмів.

Аналіз досліджень проблеми і публікації. До теперішнього часу на більшості підприємств вимірювання параметрів евольвентних зубчастих коліс [5] спирається на гаму засобів зубовимірювальної техніки - прилади, які мають обмежений діапазон вимірювань параметрів і різну точність [4]. Для обґрунтованого вибору конкретного засобу вимірювання з прийнятною похибкою вимірювання використовується методика, яка викладена в національному стандарті ГОСТ 8.051-81. Однак зазначена методика може бути застосована лише до деталей гладких спряжень і не враховує геометричних особливостей зубчастих коліс.

Аналіз відомих робіт по оцінюванню впливу похибок вимірювання на помилки першого і другого роду, ризики виробника і споживача показав, що в за-

гальному вигляді проблема вирішена раніше. У працях Рубічева М.М., Фрумкіна В.Д., Данілевича С.Б., Сергієва О.Г., Крохіна В.В. У роботі [2] запропоновано метод імітаційно-статистичного моделювання для розрахунків залежності помилок першого і другого роду від величини похибок вимірювання [3].

Цілі та задачі статті. Існує науковий та практичний інтерес визначення запропонованим методом впливу випадкових похибок вимірювання радіального биття зубчастого вінця на достовірність результатів при пасивному контролі відповідних виробів. Саме це і є ціллю викладеної статті, а для досягнення вказаної цілі вирішені такі задачі: скласти структурну модель вимірювання, розробити алгоритм імітаційно-статистичного моделювання, здійснити моделювання випадкових процесів контролю з розрахунками відсотків неправильно забракованих, чи неправильно прийнятих зубчастих коліс, провести апроксимацію результатів.

Виклад основного матеріалу. Структуру моделі контрольно-вимірювальної системи будемо розглядати так, як показано на рис.1.

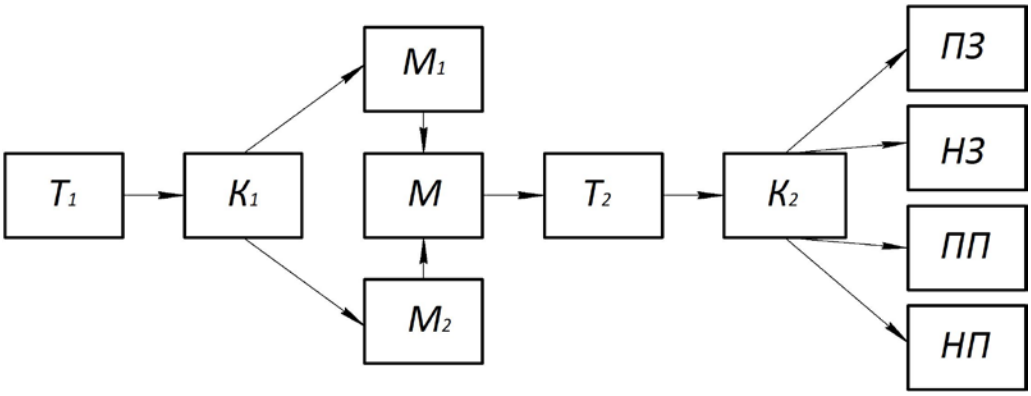


Рис. 1. Структура імітаційно-статистичної моделі вимірювання радіального биття

Застосовано такі позначення блоків: T_1 – моделювання радіального биття зубчастого колеса за умов відсутності похибок вимірювання, K_1 – імітація попередньої процедури контролю за умов відсутності похибок вимірювання, $M_{1,2}$ – моделювання інструментальних похибок першого і другого виміру, M – моделювання результату вимірювання, K_2 – імітація пасивного контролю зубчастого колеса з урахуванням похибок вимірювання, *ПЗ, НЗ, ПП, НП* – визначення відповідності зубчатого колеса групам.

Нижче розглянута послідовність алгоритму моделювання на прикладі конкретного циліндричного прямозубого колеса. Колесо має наступні конструктивні параметри і допуски: модуль m = 3 мм, ділильний діаметр d = 150 мм, число зубів z = 50, допуск на радіальне биття F_r дорівнює 36, 50 мкм відповідно для 6, 7 ступеню точності зубчастого колеса.

Програмну реалізацію моделювання здійснено у середовищі Microsoft Office Excel. Створено електронну таблицю, окремі фрагменти якої показані у табл.1.

Таблиця 1

Фрагмент електронної таблиці імітаційно-статистичного моделювання впливу похибки вимірювання на показники пасивного контролю зубчастого колеса 7 ступеню кінематичної точності (для скорочення обсягу таблиці показані не всі рядки)

Номери зубчастих коліс, i	Змодельовані величини Fritr радіального биття зубчастих коліс за умов відсутності похибок вимірювання	Попередні оцінки β_i придатності зубчастих коліс по критерію відповідності допуску	Змодельовані похибки вимірювання радіального биття Δ_i, мкм	Змодельовані величини Fri радіального биття зубчастих коліс за умов врахування похибок вимірювання	Заключні оцінки β_o придатності зубчастих коліс по критерію відповідності вимогам кінематичної точності	Результати контролю зубчастих коліс			
						правильно забраковані (ПЗ)	неправильно забраковані (НЗ)	правильно прийняті (ПП)	неправильно прийняті (НП)
1	*2*	*3*	*4*	*4*	*6*	*7*	*8*	*9*	*10*
1	14,4	1	8,9	23,3	1	0	0	1	0
4	35,6	1	25,5	61,1	0	0	1	0	0
5	35,0	1	-7,4	27,6	1	0	0	1	0
6	39,4	1	-9,7	29,7	1	0	0	1	0
7	6,8	1	-20,0	-13,2	1	0	0	1	0
8	23,0	1	-28,1	-4,9	1	0	0	1	0
…	-	-	-	-	-	-	-	-	-
3108	52,1	0	22,0	74,1	0	1	0	0	0
…	-	-	-	-	-	-	-	-	-
4997	20,4	1	45,7	66,1	0	0	1	0	0
4998	38,5	1	-31,3	7,2	1	0	0	1	0
4999	27,5	1	0,5	28,0	1	0	0	1	0
5000	21	1	36,8	57,8	0	0	1	0	0
Всього відповідних деталей, штук		4984	–		–	4	1237	3747	12
Відсоток відповідних деталей, %		99,68	–		–	0,08	24,74	74,94	0,24

У рядках таблиці імітуються події – результати вимірювання і контролю деталей. Стовпці відображають результати статистичного моделювання.

У стовбці *1* записані номери зубчастих коліс. Обсяг вибірки прийнято 5000 коліс, що забезпечує довірчий інтервал 0,1% при довірчій ймовірності 0,95.

У другому стовпці моделюється величини радіального биття при нульовій похибці вимірювання При цьому приймався нормальний розподіл. Середнє значення (average) радіального биття у вибірці прийнято таким, щоб воно відповідало середині полю допуску, а стандартне відхилення (stdev) дорівнювало одній шостій величини допуску на радіальне биття.

Вихідним інтервалом є стовпець *2*, який відповідає блоку T_1. Розрядність значень у стовпці *2* відповідає одному знаку після коми, тобто 0,1 мкм, чого цілком достатньо для точності моделювання радіального биття.

У стовпці *3*, який відповідає блоку K_1, проводиться оцінка придатності зубчатих коліс за двобальною шкалою: придатним деталям присвоюється бал β_i=«1», а бракованим – відповідно бал β_i =«0». Для комп'ютерного заповнення стовпця *3* використовується логічна формула

$$IF(F_{ritr} < = Fr;1;0),$$

де Fr_{itr} – істинне значення радіального биття.

Сума балів (4984) у колонці *3* відображає частку (99,68%) придатних деталей при обраній для моделювання точності технології.

У стовпці *4* моделюються похибки вимірювання радіального биття. Для моделювання похибок вимірювань застосовано рівномірний розподіл. Параметрами розподілу являються граничні значення похибки. В прикладі, що приведено в даній статті розглядається випадок, коли систематична похибка відсутня.

У стовпці *5* відображається сумарний результат виготовлення і вимірювання. Для цього проводимо підсумовування відповідних клітинок зі стовбців *2* і *4*.

У стовпці *6* придатним деталям присвоюється бал β_o =«1», а бракованим відповідно бал β_o =«0» за формулою

$$IF\ (F_{ri} < = F_r;1;0),$$

Далі у стовпцях *7-10* проводиться виявлення відсотків неправильно забракованих *(НЗ)* і неправильно прийнятих деталей *(НП)*. Для цього використовуються відповідні логічні умови.

Для перевірки моделювання потрібно визначити суму відсотків по вказаних групах деталей, яка повинна складати 100%.

Блок-схема розробленого алгоритму імітаційно-статистичного моделювання випадкових інструментальних похибок засобів вимірювання і пасивного контролю радіального биття евольвентних коліс приведена на рис.2.

Залежності долі неправильно забракованих деталей для зубчастих колес різного ступеню точності під граничного значення інструментальної похибки наведені на рис.3.

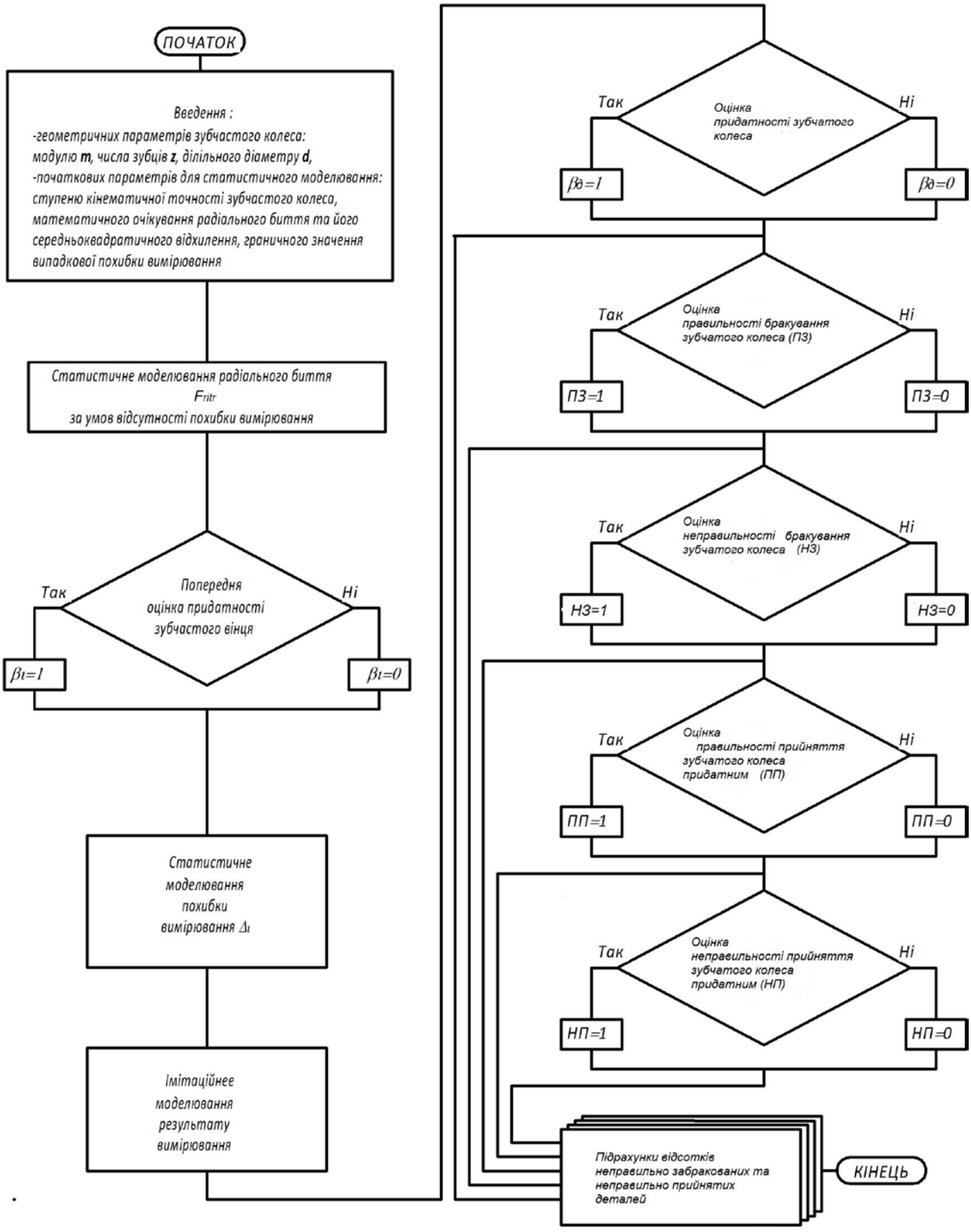


Рис. 2. Алгоритм імітаційного-статистичного моделювання вимірювально-контрольної системи радіального биття евольвентних зубчастих коліс

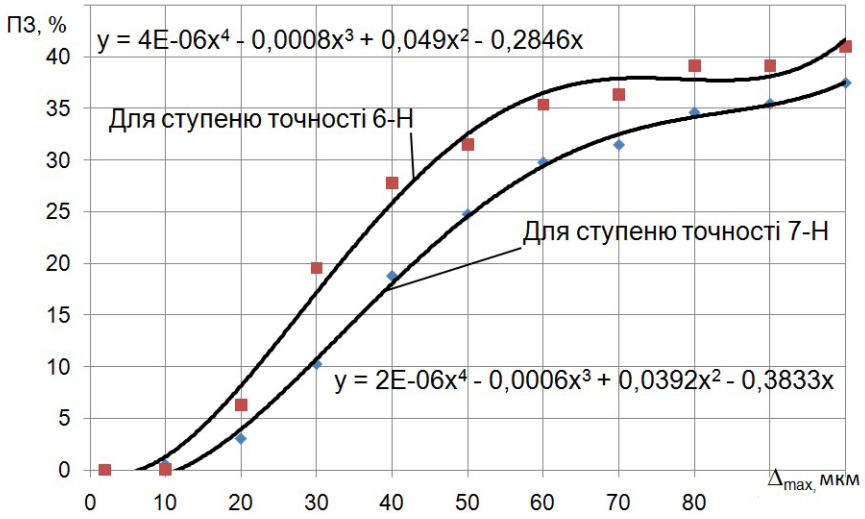


Рис. 3. Залежність відсотка неправильно забракованих коліс (НЗ) від граничної випадкової похибки вимірювання при різних ступенях точності

Аналіз графіків показує, що похибки вимірювання суттєво впливають на результати контролю.

При контролі радіального биття зубчастих коліс 6 і 7 ступенів кінематичної точності для обмеження кількості неправильно забракованих деталей на рівні до 5% необхідно обмежити похибки вимірювання до 15 та 20 мкм відповідно.

При контролі радіального биття зубчастих коліс 8 ступеню кінематичної точності для обмеження кількості неправильно забракованих деталей на рівні до 5% похибки вимірювання не повинні перевищувати 10 мкм.

Висновки та перспективи подальших досліджень.

1. Метод імітаційно-статистичного моделювання є ефективним при дослідженні впливу похибок вимірювання на помилки пасивного контролю радіального биття зубчастих коліс.

2. На основі отриманих залежностей запропоновано практичні рекомендації щодо вибору допускового рівня інструментальних похибок при вимірюванні радіального биття зубчатих коліс і розроблено методику імітаційного моделювання впливу випадкових похибок при вимірюванні радіального биття зубчатих коліс з евольвентним профілем на кількість неправильно прийнятих і неправильно забракованих деталей коліс.

3. Практична цінність отриманих результатів полягає у впровадженні розробленого алгоритму в навчальному процесі Національного гірничого університету, що обумовлено можливістю обґрунтованого вибору вимірювального приладу для контролю радіального биття зубчастих коліс, на етапі розрахунку студентом курсової роботи, дипломного проекту, а також науково-дослідної роботи аспіранта.

4. Зазначені закономірності можуть бути використані в наукових дослідженнях відповідних інститутів машинобудування, а також у період підготовки

виробництва на підприємствах, при виборі типорозмірів вимірювальних приладів з прийнятною ціною і необхідним рівнем точності вимірювань.

5. Подальші дослідження можуть проводитися у напрямках врахування систематичних похибок вимірювання, уточнення законів розподілу випадкових величин, розширення номенклатури контролюємих параметрів.

Перелік посилань

1. Рубичев Н. А. Достоверность допускового контроля качества / Н. А. Рубичев, В.Д. Фрумкин. – М.: Изд-во стандартов, 1990. – 171 с.
2. Derbaba, V.A., Zil, V.V**.,** Patsera, S.T., "Evaluation of the adequacy of the statistical simulation modeling method while investigating the components presorting processes", Scientific bulletin of National Mining University Dnipropetrovsk – Scientific and technical journal, no. 5 (143). – 2014. – p. 45–50.
3. Асташенков А. И. Разработка системы обеспечения единства измерений геометрических параметров эвольвентных зубчатых зацеплений: автореф. дис. на соиск. учен. степ. докт. техн. наук: спец. 05.11.15 «Метрология и метрологическое обеспечение» [Текст] / А. И. Асташенков // Всероссийский НИИ метрологической службы: Москва, 1999. – 44 с.
4. Локтев Д.А. Современные методы контроля качества цилиндрических зубчатых колес / Д.А. Локтев // Металлообработка. Оборудование и инструмент для профессионалов. –2009. – №4. – С. 6–11.
5. Дербаба В.А. Алгоритм имитационного стохастического моделирования точности толщины эвольвентного зуба и погрешности ее измерения / Дербаба В.А., Корсун В.И., Пацера С.Т. // Збірник наукових праць Одеської державної академії технічного регулювання та якості. – Одеса. – 2012. –№1 (1) – С. 54–60.

ABSTRACT

Purpose. The objective of the paper is to determine the dependence of the sorting indicators of the radial runout of involute teeth on the limiting random error of measurement.

The method of simulation statistical modeling, adapted in relation to the assigned task was applied. The modeling was carried out both for the case of zero error of measurement, and for the limiting value of the random error, which is taken is input data. It provides the calculation of the percent of incorrectly accepted and incorrectly rejected pieces.

Findings. According to the results of numerical experiments we determined the dependence of the influence of the limiting interval of the random instrumental errors on the percentage of incorrectly rejected parts.

The originality. First the statistical modeling was conducted on the basis of the random number generator, built in Microsoft Excel. The accepted assumptions concern the choice of the law of normal distribution for deviations of the radial runout from the nominal value and uniform law of distribution of random errors of measurement.

Practical implications. The procedure was used in the education processes when training bachelors, specialists and masters in mechanical engineering. The technique can be used in drawing up business-plans for decision-making during preparation of engineering production, which is characterized by the stochastic nature.

Keywords: measurement error, model, gear wheel, radial runout, modeling, sorting.

УДК 622.673+539.4

© Д.Л. Колосов, О.І. Білоус

ВПЛИВ ВІДХИЛЕНЬ НАПРЯМНИХ ПОСУДИНИ НА НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН ПЛОСКОГО ГОЛОВНОГО КАНАТА ПІДЙОМНОЇ МАШИНИ

© D. Kolosov, O. Bilous

THE IMPACT OF VARIATIONS OF THE VESSEL GUIDES ON STRESS-STRAIN STATE OF THE FLAT HEAD ROPE OF HOISTING ENGINE

Встановлені аналітичні залежності для визначення напружено-деформованого стану головного гумотросового каната підйомної машини у разі відхилення посудини від вертикальної осі підйому. Отримані результати мають бути враховані при проектуванні та експлуатації шахтних підйомних машин з плоскими головними канатами.

Установлены аналитические зависимости для определения напряженно-деформированного состояния головного резинотросового каната подъемной машины при отклонении сосуда от вертикальной оси подъема. Полученные результаты должны быть учтены при проектировании и эксплуатации шахтных подъемных машин с плоскими головными канатами.

Вступ. Основний обсяг видобутку руд чорних і кольорових металів здійснюється за рахунок розробки родовищ, що залягають на великих глибинах. При цьому основні стволи вугільних і рудних шахт України експлуатуються вже понад 40-50 років й у більшості з них через складні гірничо-геологічні і технічні умови відбулося порушення вертикальності осей просторового характеру.

Стан питання та постановка задачі дослідження. Армування стволів шахт, особливо після катастроф, може мати відхилення від проектного. Визначення впливу такого відхилення на напружено-деформований стан головного каната підйомної машини – ***актуальна науково-технічна задача.*** Відомі дослідження напружено-деформованого стану гумотросових канатів [1-9] не стосуються питань згину тросів каната в його площині.

Основний зміст роботи. Переміщення прокладок в композитній багатошаровій конструкції досліджено в роботі [10]. Відповідно до рекомендацій вказаної роботи, з урахуванням особливостей, напружено-деформований стан підйомного гумотросового каната для випадку відхилення посудини від осі підйому можна описати наступними залежностями

$$A\frac{d^2u_i}{dx^2}+B\left[u_{i-1}-2u_i+u_{i+1}\right]=0,$$
$$A\frac{d^2u_1}{dx^2}+B\left[u_2-u_1+2C_0\frac{dw}{dx}\right]=0, \qquad (1)$$
$$A\frac{d^2u_M}{dx^2}+B\left[u_{M-1}-u_M-2C_0\frac{dw}{dx}\right]=0;$$

$$D\frac{d^4w}{dx^4}-BC_0\left[\frac{du_{i+1}}{dx}-\frac{du_{i-1}}{dx}+4C_0\frac{d^2w}{dx^2}\right]=0,$$
$$D\frac{d^4w}{dx^4}-BC_0\left[\frac{du_2}{dx}-\frac{du_1}{dx}+2C_0\frac{d^2w}{dx^2}\right]=0, \qquad (2)$$
$$D\frac{d^4w}{dx^4}-BC_0\left[\frac{du_M}{dx}-\frac{du_{M-1}}{dx}+2C_0\frac{d^2w}{dx^2}\right]=0.$$

З урахуванням відмінності конструкції гумотросового каната, коефіцієнти в залежностях (1) та (2) мають наступні значення

$$A=EF; \qquad B=\frac{G}{t}b; \qquad C_0=\frac{d+t}{2}; \qquad D=EI,$$

де b – товщина каната, d – діаметр троса; F – площа поперечного перерізу троса $\left(\frac{\pi d^2}{4}\right)$; I – приведений момент інерції перерізу троса.

В роботі [11] було показано, що при зростанні сили натягнення жорсткість троса наближається до жорсткості суцільного стрижня. Тому приймемо $I=\left(\frac{\pi d^4}{32}\right)$.

В гумотросовому канаті троси працюють на розтяг, відстань поміж тросами незначна. Будемо вважати деформації тросів в площині каната однаковими. Як і рекомендовано в роботі [10], складемо вирази деформацій тросів в площині каната

$$\sum_{i=1}^{M-1} D\frac{d^4w}{dx^4}-BC_0\left[\frac{du_{i+1}}{dx}-\frac{du_{i-1}}{dx}+C_0\frac{d^2w}{dx^2}\right]=0. \qquad (3)$$

В результаті складання маємо

$$(M-1)D\frac{d^4w}{dx^4}-BC_0\left[\frac{du_M}{dx}-\frac{du_1}{dx}+C_0\frac{d^2w}{dx^2}\right]=0. \qquad (4)$$

Врахуємо, що канат має парну кількість тросів M. Загальне рішення рівняння будемо шукати у формі, що відповідає умові відсутності зовнішніх навантажень на троси каната та умові, що він не набуває форми синусоїди за будь-якої довжини

$$u_i=\sum_{m=1}^{M}\left[\left(A_{1m}e^{\beta_{1m}x}+B_{1m}e^{-\beta_{1m}x}\right)+\left(A_{2m}e^{\beta_{2m}x}+B_{2m}e^{-\beta_{2m}x}\right)\right]\cos(\mu_m i),$$

$$w_i=\sum_{m=1}^{M-1}\left[\left(A_{1m}e^{\beta_{1m}x}+B_{1m}e^{-\beta_{1m}x}\right)W_{1m}+\left(A_{2m}e^{\beta_{2m}x}+B_{2m}e^{-\beta_{2m}x}\right)W_{2m}\right],$$

де β_m – характеристичні показники; $\mu_m=\dfrac{\pi(2m-1)}{M+1}$; W_{1m}, W_{2m} – коефіцієнти пропорційності.

Характеристичні показники β_m системи рівнянь (1) та (4)

$$\beta_m=\pm\sqrt{-\frac{b_m}{2\ a_m}\pm\sqrt{\left(\frac{b_m}{2\ a_m}\right)^2-\frac{c_m}{a_m}}}, \qquad (5)$$

де

$$a_m=-M\,E\,F\,Dt^2\cos(\mu_m),$$

$$b_m=G\,b\,t\,M\left[\left(E\,F(d+t)^2+D\right)\cos(\mu_m M)-D(\mu_m(M-1))\right],$$

$$c_m=G^2(d+t)^2b^2\left[M\cos(\mu_m(M-1))-(M-1)\cos(\mu_m M)-\cos(\mu_m)\right].$$

Серед отриманих коренів для кожного значення m існує по дві пари коренів. По два дійсних та по два – уявних. Попарно, за абсолютними значеннями вони збігаються. Дійсні корні позначимо як β_{1m} та β_{2m}.

Коефіцієнти пропорційності

$$W_{1m}=\left[\frac{E\,F\,t\beta_{1m}}{Gb(t+d)}-\frac{1}{(t+d)\beta_{1m}}\right]\cos(\mu_m M)+\frac{\cos(\mu_m(M-1))}{(t+d)\beta_{1m}},$$

$$W_{2m}=\left[\frac{E\,F\,t\beta_{2m}}{Gb(t+d)}-\frac{1}{(t+d)\beta_{2m}}\right]\cos(\mu_m M)+\frac{\cos(\mu_m(M-1))}{(t+d)\beta_{2m}}.$$

Отримані форми рішень використаємо для дослідження впливу зсуву посудини з осі підйому в площині каната. Початок осі координат, спрямованої вздовж каната (x), розташуємо в перерізі набігання каната на барабан. Відстань від бічної твірної барабана підйомної машини позначимо, як L. Визначимо напружено-деформований стан підйомного каната зі зміщеною в його площині посудиною (рис. 1).

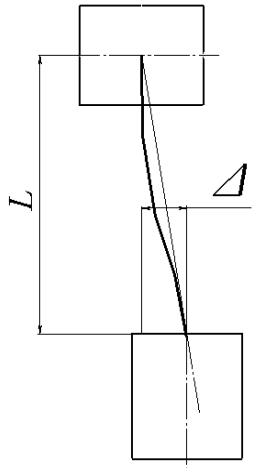


Рис. 1. Схема відхилення посудини шахтної підйомної машини

Задачу будемо розглядати як лінійну. Будемо вважати, що на канат не діє сила розтягу. В перерізі набігання каната на барабан та в перерізі його приєднання до посудини, переміщення тросів вздовж осі каната відсутні (переріз каната нормальний до його осі не деформується)

$$x = 0, \quad x = L \qquad u_i = 0. \tag{6}$$

В тих самих перерізах відносні поздовжні деформації тросів, внаслідок відхилення посудини на величину Δ, розподіляються за лінійним законом. При цьому, кути нахилу за абсолютними значеннями збігаються, але мають протилежні знаки. Внаслідок повороту перерізів проекція відстані поміж кінцями тросів зменшується відносно величини Δ. Оскільки величина проекції каната на горизонтальну площину невідома, то і невідомим є кут нахилу відносних подовжень тросів в канаті. Тангенс цього кута позначимо як невідому – U. Запишемо граничні умови наступним чином

$$\frac{du}{dx} = \begin{cases} U\,i & (x = 0) \\ -U\,i & (x = L) \end{cases}. \tag{7}$$

Переміщення в площині каната становлять

$$w = \begin{cases} 0 & (x = 0) \\ \Delta & (x = L) \end{cases}. \tag{8}$$

З використанням приведених граничних умов маємо систему лінійних алгебраїчних рівнянь порядку $4M$

$$\sum_{m=1}^{M} A_{1m} + B_{1m} + A_{2m} + B_{2m} = 0,$$

$$\sum_{m=1}^{M} \frac{A_{1m}}{U} e^{\beta_{1m} L} + \frac{B_{1m}}{U} e^{-\beta_{1m} L} + \frac{A_{2m}}{U} e^{\beta_{2m} L} + \frac{B_{2m}}{U} e^{-\beta_{2m} L} = 0, \qquad (9)$$

$$\sum_{m=1}^{M} \left(\frac{A_{1m}}{U} - \frac{B_{1m}}{U} \right) \beta_{1m} + \left(\frac{A_{2m}}{U} - \frac{B_{2m}}{U} \right) \beta_{2m} \cos\left(\mu_m \ i \right) = i,$$

$$\sum_{m=1}^{M} \left(\frac{A_{1m}}{U} e^{\beta_{1m} L} - \frac{B_{1m}}{U} e^{-\beta_{1m} L} \right) \beta_{1m} + \left(\frac{A_{2m}}{U} e^{\beta_{2m} L} - \frac{B_{2m}}{U} e^{-\beta_{2m} L} \right) \beta_{2m} \cos\left(\mu_m \ i \right) = -i.$$

В наведених рівняннях множник i в правих частинах задамо сумою

$$i = \sum_{m=1}^{M} Q_m \cos\left(\mu_m i \right),$$

де $Q_m = \sum_{j=1}^{M} j \cos\left(\mu_m j \right).$

Прийнята форма номера троса – i дозволяє систему рівнянь (9) порядку $4M$ замінити M системами рівнянь четвертого порядку. Розв'язання цих систем призводе до наступних залежностей

$$\frac{B_{2m}}{U} = -Q_m \frac{\varsigma_{1m} + \varsigma_{1m}}{\varsigma_{1m} \varsigma_{2m} \varsigma_{3m}},$$

$$\frac{A_{2m}}{U} = \frac{Q_m}{2\beta_{1m} \left[\dfrac{\beta_{2m}}{2\beta_{1m}} - \dfrac{1}{2} + \dfrac{e^{(\beta_{2m} - \beta_{1m})L} - 1}{e^{-2\beta_{1m} L} - 1} \right]} -$$

$$- \frac{B_{2m}}{U} \frac{\dfrac{-\beta_{2m}}{2\beta_{1m}} - \dfrac{1}{2} + \dfrac{e^{-(\beta_{2m} + \beta_{1m})L} - 1}{e^{-2\beta_{1m} L} - 1}}{\dfrac{-\beta_{2m}}{2\beta_{1m}} - \dfrac{1}{2} + \dfrac{e^{(\beta_{2m} - \beta_{1m})L} - 1}{e^{-2\beta_{1m} L} - 1}},$$

$$\frac{B_{1m}}{U} = -\frac{B_{2m}}{U} \frac{e^{-(\beta_{2m} + \beta_{1m})L} - 1}{e^{-2\beta_{1m} L} - 1} - \frac{A_{2m}}{U} \frac{e^{(\beta_{2m} 1 \beta_{1m})L} - 1}{e^{-2\beta_{1m} L} - 1},$$

$$\frac{A_{1m}}{U} = -\frac{B_{2m}}{U} - \frac{A_{2m}}{U} - \frac{B_{1m}}{U},$$

де

$$\varsigma_{1m} = e^{\beta_{1m}L}\beta_{1m}\left[e^{(\beta_{2m}-\beta_{1m})L}\left(\frac{\beta_{2m}}{\beta_{1m}}-1\right)\right];$$

$$\varsigma_{2m} = 2\beta_{1m}\left[\frac{\beta_{2m}}{\beta_{1m}}-\frac{1}{2}+\frac{e^{(\beta_{2m}-\beta_{1m})L}-1}{e^{-2\beta_{1m}L}-1}\right];$$

$$\varsigma_{3m} = \frac{\frac{\beta_{2m}}{\beta_{1m}}+1}{\frac{\beta_{2m}}{\beta_{1m}}-1} - \frac{(\beta_{2m}+\beta_{1m})\left(e^{-2\beta_{1m}L}-1\right)-2\beta_{1m}e^{-(\beta_{2m}+\beta_{1m})L}}{\beta_{2m}+\beta_{1m}+(\beta_{1m}-\beta_{2m})e^{-2\beta_{1m}L}-2\beta_{1m}e^{(\beta_{2m}-\beta_{1m})L}}.$$

Невідому величину U знайдемо з умови (8)

$$U = \frac{\Delta}{\sum_{m=1}^{M}\left[\left(\frac{A_{1m}}{U}e^{\beta_{1m}L}+\frac{B_{1m}}{U}e^{-\beta_{1m}L}\right)W_{1m}+\left(\frac{A_{2m}}{U}e^{\beta_{2m}L}+\frac{B_{2m}}{U}e^{-\beta_{2m}L}\right)W_{2m}\right]}.$$

Отримані аналітичні вирази дозволяють знайти сили розтягу тросів, що в них виникають, переміщення каната, кути повороту, кривизну його викривленої осі, відповідно момент згину, що діє з боку посудини на канат та горизонтальне зусилля, що виникає в системі «канат – посудина – армування» ствола, який має відхилення від проектного. Вказані чинники впливають і на силову взаємодію посудини та напрямних, вздовж яких вона рухається.

Результати визначення деформацій, сил розтягу тросів в гумотросовому канаті типу ГТК-3150 з шести тросів, довжиною 5 м при зміщенні посудини в горизонтальній площині на 10 мм, наведено на рисунках 2 та 3. На них показана залежність переміщень u ти сил розтягнення P тросів з номерами i вздовж осі каната x. Наведені рисунки демонструють вплив зміщення посудини відносно проектної осі підйому на нерівномірність деформацій та внутрішніх сил розтягнення тросів.

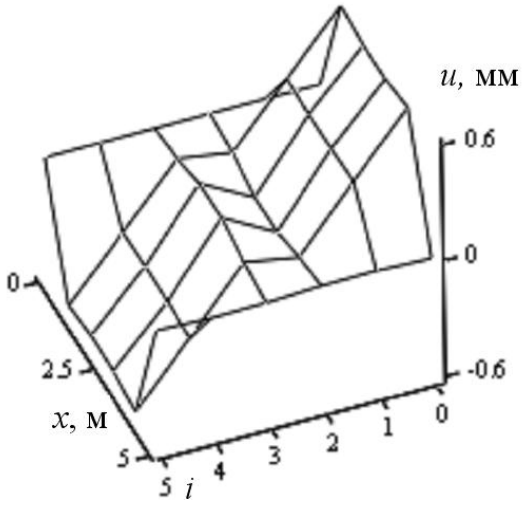


Рис. 2. Залежність переміщень u перерізів тросів з номерами i вздовж осі каната x

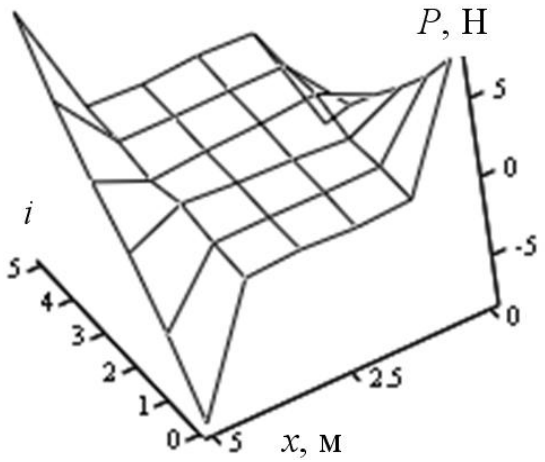


Рис. 3. Залежність внутрішніх сил *P* розтягнення тросів з номерами *i* вздовж осі каната *x*

Переміщення та зусилля вздовж каната змінюються локально. При цьому, зміни переміщень відбуваються симетрично як по довжині, так і по ширині каната. Сили змінюються протисиметрично, відносно середини каната, як по його довжині, так і по його ширині. Вказані чинники супроводжуються деформуванням каната в його площині. На рисунках 4 та 5 показані моменти згину каната в його площині та горизонтальне зусилля.

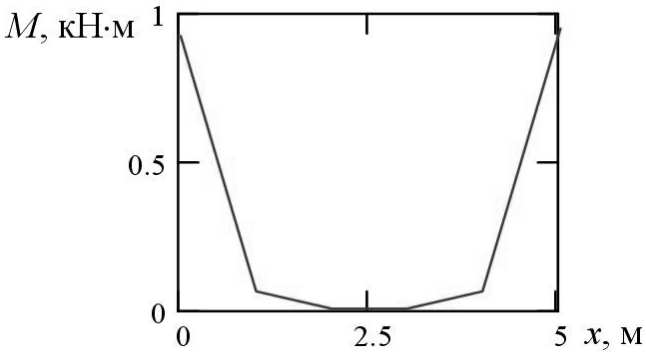


Рис. 4. Моменти згину каната вздовж його осі *x*

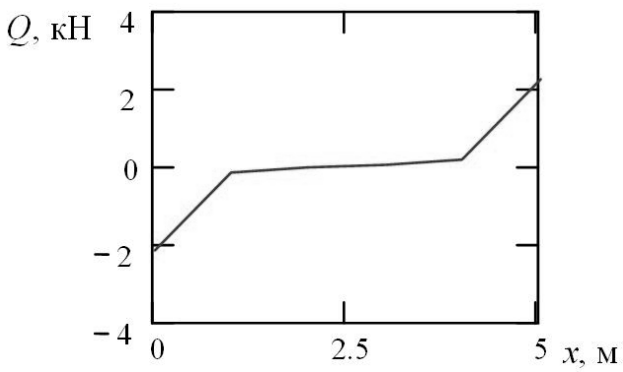


Рис. 5. Розподіл сили, що перерізає канат

Висновки. Наведені результати відтворюють механізм деформування гумотросового каната та відповідають загальному уявленню стосовно реалізації цього механізму. Отримані математичні вирази дозволяють визначати залежності напружено-деформованого стану головного гумотросового каната підйомної машини у разі відхилення посудини від вертикальної осі підйому, зумовленого відхиленнями армування ствола від передбаченого проектом розташування. Вони мають бути враховані при проектуванні та експлуатації шахтних підйомних машин з плоскими головними канатами.

Перелік посилань

1. Badania współczynnika tarcia liny wyrównawczej płaskiej stalowo-gumowej / A. Carbogno, M. Żołnierz, A. Kawka, J. Dyrda // Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie. Monografia. Lędziny, Polska, 2015. – S. 147-155.
2. Zajczenko W. Wpływ parametrów liny wyrównawczej płaskiej stalowo-gumowej na naprężenia i odkształcenia w powłoce gumowej na bębnie zawieszenia / W. Zajczenko // Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie: Materiały na konferencję. Ustroń, Polska, 2013. – S. 1-17.
3. Zabolotny K. Definition of rating loading in spires of multilayer winding of rubber-rope cable / K. Zabolotny, E. Panchenko // New Techniques and technologies in Mining. – CRC Press/Balkema. – Netherlands. – 2010. – P. 223-229.
4. Carbogno A. Stan naprezen i odksztalcen powloki gumowej liny wyrównawczej plaskiej na bebnie zawieszenia górniczego wyciagu szybowego / A. Carbogno, V. Ropaj, V. Zajzcenko // Bezpieczenstwo pracy urzadzen transportowych w gornictwie. Praca zbiorowa. Monografia. Ledziny. – Polska. – 2011. – S. 63-70.
5. Ropaj V. Wplyw tarczy zawieszenia bebnowego na stan naprezen powloki gumowej liny RTK / V. Ropaj, V. Zajczenko // Transport szybowy. Praca zbiorowa. Monografia. Gliwice. – Polska. – 2011. – S. 389-398.
6. Kolosov D. The stress-strain state of the belt on a drum under compression by flat plates / D. Kolosov, O. Dolgov, A. Kolosov // Annual Scientific-Technical Collection. Mining of Mineral Deposits. – CRC Press/Balkema. – Netherlands. – 2013. – P. 351-357.
7. Бельмас И.В. Исследование напряженно-деформированного состояния резинотросового каната на участке перехода к трубчатой форме / И.В. Бельмас, Д.Л. Колосов, А.Л. Колосов // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. – 2014. – №12. – С. 48-55.
8. Kolosov D. Analytical determination of stress-strain state of rope caused by the transmission of the drive drum traction / D. Kolosov, O. Dolgov, A. Kolosov // Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining. – CRC Press/Balkema. – Netherlands.– 2014. – P. 499-504.
9. The stress-strain state of the belt in the operating changes of the burdening conveyor parameters / D. Kolosov, O. Dolgov, O. Bilous, A. Kolosov // New Developments in Mining Engineering: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. – CRC Press/Balkema. – Netherlands. – 2015. – P. 585-590.
10. Болотин В.В., Новичков Ю.Н. Механика многослойных конструкций. – Машиностроение, 1980. – 327 с.
11. Бельмас И.В. Экспериментальное определение изгибной жесткости троса в зависимости от осевого натяжения / И.В. Бельмас, В.А. Ропай // Известия Вузов. Горный журнал. – 1988. – №12. – С. 75-76.

ABSTRACT

Objective: Determining the stress-strain state of the flat head rope of hoisting engine, taking into account variations of geometrical parameters of the trunk reinforcement from the design values.

Method of research is an analytical solution of the system of differential equations describing the stress-strain state of layered structure.

Results. Obtained analytical dependences for determining the stress-strain state of the flat head rope of hoisting engine, taking into account variations of geometrical parameters of the trunk reinforcement from the design values.

The originality is to establish unknown mathematical dependencies for stress-strain state of the flat head rope of the mine hoist.

Practical significance. The results should be taken into account when analyzing the admissibility of the safe hoisting of raw materials in the mine shafts with impaired arrangement of the hoisting vessel guides.

Keywords: hoisting engine, flat rubber-rope cable, trunk reinforcement, geometrical parameters, stress-strain state, and analytical dependences.

УДК 621.85.01

© Н.А. Лубенец

СОХРАНЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ГИБКОГО ТЕЛА ПРИ ТРЕНИИ ПО БЛОКУ

© N. Lubenets

CONSERVATION OF MECHANICAL ENERGY IN FLEXIBLE BODY FRICTION IN UNIT

Приведены результаты экспериментальных исследований трения гибкого тела по блоку. Впервые установлено, что при трении гибкого тела по блоку соблюдается закон сохранения механической энергии, а также получено новое уравнение трения гибких тел и условие реализации блоком заданного тягового усилия.

Наведено результати експериментальних досліджень тертя гнучкого тіла по блоку. Вперше встановлено, що при терті гнучкого тіла по блоку дотримується закон збереження механічної енергії, а також отримано нове рівняння тертя гнучких тіл і умова реалізації блоком заданого тягового зусилля.

Вступление. В настоящее время на горных предприятиях для транспортирования основных и вспомогательных грузов широкое применение нашли стационарные транспортные машины с гибким тяговым органом (гибким телом). К указанным машинам относятся: ленточные конвейеры, шахтные напочвенные дороги и подъемные машины, подвесные дороги и др.

Проектирование и эффективная эксплуатация указанных машин невозможна без определения и прогнозирования их тяговой способности, обоснования рациональных режимов их эксплуатации.

Тяговая способность машин реализуется трением гибкого тела о приводной блок машины за счет его прижатия под действием усилий натяжения. Определение и прогнозирование силы тяги машин осуществляются в соответствии с действующим законом трения гибких тел – уравнением трения гибких тел Эйлера 1775 г. [1].

Уравнение трения гибких тел Эйлера и его вывод, ставшие классическими, нашли всеобщее признание во всем мире и до настоящего времени используется в образовании, научных исследованиях, в машиностроении и при эксплуатации транспортных машин [2].

В соответствии с указанным уравнением тяговое усилие машин при сцеплении гибкого тела с приводным блоком определяется и прогнозируется с запасом по усилию натяжения гибкого тела на одном контакте с блоком при скольжении [3].

Однако, при таком порядке расчета тяговой способности не учитывается натяжение гибкого тела на другом контакте с блоком, от которого в совокупности с натяжением на первом гибкое тело прижимается к блоку и, как известно, возникает тяговое усилие.

Следовательно, возникает сомнение относительно правильности представлений о трении гибких тел, обоснования метода определения тяговой способности и рациональных режимов работы машин. Указанное свидетельствует о недостаточном уровне знаний о трении гибких тел и подготовки специалистов, приводит к ошибкам в научных исследованиях и приближениям при проектировании транспортных машин, что негативно сказывается на эффективности и безопасности производства.

Постановка задачи исследований. Дискуссия ученых вокруг правильности уравнения трения гибких тел Эйлера не затухает более двух столетий [1]. Проблеме несовпадения данных практики с указанным уравнением и его уточнению посвящены работы выдающихся ученых в мире, в том числе сотрудников ГВУЗ «Национальный горный университет», Днепропетровского национального университета и Института геотехнической механики НАН Украины: Н.С. Полякова, В.И. Мосаковского, И.Г. Штокмана, Н.Я. Биличенка, В.П. Франчука, В.К. Смирнова, Р.В. Кирия и др.

Однако, до настоящего времени ошибкой было считать, что уравнение Эйлера для идеального гибкого тела является правильным. Анализ результатов научных исследований по трению тел свидетельствует о том, что уравнение Эйлера не отвечает представлениям философов и ученых о трении на протяжении столетий: труды Аристотеля, авторов законов трения тел Леонардо да Винчи, Амонтона, самого Эйлера и Кулона [4].

А именно уравнение Эйлера в обобщенном виде не содержит общепризнанных факторов трения твердых тел, а именно нормальной реакции между

телами, а также не подтверждает ее традиционной линейной связи с силой трения посредством коэффициента трения.

Целью статьи является обоснование правильного решение классической задачи Эйлера о скольжении гибкого тела по неподвижному блоку.

Результаты исследований. Для обоснования правильного решения задачи Эйлера о скольжении гибкого тела попытаемся постичь сущность указанного явления. Для этого проведем эксперимент, обеспечив условия известной задачи, рис. 1.

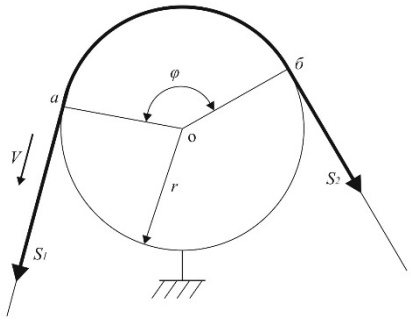


Рис. 1. Расчетная схема: S_1, S_2 – большая и меньшая силы, приложенные к концам гибкого тела (натяжения в сбегающей и набегающей на блок ветвях гибкого тела) при скольжении; r – радиус блока; φ – угол обхвата блока гибким телом

Согласно уравнению Эйлера при скольжении по неподвижному блоку гибкое тело под действием приложенных к ее концам сил скользит в направлении большей силы, превышающей другую силу на величину суммарной силы трения, которая возникает между телами, а отношение большей силы к меньшей равно:

$$\frac{S_1}{S_2} = e^{f \cdot \varphi}$$

где S_1, S_2 – большая и меньшая силы, приложенные к концам гибкого тела (натяжения в сбегающей и набегающей на блок ветвях гибкого тела), при скольжении; f – коэффициент трения скольжения между гибким телом и блоком; φ – угол обхвата блока гибким телом; $e^{f\varphi}$ - тяговый фактор.

В соответствии с указанным уравнением сила трения при скольжении гибкого тела по блоку определяется выражениями:

$$F = S_1 - S_2 = S_2 \cdot e^{f \cdot \varphi} - S_2 = S_2 \cdot (e^{f \cdot \varphi} - 1) = S_1 \cdot \frac{(e^{f \cdot \varphi} - 1)}{e^{f \cdot \varphi}}.$$

где F – сила трения при скольжении гибкого тела по блоку.

Поэтому тяговое усилие машины, например, ленточного конвейера при сцеплении гибкого тела с блоком определяется и прогнозируется с запасом по

минимальному натяжению одной из ветвей гибкого тела на контакте с блоком при скольжении [3]:

$$S_{2mii} = \frac{F_0 k_T}{(e^{\mu\cdot\varphi} - 1)};\ S_{1mii} = \frac{F_0 \cdot k_T \cdot e^{f\cdot\varphi}}{(e^{\mu\cdot\varphi} - 1)};$$

где S_{2min} – минимальное усилие натяжения одной из ветвей гибкого тела на контакте с блоком; F_0 – реализуемое тяговое усилие приводного блока при сцеплении с гибким телом; k_T – коефициент запаса тяговой способности.

На рис. 2. приведен испытательный стенд.

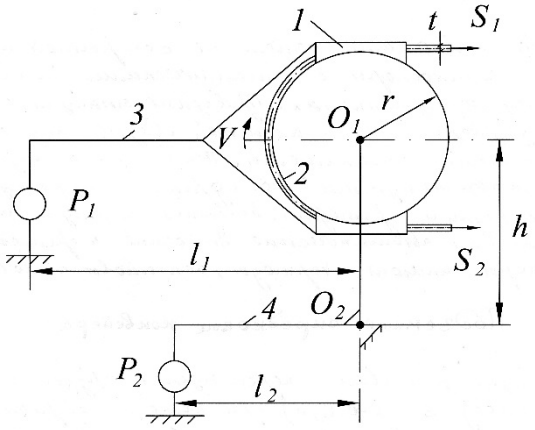


Рис. 2. Кинематическая схема стенда для испытаний: 1 – ленточный тормоз; 2 – блоки натяжной станции короткого конвеєра; 3, 4 – рычаги; P_1, P_2 – динамометры; S_2, S_1 – натяжение конвеєрной ленты в точках набегания и сбегания на блок

Испытательный стенд представляет собой короткий ленточный конвейер. Блок натяжной станции *2* установлен на шарнире O_1 рычага с осью поворота O_2. Стенд оснащен ленточным тормозом *1* для торможения блока натяжной станции *2* и динамометрами P_1 *и* P_2, которые закреплены на рычагах *3 и 4*. Они предназначены для измерения силы трения между конвейеной лентой и блоком и силы предварительного натяжения конвейерной ленты. Следовательно, сила предварительного натяжения конвейерной ленты поддерживается и контролируется упругим элементом - динамометром.

Блок приводной станции конвейера и устройство натяжения конвейерной ленты не показаны. Эти части конвейера в расчетной схеме испытательного стенда заменены действием сил тяги S_1 *и* S_2.

Рассмотрим методику проведения испытаний. Сущность метода испытаний состоит в уравновешивании момента силы тяги конвейерной ленты S_1 *и* S_2 и момента силы трения F конвейерной ленты о блок при их трении и наблюдение за параметрами испытаний.

Испытания проводят следующим образом. Устройством натяжения конвейерной ленты приводной станции испытательного стенда создают предварительное натяжение, контролируемое динамометром P_2. Затем, запускают кон-

вейер - блок приводной станции приводится во вращение, а за счет силы сцепления с приводным блоком конвейерная лента поступательно перемещается по замкнутой траектории и силами тяги S_1 *и* S_2 приводит во вращение блок 2 натяжной станции. Ленточным тормозом 1 создают тормозной момент на оси блока 2 натяжной станции и увеличивают его до значения при котором блок останавливается – происходит срыв сцепления между конвейерной лентой и блоком 2. При этом лента начинает скользить по блоку с заданной скоростью, а моменты силы тяги S_1 *и* S_2 и силы трения F между конвейерной лентой и блоком уравновешиваются.

Определение сил тяги S_2 и S_1 на участках набегания конвейерной ленты на блок 2 и сбегания с него осуществляют методами теортической механии. Силы тяги S_1 и S_2 являются корнями системи линейных уравнений равновесия механической системы:

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^{n} M_{O1} = S_1 \cdot r - S_2 \cdot r - P_1 \cdot l_1 = 0; \\ \sum_{i=1}^{k} M_{O2} = S_1 \cdot (h + r) + S_2 (h - r) - P_2 \cdot l_2 - P_1 \cdot l_1 = 0 \end{cases}$$

где $\sum_{i=1}^{n} M_{01}$ - сумма моментов сил механической системы относительно шарнира 0_1 ; $\sum_{i=1}^{n} M_{02}$ - сумма моментов сил механической системы относительно шарнира 0_2 ; S_1 – натяжение в сбегающей с блока ветви гибкого тела; S_2 - натяжение в набегающей на блок ветви гибкого тела; l_1, l_2 – длины рычагов; P_1, P_2 - показания динамометров; r – радиус блока; h – расстояние между шарнирами.

Откуда силы тяги S_1 *и* S_2 равняются:

$$S_1 = \frac{P_2 \cdot l_2 \cdot r + P_1 \cdot l_1 \cdot h}{2 \cdot r \cdot h};$$

$$S_2 = \frac{P_2 \cdot l_2 \cdot r - P_1 \cdot l_1 \cdot h}{2 \cdot r \cdot h}$$

В таблице приведены результаты эксперимента. Условия испытаний: ширина конвейерной ленты – 490 *мм*; суммарное усилие натяжения конвейерной ленты (S_1 + S_2) – 311 *кГ;* угол обхвата барабана конвейерной лентой (φ) – 3,14 *рад*; радиус барабана (r) - 0,112 *м*; длина рычага (l_1) – 0,923 *м*; длина рычага (l_2) – 1,526 *м*; расстояние между шарнирами (h) – 0,394 *м*; скорость относительного движения ленты и барабана (v) при скольжении (сцеплении) – 1 *м/с* (0 *м/с);* F_1 - усилие натяжения гибкого тела в точке сбегания с приводного блока ленточного конвейера; F_4 - усилие натяжения гибкого тела в точке набегания на приводной блок ленточного конвейера.

Таблица

Результаты экспериментальных исследований

N	Условия испытаний				Натяжение ветвей	
	Режим трения ленты	Состояние ленты	P_1, *кГ*	P_2, *кГ*	$S_1 = F_4$, *кГ*	$S_2 = F_1$, *кГ*
1	сцепление	сухая	0	74	143,4	143,4
2	-/-/-/-	-/-/-/-	7,6	74	174,7	112,1
3	-/-/-/-	-/-/-/-	10,5	74	186,7	100,1
4	-/-/-/-	влажная	0	74	143,4	143,4
5	-/-/-/	-/-/-/-	3,3	74	147,0	129,8
6	скольжение	сухая	13,3	74	198,2	88,6
7	-/-/-/-	влажная	4,2	74	160,7	126,1

Экспериментальными исследованиями на испытательном стенде установлено, что при различных значениях тормозной силы ленточного тормоза показания динамометра P_2 (оценка предварительного натяжения конвейерной ленты) не изменяется – 74 *кГ*. При этом усилие предварительного натяжения ленты составляет: $P=(P_2*l_2/h)=74*1,526/0,394=286,7$ *кГ*.

Следовательно, усилие предварительного натяжения конвейерной ленты при испытаниях не зависят ни от величины неполного коэффициента трения-сцепления между телами, ни от коэффициента трения-скольжения. Изменение коэффициента трения скольжения достигалось смачиванием конвейерной ленты.

Иногда в некоторых климатических условиях испытаний при сухом скольжении, когда сила трения между телами значительная (P_1 достигает значения $\approx$ 20 *кГ* и более) может наблюдаться некоторое незначительное увеличение показаний динамометра P_2. Это объясняется возрастанием потерь энергии на поворотных пунктах – шарнирах блоков стенда и отклонением статической характеристики преобразования прибора (динамометра) от длины ленты ($P_2 = K*l$) из-за возрастающей разницы в провисании ветвей конвейерной ленты набегающей на блок натяжной станции и сбегающей с него. При сухом скольжении наблюдается большее провисание набегающей на блок натяжной станции ветви конвейерной ленты и, наоборот, меньшее провисание сбегающей ветви с блока конвейерной ленты по сравнению со сцеплением.

Провисания набегающей и сбегающей ветви конвейерной ленты стенда в условиях покоя и холостого хода – без торможения блока натяжной станции одинаковые и составляли 83 *мм*. Расстояние между блоками стенда составляет 4700 *мм*. Провисание сбегающей ветви конвейерной ленты стенда при скольжении по блоку составляло 40 *мм*.

Кроме того, рассчитанные усилия тяги S_1 *и* S_2 (или усилия натяжения гибкого тела на приводном блоке) при испытании симметрично больше и меньше половины усилия предварительного натяжения конвейерной ленты, равного *Р=143,4 кГ*.

Указанные результаты наблюдений свидетельствует о неизменности удлинения замкнутой конвейерной ленты при испытании с заданными предварительном усилии ее натяжении и скоростью движения. Т. е. потенциальная энергия конвейерной ленты при испытании не изменяется, а, следовательно, соблюдается закон сохранения механической энергии в замкнутой механической системе.

Установленные результаты исследований указывают на необходимости изменения принятого порядка построения диаграммы натяжения конвейерной ленты ленточного конвейера - важнейшего элемента его расчета при проектировании и эксплуатации. Как выяснилось, традиционная диаграмма натяжения не отвечает закону сохранения механической энергии в замкнутой механической системе - площади, ограниченные диаграммой натяжения (расчетной или предельной), и присущей любому другому режиму трения, например, холостому ходу не одинаковые. Также, диаграмма не согласуется с фундаментальным условием равновесия механической системы, используемом в механике - усилия натяжения конвейерной ленты на осях блоков приводной и натяжной станций диаграммы не одинаковые.

Принятый порядок построения диаграммы натяжения конвейерной ленты ленточного конвейера основан на методе суперпозиции. Однако он не учитывает наличие шарнира – блока натяжной станции, который уравновешивает натяжения холостой и грузовой ветвей конвейера. Критерием предлагаемых изменений в построении диаграммы натяжения конвейерной ленты является неизменность ее потенциальной энергии, что обуславливает изменение натяжения ее грузовой и холостой ветвей диаграммы («внешнего контура» конвейера) осуществляется по одной прямой линии. По «внутреннему контуру» конвейера – по линии контакта с приводным блоком конвейерной ленты ее потенциальная энергия также постоянная [4].

Следовательно, при трении гибкого тела по блоку с заданным усилием предварительного натяжения суммарная механическая энергия гибкого тела, включающая потенциальную и кинетическую энергии, не изменяется. Механическая энергия гибкого тела не зависит ни от режима трения – скольжения или сцепления ни от его фрикционных характеристик. Т.е. в замкнутой механической системе при трении по блоку гибкого тела в нем соблюдается современная редакция закона сохранения механической энергии в замкнутой механической системе (40-е годы 19 ст. Н.Э.).

Система дифференциальных уравнений равновесия, описывающих трение гибкого тела по блоку, помимо двух уравнений равновесия гибкого тела, предложенных Эйлером, содержит действующий в настоящее время закона трения тел Кулона вместо устаревшего закона трения тел Амонтона, и условие равновесия натяжения гибкого тела, отвечающее современной редакции закона со-

хранения механической энергии в замкнутой механической системе. В качестве гибкого тела принята нерастяжимая, невесомая и абсолютно гибкая нить.

$$\begin{cases} dN = S(a) \cdot da; \\ dS = dF; \\ dF = \dfrac{F_c}{\varphi} \cdot da + tg\beta \cdot dN; \\ \dfrac{\partial N}{\partial \mu} = \dfrac{\partial(\int_0^{\varphi} S(a) \cdot da)}{\partial \mu} = 0 \end{cases}$$

Решение полученной системы дифференциальных уравнений равновесия гибкого тела осуществили в рамках консервативной механической системы, в которой соблюдается закон сохранения механической энергии в замкнутой механической системе.

В результате получено новое уравнения трения гибких тел:

$$S_1 - S_2 = f \cdot \left(\varphi \cdot \frac{S_1 + S_2}{2} \right).$$

Новое уравнения трения гибких тел может быть представлено в обобщенном виде с помощью общепризнанных параметров трения твердых тел – силы трения и нормальной реакции между телами:

$$F = f \cdot N$$

где F – сила трения, равная S_1 - S_2; N - нормальная реакция (нормальная сила прижатия) между телами, равная $\varphi \cdot \dfrac{S_1 + S_2}{2}$.

Следовательно, для реализации транспортной машиной с гибким телом заданного тягового усилия необходимо обеспечить достаточную нормальную силу прижатия между гибким телом и приводным блоком или соответствующее суммарное усилие его натяжения на приводном блоке:

$$N = \frac{\varphi \cdot (S_1 + S_2)}{2} \geq \frac{F_0}{f};$$

$$(S_1 + S_2) \geq \frac{2F_0}{\varphi \cdot f}.$$

Обоснованное условие реализации блоком заданного тягового усилия отвечает общепризнанным представлениям о трении тел, является логичным, очевидным и понятным.

Результаты эксперимента согласуются с результатами исследований, накопленными практикой, и совпадают с действительными фрикционными характеристиками конвейерной ленты [4].

Выводы. Таким образом, установлено, что при трении гибкого тела по блоку соблюдается закон сохранения механической энергии в замкнутой механической системе. Т.е. при заданных условиях испытаний механическая энергия гибкого тела, включающая потенциальную и кинетическую энергии, не за-

висит ни от режима трения – скольжения или сцепления, ни от его фрикционных характеристик и по величине остается постоянной.

Обоснованы изменения в принятом порядке построения диаграммы натяжения конвейерной ленты ленточного конвейера, которая не отвечает закону сохранения механической энергии в замкнутой механической системе и не согласуется с фундаментальными условиямим равновесия механической системы.

Установлено, что изменение натяжения грузовой и холостой ветвей конвейерной ленты конвейера описывается одной линейной зависимостью.

Результаты исследований позволили обосновать новую систему дифференциальных уравнений равновесия, описывающих трение гибкого тела по блоку, и вывести новое уравнение трения гибких тел, которые отвечают представлениям философов и ученых о трении, установленным на протяжении столетий, и учитывают действующие в настоящее время законы трения тел Кулона и сохранения механической энергии в замкнутой механической системе.

Установлено, что для реализации трением гибкого тела по блоку заданного тягового усилия необходимо обеспечить достаточную нормальную силу прижатия между телами или соответствующее суммарное усилие его натяжения на приводном блоке.

Перечень ссылок

1. Андреев А.В. Передача трением. – М.: Машгиз, 1963. – 112 с.
2. Тарг С.М. Краткий курс теоретической механики: Учеб. для вузов / [12-е изд.] – М.: Высш. шк., 1998. – 416 с.
3. РТМ 24.093.04-80. Проектирование стационарных ленточных конвейеров общего назначения. - 1980.
4. Лубенец Н.А. Новое решение классической задачи Эйлера о скольжении гибкого тела по неподвижному блоку. / Лубенец Н.А. // Науковий вісник НГУ. – Дніпропетровськ, 2014.

ABSTRACT

Purpose. Rationale correct decisions classical Euler problem of the sliding of the flexible body on the fixed block.

The methods. Experimental studies of the flexible body of friction on the block on the test bench and the laws of friction are established.

Findings. The results of evaluation of the mechanical energy of the flexible body by friction on the block in a belt conveyor.
Grounded changes in the construction of the conveyor belt tension diagram.
The research results have provided a new equation of friction of flexible bodies.
Substantiated a new condition for the creation of flexible traction body friction on the block.

The originaliti. For the first time set:
- The mechanical energy of the conveyor of the conveyor belt is constant;
- Changes in the tension of the conveyor belt is described by a single linear relationship;
- A new equation of friction flexible bodies is consistent with the ideas of philosophers and scientists of friction;
- Tractive force by friction block of the flexible body is determined by the pressing force of bodies.

Practical implicatijns. Substantiated a new procedure for constructing charts the tension of the conveyor belt in the design and operation of machines.

Keywords: friction, flexible body, the tension unit, the friction force, coefficient of friction, conservation of energy, tension diagram equation friction traction force.

УДК 539.3/6

© В.А. Ропай

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ СПОСОБ РАСКРЫТИЯ СТАТИЧЕСКОЙ НЕОПРЕДЕЛИМОСТИ ЗАДАЧИ ПРИ РАСЧЕТЕ КОНСТРУКЦИЙ

© V. Ropay

POWER METHOD OF OPENING OF STATIC INDETERMINATENESS OF PROBLEM AT STRENGTH DESIGN OF CONSTRUCTIONS

Разработан метод расчета статически неопределимых конструкций (стержней, рам, арок и др.) с раскрытием статической неопределимости задачи с использованием уникального свойства природы: в положении равновесия в связях возникают реакции такие по величине и направлению, что потенциальная энергия упругой деформации конструкции будет минимальной.

Розроблений метод розрахунку статично невизначних конструкцій (стрижнів, рам, арок та Інні) з розкриттям статичної невизначеності задачі з використанням унікальної властивості природи: у положенні рівноваги в зв'язках виникають реакції такі за розміром та напрямом, що потенційна енергія пружної деформації конструкції буде мінімальною.

Можно раскрывать статическую неопределимость задач строительной механики для любой конструкции без использования метода сил и метода перемещений, без построения эпюр единичных сил и эпюр изгибающих моментов от внешней нагрузки для основной системы, без использования способа Верещагина для перемножения эпюр. Для конструкции, степень статической неопределимости которой n, сразу отбрасываются все «лишние» связи, вводятся обычные принятые обозначения для n «лишних» неизвестных реакций связей $X_1, X_2, X_3,\ldots, X_n$, выбираются локальные системы координат для m характерных участков изменения внешних нагрузок, составляются выражения изгибающих моментов с учетом всех внешних сил, включая в их число реакции неизвестных «лишних» связей, $M_1(P, X_i), M_2(P, X_i),\ldots, M_m(P, X_i)$. Процедуру составления общего выражения потенциальной энергии деформации конструкции U здесь опускаем. Для определения n «лишних» неизвестных реакций связей $X_1, X_2, X_3,\ldots, X_n$ составляется система n алгебраических уравнений с использованием условия, что $U(X_1, X_2,..., X_n)$ достигает минимума при реальных значениях реакций связей

$$\frac{\partial U}{\partial X_1}=0,\ \frac{\partial U}{\partial X_2}=0,\ \ldots,\ \frac{\partial U}{\partial X_n}=0. \qquad (1)$$

Напомним, что U является квадратичной функцией $M_к(P, X_i)$

$$U=\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k^2(P,X_i)}{2EI_k}dx_k, \qquad (2)$$

где EI_k – изгибная жесткость k–го участка конструкции; l_k –длина участка характерного изменения внешней нагрузки на конструкцию (момента внутренних сил $M_k(P,X_i)$).

С учетом (2) система определяющих уравнений (1) принимает вид:

$$\left.\begin{aligned}
&\frac{\partial U}{\partial X_1}=\frac{\partial}{\partial X_1}\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k^2(P,X_i)}{2EI_k}dx_k=\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k(P,X_i)}{EI_k}\frac{\partial M_k}{\partial X_1}dx_k=0\ ,\\
&\frac{\partial U}{\partial X_2}=\frac{\partial}{\partial X_2}\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k^2(P,X_i)}{2EI_k}dx_k=\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k(P,X_i)}{EI_k}\frac{\partial M_k}{\partial X_2}dx_k=0\ ,\\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\\
&\frac{\partial U}{\partial X_n}=\frac{\partial}{\partial X_n}\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k^2(P,X_i)}{2EI_k}dx_k=\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k(P,X_i)}{EI_k}\frac{\partial M_k}{\partial X_n}dx_k=0\ .
\end{aligned}\right\} \qquad (3)$$

Решая систему алгебраических уравнений (3), определяем все «лишние» неизвестные X_1, X_2, X_3,…, X_n , после чего можем строить эпюры внутренних усилий и выполнять дальнейшие расчеты конструкции на прочность или устойчивость, как для обычной статически определимой системы.

Пример этого метода для балки с одной лишней неизвестной приведен в учебнике по сопротивлению материалов В.И. Беляева [1]. Почему то в самых распространенных учебниках по строительной механике [2]–[4] он не применяется, а используются более громоздкие методы сил и перемещений.

Рассмотрим применение описанного метода на простых примерах. Поскольку мы предполагаем показать удивительное свойство потенциальной энергии механической системы графически, необходимо перейти к численным примерам.

Пример 1. Степень статической неопределимости рамы равна1.

Раскрыть статическую неопределимость рамы постоянной изгибной жесткости EI (рис. 1) при следующих исходных данных: M = 5 кНм, a = 2 м, b = 3 м.

Принимаем в качестве «лишней» неизвестной X_1 реакцию опоры B (рис. 2).

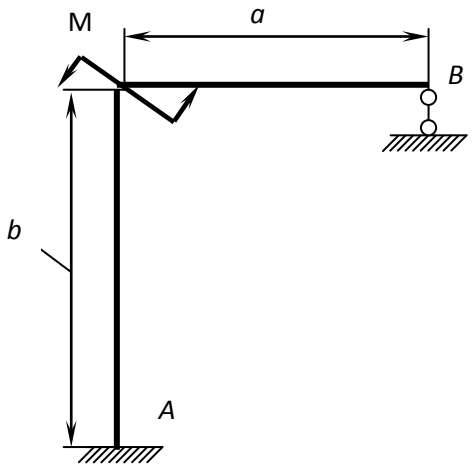


Рис. 1. Схема рамы

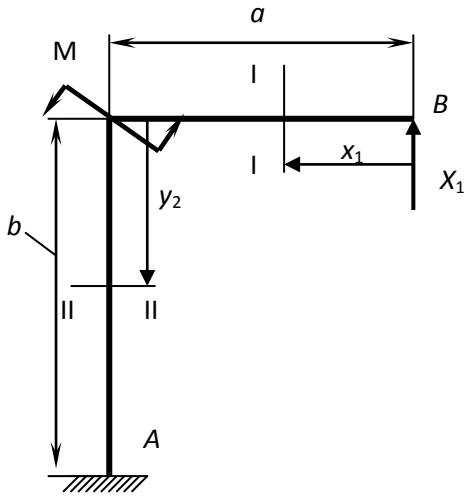


Рис. 2. Расчетная схема

Характерных участков изменения внешней нагрузки –2 : ригель и стойка. Определяем закономерности изменения изгибающих моментов в них. Делаем мысленные рассечения рамы I-I и II-II (рис. 2), координаты которых обозначены x_1 и y_2, соответственно. Расчетные схемы для получения выражений изгибающих моментов в ригеле и в стойке показаны на рис. 3.

Из уравнения $\sum M_{(C_1)} = 0$ (рис. 3, *а*) получаем $M_1 = X_1 x_1$, тогда $\frac{\partial M_1}{\partial X_1} = x_1$.

Из уравнения $\sum M_{(C_2)} = 0$ (рис. 3, *б*) получаем $M_2 = X_1 a + M$, тогда $\frac{\partial M_2}{\partial X_1} = a$,

Подставляем полученные выражения в первое уравнение системы (3)

$$\sum_{k=1}^{2} \int_{x_i=0}^{l_k} \frac{M_k(P, X_i)}{EI_k} \frac{\partial M_k}{\partial X_1} dx_k = \frac{1}{EI} \left[\int_{x_1=0}^{a} X_1 x_1 \cdot x_1 dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} (X_1 a + M) \cdot a dy_2 \right] =$$

$$\frac{1}{EI}\left[X_1\frac{x_1^3}{3}\Big|_0^2 + X_1a^2y\Big|_0^3 + May\Big|_0^3\right] = \frac{1}{EI}\left[X_1\frac{8}{3} + X_1 2^2\cdot 3 + M2\cdot 3\right] = 0,$$

откуда $X_1 = -\frac{6M}{14{,}667} = -\frac{30}{14{,}667} = -2{,}045$ кН.

Знак минус в результате свидетельствует о том, что реальное направление $X_1 = R_B$ противоположно принятому.

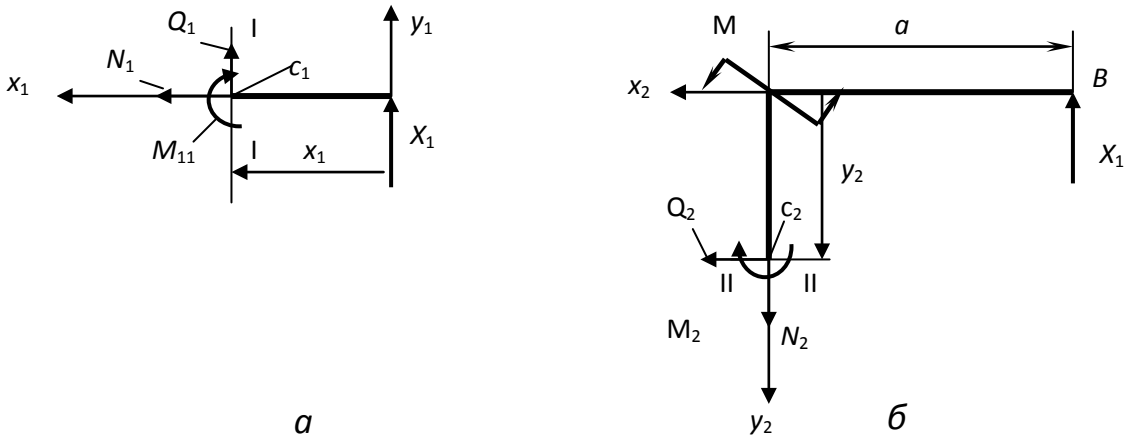


Рис. 3. Расчетные схемы для определения внутренних усилий:
а − в ригеле; *б* − в стойке

Пример 2. Степень статической неопределимости равна 2. Раскроем статическую неопределимость той же рамы, что и в примере 1, но с шарнирно неподвижной опорой *B* (рис. 4). Основная система задачи представлена на рис. 5.

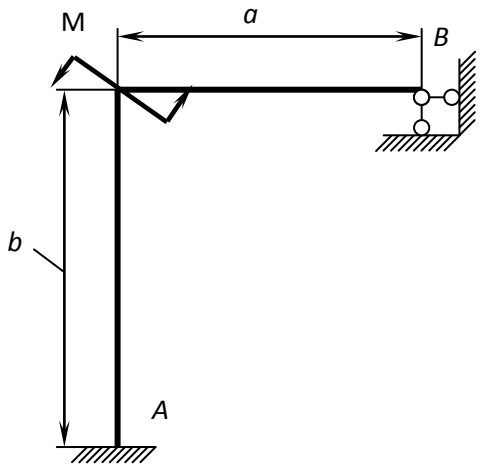


Рис. 4. Схема рамы

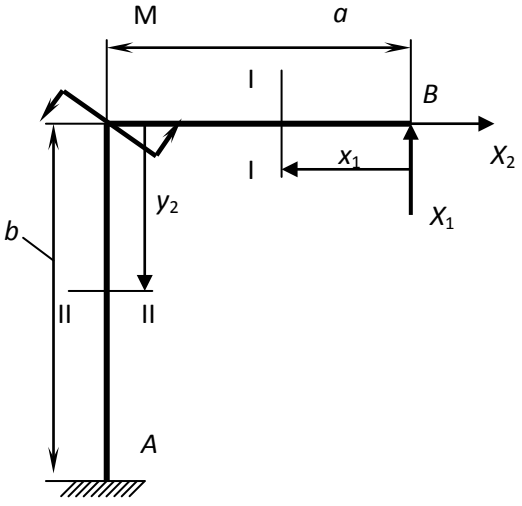


Рис. 5. Расчетная схема

Получим выражения изгибающих моментов в сечениях рамы I-I и II-II, расчетные схемы показаны на рис. 6 *а, б*, соответственно.

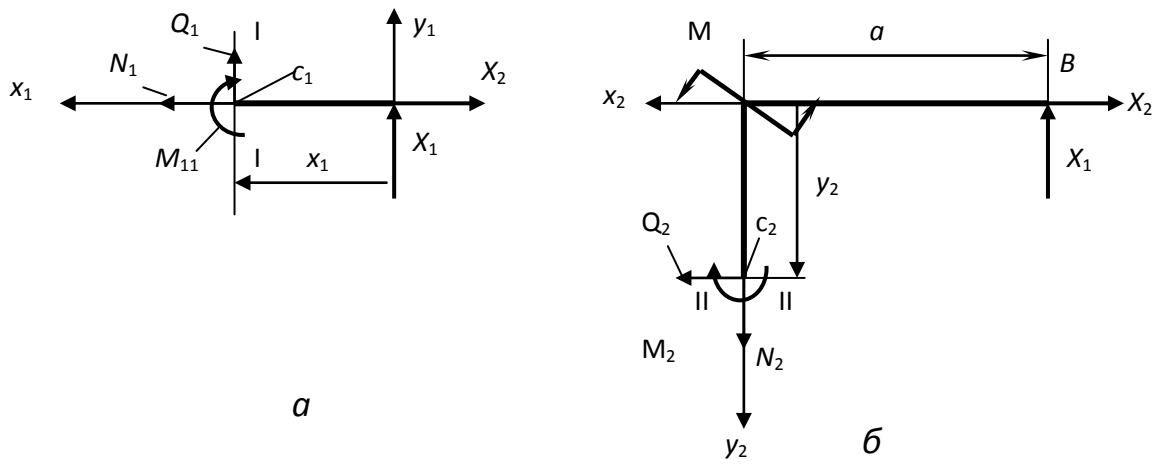


Рис. 6. Расчетные для определения внутренних усилий:
а – в ригеле; *б* – в стойке

$$\sum M_{(C_1)} = 0\,, \quad -M_1 + X_1 x_1 = 0\,, \text{ откуда } M_1 = X_1 x_1\,, \quad \frac{\partial M_1}{\partial X_1} = x_1\,.$$

$$\sum M_{(C_2)} = 0\,, \; -M_2 + X_1 a - X_2 y_2 + M = 0\,, \text{ откуда } \quad M_2 = X_1 a - X_2 y_2 + M\,,$$

$$\frac{\partial M_2}{\partial X_1} = a\,, \frac{\partial M_2}{\partial X_2} = -y_2\,.$$

Подставляем полученные выражения в (3)

$$\left.\begin{aligned} \sum_{k=1}^{2} \int_{x_i=0}^{l_k} \frac{M_k(P, X_i)}{EI_k} \frac{\partial M_k}{\partial X_1} dx_k = 0, \\ \sum_{k=1}^{2} \int_{x_i=0}^{l_k} \frac{M_k(P, X_i)}{EI_k} \frac{\partial M_k}{\partial X_2} dx_k = 0. \end{aligned}\right\}$$

Первое уравнение этой системы принимает вид:

$$\sum_{k=1}^{2} \int_{x_i=0}^{l_k} \frac{M_k(P, X_i)}{EI_k} \frac{\partial M_k}{\partial X_1} dx_k = \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} M_1 \frac{\partial M_1}{\partial X_1} dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} M_2 \frac{\partial M_2}{\partial X_1} dy_2\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} X_1 x_1 \cdot x_1 dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} (X_1 a - X_2 y_2 + M) a dy_2\right] = \frac{1}{EI}\left[X_1 \frac{x_1^3}{3}\Big|_0^2 + X_1 a^2 y\Big|_0^3 - X_2 a \frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3 + May\Big|_0^3\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[X_1 \frac{2^3}{3} + X_1 2^2 \cdot 3 - X_2 2 \frac{3^2}{2} + M 2 \cdot 3\right] = \frac{1}{EI}\left[14{,}667 X_1 - 9 X_2 + 30\right] = 0\,, \text{ т.к. } EI \neq 0, \text{ то}$$

$$14{,}667 X_1 - 9 X_2 = -30\,. \qquad (4)$$

Преобразуем второе уравнение

$$\sum_{k=1}^{2} \int_{x_i=0}^{l_k} \frac{M_k(P, X_i)}{EI_k} \frac{\partial M_k}{\partial X_2} dx_k = \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} M_1 \frac{\partial M_1}{\partial X_2} dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} M_2 \frac{\partial M_2}{\partial X_2} dy_2\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} X_1 x_1 \cdot 0 dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} (X_1 a - X_2 y_2 + M)(-y_2) dy_2\right] = \frac{1}{EI}\left[-X_1 a \frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3 + X_2 \frac{y_2^3}{3}\Big|_0^3 - M \frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[-X_1 2\frac{3^2}{2} + X_2 \frac{3^3}{3} - M\frac{3^2}{2}\right] = \frac{1}{EI}\left[-9X_1 + 9X_2 - 4{,}5M\right] = \frac{9}{EI}\left[-X_1 + X_2 - 0{,}5M\right] = 0 \text{, или}$$

$$-X_1 + X_2 = 2{,}5 \qquad (5)$$

Решаем систему уравнений (4) и(5), $X_1 = -1{,}32$ кН, $X_2 = 1{,}18$ кН.

Реальное направление X_1 противоположно принятому.

Пример 3. Степень статической неопределимости задачи равна 3.

Раскроем статическую неопределимость той же рамы, что и в примерах 1, 2, но с жестким защемлением конца *B* (рис. 7). Основная система задачи представлена на рис. 8.

Получим выражения изгибающих моментов в сечениях рамы I-I и II-II, расчетные схемы показаны на рис. 9, *а, б* , соответственно.

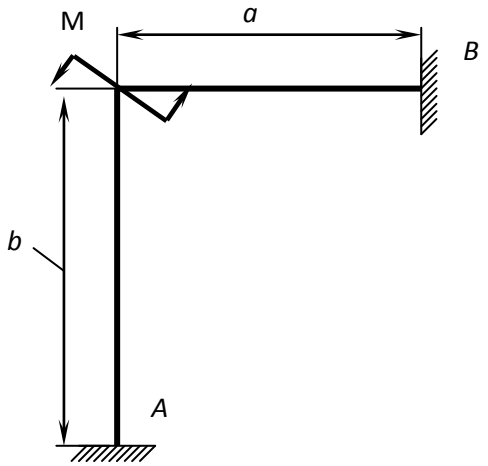


Рис. 7. Схема рамы

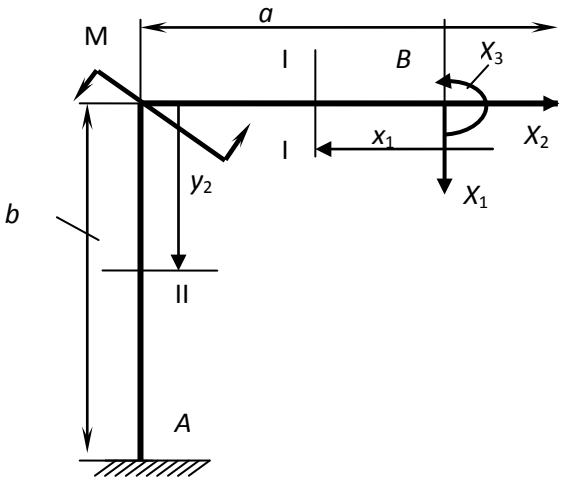
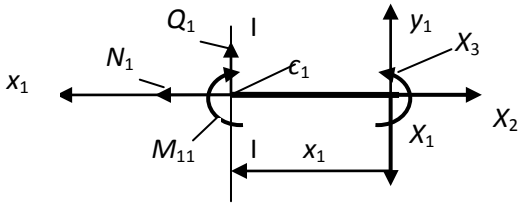
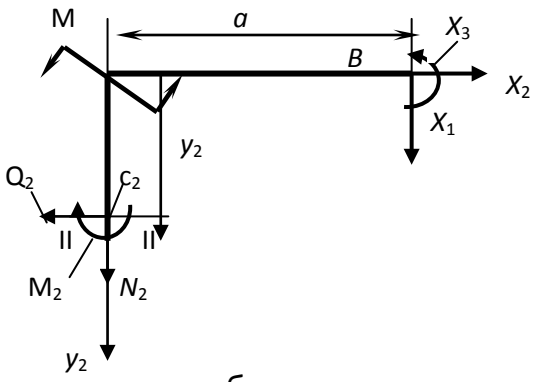


Рис. 8. Расчетная схема



а



б

Рис. 9. Расчетные схемы для определения внутренних усилий:
а − в ригеле; *б* − в стойке

Для ригеля $\sum M_{(C_1)} = 0$, $-M_1 - X_1 x_1 + X_3 = 0$, откуда

$$M_1 = -X_1 x_1 + X_3, \quad \frac{\partial M_1}{\partial X_1} = -x_1, \quad \frac{\partial M_1}{\partial X_2} = 0. \quad \frac{\partial M_1}{\partial X_3} = 1.$$

Для стойки $\sum M_{(C_2)} = 0$, $-M_2 - X_1 a - X_2 y_2 + M + X_3 = 0$, $M_2 = -X_1 a - X_2 y_2 + M + X_3$,

$$\frac{\partial M_2}{\partial X_1} = -a, \ \frac{\partial M_2}{\partial X_2} = -y_2, \ \frac{\partial M_2}{\partial X_3} = 1.$$

Подставляем полученные выражения в (3)

Первое уравнение этой системы выражает условие, что $y_B = 0$ и принимает вид:

$$\sum_{k=1}^{2} \int_{x_i=0}^{l_k} \frac{M_k(P, X_i)}{EI_k} \frac{\partial M_k}{\partial X_1} dx_k = \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} M_1 \frac{\partial M_1}{\partial X_1} dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} M_2 \frac{\partial M_2}{\partial X_1} dy_2\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} (-X_1 x_1 + X_3) \cdot (-x_1) dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} (-X_1 a - X_2 y_2 + M + X_3)(-a) dy_2\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[X_1 \frac{x_1^3}{3}\Big|_0^2 - X_3 \frac{x_1^2}{2}\Big|_0^2 + X_1 a^2 y\Big|_0^3 + X_2 a \frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3 - Ma y\Big|_0^3 - X_3 a y\Big|_0^3\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[X_1 \frac{2^3}{3} - X_3 \frac{2^2}{2} + X_1 2^2 \cdot 3 + X_2 2 \frac{3^2}{2} - M 2 \cdot 3 - X_3 2 \cdot 3\right] = \frac{1}{EI}\left[14{,}667 X_1 + 9 X_2 - 8 X_3 - 30\right] = 0,$$

$$14{,}667 X_1 + 9 X_2 - 8 X_3 = 30. \qquad (6)$$

Второе уравнение системы выражает условие, что $x_B = 0$ и может быть преобразовано следующим образом:

$$\sum_{k=1}^{2} \int_{x_i=0}^{l_k} \frac{M_k(P, X_i)}{EI_k} \frac{\partial M_k}{\partial X_2} dx_k = \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} M_1 \frac{\partial M_1}{\partial X_2} dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} M_2 \frac{\partial M_2}{\partial X_2} dy_2\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a} M_1 \cdot 0 dx_1 + \int_{y_2=0}^{b} (-X_1 a - X_2 y_2 + M + X_3)(-y_2) dy_2\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[X_1 a \frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3 + X_2 \frac{y_2^3}{3}\Big|_0^3 - M \frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3 - X_3 \frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3\right] =$$

$$= \frac{1}{EI}\left[X_1 2 \frac{3^2}{2} + X_2 \frac{3^3}{3} - M \frac{3^2}{2} - X_3 \frac{3^2}{2}\right] =$$

$$\frac{1}{EI}\left[9 X_1 + 9 X_2 - 4{,}5 M - 4{,}5 X_3\right] = \frac{9}{EI}\left[X_1 + X_2 - 0{,}5 M - 0{,}5 X_3\right] = 0, \text{ или}$$

$$X_1 + X_2 - 0{,}5 X_3 = 2{,}5. \qquad (7)$$

Преобразуем третье уравнение системы, которое выражает условие, что защемленное сечение рамы в опоре B не имеет поворота в плоскости рамы $\Theta_B = 0$.

$$\sum_{k=1}^{2}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k(P,X_i)}{EI_k}\frac{\partial M_k}{\partial X_3}dx_k=\frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a}M_1\frac{\partial M_1}{\partial X_3}dx_1+\int_{y_2=0}^{b}M_2\frac{\partial M_2}{\partial X_3}dy_2\right]=$$

$$=\frac{1}{EI}\left[\int_{x_1}^{a}(-X_1x_1+X_3)\cdot 1dx_1+\int_{y_2=0}^{b}(-X_1a-X_2y_2+M+X_3)\cdot 1dy_2\right]=$$

$$=\frac{1}{EI}\left[-X_1\frac{x_1^2}{2}\Big|_0^2+X_3x_1\Big|_0^2-X_1a\ y\Big|_0^3-X_2\frac{y_2^2}{2}\Big|_0^3+M\,y\Big|_0^3+X_3y\Big|_0^3\right]=$$

$$=\frac{1}{EI}\left[-X_1\frac{2^2}{2}+X_3\cdot 2-X_1\cdot 2\ \cdot 3-X_2\frac{3^2}{2}+M\cdot 3+X_3\cdot 3\right]=\frac{1}{EI}\left[-8X_1-4{,}5X_2+5X_3+15\right]=0,$$

откуда $$8X_1+4{,}5X_2-5X_3=15. \qquad (8)$$

Решая систему трех уравнений (6)–(8), получаем $X_1=2{,}25$ кН, $X_2=1$ кН, $X_3=1{,}5$ кНм.

Всякая задача должна иметь способ проверки. Ошибка возможна на этапе составления алгебраических уравнений (6)–(8) и их решения. Предлагаем воспользоваться выражением потенциальной энергии деформации конструкции *U*, в которое войдут заданные внешние нагрузки и проверяемые «лишние» неизвестные X_1, X_2, X_3. Функционал $U(X_1, X_2, X_3)$ должен достигать min в точке с координатами, соответствующими найденным значениям X_1, X_2, X_3.

Воспользуемся математическим пакетом MathCAD

$$U=\sum_{k=1}^{m}\int_{x_i=0}^{l_k}\frac{M_k^2(P,X_i)}{2EI_k}dx_k=\frac{1}{2EI}\left[\int_{x_1=0}^{a}M_1^2dx_1+\int_{y_2}^{b}M_2^2dy_2\right]=$$

$$=\frac{1}{2EI}\left[\int_{x_1=0}^{a}(-X_1x_1+X_3)^2dx_1+\int_{y_2=0}^{b}(-X_1a-X_2y_2+M+X_3)^2dy_2\right].$$

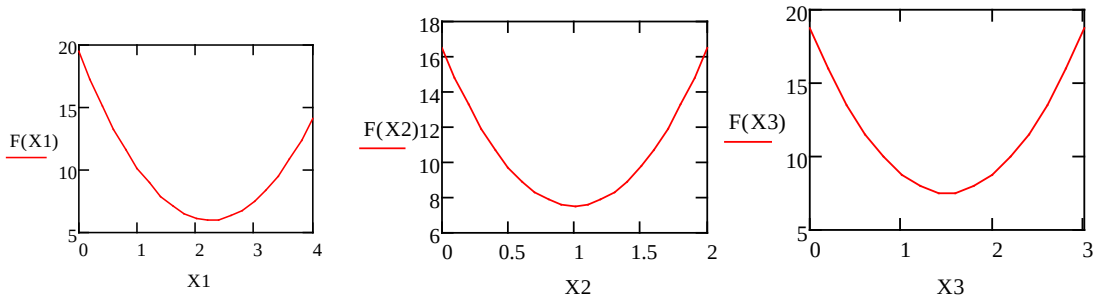
Исследуем на минимум функционал, стоящий в скобках, постоянный коэффициент перед скобками опускаем (нет значения EI), указываем численные значения нагрузки $M=5$ кНм и пределы интегралов $a=2$ м, $b=3$ м.

$$F(X_1,X_2,X_3)=\int_{x_1=0}^{a}(-X_1x_1+X_3)^2dx_1+\int_{y_2=0}^{b}(-X_1a-X_2y_2+M+X_3)^2dy_2 \qquad (9)$$

Фиксируем значения двух найденных реакций связей $X_2=1$ кН, $X_3=1{,}5$ кН а для X_1 задаем интервал изменения в окрестности вычисленного и проверяемого значения $0\le X_1\le 4$ кН, называем зависимость (9) $F(X_1)$ и в пакете MathCAD строим график $F(X_1)$ (Рис. 10, *а*).

Затем строим график $F(X_2)$, для этого фиксируем значения реакций связей $X_1 = 2{,}25$ кН, $X_3 = 1{,}5$ кН, а для X_2 задаем интервал изменения в окресности вычисленного значения $0 \le X_2 \le 2$ кН, называем зависимость (9) $F(X_2)$ и строим график $F(X_2)$ (рис. 10, *б*).

Аналогично строим график $F(X_3)$, зафиксировав $X_1 = 2{,}25$ кН , $X_2 = 1$ кН, а для X_3 задаем интервал изменения $0 \le X_3 \le 3$ кНм (рис. 10, *в*). Выбираемые интервалы изменения переменных X_1, X_2, X_3 влияют только на масштаб графиков, но не на их характер.



а *б* *в*

Рис. 10. Зависимости величины потенциальной энергии деформации рамы от значений «лишних» неизвестных:
а – зависимость $F(X_1)$; *б* – зависимость $F(X_2)$; *в* – зависимость $F(X_3)$

Полученные графики это изображенные в измененном масштабе по вертикальной оси графики $U(X_1)$, $U(X_2)$ и $U(X_3)$ (поскольку мы не задавали численного значения изгибной жесткости) убедительно демонстрируют удивительное свойство потенциальной энергии достигать минимальной величины при реальных значениях неизвестных реакций связей $X_1 = 2{,}25$ кН, $X_2 = 1$ кН и $X_3 = 1{,}5$ кН. Показанные графики могут использоваться как для проверки проделанных аналитических расчетов, так и для графического определения значений реакций связей.

Приведем краткую историческую справку из фундаментального труда С.П. Тимошенко [5]. Впервые на отмеченное в нашей статье свойство потенциальной энергии обратил внимание итальянский морской инженер Л.Ф. Менабреа (L.F. Menabrea) в форме уравнений (1), позже итальянский ученый Альберто Кастилиано (A. Castigliano) (1847-1884) доказал теорему, что частная производная от потенциальной энергии упругой деформации по некоторой силе, приложенной к упругой конструкции, определяет перемещение точки приложения силы в направлении силы. Уравнения (1) он представил в виде

$$\frac{\partial U}{\partial X_1} = \Delta_1, \quad \frac{\partial U}{\partial X_2} = \Delta_2, \ \ldots, \ \frac{\partial U}{\partial X_n} = \Delta_n, \tag{10}$$

где Δ_i – перемещения точки приложения сил X_i в направлении этих сил, т.е. перемещения опоры конструкции в направлении реакций связей. Продемонстрированный метод, таким образом, позволяет решать задачи о влиянии смещения опор на напряженно-деформированное состояние конструкции.

Перечень ссылок

1. Беляев Н.М. Сопротивление материалов / Н.М. Беляев. − М.: Наука, 1976.− 607 с.
2. Снитко Н.К. Строительная механика. Издание третье, переработанное / Н.К. Снитко. − М.: Высшая школа, 1980. – 432 с.
3. Дарков А.В. Строительная механика (статика сооружений) / А.В. Дарков. − М.: Высш. школа, 1962. – 645 с.
4. Киселев В.А. . Строительная механика, издание третье дополненное / В.А. Киселев. − М.: Стройиздат, 1976. – 511 с.
5. Тимошенко С.П. История науки о сопротивлении материалов / С.П. Тимошенко. − М.: ГИТТЛ, 1957. − 537 с.

ABSTRACT

Purpose. To develop analytical method of calculation statically indefinable constructions with the use of modern computer technique, replacing by it the use out-of-date method of forces.

The method does not contain the artificial receptions of the use of single dimensionless forces, delivered from the bulky calculations of coefficients of canonical equations of method of forces, it is strict and logical.

The originality. Method of calculation statically indefinable constructions with opening of static indefinableness of problem with the use of unique property of nature: in position of equilibrium in connections there are reactions such on value and direction, that potential energy of resilient deformation of construction will be minimum.

Practical implications. Method is useful for calculation statically indefinable constructions (bars, frames, arches and so on).

Keywords: analytical method, potential energy, calculation, statically indefinable constructions.

УДК 539.3/6(075.8)

© В.А. Ропай, И.П. Федорова

АНАЛИТИЧЕСКИЙ СПОСОБ РАСКРЫТИЯ СТАТИЧЕСКОЙ НЕОПРЕДЕЛИМОСТИ ЗАДАЧИ ПРИ РАСЧЕТЕ МНОГОПРОЛЕТНЫХ БАЛОК

© V. Ropay, I. Fedorova

ANALYTICAL METHOD OF OPENING OF STATIC INDETERMINATENESS OF PROBLEM AT STRENGTH DESIGN OF MULTISPAN BEAMS

Приведен разработанный и обоснованный аналитический метод расчета многопролетных балок с раскрытием статической неопределимости задачи с помощью универсального уравнения изогнутой оси балки при плоском изгибе. Показана независимость значений опорных реакций балки от ее изгибной жесткости. Метод позволяет рассчитывать балки с любым числом пролетов и с любыми граничными условиями.

Наведено розроблений та обґрунтований аналітичний метод розрахунку багатопролітної балки з розкриттям статичної невизначеності задачі за допомогою універсального рівняння зігнутої вісі балки при плоскому згині. Показана незалежність значень реакцій опор від згинальної жорсткості балки. Метод дозволяє розраховувати балки з різним числом прольотів та довільними граничними умовами.

Во всех учебниках по курсам сопротивления материалов и строительной механики (сошлемся на последний [1]) для расчета многопролетных балок приводится разработанный в 19 веке графоаналитический метод под названием “Уравнения 3-х моментов», который предполагает перемножение эпюр изгибающих моментов. Метод устаревший и требует дополнительных пояснений, как и для чего перемножаются эпюры и на это требуется дополнительные и ненужные затраты времени. Метод позволял рассчитывать только 3-х пролетные балки, а если пролетов больше, то было необходимо добавлять в расчетную схему еще 3 пролета, а не 1, не 2 как было бы необходимо.

Нами предлагается логичный, простой аналитический метод, в котором необходимые для раскрытия статической неопределимости задачи уравнения составляются с использованием универсального уравнения изогнутой оси балки. При этом число пролетов балки может быть любым и значения «лишних» реакций связей не зависят от изгибной жесткости балки при любом способе ее закрепления. Покажем это.

Универсальное уравнение изогнутой оси балки имеет вид:

$$v(x) = v_0 + \theta_0 \cdot x + \frac{M_0 \cdot x^2}{2!EI_z} + \frac{P_0 \cdot x^3}{3!EI_z} + \sum_{i=1}^{n} \frac{M_i (x-a_i)^2}{2!EI_z} + \sum_{i=1}^{n} \frac{P_i (x-b_i)^3}{3!EI_z} + \\ + \sum_{i=1}^{n} \frac{q_i (x-c_i)^4}{4!EI_z} - \sum_{i=1}^{n} \frac{q_i (x-d_i)^4}{4!EI_z}, \qquad (1)$$

где x – координата сечения балки, в котором определяют ее прогиб; начало оси x всегда располагают в крайнем левом сечении балки, положительное направление оси y принимают обычно вверх, $v(x)$ − смещение сечения балки с координатой x в направлении оси y; EI_z – изгибная жесткость балки относительно нейтральной оси z; v_0, θ_0 – прогиб и угол поворота сечения балки в начале координат; M_0 и P_0 – момент и сила, приложенные к балке в начале координат; M_i– величина действующего на балку «i-го» момента, приложенного на расстоянии a_i от начала координат; P_i – величина действующей на балку «i-ой» силы, приложенной на расстоянии b_i от начала координат; q_i – интенсивность приложенной к балке «i-ой» равномерно распределённой нагрузки; c_i – расстояние от начала координат до начала распределенной нагрузки q_i; d_i – то же, до конца распределенной нагрузки q_i.

Отметим, что:

1. При определения перемещения какого-либо сечения балки, учитывают только внешнюю нагрузку (M,P,q), которая приложена между началом координат и данным сечением.

2. Внешние моменты, направленные по ходу часовой стрелки и сосредоточенные и распределенные нагрузки, совпадающие по направлению с осью y, считаются положительными.

Возможны три способа закрепления левого конца балки в начале координат:

1. Жесткое защемление, при этом $v_0 = 0$, $\Theta_0 = 0$, $M_0 \neq 0$, $P_0 \neq 0$;

2. Шарнирное опирание, при этом $v_0 = 0$, $\Theta_0 \neq 0$, $M_0 = 0$, $P_0 \neq 0$;

3. Свободный левый конец балки − $v_0 \neq 0$, $\Theta_0 \neq 0$, $M_0 = 0$, $P_0 = 0$.

Рассмотрим три примера, с указанными граничными условиями, покажем сам метод и почему реакции «лишних» связей не зависят от изгибной жесткости балки.

Пример 1. Требуется выполнить расчет балки (рис.1) при следующих данных:

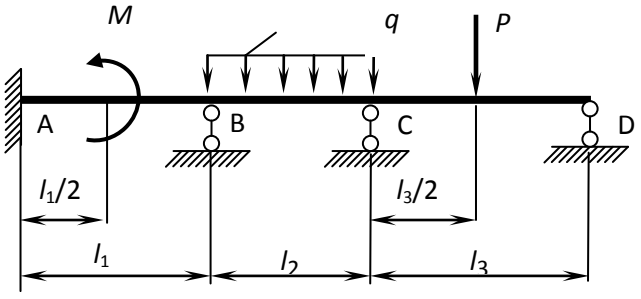


Рис. 1. Схема балки

M=5 кНм,P=12 кН, q=8 кН/м,
l_1=4 м, l_2=5,6 м, l_3=4 м

Расчетная схема представлена на рис. 2. При вертикальных внешних нагрузках из уравнения статики $\sum F_{ix} = 0$ следует, что $R_{AX} \equiv 0$. Для определения 5 неизвестных: M_A, R_A, R_B, R_C, R_D необходимо составить 5 уравнений. Можем составить только 2 уравнения статики для плоской системы параллельных сил 1)

$\sum F_{iY} = 0$; 2) $\sum M_A(F_i) = 0$ и три уравнения с помощью универсального уравнения изогнутой оси балки, выражающие условия, что прогибы балки на опорах *B*, *C* и *D* равны нулю:
3) $v_B = 0$; 4) $v_C = 0$; 5) $v_D = 0$.

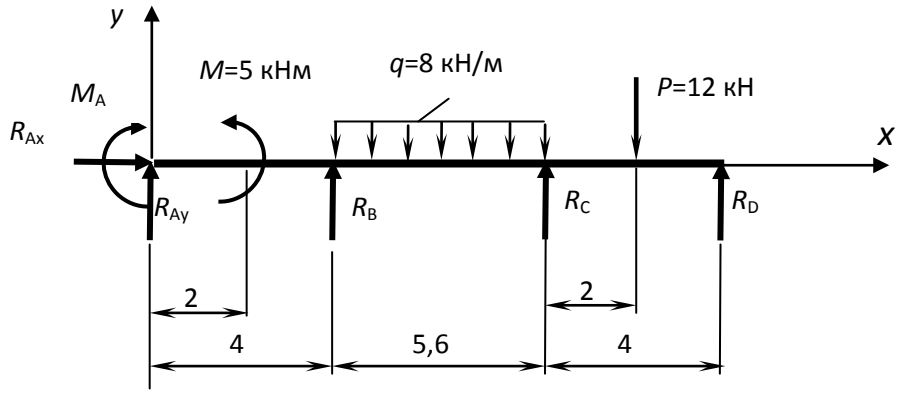


Рис. 2. Расчетная схема балки

Составляем эти уравнения, приводя их к каноническому в алгебре виду:

$$\left.\begin{array}{l} a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + ... + a_{1n}x_n = b_1; \\ a_{21}x_1 + a_{22}x_2 + ... + a_{2n}x_n = b_2; \\ ..... \\ a_{n1}x_1 + a_{n2}x_2 + ... + a_{nn}x_n = b_n. \end{array}\right\}$$

1) $\sum F_{iY} = 0$. $\qquad R_A + R_B + R_C + R_D - q \cdot 5{,}6 - P = 0$.

Подставляем значения нагрузок и приводим уравнение к каноническому виду:

$$0 \cdot M_A + 1 \cdot R_A + 1 \cdot R_B + 1 \cdot R_C + 1 \cdot R_D = 56{,}8. \qquad (2)$$

2) $\sum M_A(F_i) = 0$. $\qquad -M_A + M + R_B \cdot 4 + R_C \cdot 9{,}6 + R_D \cdot 13{,}6 - q \cdot 5{,}6 \cdot 6{,}8 - P \cdot 11{,}6 = 0.$

В канонической форме это уравнение принимает вид:

$$-1 \cdot M_A + 0 \cdot R_A + 4 \cdot R_B + 9{,}6 \cdot R_C + 13{,}6 \cdot R_D = 438{,}84. \qquad (3)$$

3) $v_B = 0$ при $x = 4$ м $\qquad v_0 + \Theta_0 4 + \dfrac{M_0 4^2}{2!EI} + \dfrac{Q_0 4^3}{3!EI} - \dfrac{M(4-2)^2}{2!EI} = 0$, или

$$1 \cdot M_A + 1{,}33 \cdot R_A + 0 \cdot R_B + 0 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 1{,}25. \qquad (4)$$

4) $v_C = 0$ при $x = 9{,}6$ м

$$v_0 + \Theta_0 9{,}6 + \frac{M_0 9{,}6^2}{2!EI} + \frac{Q_0 9{,}6^3}{3!EI} - \frac{M(9{,}6-2)^2}{2!EI} + \frac{R_B(9{,}6-4)^3}{3!EI} - \frac{q(9{,}6-4)^4}{4!EI} = 0 \text{ или}$$

$$1 \cdot M_A + 3{,}2 \cdot R_A + 0{,}635 \cdot R_B + 0 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 10{,}248. \qquad (5)$$

5) $v_D = 0$ при $x = 13{,}6$ м

$$v_0+\Theta_0 13{,}6+\frac{M_0 13{,}6^2}{2!EI}+\frac{Q_0 13{,}6^3}{3!EI}-\frac{M(13{,}6-2)^2}{2!EI}+\frac{R_B(13{,}6-4)^3}{3!EI}+\frac{R_C(13{,}6-9{,}6)^3}{3!EI}-$$
$$-\frac{q(13{,}6-4)^4}{4!EI}+\frac{q(13{,}6-9{,}6)^4}{4!EI}-\frac{P(13{,}6-11{,}6)^3}{3!EI}=0.$$

$$1\cdot M_A+4{,}53\cdot R_A+1{,}594\cdot R_B+0{,}115\cdot R_C+0\cdot R_D=33{,}502. \qquad (6)$$

Систему пяти линейных алгебраических уравнений (2-6) представим в матричной форме $A\cdot R=B$,

где $A=\begin{pmatrix}0 & 1 & 1 & 1 & 1\\ -1 & 0 & 4 & 9{,}6 & 13{,}6\\ 1 & 1{,}33 & 0 & 0 & 0\\ 1 & 3{,}2 & 0{,}635 & 0 & 0\\ 1 & 4{,}53 & 1{,}594 & 0{,}115 & 0\end{pmatrix}$; $R=\begin{pmatrix}M_A\\ R_A\\ R_B\\ R_C\\ R_D\end{pmatrix}$; $B=\begin{pmatrix}56{,}8\\ 438{,}84\\ 1{,}25\\ 10{,}248\\ 33{,}502\end{pmatrix}$.

Изгибная жесткость балки не входит в разрешающие уравнения и, следовательно, реакции «лишних» связей от нее не зависят. Получено: $M_A=6{,}42$ кНм, $R_A=-3{,}89$ кН, $R_B=25{,}62$ кН, $R_C=33{,}54$ кН, $R_D=1{,}53$ кН.

Дальнейший расчет балки не представляет труда.

Пример 2. Раскрыть статическую неопределимость задачи (рис.3) при следующих данных: l_1=5 м, l_2=4 м, l_3=4 м, M=5 кНм, P=14 кН, q=12 кН/м.

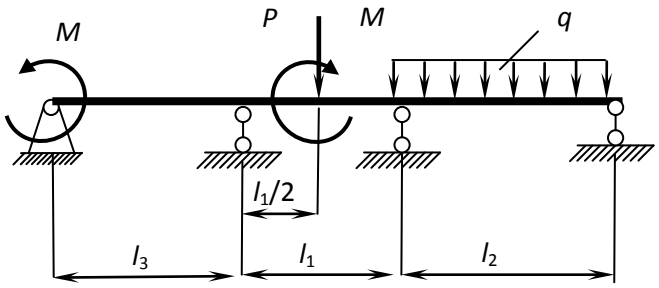


Рис. 3. Схема балки

Решение

Расчетная схема показана на рис. 4

При вертикальных внешних нагрузках из уравнения статики $\sum F_{ix}=0$ следует, что $R_{AX}\equiv 0$. Для определения 5 неизвестных R_A, R_B, R_C, R_D и Θ_0 (Θ_0 – неизвестный угол поворота сечения балки на шарнирной опоре А) необходимо составить 5 уравнений. Можем составить только 2 уравнения статики для плоской системы параллельных сил 1) $\sum F_{iY}=0$; 2) $\sum M_A(F_i)=0$ и три уравнения с помощью универсального уравнения изогнутой оси балки, выражающие условия, что прогибы балки на опорах *B*, *C* и *D* равны нулю:
3) $v_B=0$; 4) $v_C=0$; 5) $v_D=0$.

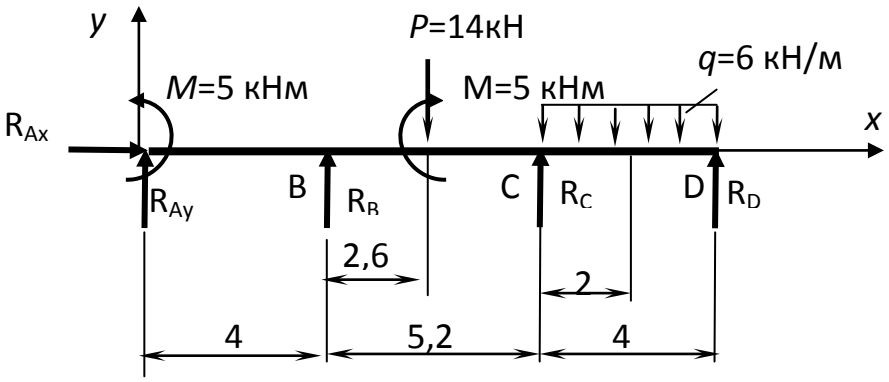


Рис. 4. Расчетная схема

Составляем эти уравнения, приводя их к каноническому виду:

$$\left.\begin{array}{l} a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + ... + a_{1n}x_n = b_1; \\ a_{21}x_1 + a_{22}x_2 + ... + a_{2n}x_n = b_2; \\ ..... \\ a_{n1}x_1 + a_{n2}x_2 + ... + a_{nn}x_n = b_n. \end{array}\right\} \qquad (7)$$

1) $\sum F_{iY} = 0$. $\qquad R_A + R_B + R_C + R_D - q \cdot 4 - P = 0$.

Подставляем значения нагрузок и приводим уравнение к каноническому виду (добавляем слагаемое $0 \cdot \Theta_0$, так как неизвестная величина Θ_0 в уравнение не входит) :

$$0 \cdot \Theta_0 + 1 \cdot R_A + 1 \cdot R_B + 1 \cdot R_C + 1 \cdot R_D = 38. \qquad (8)$$

2) $\sum M_A(F_i) = 0$. $\qquad M - M + R_B \cdot 4 + R_C \cdot 9{,}2 + R_D \cdot 13{,}2 - q \cdot 4 \cdot 11{,}2 - P \cdot 6{,}6 = 0.$

В канонической форме это уравнение принимает вид:

$$0 \cdot \Theta_0 + 0 \cdot R_A + 4 \cdot R_B + 9{,}2 \cdot R_C + 13{,}2 \cdot R_D = 361{,}2. \qquad (9)$$

3) $v_B = 0$ при $x = 4$ м $\qquad v_0 + \Theta_0 4 + \dfrac{M_0 (4)^2}{2!EI} + \dfrac{Q_0 4^3}{3!EI} = 0,$

учтем, что при шарнирном закреплении опоры A в рассматриваемой задаче $v_0 = 0, \Theta_0 \neq 0$, $M_0 = -M$, $Q_0 = R_A$, все члены уравнения можем разделить на $\dfrac{4^2}{2EI}$ и записать его в виде:

$$0{,}5EI \cdot \Theta_0 + 1{,}33 \cdot R_A + 0 \cdot R_B + 0 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 5. \qquad (10)$$

4) $v_C = 0$ при $x = 9{,}2$ м

$$v_0 + \Theta_0 9{,}2 + \frac{M_0 9{,}2^2}{2!EI} + \frac{Q_0 9{,}2^3}{3!EI} + \frac{M(9{,}2-6{,}6)^2}{2!EI} - \frac{P(9{,}2-6{,}6)^3}{3!EI} + \frac{R_B(9{,}2-4)^3}{3!EI} = 0.$$

Учтем, что $v_0 = 0$, $\Theta_0 \neq 0$, $M_0 = -M$, $Q_0 = R_A$, разделим все члены уравнения на $\dfrac{9{,}2^2}{2EI}$ и приведем к каноническому виду:

$$0{,}217EI \cdot \Theta_0 + 3{,}067 \cdot R_A + 0{,}554 \cdot R_B + 0 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 5{,}57. \qquad (11)$$

5) $v_D = 0$ при $x = 13{,}2$ м

$$v_0 + \Theta_0 13.2 + \frac{M_0 13{,}2^2}{2!EI} + \frac{Q_0 13{,}2^3}{3!EI} + \frac{M(13{,}2-6{,}6)^2}{2!EI} - \frac{P(13{,}2-6{,}6)^3}{3!EI} + \frac{R_B(13{,}2-4)^3}{3!EI} + \\ + \frac{R_C(13{,}2-9{,}2)^3}{3!EI} - \frac{q(13{,}2-9{,}2)^4}{4!EI} = 0.$$

Учитываем, что $v_0 = 0$, $\Theta_0 \neq 0$, $M_0 = -M$, $Q_0 = R_A$, делим все члены уравнения на $\frac{13{,}2^2}{2EI}$, получаем:

$$0{,}152EI \cdot \Theta_0 + 4{,}4 \cdot R_A + 1{,}49 \cdot R_B + 0{,}122 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 12{,}185. \qquad (12)$$

Полученную систему 5 линейных алгебраических уравнений представим в матричной форме

$$A \cdot R = B, \qquad (13)$$

где $A = \begin{pmatrix} 0 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}5EI & 1{,}33 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}217EI & 3{,}067 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}152EI & 4{,}4 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{pmatrix}$; $R = \begin{pmatrix} \Theta_0 \\ R_A \\ R_B \\ R_C \\ R_D \end{pmatrix}$; $B = \begin{pmatrix} 38 \\ 361{,}2 \\ 5 \\ 5{,}57 \\ 12{,}185 \end{pmatrix}$.

В уравнения (8)−(12) входит изгибная жесткость балки *EI*, которую мы пока не знаем, подбор поперечного сечения балки является итоговым пунктом последовательности расчета на прочность или жесткость в подобной задаче. На данном этапе расчета мы должны принять некоторое значение $EI \neq 0$.

Оценим влияние значения изгибной жесткости балки на расчетные значения реакций опор.

В таблице прокатных профилей указаны номера двутавров N10 - N60с. Моменты инерции площади поперечного сечения балок относительно центральной главной оси инерции: для двутавра N10 I=245 см^4 = 245·10^{-8} м^4, для двутавра N60с I=91060 см^4=91060·10^{-8} м^4. Модуль упругости стали E=2·10^8 кПа (кН/м^2).

Как следует из приведенной таблицы, значения реакции опор не зависят от величины изгибной жесткости балки, поэтому на данном этапе расчета для всех вариантов заданий можно рекомендовать принимать одно значение *EI*, например, для двутавра N 30, в, равное 18800 кНм^2.

Для решения системы 5 алгебраических уравнений мы использовали MathCAD.

Получено: $R = \begin{pmatrix} 4{,}521 \cdot 10^{-4} \\ 0{,}564 \\ 3{,}601 \\ 24{,}955 \\ 8{,}879 \end{pmatrix}$, т.е. $\Theta_0 = 4{,}521 \cdot 10^{-4}$, $R_A = 0{,}564$ кН, $R_B = 3{,}601$ кН,

$R_C = 24{,}955$ кН, $R_D = 8{,}879$ кН.

Таблица 1

Значения реакций опор балки при разных значениях ее изгибной жесткости

EI, кНм^2	min 490	среднее 91270	max 182120	для N 30в 18800
Θ_0	0,017	$9{,}311\cdot10^{-5}$	$4{,}667\cdot10^{-5}$	$4{,}521\cdot10^{-4}$
R_A, кН	0,564	0,565	0,564	0,564
R_B, кН	3,601	3,600	3,601	3,601
R_C, кН	24,955	24,957	24,955	24,955
R_D, кН	8,879	8,878	8,879	8,879

Пояснить независимость значений реакций опор балки от ее изгибной жесткости EI удобно с помощью правила Крамера, в соответствии с которым решение системы алгебраических уравнений (7) находится в виде:

$x_1 = \dfrac{\Delta_1}{\Delta}$, $x_2 = \dfrac{\Delta_2}{\Delta}$, …, $x_n = \dfrac{\Delta_n}{\Delta}$, где Δ - определитель системы уравнений (7),

$$\Delta = \det\begin{vmatrix} a_{11} & a_{12} & \dots & a_{1n} \\ a_{21} & a_{22} & \dots & a_{2n} \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ a_{n1} & a_{n2} & \dots & a_{nn} \end{vmatrix},\ \Delta_1 = \det\begin{vmatrix} b_1 & a_{12} & \dots & a_{1n} \\ b_2 & a_{22} & \dots & a_{2n} \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ b_n & a_{n2} & \dots & a_{nn} \end{vmatrix},\ \Delta_2 = \det\begin{vmatrix} a_{11} & b_1 & \dots & a_{1n} \\ a_{21} & b_2 & \dots & a_{2n} \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ a_{n1} & b_n & \dots & a_{nn} \end{vmatrix},\ \Delta_n = \det\begin{vmatrix} a_{11} & a_{12} & \dots & b_1 \\ a_{21} & a_{22} & \dots & b_2 \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ a_{n1} & a_{n2} & \dots & b_n \end{vmatrix}.$$

В наших обозначениях для системы 5−ти уравнений (13) определитель Δ имеет вид

$$\Delta = \det\begin{vmatrix} 0 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}5EI & 1{,}33 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}217EI & 3{,}067 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}152EI & 4{,}4 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix},$$ можем сделать следующее преобразование: в силу свойств определителей общий множитель, содержащийся во всех членах одного ряда, вынесем за знак определителя, т. е.

$$\Delta = \det\begin{vmatrix} 0 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}5EI & 1{,}33 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}217EI & 3{,}067 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}152EI & 4{,}4 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix} = EI \cdot \det\begin{vmatrix} 0 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}5 & 1{,}33 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}217 & 3{,}067 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}152 & 4{,}4 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix}$$

$$\Delta_1 = \det\begin{vmatrix} 38 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ 361{,}2 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 5 & 1{,}33 & 0 & 0 & 0 \\ 5{,}57 & 3{,}067 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 12{,}185 & 4{,}4 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix},\quad \Theta_0 = \frac{\Delta_1}{\Delta}$$ зависит от величины EI, но

$$\Delta_2 = \det\begin{vmatrix} 0 & 38 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 361{,}2 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}5EI & 5 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}217EI & 5{,}57 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}152EI & 12{,}185 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix} = EI \cdot \det\begin{vmatrix} 0 & 38 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 361{,}2 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}5 & 5 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}217 & 5{,}57 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}152 & 12{,}185 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix}$$

и $R_A = \dfrac{\Delta_2}{\Delta}$ от EI не зависит, поскольку оно сокращается в числителе и знаменателе. Аналогичные преобразования можно сделать в $\Delta_3, \Delta_4, \Delta_5$, поэтому значения реакций опор B, C, D тоже не зависят от EI.

Пример 3. Раскрыть статическую неопределимость задачи (рис.5) при следующих данных: l_1=5 м, l_2=4 м, l_3=4 м, M=5 кНм, P=14 кН, q=12 кН/м.

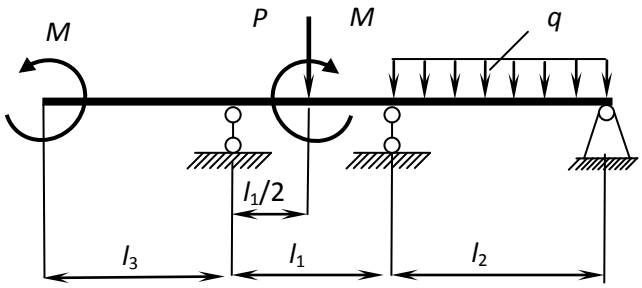


Рис. 5. Схема балки

Решение

Расчетная схема показана на рис. 6.

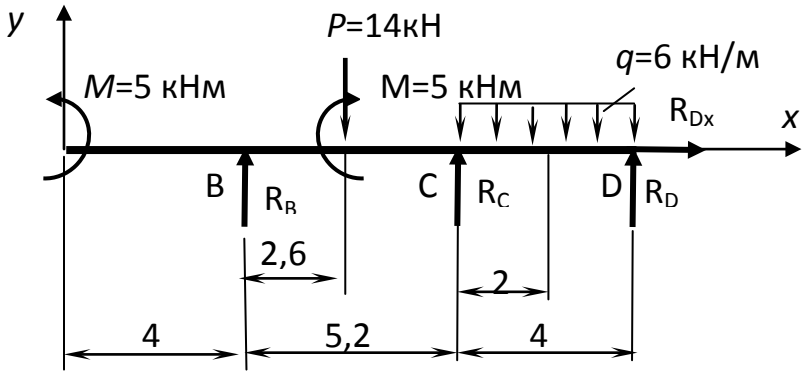


Рис. 6. Расчетная схема

При вертикальных внешних нагрузках из уравнения статики $\sum F_{ix} = 0$ следует, что $R_{ДХ} \equiv 0$. Для определения 5 неизвестных R_B, R_C, R_D, v_0 и Θ_0 (неизвестные прогиб v_0 и Θ_0 - угол поворота сечения балки на опоре А – в начале координат) необходимо составить 5 уравнений. Можем составить 2 уравнения статики для плоской системы параллельных сил 1) $\sum F_{iY} = 0$; 2) $\sum M_A(F_i) = 0$

и три уравнения с помощью универсального уравнения изогнутой оси балки, выражающие условия, что прогибы балки на опорах *B*, *C* и *D* равны нулю:
3) $v_B = 0$; 4) $v_C = 0$; 5) $v_D = 0$.

Составляем эти уравнения, приводя их к каноническому в алгебре виду.
1) $\sum F_{iY} = 0$. $R_B + R_C + R_D - q \cdot 4 - P = 0$.

Подставляем значения нагрузок и приводим уравнение к каноническому виду (добавляем слагаемые $0 \cdot v_0$ и $0 \cdot \Theta_0$, так как неизвестные величины v_0 и Θ_0 в уравнение не входят):

$$0 \cdot v_0 + 0 \cdot \Theta_0 + 1 \cdot R_B + 1 \cdot R_C + 1 \cdot R_D = 38. \quad (14)$$

2) $\sum M_A(F_i) = 0$. $M \; -M + R_B \cdot 4 + R_C \cdot 9{,}2 + R_D \cdot 13{,}2 - q \cdot 4 \cdot 11{,}2 - P \cdot 6{,}6 = 0$.

В канонической форме это уравнение принимает вид:

$$0 \cdot v_0 + 0 \cdot \Theta_0 + 4 \cdot R_B + 9{,}2 \cdot R_C + 13{,}2 \cdot R_D = 361{,}2. \quad (15)$$

3) $v_B = 0$ при $x = 4$ м $\qquad v_0 + \Theta_0 4 + \dfrac{M_0 (4)^2}{2!EI} + \dfrac{Q_0 4^3}{3!EI} = 0$,

учтем, что при шарнирном закреплении опоры *A* в рассматриваемой задаче $v_0 \neq 0, \Theta_0 \neq 0$, $M_0 = -M$, $Q_0 = 0$ все члены уравнения можем разделить на $\dfrac{4^2}{2EI}$ и записать его в виде:

$$0{,}125EI \cdot v_0 + 0{,}5EI \cdot \Theta_0 + 0 \cdot R_B + 0 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 5. \quad (16)$$

4) $v_C = 0$ при $x = 9{,}2$ м

$$v_0 + \Theta_0 9{,}2 + \frac{M_0 9{,}2^2}{2!EI} + \frac{Q_0 9{,}2^3}{3!EI} + \frac{M(9{,}2-6{,}6)^2}{2!EI} - \frac{P(9{,}2-6{,}6)^3}{3!EI} + \frac{R_B(9{,}2-4)^3}{3!EI} = 0.$$

Учтем, что $v_0 \neq 0, \Theta_0 \neq 0$, $M_0 = -M$, $Q_0 = 0$, разделим все члены уравнения на $\dfrac{9{,}2^2}{2EI}$ и приведем к каноническому виду:

$$0{,}0236EI \cdot v_0 + 0{,}217EI \cdot \Theta_0 + 0{,}554 \cdot R_B + 0 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 5{,}57. \quad (17)$$

5) $v_D = 0$ при $x = 13{,}2$

$$v_0 + \Theta_0 13.2 + \frac{M_0 13{,}2^2}{2!EI} + \frac{Q_0 13{,}2^3}{3!EI} + \frac{M(13{,}2-6{,}6)^2}{2!EI} - \frac{P(13{,}2-6{,}6)^3}{3!EI} + \frac{R_B(13{,}2-4)^3}{3!EI} +$$
$$+ \frac{R_C(13{,}2-9{,}2)^3}{3!EI} - \frac{q(13{,}2-9{,}2)^4}{4!EI} = 0.$$

Учитываем, что $v_0 \neq 0$, $\Theta_0 \neq 0$, $M_0 = -M$, $Q_0 = 0$, делим все члены уравнения на $\dfrac{13{,}2^2}{2EI}$, получаем:

$$0{,}01148EI \cdot v_0 + 0{,}152EI \cdot \Theta_0 + 1{,}49 \cdot R_B + 0{,}122 \cdot R_C + 0 \cdot R_D = 12{,}185. \quad (18)$$

Полученную систему 5 линейных алгебраических уравнений представим в матричной форме $A \cdot R = B$, (19)

где $A=\begin{pmatrix} 0 & 0 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}125EI & 0{,}5EI & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}0236EI & 0{,}217EI & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}01148EI & 0{,}152EI & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{pmatrix}$; $R=\begin{pmatrix} v_0 \\ \Theta_0 \\ R_B \\ R_C \\ R_D \end{pmatrix}$; $B=\begin{pmatrix} 38 \\ 361{,}2 \\ 5 \\ 5{,}57 \\ 12{,}185 \end{pmatrix}$.

В уравнения (14) – (18) входит изгибная жесткость балки *EI*, которую мы пока не знаем.

Оценим влияние значения изгибной жесткости балки на расчетные значения реакций опор (табл.2).

Как следует из приведенной таблицы, значения реакции опор практически не зависят от величины изгибной жесткости балки, поэтому на данном этапе расчета для всех вариантов заданий можно рекомендовать принимать одно значение *EI*, например, для двутавра N 30, в, равное 18800 кНм^2, или, что проще, *EI*=10000 кНм^2.

Таблица 2

Значения реакций опор балки при разных значениях ее изгибной жесткости

EI, кНм^2	1000	10000	Разность в %
v_0, м	$-30\cdot10^{-3}$	$-1{,}565\cdot10^{-3}$	
Θ_0, рад	$17\cdot10^{-3}$	$1{,}391\cdot10^{-3}$	
R_B, кН	4,496	4,672	+3,672
R_C, кН	26,063	25,637	-1,25
R_D, кН	7,441	7,691	+3,25

Поясним это с помощью правила Крамера. Определитель системы уравнений (19) имеет вид

$\Delta=\det\begin{vmatrix} 0 & 0 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}125EI & 0{,}5EI & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}0238EI & 0{,}217EI & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}01148EI & 0{,}152EI & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix}$, сделаем следующее преобразование:

в силу свойств определителей общий множитель, содержащийся во всех членах одного ряда, вынесем за знак определителя, т. е.

$$\Delta = (EI)^2 \cdot \det \begin{vmatrix} 0 & 0 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}125 & 05 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}0236 & 0{,}217 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}01148 & 0{,}152 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix}$$

$$\Delta_1 = \det \begin{vmatrix} 38 & 0 \cdot EI & 1 & 1 & 1 \\ 361 & 0 \cdot EI & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 5 & 0{,}5EI & 0 & 0 & 0 \\ 5{,}57 & 0{,}217EI & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 12{,}185 & 0{,}152EI & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix} = EI \cdot \det \begin{vmatrix} 38 & 0 & 1 & 1 & 1 \\ 361 & 0 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 5 & 0{,}5 & 0 & 0 & 0 \\ 5{,}57 & 0{,}217 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 12{,}185 & 0{,}152 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix},$$

$v_0 = \dfrac{\Delta_1}{\Delta}$ зависит от EI.

$$\Delta_2 = \det \begin{vmatrix} 0 & 38 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 361 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}125EI & 5 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}0238EI & 5{,}57 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}01148EI & 12{,}185 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix} = EI \cdot \det \begin{vmatrix} 0 & 38 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 361 & 4 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}125 & 5 & 0 & 0 & 0 \\ 0{,}0238 & 5{,}57 & 0{,}554 & 0 & 0 \\ 0{,}01148 & 12{,}185 & 1{,}49 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix}$$

$\Theta_0 = \dfrac{\Delta_2}{\Delta}$ зависит от EI.

$$\Delta_3 = \det \begin{vmatrix} 0 & 0 & 38 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 361 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}125EI & 0{,}5EI & 5 & 0 & 0 \\ 0{,}0238EI & 0{,}217EI & 5{,}57 & 0 & 0 \\ 0{,}01148EI & 0{,}152EI & 12{,}185 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix} = (EI)^2 \det \begin{vmatrix} 0 & 0 & 38 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 361 & 9{,}2 & 13{,}2 \\ 0{,}125 & 0{,}5 & 5 & 0 & 0 \\ 0{,}0238 & 0{,}217 & 5{,}57 & 0 & 0 \\ 0{,}01148 & 0{,}152 & 12{,}185 & 0{,}122 & 0 \end{vmatrix},$$

$R_B = \dfrac{\Delta_3}{\Delta}$ от EI не зависит, поскольку оно сокращается в числителе и знаменателе. Аналогичные преобразования можно сделать в Δ_4, Δ_5, поэтому значения реакций опор B, C, D не зависят от значения изгибной жесткости балки.

Таким образом доказано, что реакции опор многопролетной балки не зависят от ее изгибной жесткости при всех возможных способах закрепления опор. Положить жесткость балки равной нулю нельзя, т.к. изменяется физическая суть задачи – балка превращается в нить.

Последовательность расчета балки на прочность должна быть следующая:

1. В расчетной схеме все связи заменяем неизвестными реакциям связей;

2. Составляем уравнения статики;

3. Остальные алгебраические уравнения (число уравнений должно быть равно числу неизвестных реакция связей) составляем с помощью универсаль-

ного уравнения изогнутой оси балки, они описывают равенство нулю прогибов балки на опорах;

4. Систему полученных алгебраических уравнений решаем, задав некоторое значение изгибной жесткости балки;

5. Определив реакции опор, строим эпюру изгибающих моментов, по значению наибольшего изгибающего момента и допускаемому для материала балки напряжению вычисляем требуемый момент сопротивления поперечного сечения балки и выбираем по сортаменту прокатных профилей требуемый номер профиля.

Перечень ссылок

1. Писаренко Г.С. Опір матеріалів: підручник / Г.С. Писаренко, О.Д. Квітка, Є.С. Умансьский.– К.: Вища школа, 2004. – 653 с.

ABSTRACT

Purpose. To develop analytical method of strength design of multispan beams instead of old “method of three moments”.

The method. Static indeterminateness of problem is opened with the aid of universal equation of the bent ax of beam at a flat bend.

The originality. It is shown independence of values of supporting reactions of beam from its flexural inflexibility.

Practical implications. A sequence of calculation of beamon durability must be following:
1. In a calculationhart replace all of connections by unknown reactions of connections;
2. Form equations of static’s;
3. Make other algebraic equations with the aid of universal equation of the bent ax of beam, they describe equality to zero of displacements of beam on supports;
4. Solve the system of the got algebraic equations, setting some value of flexural inflexibility of beam;
5. Defining the reactions of supports, build the epure of bending moments, by value of max moment and the tension assumed for material of beam calculate the required moment of resistance of cross-section of beam and choosethe required number of type on the assortment of rental types.

***Keywords: multispan beams; analytical method; reactions of supports; flexural inflexibility*.**

УДК 622.625.28 (043.5)

© І.О. Таран, І.Ю. Клименко

МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ГАЛЬМУВАННЯ ШАХТНОГО ДИЗЕЛЕВОЗА З ГІДРООБ'ЄМНО-МЕХАНІЧНОЮ ТРАНСМІСІЄЮ

© I. Taran, I. Klymenko

MODELING THE BRAKING PROCESS OF A MINE DIESEL LOCOMOTIVE WITH HYDROSTATIC MECHANICAL TRANSMISSION

У роботі розглянуто процес гальмування шахтного дизелевоза з гідрооб'ємно-механічною трансмісією, що працює за схемою «диференціал на вході». Виявлення та систематизація основних закономірностей розподілу потоків потужності в замкнутому контурі гідрооб'ємно-механічної трансмісії в процесі гальмування виконані з використанням розробленої в MatLab/Simulink програмної реалізації.

В работе рассмотрен процесс торможения шахтного дизелевоза с гидрообьемно-механической трансмиссией, работающей по схеме «дифференциал на входе». Выявление и систематизация основных закономерностей распределения потоков мощности в замкнутом контуре гидрообьемно-механической трансмиссии в процессе торможения выполнены с использованием разработанной в MatLab/Simulink программной реализации.

Вступ. Прагнення до безступінчастого регулювання швидкості та тягового зусилля, підвищення ергономічних властивостей при виконанні технологічних операцій самохідними машинами стало головною причиною росту популярності гідрооб'ємно-механічних трансмісій (ГОМТ). Питання дослідження ГОМТ розглядаються у роботах [1-3].

Встановлено, що незважаючи на достатню розповсюдженість ГОМТ, сучасні конструкції трансмісій даного типу потребують подальшого удосконалення. Це, в першу чергу, стосується: зниження навантаження як на гідравлічну, так і елементи механічної частини в процесі гальмування, оскільки при некоректному виборі способу гальмування та інтенсивності зміни параметрів регулювання гідрооб'ємної передачі (ГОП), спостерігається не тільки стрибкоподібна зміна тиску робочої рідини, різке збільшення значень кутових швидкостей ланок ГОМТ, а й зниження керованості та гальмівної ефективності дизелевозів.

Гальмуванню дизелевозів з безступінчатими ГОМТ, а також структурному аналізу трансмісій в процесі гальмування увага вчених практично не приділялась, тому підвищення технічного рівня та гальмівної ефективності дизелевозів з ГОМТ є актуальним науково-практичним питанням.

Моделювання процесу гальмування можливе з використанням наступних способів реалізації:

– при кінематичному від'єднанні двигуна від коліс (в подальшому даний спосіб реалізації будемо позначати №1);

– при збереженні кінематичного зв'язку двигуна з колесами:

• зниження швидкості за рахунок ГОП та гальмівної системи при збереженні кінематичного зв'язку двигуна з колесами (спосіб реалізації №2);

• зниження швидкості за рахунок ГОП при збереженні кінематичного зв'язку двигуна з колесами (спосіб реалізації №3), гальмівні механізми утворюють момент, рівний 0;

• зниження швидкості за рахунок гальмівної системи при збереженні кінематичного зв'язку двигуна з колесами (спосіб реалізації №4).

Робота присвячена розгляду першого варіанту (при кінематичному від'єднанні двигуна від коліс) при роботі на транспортному діапазоні.

Мета роботи – дослідження процесу гальмування шахтного дизелевоза з ГОМТ, що працює за схемою «диференціал на вході», при кінематичному від'єднанні двигуна від коліс при роботі на транспортному діапазоні, а також визначення основних закономірностей розподілу кінематичних, силових та енергетичних параметрів трансмісії в процесі гальмування.

Матеріали досліджень. Розподіл кінематичних, силових та енергетичних параметрів ГОМТ в процесі гальмування суттєво залежить від:

–типу трансмісії (розглядається схема ГОМТ з диференціалом на вході – ГОМТ №1 (рис. 1));

– початкової швидкості (гальмування дизелевоза розпочинається зі швидкості $V_{\max}$ та $0{,}5 \cdot V_{\max}$; для ГОМТ №1 $V_{\max}$ на транспортному діапазоні руху дорівнює 20,24 км/год);

– сили тяги на гаку (при русі на транспортному діапазоні вагонетки, як правило – порожні, максимальна їх кількість для обраних умов експлуатації (n) – 8, що еквівалентно 2-м завантаженим вагонеткам (узято із запасом));

– кута підйому та спуску (еквівалентні 50 ‰);

– способу реалізації процесу гальмування.

Виконаємо моделювання процесу гальмування при кінематичному від'єднанні двигуна від коліс при максимально можливих гальмівних моментах на колесах та 2-х різноманітних законах зміни параметрів регулювання гідромашин ГОП $e_1(t)$, $e_2(t)$. Перший закон $e_1(t)$, $e_2(t)$ буде характеризуватися зміною параметрів регулювання гідромашин ГОП відповідно зміні дійсної швидкості руху дизелевоза та позначатися як $e_{1_1V_{nom}}(t)$, $e_{2_1V_{nom}}(t)$, при другому законі параметри регулювання ГОП протягом всього процесу гальмування залишаються незмінними і відповідають тому значенню, яке вони мали на початку гальмування – $e_{1_1V_{\max}}(t)$, $e_{2_1V_{\max}}(t)$.

Оскільки в місцях розриву потоку потужності крутні моменти на ланках трансмісії дорівнюють 0, двигун не буде впливати суттєво на динаміку процесу гальмування.

В роботі не стоїть задача дослідження впливу часу досягнення максимально можливих гальмівних моментів на колесах $t_{g\max}$ на зміну кінематичних, силових та енергетичних параметрів ГОМТ, тому потреби в розгляданні декількох варіантів $t_{g\max}$ немає. Для вирішення поставлених в роботі задач приймемо

одне значення $t_{g\max}$=5 с для всіх варіантів процесу гальмування при кінематичному від'єднанні двигуна від коліс.

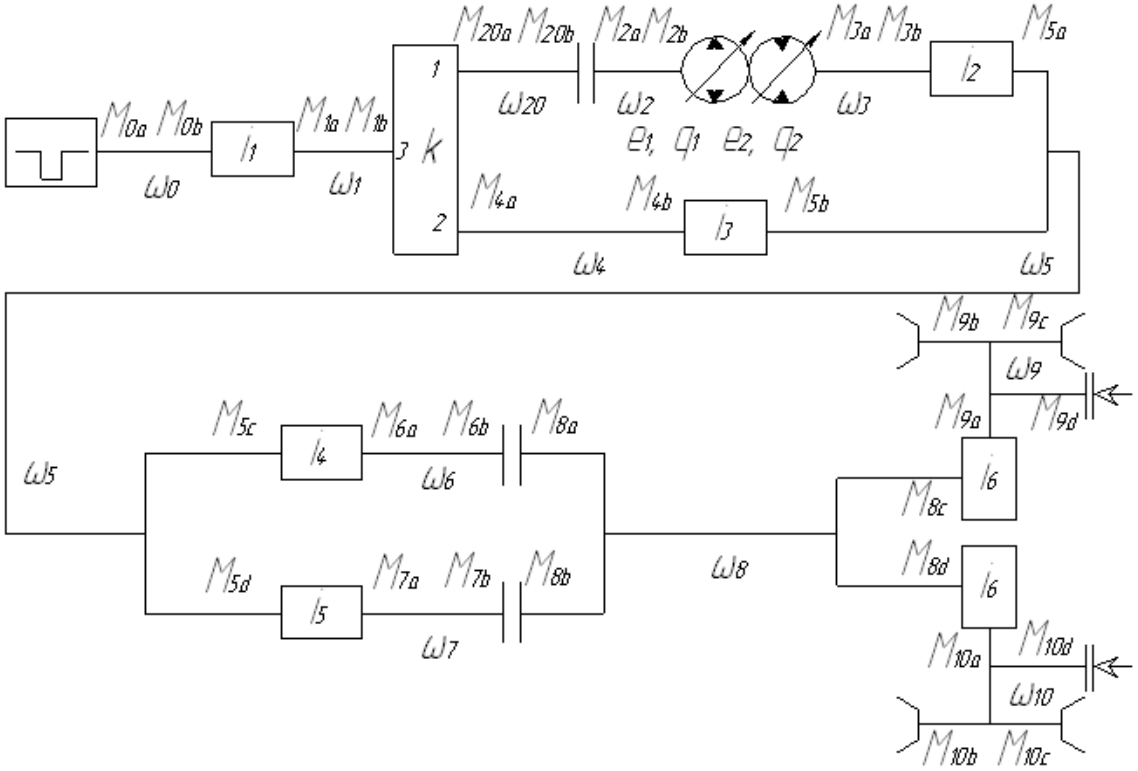


Рис. 1. Фізична модель ГОМТ №1:

w_i – кутова швидкість ланки трансмісії; i_j – передавальне відношення; k – внутрішнє передавальне відношення планетарного ряду; e_1, e_2 – параметри регулювання гідромашин ГОП; q_1, q_2 – максимальна продуктивність гідромашин; M_{nm} – моменти на ланках ГОМТ; m – індекси, що відповідають номеру кутової швидкості ланки; n – індекси-букви, що відповідають моментам на кінцях ланок

В процесі дослідження гальмування слід приділити увагу кутовим швидкостям ведучого та веденого валів зчеплення, оскільки при різниці між ними більше ніж 120 рад/с (за умови обертання їх в одному напрямку), машиніст ще має можливість перервати гальмування без завдання шкоди ГОМТ.

При моделюванні процесу гальмування подача палива в двигун буде встановлюватися мінімальною.

Виконання кількісної оцінки впливу початкової швидкості гальмування та сили тяги на гаку шахтного дизелевоза на розподіл кінематичних, силових та енергетичних параметрів ГОМТ, виявлення та систематизація основних закономірностей розподілу потоків потужності в замкнутому контурі ГОМТ в процесі гальмування шахтного дизелевоза, а також визначення та теоретичне обґрунтування (з точки зору динаміки процесу гальмування) перспективної ГОМТ відбувається за рахунок використання розробленої в MatLab/Simulink програмної реалізації, зовнішній вигляд якої наведено на рис. 2.

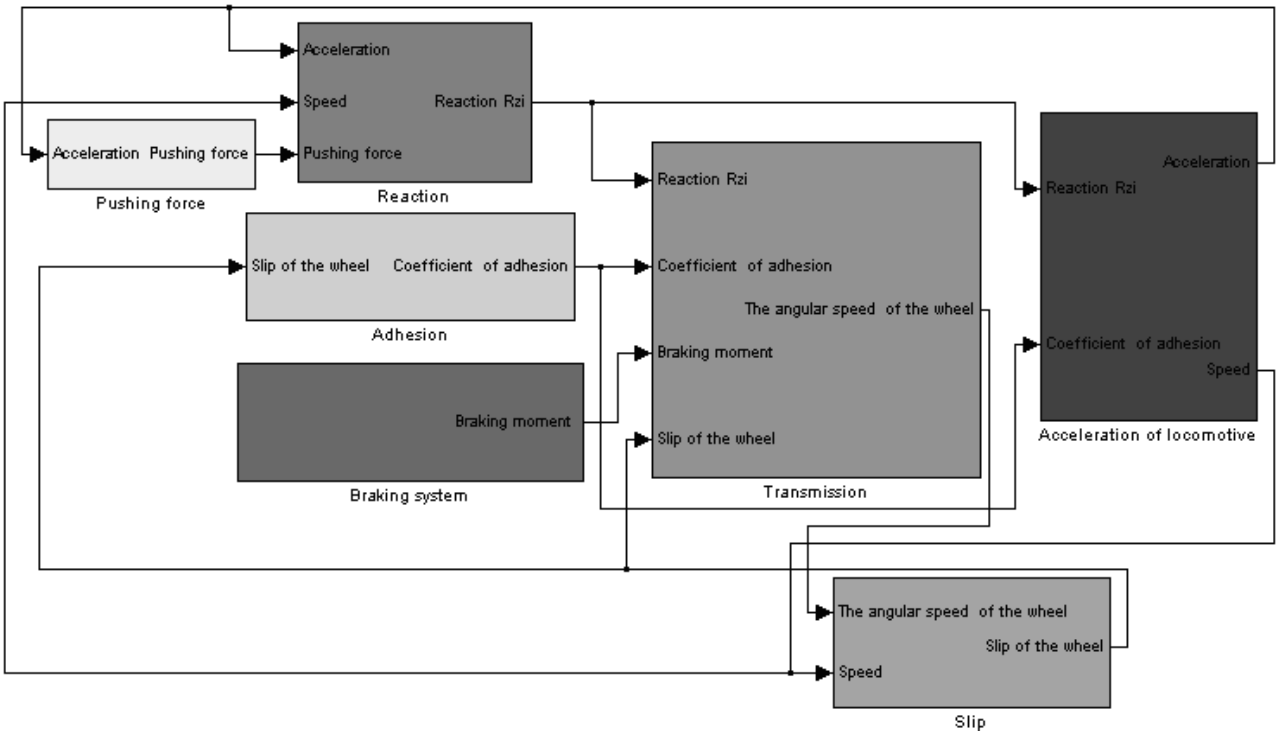


Рис. 2. Схема програмної реалізації процесу гальмування дизелевоза у середовищі MatLab/Simulink

В процесі моделювання гальмування досліджуються наступні параметри:

– максимальне значення перепаду робочого тиску в ГОП $\left|dP\right|_{\max}$, яке не повинно перевищувати для гідромашин робочим об'ємом 90 см^3 фірми «PSM-HYDRAYLIKS» 40,0 МПа;

– максимальне значення кутової швидкості вала гідронасоса $\left|w_2\right|_{\max}$, яке не повинно перевищувати 460,0 рад/с;

– максимальне значення кутової швидкості вала гідромотора $\left|w_3\right|_{\max}$, яке не повинно перевищувати 460,0 рад/с;

– максимальне значення кутової швидкості ведучого валу зчеплення $\left|w_{20}\right|_{\max}$;

– максимальне значення потужності, що виходить з гідравлічної гілки замкнутого контуру ГОМТ – $\left|N_{gk}\right|_{\max}$;

– максимальне значення потужності, що виходить з механічної гілки замкнутого контуру ГОМТ – $\left|N_{mk}\right|_{\max}$;

– гальмівний шлях – S;

– час гальмування – t.

Кутові швидкості ланок трансмісії та перепад робочого тиску в ГОП мали наступні початкові значення при русі на транспортному діапазоні:

• V =20,24 км/год, w_1=210,0 рад/с, w_2 = -61,2 рад/с, w_3 = -102,9 рад/с, ΔP =11,85 МПа, e_1=1, e_2=0,5;

• V =10,12 км/год, w_1=210,0 рад/с, w_2 = -200,5 рад/с, w_3 = -51,36 рад/с, ΔP =19,6 МПа, e_1=0,36, e_2=1;

Незважаючи на те, що перепад робочого тиску в ГОП ΔP задається як початкові дані в математичній моделі процесу гальмування, програмна реалізація одразу його уточнює відповідно умов експлуатації та з урахуванням способу реалізації процесу гальмування, саме тому значення ΔP, що подається, як початкове, буде відрізнятися від значення, отриманого в процесі моделювання гальмування. Що стосується інших параметрів, значення, що подаються, як початкові, будуть відповідати першим значенням, отриманим в процесі моделювання гальмування.

Результати моделювання гальмування дизелевоза з ГОМТ №1 та способом реалізації процесу гальмування №1 у вигляді графічних залежностей наведені на рис. 3 – 6.

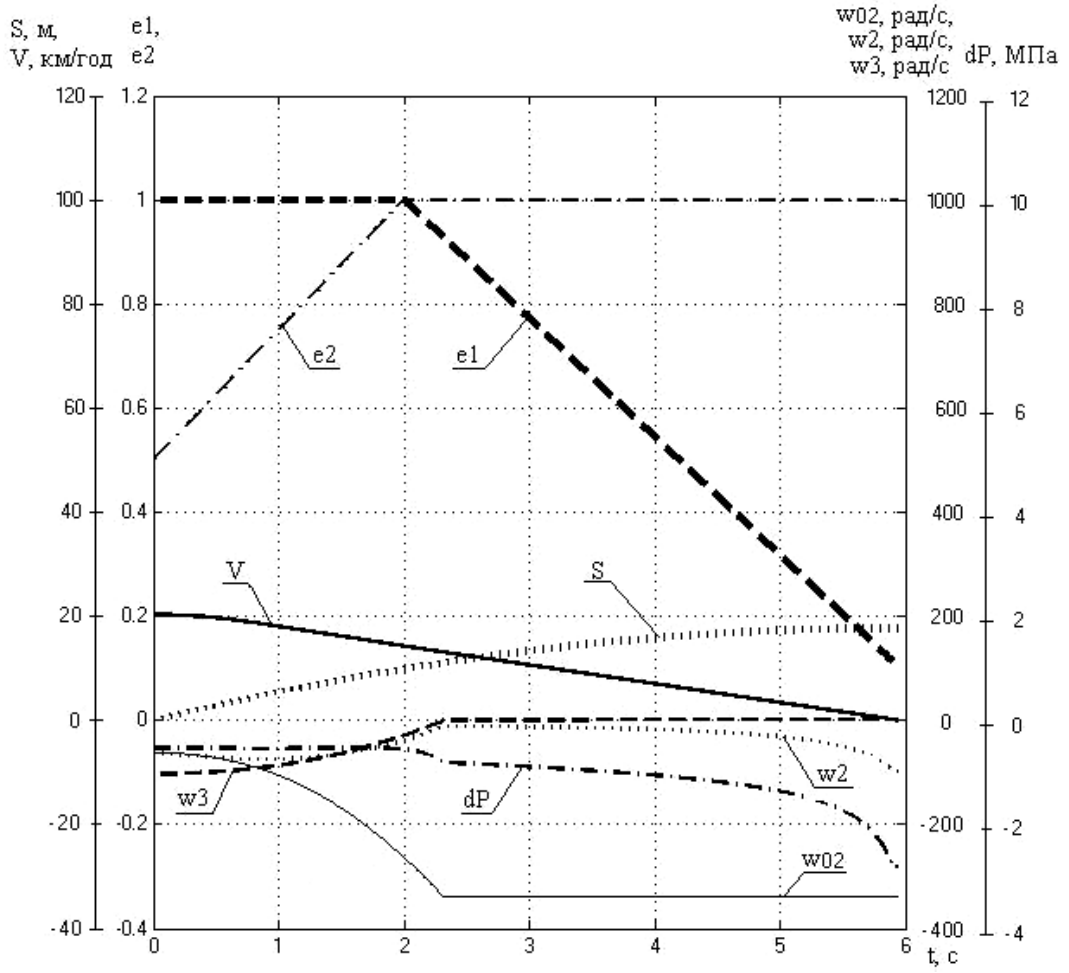


Рис. 3. Результати моделювання гальмування дизелевоза (ГОМТ №1, транспортний діапазон, спосіб реалізації процесу гальмування №1, закони $e_1(t)$, $e_2(t) - e_{1_1V_{nom}}(t)$, $e_{2_1V_{nom}}(t)$, $V_{\max}$ =20,24 км/год, n=2, спуск)

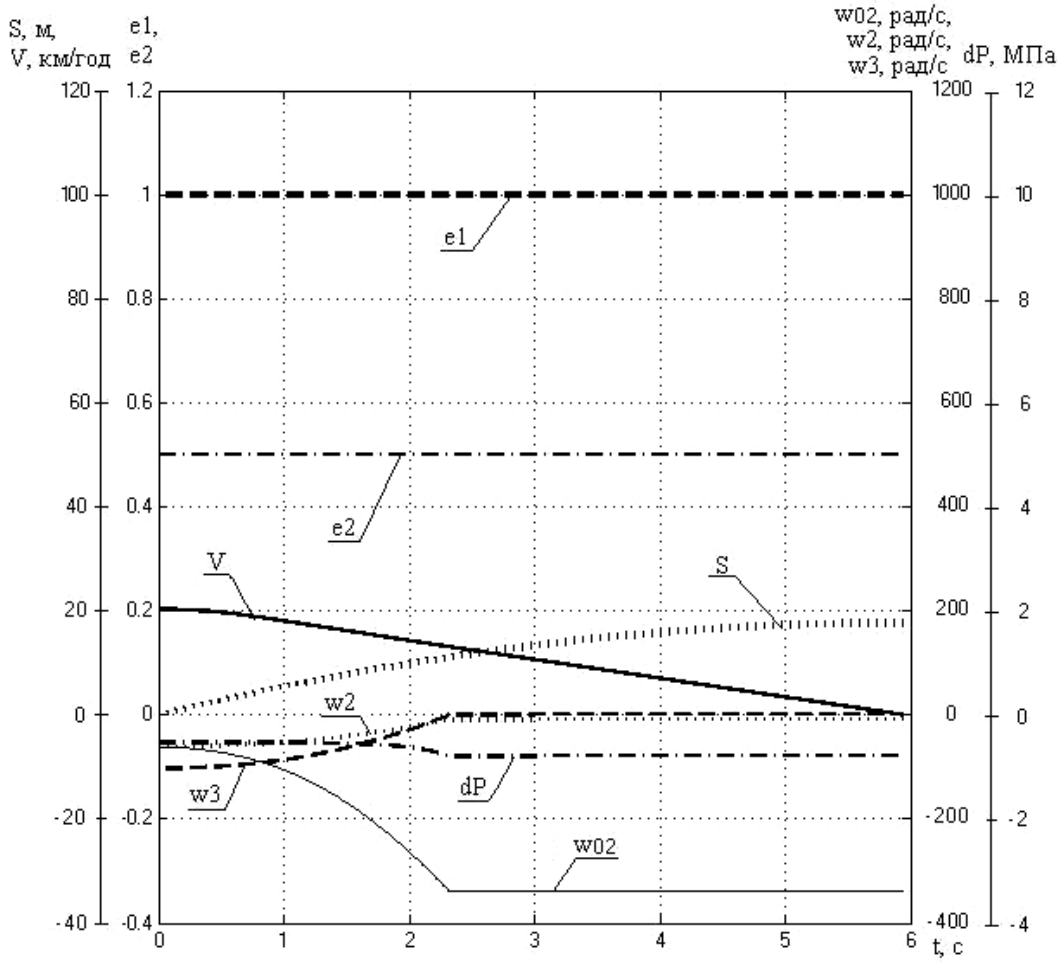


Рис. 4. Результати моделювання гальмування дизелевоза
(ГОМТ №1, транспортний діапазон, спосіб реалізації процесу гальмування №1, закони $e_1(t)$, $e_2(t) - e_{1_1V_{\max}}(t)$, $e_{2_1V_{\max}}(t)$, $V_{\max}$ =20,24 км/год, n=2, спуск)

Висновки. В процесі теоретичного дослідження процесу гальмування дизелевоза з ГОМТ №1 при кінематичному від'єднанні двигуна від коліс при роботі на транспортному діапазоні встановлено наступне:

1. В зв'язку з тим, що кінематичне від'єднання двигуна від коліс використовується, як правило, при екстреному гальмуванні, яке, зазвичай, закінчується повною зупинкою дизелевоза, рекомендується параметри регулювання ГОП $e_1(t)$, $e_2(t)$ протягом всього процесу гальмування залишати незмінними – $e_{1_1V_{\max}}(t)$, $e_{2_1V_{\max}}(t)$, тобто вони повинні відповідати тому значенню, яке мали на початку гальмування (при використанні $e_{1_1V_{\max}}(t)$, $e_{2_1V_{\max}}(t)$ замість $e_{1_1V_{nom}}(t)$, $e_{2_1V_{nom}}(t)$ спостерігається зниження перепаду робочого тиску в ГОП до 3,5 разів та зниження кутової швидкості валу гідронасоса до 46%).

2. За рахунок кінематичного розриву механічної гілки замкнутого контуру ГОМТ сила тяги на гаку шахтного дизелевоза на розподіл кінематичних, силових та енергетичних параметрів ГОМТ суттєво не впливає, розбіжність

останніх не перевищує 0,81%. Що стосується впливу кута підйому/спуску, то розбіжність в значеннях $|dP|_{\max}$, $|w_{20}|_{\max}$, $|w_2|_{\max}$, $|w_3|_{\max}$, $|N_{gk}|_{\max}$ не перевищує 4,5%.

3. Прослідковується чітке зниження значень перепаду робочого тиску в ГОП до 45,2% та кутової швидкості вала гідронасоса до 72,8% при початку гальмування зі швидкості $V_{\max}$ замість швидкості $0{,}5 \cdot V_{\max}$.

4. Оскільки в замкнутому контурі ГОМТ №1 за рахунок муфти зчеплення відбувається кінематичний розрив механічної гілки, ні кут підйому/спуску, ні сила тяги на гаку шахтного дизелевоза на розподіл кінематичних, силових та енергетичних параметрів ГОМТ суттєво не впливають. Зі зменшенням початкової швидкості гальмування лише значення перепаду робочого тиску в ГОП та кутової швидкості вала гідронасоса ГОМТ №1 збільшуються.

Перелік посилань

1. Таран І.О. Комплексне дослідження зміни кінематичних та силових параметрів трансмісії шахтного дизелевоза / И.А. Таран, И.Ю. Клименко // Сучасні технології в машинобудуванні та транспорті. Науковий журнал. – Луцьк: Луцький НТУ, 2016. №3(7). – С. 136 – 143.
2. Бондаренко А.І. Порівняльний аналіз результатів експериментальних та теоретичних досліджень робочих процесів в гідрооб`ємно-механічних трансмісіях / А.І. Бондаренко // Наукові нотатки. – 2015. – № 48. – С. 28 – 35.
3. Самородов В.Б. Експериментальне дослідження робочих процесів у гідрооб'ємно-механічних трансмісіях з диференціалом на вході та з диференціалом на виході / В.Б. Самородов**,** А.І. Бондаренко // Збірник наукових праць Донецького інституту залізничного транспорту Української державної академії залізничного транспорту. – 2014. – № 39. – С. 60 – 67.

ABSTRACT

Purpose. Research the braking process of a mine diesel locomotive with hydrostatic mechanical transmission operating according to "input differential" schemes at cinematic disconnecting the engine from the wheels in terms of transport ranges of motion.

The methods of research. Review of the literature, comparison and analogy method for the structural analysis of transmission, theoretical analysis, modeling of the braking process, the method of analysis and synthesis the ways implementing the braking process diesel locomotives were used to achieve the objectives.

Findings. Detection and systematization the laws of distribution the power flows in closed loop of hydrostatic mechanical transmission during braking were fulfilled using the developed program in MatLab/Simulink. The results of modeling the braking process were presented in form of graphical dependencies.

The originality is to determine the changes in power parameters, kinematic parameters and energy parameters during braking in terms of transport ranges of motion of a mine diesel locomotive. It will improve the transmissions efficiency and braking efficiency of mine diesel locomotives.

Practical implications. To develop recommendations for determination of hydrostatic mechanical transmission parameters during braking (cinematic disconnecting the engine from the wheels)

providing the improvement of both braking characteristics and operational characteristics of a diesel locomotive.

Keywords: hydrostatic mechanical transmission, stepless transmission, input differential, mine diesel locomotive, braking process, power parameters, kinematic parameters, energy parameters, transport ranges of motion.

УДК 622.625.28

© В.П. Франчук, К.А. Зиборов

МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ НЕУПРУГИХ СОПРОТИВЛЕНИЙ ПРИ СВОБОДНОМ КАЧЕНИИ КОЛЕСА ПО РЕЛЬСУ

© V. Franchuk, K. Ziborov

METHOD FOR DETERMINING INELASTIC RESISTANCE AT FREE WHEEL ROLLING ON THE RAILS

С учетом неупругих сопротивлений при взаимодействии контактирующих тел, представленных в форме комплексного модуля упругости, получены аналитические зависимости для определения текущего значения усилия на площадке контакта; энергии, теряемой колесом за время прохождения площадки контакта; коэффициента сопротивления при свободном качении с учетом физико-механических свойств контактирующих поверхностей.

З урахуванням непружних опорів при взаємодії контактуючих тіл, представлених у формі комплексного модуля пружності, отримано аналітичні залежності для визначення поточного значення зусилля на плямі контакту; енергії, що втрачається колесом за час проходження площадки контакту; коефіцієнта опору при вільному коченні з урахуванням фізико-механічних властивостей контактуючих поверхонь.

Введение. Многочисленные теоретические и экспериментальные исследования, проведенные в области описания процесса взаимодействия выходных звеньев рельсового колесного транспорта с рельсами, преследовали две основные цели:

– установить физическую картину процесса передачи движения трением и проверить гипотезы его образования [1];

– оценить величину коэффициента сцепления различных типов рельсового колесного транспорта применительно к данным условиям движения и выявить влияние решающих факторов [2].

Однако в большинстве случаев использование этих исследований для реальных условий сложного напряженного состояния контактирующих тел приводит к довольно громоздким и трудно анализируемым результатам. Естественное стремление к получению наиболее простых аналитических зависимостей связано с упрощенным подходом к объекту исследований. Результаты при

этом получаются либо грубыми, либо удовлетворительно точными на ограниченном участке изменения параметров [2].

Кроме того, между взаимодействующими поверхностями обычно располагаются загрязняющие вещества, например, жиры, органические кислоты и т.п., что существенно меняет течение процесса и объясняет скачкообразный характер движения и изменение состояния контактирующих тел, а, соответственно, силы трения в переходных режимах движения.

Таким образом, достигнутый уровень науки о передачи движения трением не обладает законченной системой представлений об основных трибологических закономерностях процесса контактирования выходных звеньев и поверхностей, с которыми они взаимодействуют, и объединяющей в единую теорию все или хотя бы перечисленные выше основные механизмы этого взаимодействия. Поэтому для достаточно адекватного воспроизведения реальной картины поверхностных явлений с помощью расчетной методики необходим анализ и выделение ведущего механизма взаимодействия для конкретных фрикционных пар, например, системы «выходное звено транспортного средства – внешняя среда» с учетом их материалов, нагрузок, кинематики и других условий взаимодействия.

Цель работы. Определение сопротивления качению колеса рельсового транспортного средства при свободном качении колеса по рельсу.

Материал и результаты исследований. Достаточно широко используемое в технике понятие “фрикционная связь” [1, 3], применяется к механизмам, в которых присутствует сила трения, обеспечивающая на определенных этапах или относительную неподвижность звеньев, образующих кинематическую пару, или снижение ее степеней свободы.

Силовое взаимодействие твердых тел при трении помимо его влияния на изменение форм взаимодействующих поверхностей, обуславливает энергетические потери при работе машин, а также при осуществлении разнообразных технологических процессов. Познание природы трения позволяет находить средства и способы повышения эффективности использования установленной мощности транспортных средств, обеспечения устойчивости их движения, снижения износа выходных звеньев и поверхностей, с которыми они взаимодействуют.

Опорные и направляющие функции колесной пары в компоновочной схеме рельсового транспортного средства однозначно определяют ее геометрию и положение в пространстве.

Действие внешних сил на звенья фрикционной пары колесо – рельс приводит к возникновению в точках их объема напряжений и деформаций. При каждом обороте колеса на опорной площадке его на рельсе возникают под действием внешних сил и внутренней энергии материала упругие и пластические деформации. Циклический характер деформирования сопровождается необратимыми в энергетическом отношении явлениями. При этом колесо, движущееся по рельсу, может находиться в свободном, тормозном или тяговом режимах.

Рассмотрим взаимодействие колеса с рельсом, имеющим выпуклую поверхность. При отсутствии силы тяги или торможения образуется пятно контакта, которое в идеальном случае имеет форму эллипса с полуосями *a* и *b*.

Данная задача известна в теории под названием «Задача Герца-Беляева» [3, 4]. При постановке и решении этой задачи использован ряд допущений, при которых, в частности, колесо и рельс в ненагруженном состоянии касаются друг друга в одной точке, а контактные напряжения, возникающие под нагрузкой, не выходят за пределы упругости материалов, из которых изготовлены контактирующие тела. В результате, при взаимодействии поверхности колеса и рельса, если считать их сплошными телами, согласно теории Герца-Беляева, контактирование происходит по эллиптическому закону с полушириной площадки контакта *a и b*.

В реальных условиях эксплуатации, учитывая снижение жесткости звеньев, наличие шероховатостей, а нагрузки могут выходить за пределы упругости (в связи с упругопластическим характером деформации), поэтому в зоне контакта возможно такое сочетание силовых и геометрических факторов, при котором контактирование тел происходит не по всей поверхности, а площадка контакта может измениться в большую сторону [4].

Усредненное давление на площадке контакта определится как

$$p_c = \frac{Q}{\pi ab} \qquad (1)$$

где a и b – полудлина и полуширина площадки контакта; Q – общая нормальная нагрузка; p_c – усредненное давление.

Согласно теории, параметры эллипса пятна контакта определятся из выражения

$$a = \alpha_a \sqrt[3]{2Q \frac{R_1 R_2}{(R_1 + R_2)} \left(\frac{1-\mu_1^{\,2}}{E_1} + \frac{1-\mu_2^{\,2}}{E_2} \right)}$$

$$b = \beta_b a ,$$

где R_1 и R_2 – радиус круга катания колеса и радиус скругления головки рельса; E_1, E_2, μ_1, μ_2 – модуль упругости и коэффициент Пуассона материала колеса и рельса; α и β – поправочные коэффициенты, зависящие от соотношения радиусов R_1/R_2.

Таблица 1

Числовые коэффициенты зависят от отношения радиусов R_1/R_2

R_1/R_2	1	2	3	4	6
α_a	0.908	1.158	1.350	1.505	1.767
β_b	1	0,632	0.482	0.400	0.308

Максимальные возникающие при этом напряжения будут равны

$$p_0 = \frac{1{,}5Q}{\pi ab} \ . \qquad (2)$$

Текущее значение напряжений на пятне контакта будет

$$p = p_0\sqrt{1-\xi_a{}^2}\ \sqrt{1-\xi_b{}^2}\ ,$$

где ξ_a , ξ_b – отношение $\xi_a = \frac{x}{a};\ \xi_b = \frac{y}{b}$ ($-a \le x \le a$, $-b \le y \le b$), $\xi_a^2 + \xi_b^2 \le 1$.

На рис. 1 представлена теоретическая зависимость распределения нормальных напряжений на площадке контакта.

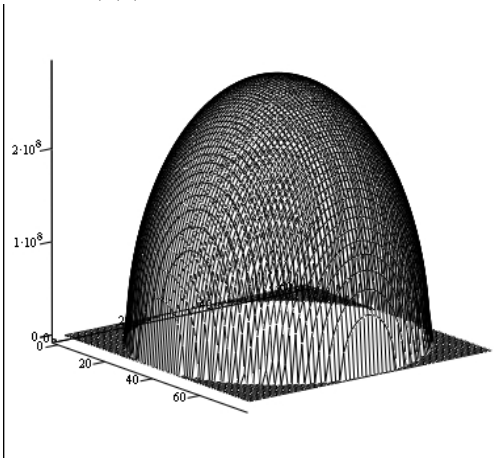


Рис. 1. Распределение нагрузки на площадке контакта

Это в идеальном случае. На самом деле при движении локомотива (например, рельсового колесного транспортного средства) вследствие упругих несовершенств материала контактирующих тел, картина несколько изменится [4, 5].

На рис. 2 представлена расчетная схема нагружения двух тел без учета тягового или тормозного усилия.

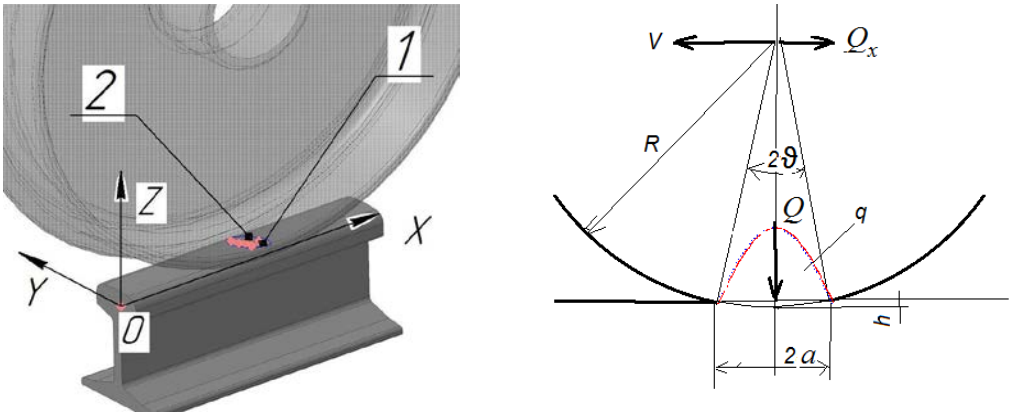


Рис. 2. Расчетная схема для определения нагрузок при контакте двух тел

Колесо радиусом R_1 контактирует с рельсом деформируясь и вдавливаясь на глубину h, при этом площадка контакта будет в форме эллипса с размерами $2a$ и $2b$.

Неупругие сопротивления, как и ранее [5], принимаем в форме, аналогично предложенной Е.В. Сорокиным, в форме комплексного модуля упругости

$$E = E_0(1+i\gamma),$$

где γ – циклический коэффициент поглощения энергии, связан с коэффициентом поглощения энергии и декрементом затуханий.

С учетом неупругих сопротивлений, предложенных в [5] для нашего случая текущее значение напряжений на пятне контакта будет выглядеть как

$$p = p_0(1+i\gamma)\sqrt{1-\xi_a^2}\sqrt{1-\xi_b^2}\,. \quad (3)$$

Поскольку считаем, что в поперечном направлении движение колеса отсутствует, проинтегрируем уравнение

$$q = p_0(1+i\gamma)ab\sqrt{1-\xi_a^2}\int_{-1}^{1}\sqrt{1-\xi_b^2}\,d\xi_b\,. \quad (4)$$

Определим текущее значение усилия на площадке контакта. Заменяя $\sqrt{1-\xi_a^2}$ приближенным значением $\sin\varphi\,(\varphi\in 0...\pi)$, приведя комплексное число к гармоническому виду, получим $q = \frac{\pi}{2}p_0ab(\sin\varphi+\gamma\cos\varphi)$ или, складывая гармоники колебаний:

$$q = \frac{\pi}{2}p_0ab\sqrt{(1+\gamma^2)}\sin(\varphi+\theta)\,;\theta = \operatorname{atan}\left(\frac{\gamma}{1}\right)\,;\ \varphi\in 0...\pi\,.$$

Набегание колеса на рельс в пределах площадки контакта происходит по закону

$$y = h\sin\varphi\ . \quad (5)$$

Где, как следует из рис. 2

$$h = R_1(1-\cos\vartheta)\,,\ \text{а}\ \ \vartheta = \operatorname{arcsin}\left(\frac{a}{R_1}\right)\,.$$

Энергия, теряемая колесом за время прохождения площадки контакта

$$A = \int_0^{\pi} q\,dy = \frac{\pi}{2}p_0abh\sqrt{1+\gamma^2}\int_0^{\pi}\sin(\varphi+\theta)\cos\varphi\,d\varphi\,. \quad (6)$$

После интегрирования и преобразований

$$A = \frac{\pi^2}{4}p_0abh\sqrt{1+\gamma^2}\sin\theta \ \text{ или }\ A = \frac{\pi^2}{4}p_0abh\gamma\,.$$

Продолжительность цикла нагружения площадки контакта

$$T = \frac{2a}{V_1}, \quad (7)$$

где V_1 – поступательная скорость движения оси колеса.

Тогда энергия, теряемая в единицу времени

$$N = \frac{A}{T} = \frac{\pi^2}{8} p_0 V_1 bh\sqrt{1+\gamma^2}\sin\theta \text{ или } N = \frac{\pi^2}{8} p_0 V_1 bh\gamma . \quad (8)$$

Дополнительно учет расходуемой колесом энергии определяется сдвиговыми нагрузками на пятне контакта (тяговое усилие локомотива, сопротивление в подшипниковых узлах колес).

В практике расчетов сопротивлений получило распространение понятие коэффициента сопротивлений как отношение сил сопротивлений к силе, нормально приложенной к поверхности контакта. С другой стороны, расходуемая энергия в единицу времени может быть записана как

$$N = Q_x V_1, \quad (9)$$

где Q_x – сила сопротивления перемещению колеса.

Решение этой же задачи определения напряженно-деформированного состояния при помощи метода конечных элементов (МКЭ) позволит получить общую картину о влиянии нагрузки на параметры площадки контакта и распределения нагрузки по ней. МКЭ относится к прямым методам и решение производится на основании формирования числовых полей неизвестной функции перемещения, напряжения и т.п. Подход основан на вариационном принципе механики упругих тел.

Сгенерированная конечно-элементная модель взаимодействующей пары колесо – рельс колесной пары тяговой секции шахтного локомотива Э10 составлена для условий взаимодействия с осевой нагрузкой 25 кН для колеса диаметром 540 мм и рельса Р24. Такие величины нагрузок описывают рабочий режим движения шахтного локомотива по прямолинейному участку рельсового пути при отсутствии тягового усилия, т.е. в режиме свободного качения. Номограмма результатов расчета Ansys напряженно-деформированного состояния фрикционной пары колесо – рельс приведены на рис. 3.

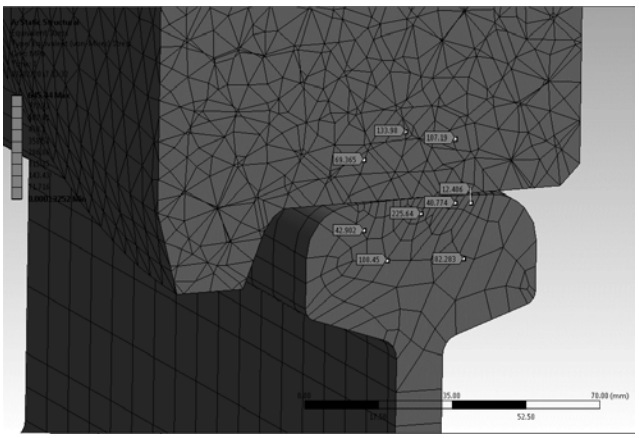


Рис. 3. Номограмма напряжений фрикционной пары колесо – рельс

С учетом неупругих сопротивлений при подвижном контакте тел, равнодействующая нагрузок на пятне контакта смещается от его центра (рис. 4). Эту величину обычно и называют коэффициентом трения качения.

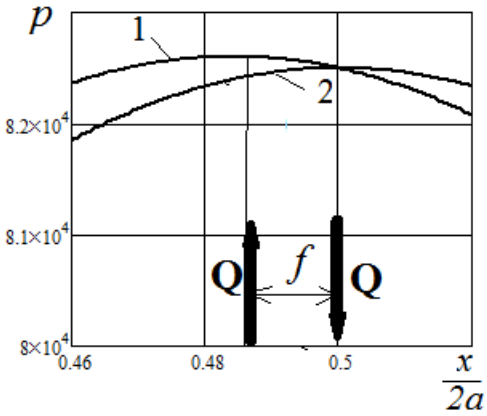


Рис. 4. Характер изменения распределения напряжений по пятну контакта в состоянии покоя и при свободном качении

Уравнение сопротивления для тел, сопротивления движению которых учитывается в виде трения качения, запишется как

$$Q_x R_1 = Qf \,. \tag{10}$$

Из выражений (9) и (10) находим

$$f = \frac{NR_1}{V_1 Q}$$

Подставляя значение N и в свою очередь p_0, h будем иметь

$$f = \frac{\pi^2}{8}\frac{1{,}5Q}{\pi ab}V_1 b\frac{a}{2}\gamma\frac{R_1}{V_1 Q}. \tag{11}$$

Или после преобразований

$$f = 0{,}2945R_1\gamma \,. \tag{12}$$

Тогда сопротивление движению колес, как и ранее, будет

$$Q_{\text{x}} = \frac{fQ}{R_1}$$

Таким образом, предложенный метод определения неупругих сопротивлений при свободном качении колеса по рельсу учитывает геометрические параметры контактирующих тел и упруго-наследственную характеристику их материала. Для определения полного сопротивления движению экипажа необходимо учесть также потери в подшипниковых узлах колес, дополнительные сопротивления при движении на закруглениях, при трении реборды колеса о рельс.

Выводы. Установление зависимостей сопротивления движению экипажа от условий контакта выходных звеньев и рельсового пути, физико-механических свойств и формы контактирующих поверхностей, а также определение их численных значений позволит оценить резервы повышения эксплуатационных показателей.

Перечень ссылок

1. Голубенко, А.Л. Сцепление колеса с рельсом / А.Л. Голубенко – 2-е изд. доп. и пер. – Луганск: Изд-во ВУГУ, 1999. – 476 с.
2. Ренгевич, А.А. Коэффициент сцепления шахтных электровозов / А.А. Ренгевич // Вопросы рудничного транспорта. Под общ. ред. Н.С. Полякова. – М.: Госгортехиздат, 1961. – Вып. 5. – С.227-247.
3. Вериго, М.Ф. Взаимодействие пути и подвижного состава / М.Ф. Вериго, А.Я. Коган. – М.: Транспорт, 1986. – 559 с.
4. Джонсон, К. Механика контактного взаимодействия / К. Джонсон: Пер. с англ. – М.: Мир, 1989. – 510 с.
5. Франчук, В.П. Формирование сопротивления при свободном качении рельсового колесного транспорта по плоскому рельсу / В.П. Франчук, К.А. Зиборов // Геотехническая механика. – 2017. – выпуск 130. – С. 57 – 65.

ABSTRACT

Purpose. Based on the theory of rigid bodies interaction with a contact moving point the formulation of the rolling wheel resistance along rail is studied.

The methods. Taking into account the rheological properties of the contacting bodies material, the obtained inelastic resistance within interaction area of contacting bodies presented in the form of complex elastic modulus.

Findings. The analytical dependences for determining the current value of resistance in the contact area is obtained. The energy loss during wheel skid in the contact area, friction coefficient while free rolling are calculated taking into account the physical and mechanical properties of the contacting surfaces.

Practical implications. The relations of the motion resistance in dependence on the contacting bodies and the track, physical and mechanical properties of the contact surfaces, as well as the determination of their numerical values allow evaluating the reserve of the tracktive effort and allow implementing the results.

Keywords: motion resistance, contact patch, stress, strain.

МАРКШЕЙДЕРІЯ ТА ГЕОІНФОРМАТИКА
MINE SURVEYING AND GEOINFORMATICS

УДК 622.1:622.834.1

© А.С. Кучин

МЕХАНИЗМ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ДВИЖУЩЕГОСЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

© A. Kuchin

THE MECHANISM OF ROCK MASS DISPLACEMENT IN CONDITIONS OF ADVANCING LONGWALL FACE

В роботі на підставі маркшейдерських інструментальних спостережень за зрушенням гірських порід та земної поверхні визначені зони зрушення та підвищенного гірського тиску над очисним вибоєм, що рухається. Окремо розглянуті закономірності зрушення гірського масиву над очисним вибоєм, підготовчими виробками та над розрізною піччю.

В работе на основании маркшейдерских инструментальных наблюдений за сдвижением горных пород и земной поверхности определены зоны сдвижения и повышенного горного давления над движущимся очистным забоем. Отдельно рассмотрены закономерности сдвижения горного массива над очистным забоем, подготовительными выработками и над разрезной печью.

Существующие схемы процесса деформирования горных пород рассматривают границы выработанного пространства независимо от направления отработки очистной выработки. Изначально предполагается, что движение очистного забоя оказывает влияние только на динамические параметры процесса и величины сдвижений и деформаций. После остановки забоя все границы выработанного пространства считаются равнозначными с точки зрения деформированости горных пород и земной поверхности. Различие в параметры процесса сдвижения вносят только такие факторы как степень подработанности и угол падения пласта.

Анализ результатов инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности и массива горных пород в Западном Донбассе свидетельствует о том, что процесс сдвижения по контуру очистной выработки развивается неравномерно уже на стадии формирования мульды сдвижения. Первые признаки такой неравномерности наблюдаются при отходе забоя лавы от разрезной печи на расстояние 0.15D/H. При размере выработанного пространства в направлении движения забоя 1.5D/H процесс переходит в стадию синхронного сдвижения и соотношение сдвижений и деформаций в различных полумульдах остается практически постоянным (за исключением остаточного деформирования массива при вторичном уплотнении горных пород). Таким образом, интерес представляет механизм сдвижения горных пород и земной поверхности на стадии формирования мульды сдвижения.

Рассмотрим схемы сдвижения массива горных пород при различных размерах выработанного пространства. На рис. 1 на основании обощения и анализа результатов инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхно-

сти и горных пород [1-3] представлена схема деформирования горных пород над очистной выработкой при удалении очистного забоя от разрезной печи на расстояние 0.15D/H.

На схеме выделены следующие зоны:

– 1,2 – опорного горного давления с незначительными деформациями сжатия по нормали к напластованию. Горизонтальные деформации в этой зоне отсутствуют;

– 3,4 – опорного давления с максимальными сжатия по напластованию. В этой зоне преобладают горизонтальные растягивающие усилия;

– 5 – пониженных или нулевых напряжений по нормали к напластованию и повышенных горизонтальных напряжений;

– 6 – полных сдвижений с вертикальными растягивающими усилиями;

– 7 – поднятий горных пород и вертикальных растяжений по нормали к напластованию. Эта зона находится в нижней части зоны 4, а её высота зависит от скорости подвигания очистного забоя. При его длительных остановках зона 7 может полностью отсутствовать.

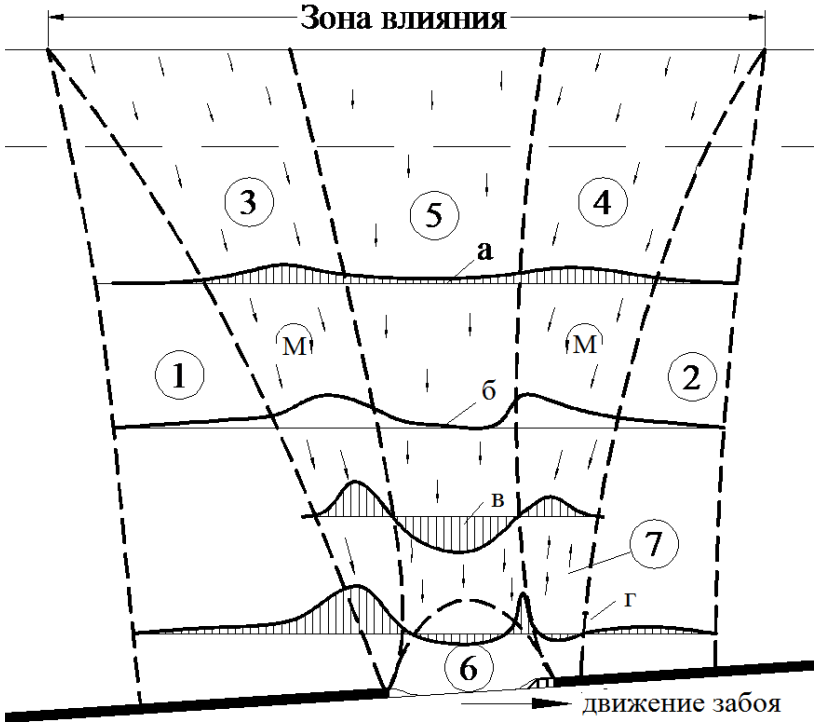


Рис. 1. Схема деформирования горных пород над очистной выработкой при 0.15D/H: а, б, в – эпюры прироста вертикальных напряжений (деформаций), г – эпюра горизонтальных напряжений (деформаций)

Представленная для условий западного Донбасса схема имеет много общих зон сдвижения с класическими схемами. Но при этом она имеет некоторые отличия: отсутствует зона беспорядочного обрушения; добавлена зона разгруз-

ки горных пород над очистным забоем; зона опорного давления по проявлению горизонтальных напряжений разделена на две зоны.

Рассмотрим перераспределение вертикальных и горизонтальных усилий в зоне влияния очистной выработки.

При отсутствии влияния очистной выработки элементарный объем массива находится в состоянии равновесия. При этом на него действуют нагрузки, вызванные весом вышележащей толщи горных пород и силами бокового распора. При горизонтальном залегании пласта напряжения, вызванные этими нагрузками, можно рассматривать как главные. Следовательно, напряженное состояние элементарного объема нетронутого горного массива можно представить классической схемой (рис. 2).

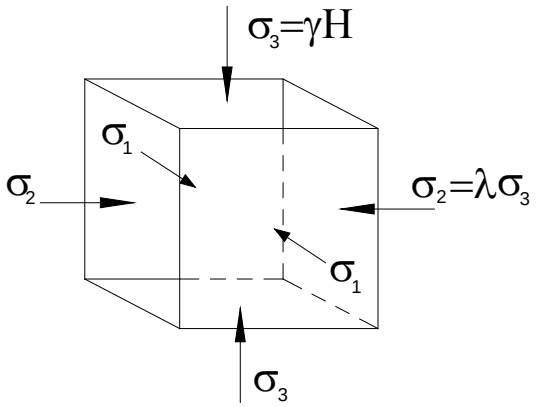


Рис. 2. Схема напряженного состояния элементарного объема массива горных пород при отсутствии влияния очистной выработки

Коэффициент **λ** называется ***коэффициентом бокового давления*** или ***коэффициентом бокового отпора.*** Этот коэффициент показывает, какую часть вертикальной нагрузки, действующей в рассматриваемой точке массива, составляют силы или напряжения, действующие в горизонтальной плоскости:

$$\lambda = \frac{\nu}{1-\nu},$$

где ν – коэффициент поперечных деформаций (коэффициент Пуассона).

Под действием опорного давления массив выходит из равновесного состояния. Величина главного напряжения по нормали к напластованию увеличивается на некоторую величину $\Delta\sigma_3$. Опорное давление на стадии формирования мульды сдвижения возрастает с увеличением размеров выработанного пространства до момента, когда наступит условие полной подработки в пределах коренных пород. Таким образом, в зонах 3, 4 под действием опорного давления увеличиваются вертикальные напряжения σ_3. При этом под действием изгибающего момента М (рис. 1) и растягивающих усилий напряжения σ_2 снижают-

ся, что способствует вначале упругому, а после неупругому горизонтальному деформированию массива.

В зоне 5 наблюдается противоположная картина. Вследствие вертикальной разгрузки напряжение σ_3 стремится к нулю. При этом напряжения, вызванные боковыми усилиями со стороны зон 3 и 4 приводят к горизонтальным сжатиям массива. Рассмотрим схематически поведение массива в двух смежных зонах 3 и 5 (рис. 3).

В зоне 3,4 при увеличении вертикальной нагрузки на массив происходит его поперечная деформация, которая в зависимости от величины σ_3 может быть упругой или пластичной. Вследствие уменьшения вертикальных напряжений в зоне 5, а соответственно и уменьшении сил бокового давления, происходит деформирование пород в горизонтальной плоскости. Оно сопровождается появлением перемещений ξ в сторону разгруженного массива. В зоне 5 под действием горизонтальной нагрузки со стороны зон 3 и 4 происходит вертикальная деформация горных пород, передаваемая на вышележащие и нижележащие слои. Таким образом, повышенное горное давление в зонах 3,4 приводит к появлению дополнительных вертикальных растягивающих напряжений (деформаций) в зоне 6, которые препятствуют переходу массива в первоначальное состояние. Этим можно объяснить наличие вертикальных растяжений нижней группы глубинных реперов в области полной подработки массива [1].

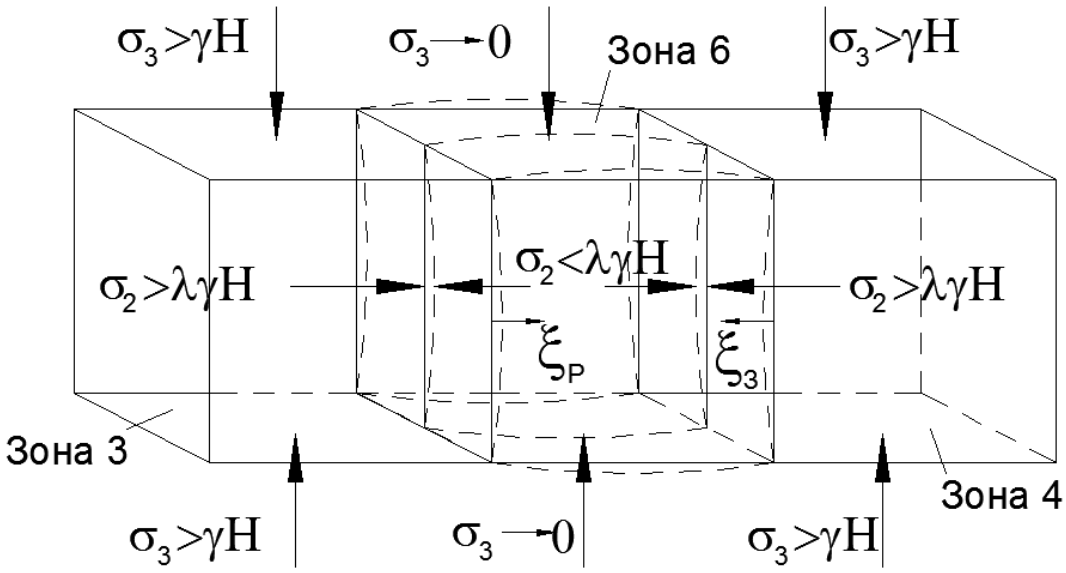


Рис. 3. Схема перераспределения напряжений в зонах 3,4 и 5

При увеличении выработанного пространства вертикальные напряжения σ_3 над краевой частью угольного пласта постепенно увеличиваются. При этом увеличиваются размеры полной подработки массива в зоне полных сдвижений 6, а соответственно и граница контакта пригруженных и разгруженных пород (рис. 4). Увеличение высоты зоны 6 (высоты купола H_6) происходит до тех пор,

пока размер выработанного пространства не достигнет 1.5H. Выше границы этой зоны породные слои не находятся в разгруженном состоянии и создают нагрузку равную собственному весу. Часть этой нагрузки передается на нижележащие слои зоны 6, а часть на краевую часть угольного пласта. Таким образом, формируются зоны повышенного горного давления 3 и 4. Вследствие податливости массива над краевой частью угольного пласта опорное давление передается вглубь целиковой части массива постепенно затухая.

Лабораторными исследованиями [4] установлено, что период интенсивных деформаций ползучести при постоянной нагрузке для горных пород Западного Донбасса достигает 10 сут, а общий период реологических процессов для некоторых образцов составил около месяца. Этим можно объяснить увеличение максимальных горизонтальных деформаций и дополнительных оседаний земной поверхности над разрезной печью после окончания формирования вертикальных нагрузок на краевую часть массива (полная подработка земной поверхности).

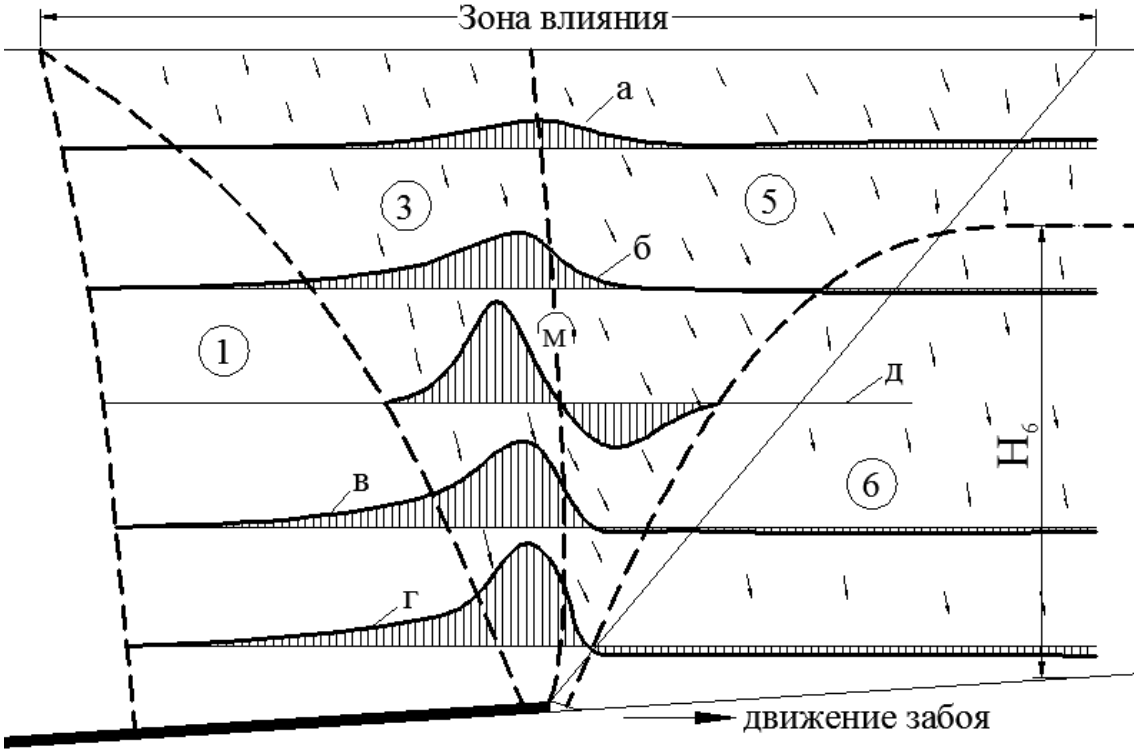


Рис. 4. Схема деформирования горных пород над очистной выработкой при полной подработке: а, б, в, г –эпюры прироста вертикальных напряжений (деформаций), д – эпюра горизонтальных напряжений (деформаций)

Аналогичные процессы наблюдаются на контакте зон 5 и 4.

Следует отметить, что над разрезной печью постепенное увеличение вертикальных нагрузок приурочено к определенному объему горных пород. Ины-

ми словами повышенное горное давления сосредоточено над краевой частью угольного пласта и при увеличении выработанного пространства практически не изменяет своего положения. Над движущимся очистным забоем зона повышенного горного давления перемещается впереди него. При этом прироста (накопления) горного давления на одном участке не наблюдается, а, следовательно, не наблюдается развитие реологических процессов в породном массиве.

Таким образом, реологические свойства горных пород над разрезной печью и над движущимся очистным забоем проявляются неодинаково. Влияние изменения физико-механических свойств горных пород во времени на напряженно-деформированное состояние массива вокруг разрабатываемой очистной выработки исследовалось [5] при помощи метода конечных элементов. При этом использовался метод переменных модулей, предложенный в работе [6]. В соответствии с этим методом модуль деформаций представляется как временная функция:

$$E_t = \frac{E}{1+\varphi(t)},\ \varphi(t) = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1-\alpha}$$

где $\varphi(t)$ – функция ползучести горных пород, учитывающая изменение свойств угольного массива во времени; δ и α – характеристики ползучести, получаемые экспериментально; t – время воздействия напряжений, лет.

Согласно теории процесса сдвижения горизонтальные сдвижения и деформации горного массива и земной поверхности являются следствием изгиба породных слоев за счет опускания пород кровли разрабатываемого пласта. Комплекс выполненных исследований указывает на то, что горизонтальные сдвижения над разрезной печью составляют 50-60% от величины максимального оседания. Столь большие величины сдвижений не могут являться следствием только изгиба породных слоев.

Предположим, что угольный пласт и вмещающие породы являются абсолютно несжимаемыми (жесткими). В этом случае над границей выработанного пространства вертикальные и горизонтальные сдвижения массива и земной поверхности будут равны нулю.

В реальных условиях разработки угольных пластов абсолютно жестких пород не существует. В этом случае породные слои над краевой частью угольного пласта следует рассматривать как балки на податливом основании. Степень податливости основания характеризует величины прогиба, вертикальных и горизонтальных сдвижений над границей выработанного пространства. Как указывалось выше, податливость массива реализуется через упругие и пластические деформации. Для жестких слоев с бóльшими прочностными характеристиками точка перегиба кривой оседаний земной поверхности (точка с максимальными наклоном) будет расположена на бóльшем расстоянии от границы выработки, чем в случае со слабыми породами. Соответственно величины оседаний над выработанным пространством в первом случае будет иметь меньшие значения, чем во втором. При увеличении прочности пород уменьшаются дальность влияния очистной выработки за границы её контура, а соответственно уменьшается и ширина зоны опорного давления.

Как оговаривалось ранее, степень деформирования горных пород в зоне опорного давления зависит не только от величины нагрузки, но и от времени её воздействия на рассматриваемую часть массива. Следовательно, оседания над разрезной печью и над линией очистного забоя должны иметь различные значения в силу разной степени развития реологических процессов. Рассмотрим значения оседаний $\eta_г$ земной поверхности в двух обозначенных зонах для наблюдательных станций, заложенных над одиночными лавами в условиях Западного Донбасса (табл. 1). Представленные в табл. 1 результаты характеризуют условия полной подработки земной поверхности в главном сечении, параллельном направлению движения очистного забоя.

Таблица 1

Величины оседаний над границей выработанного пространства

Станция	Оседания $\eta_г$, мм			
	Над штреками	Над разрезной печью	Над очистным забоем	
			Диапазон	Среднее
5	195 (29%)			
7	166 (28%)			
8		282 (44%)		
9	196 (29%)	262 (40%)		
10		400 (44%)	90-143	120 (13%)
12		478 (55%)	75-201	133 (15%)
13		521 (58%)	44-80	59 (7%)
22	242 (28%)			
23		293 (33%)		
24	247 (28%)			
35		469 (39%)		

Примечание: в скобках показано соотношение оседания над границей очистной выработки $\eta_г$ и максимального оседания земной поверхности по наблюдательной станции η_{max}.

Оседания над разрезной печью в среднем составляют 40-50% от величины максимального оседания земной поверхности. Над движущимся очистным забоем эти величины имеют значительный диапазон изменения от 6 до 30%. Над

подготовительными штреками наблюдается постоянство этого соотношения, характеризующееся значением 28%.

Можно предположить, что изменение отношения оседаний над разрезной печью к максимальным оседаниям является следствием выдавливания краевой части массива в выработанное пространство. Высота зоны полных сдвижений в массиве H_6, в пределах которой возможно выдавливание пород, составляет 70 вынимаемых мощностей (рис. 4). Чем больший объем в массиве составляет зона 6, тем большие величины оседаний наблюдаются над границей выработанного пространства. Это иллюстрирует зависимость между $\eta_г/\eta_{max}$ и соотношением высоты зоны H_6 к глубине разработки над границей очистной выработки H (рис. 5).

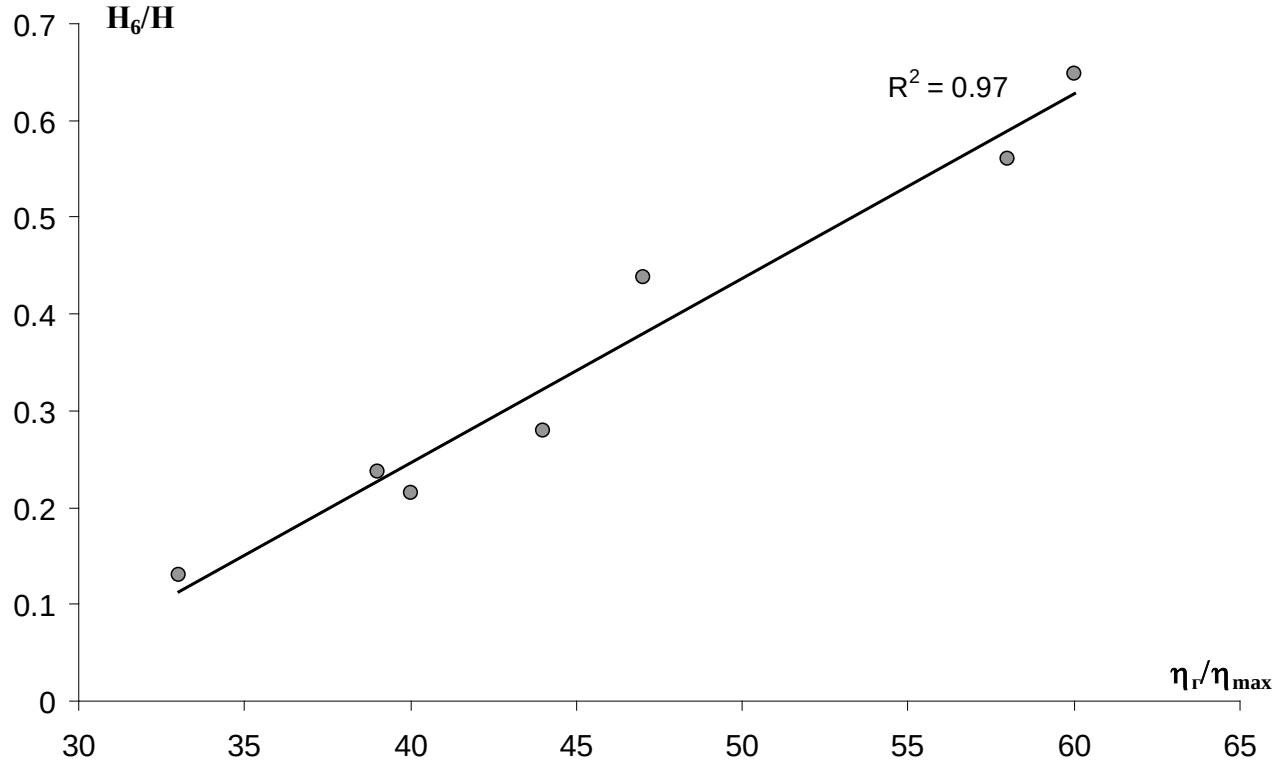


Рис. 5. Зависимость $\eta_г/\eta_{max}$ от H_6/H

Наименьший разброс значений оседаний над движущимся очистным забоем получен по наблюдательной станции №13, где забой двигался равномерно со средней скоростью v=65 м/мес (разброс 50-75 м/мес). Для наблюдательной станции №10 диапазон изменения скоростей подвигания очистного забоя составил v=17-80 м/мес (среднее 25 м/мес), а для станции №12 – v=15-60 м/мес (среднее 20 м/мес). На основании этого можно предположить, что величина оседаний над движущимся очистным забоем зависит от скорости его подвигания. Увеличение оседаний при малых значениях v свидетельствует о значительном развитии реологических процессов над краевой частью разрабатываемого пласта. Незначительную дополнительную жесткость массиву над движу-

щимся очистным забоем создает механизированная крепь. Нередки случаи, когда уменьшение скорости подвигания очистного забоя или его остановки приводили к посадке лавы на «жесткую». Это также свидетельствует о проявлении реологических свойств массива и накоплении дополнительных нагрузок по контуру очистной выработки.

На рис. 6 отображена зависимость между отношением оседания над движущимся очистным забоем к мощности пласта η_3/m и скоростью его подвигания v. В анализе использованы результаты инструментальных наблюдений (21 случай) в диапазоне изменения скоростей от 16 до 75 м/мес.

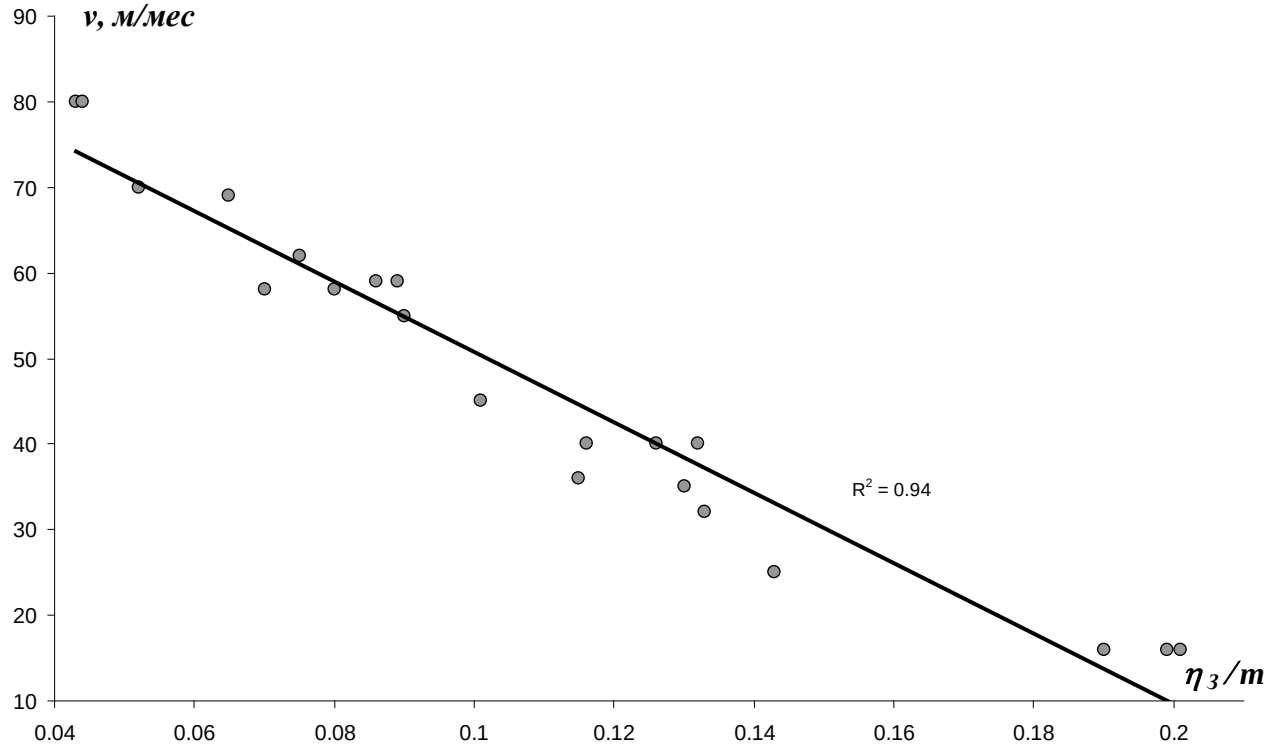


Рис. 6. Зависимость оседаний земной поверхности над движущимся очистным забоем от скорости его подвигания

С высокой степенью достоверности (R^2=0.94) можно утверждать, что зависимость (рис. 6) имеет линейный характер. Следует отметить, что изменение значений оседаний над линией забоя не приводит к изменению характера их распределения в полумульде над движущимся очистным забоем. При высоких скоростях отработки очистной выработки её влияние на земной поверхности «запаздывает», а границы полумульды смещаются в сторону выработанного пространства. Существует мнение, что такое явление является следствием несоответствия скорости подвигания очистного забоя и скорости передачи возмущения от кровли разрабатываемого пласта до земной поверхности. Исходя из этой точки зрения при одинаковой скорости подвигания очистного забоя и различных глубинах подработки степень запаздывания сдвижений и деформаций земной поверхности должна быть различна. Однако анализ результатов инст-

рументальных наблюдений не подтверждает этого. Следовательно, единственным объяснением является взаимосвязь между скоростью подвигания очистного забоя и скоростью протекания реологических процессов.

Перелік посилань

1. Кучин А.С. Сдвижение массива горных пород в Западном Донбассе / А.С. Кучин // Проблеми гірського тиску. Збірник наукових праць. – Донецьк: ДонНТУ. – 2011. – Вип.19 – С.38-61.
2. Кучин А.С. Формирование горизонтальных сдвижений при отходе лавы от разрезной печи / О.С. Кучин // Науковий вісник НГУ. – 2011. – № 5.– С.62-66.
3. Кучин А.С. Пространственное смещение точек при подработке / А.С. Кучин // Разработка рудных месторождений. – 2011. – Вып. 94. – С.128-134.
4. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок / Б.М. Усаченко. – Киев: Наук. думка. – 1979. – 136с.
5. Павлова Л.Д. Исследование влияния движущегося очистного забоя на характер зависания и циклического обрушения подработанных пород кровли угольных пластов // Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Известия Томского политехнического университета, 2005. –Т. 308. –№ 1. – С.39-44.
6. Амусин Б.З. Об использовании переменных модулей для решения одного класса задач линейной наследственной ползучести / Б.З. Амусин, А.М. Линьков // Известия АН СССР. Механика твердого тела. –1974. – № 6. –С. 162-166.

ABSTRACT

Purpose of this work is to establish the mechanism of soft rock mass deformation over longwall panels of Western Donbass.

The methods. The problem is solved by a simultaneous analysis of the results of surveying instrumental observations over the rock mass and the earth's surface displacement over the advancing longwall face. From the analysis the rock mass displacement zones over the advancing longwall face, that differ by manifestation of mining pressure and deformations in vertical and horizontal planes are suggested. The mechanism of rocks extrusion over the set-up entry, which explains the increase in horizontal displacement over that, is considered. The values of the Earth's surface subsidence over the set-up entry, the gateroads and the advancing longwall face are analyzed.

The originality. As a result, it is established that the values of the Earth's surface subsidence over the border of extracted panel – in particular over the set-up entry, the gateroads and the advancing longwall face are different. The dependence of the subsidence values on the ratio of the height of caving zone to a depth of development, as well as their dependence on the rate of longwall face advance is established.

Practical implications. The proposed mechanism of soft rock mass deformation over the set-up entry and the advancing longwall face allows for substantiating the difference in the values of horizontal displacements and deformations over them. The dependencies of Earth's surface subsidence over the border of extracted panel will improve the accuracy of subsidence values predictions.

Keywords: subsidence, strain, rock, undermining, benchmark, borehole extensometer.

ЕЛЕКТРОТЕХНІЧНІ КОМПЛЕКСИ І СИСТЕМИ АВТОМАТИЗАЦІЇ
ELECTRICAL SYSTEMS AND AUTOMATION SYSTEMS

УДК 004.021:004.94

© А.В. Бубліков, С.М. Проценко, О.В. Карпенко, Р.А. Мазур

АЛГОРИТМ КЕРУВАННЯ ОБІГРІВАЧАМИ ЗА КРИТЕРІЄМ МАКСИМАЛЬНОЇ СИНХРОНІЗАЦІЇ ЇХ РОБОТИ

© A. Bublikov, S. Protsenko, O. Karpenko, R. Mazur

THE ALGORITHM OF CONTROL BY HEATERS BASED ON CRITERION OF MAXIMAL SYNCHRONIZATION OF THEIR WORK

Описаний алгоритм керування обігрівачами за критерієм максимальної синхронізації їх роботи та наведені результати перевірки ефективності запропонованого алгоритму за допомогою імітаційного моделювання.

Описан алгоритм управления нагревателями по критерию максимальной синхронизации их работы и приведены результаты проверки эффективности предложенного алгоритма с помощью имитационного моделирования.

Вступ. Одним з найбільш перспективних і швидкозростаючих видів опалення є пряме електричне опалення. У сучасних системах типу «Розумний будинок» застосовується зонне управління температурою, коли користувач дистанційно встановлює добовий графік температур в кожній кімнаті, а wi-fi термостати забезпечують виконання цього графіка. Існує досить багато рішень стосовно реалізації керування електричним опаленням [1-3], але усі вони не дозволяють користувачеві встановлювати обмеження щодо споживаного енергоресурсу та проводити оптимізацію процесу його розподілу з урахуванням цього обмеження, що для умов України є актуальним питанням з оглядом на вартість енергоресурсу.

В умовах обмеження енергоресурсу неправильно буде припускати, що кожен споживач електроенергії може запросити енергоресурс без обмежень за його максимальним значенням. Ці обмеження залежать від структури та характеристики енергетичної мережі, або вони можуть бути економічного характеру. Тому за умови прямого електричного опалення ключовим стає завдання побудови грамотної стратегії опалення, щоб мати відповідь на питання як розподіляти енергоресурс між споживачами для забезпечення комфортного температурного режиму в усіх зонах обігріву з урахуванням технічних і економічних обмежень, що постійно змінюються.

Задачі підвищення гнучкості системи електропостачання шляхом реалізації принципу «інтелектуальних мереж», а також запровадження вимог щодо рівня енергоефективності побутового, офісного та опалювального обладнання, енерговикористання у будівлях відносяться до пріоритетних задач розвитку електроенергетичної галузі згідно енергетичної стратегії України на період до 2035 року.

Формулювання мети статті (постановка завдання). Перевищення ліміту потужності можна уникнути, синхронізуючи роботу нагрівальних пристроїв між собою та з іншими електроспоживачами за допомогою «інтелектуальної мережі» електропостачання таким чином, щоб автоматично здійснювався перерозподіл потужності. Можливість такого регулювання обумовлена з одного боку інерційністю електронагрівальних приладів, а з іншого – повторно-короткочасним режимом роботи побутових електричних пристроїв (холодильник, праска, пральна машина і т.п.).

За умови синхронізації роботи обігрівачів між собою стоїть завдання максимального використання виділеного енергоресурсу протягом тривалого часу. Це завдання ускладнюється тим, що енергоресурс, виділений обігрівачам, постійно змінюється непередбачуваним чином, коли вмикаються та вимикаються інші електричні пристрої. Крім того, постійно та непередбачувано змінюються режими роботи самих обігрівачів в залежності від протікання процесів обігріву приміщень.

Тому у статті поставлено за мету розробити алгоритм керування розподілом енергоресурсу між обігрівачами, який дозволить максимально використовувати виділений для електричного обігріву енергоресурс в умовах зміни непередбачуваним чином кількості даного енергоресурсу та режимів роботи обігрівачів.

Виклад основного матеріалу дослідження. Алгоритм керування обігрівачами за критерієм максимальної синхронізації їх роботи створюється для умов централізованого керування на основі контролера мережі, що встановлюється на вході сегменту електричної мережі, та відсутності інформації про температурний режим у зонах обігріву. Мається на увазі, що температурний режим у зонах обігріву задає користувач через ручну настройку термостату кожного обігрівача.

Вихідними даними для алгоритму є наступна інформація, що надходить зі Smart-конекторів (розумних розеток) до контролера мережі:

- номер обігрівача;
- стан обігрівача (активний чи пасивний, тобто контакти термостату замкнені чи розімкнені);
- потужність обігрівача, кВт.

Також вихідними даними для алгоритму є сумарна потужність електроприладів, підключених до електричної мережі, які не є обігрівачами, ($P_{ін}$) та встановлений користувачем ліміт за сумарною потужністю усіх підключених до електричної мережі електроприладів ($P_{лім.}$)

$$\sum_{i=1}^{N_{об}} P_{об.i} + P_{ін.} \le P_{лім.},$$

де $P_{об.i}$ – потужність i-го обігрівача, кВт; $N_{об.}$ – кількість обігрівачів, підключених до електричної мережі.

В основі алгоритму керування обігрівачами за критерієм максимальної синхронізації їх роботи лежить максимізація використання виділеного енергоресурсу протягом певного часу t за умови відсутності перевищення встановленого ліміту за сумарною потужністю $P_{лім.}$:

$$\begin{cases} \int_0^t [P_{лім.} - (P_{ін.} + \sum_{i=1}^{N_{об}} P_{об.i})]dt \to 0; \\ \sum_{i=1}^{N_{об}} P_{об.i} + P_{ін.} \le P_{лім.}. \end{cases} \quad (1)$$

Задачу максимізації використання виділеного енергоресурсу ускладнює той факт, що у формулі (1) усі доданки системи рівнянь є величинами, що змінюються у часі випадковим чином, із-за непередбачуваних режимів роботи електроприладів, що не є обігрівачами, та непередбачуваних змін умов обігріву. Тому фактично після кожної зміни хоча б одного доданку у системі рівнянь (1) потрібно проводити багатопараметричну оптимізацію за часовими зсувами моментів вмикання обігрівачів, що є досить трудомісткою задачею, рівень складності якої зростає у геометричній прогресії зі збільшенням кількості обігрівачів. В умовах обмеженого часу на прийняття рішення та обмежених обчислювальних ресурсів контролера мережі значне ускладнення алгоритму розподілу енергоресурсу між обігрівачами є неприпустимим. До того ж, вирішення задачі багатопараметричної оптимізації зі збільшенням параметрів не гарантує досягнення глобального оптимуму.

Тому авторами запропонований евристичний алгоритм розподілу енергоресурсу між обігрівачами, який базується на синхронізації за часом вмикання обраної частини обігрівачів із прогнозованим та незмінним тривалий час режимом роботи. Синхронізація вмикання у часі обраної частини обігрівачів дозволяє розподіляти енергоресурс серед іншої частини обігрівачів таким чином, що при цьому досягається максимальне використання виділеного енергоресурсу.

Основна частина евристичного алгоритму розподілу енергоресурсу між обігрівачами з синхронізацією їх роботи за часом представлена на рис.1. Починається алгоритм з процедури формування “груп обігрівачів” за їхньою потужністю, яка виконується у підпрограмі з відповідною назвою (блок 2 на рис.1). Згідно з цією процедурою, виділений загальний енергоресурс умовно розділяється на частини, розмір яких відповідає потужностям активних обігрівачів, що підключені до Smart-конекторів. Розділення загального енергоресурсу на частини відбувається за критерієм максимального використання цього ресурсу згідно з формулою (1).

Розділення загального енергоресурсу на частини надає можливість окремого та індивідуального керування розподілом кожної частини енергоресурсу. Для цього вводимо умовне поняття “група обігрівачів”, за якою закріплюється право розподіляти певну частину загального енергоресурсу.

Наприклад, до Smart-конекторів підключені чотири обігрівача з потужностями 0,8 , 1, 1,5 та 2 кВт. Для обігрівачів на поточний момент часу виділено 3 кВт. Згідно з формулою (1), загальний енергоресурс 3 кВт розділяється на дві частини – 1 та 2 кВт відповідно. Таким чином, маємо дві “групи”: перша “група” розподіляє між обігрівачами частину ресурсу розміром 2 кВт, а друга – 1 кВт.

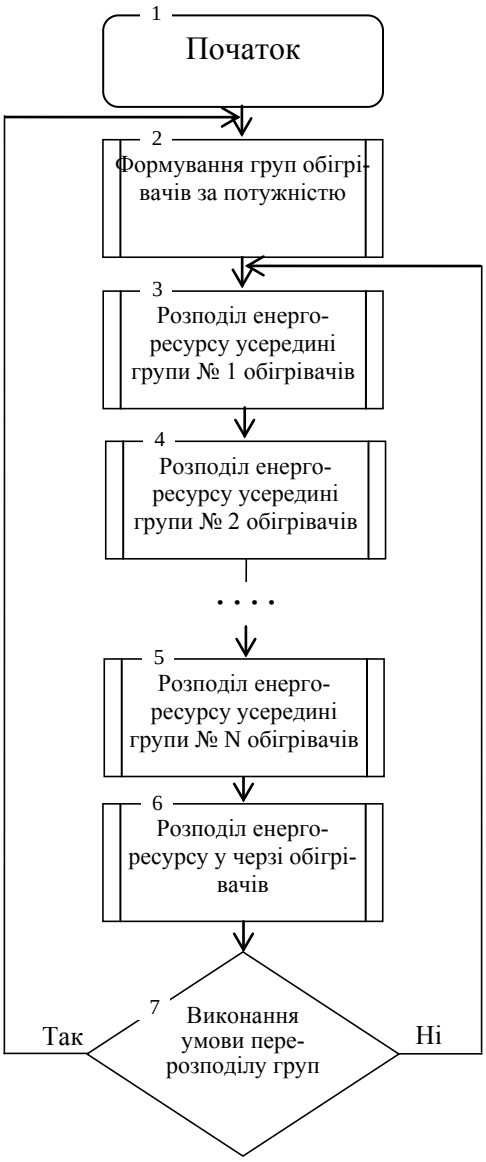


Рис. 1. Блок-схема основної частини евристичного алгоритму розподілу енергоресурсу між обігрівачами з синхронізацією їх роботи за часом

Рішення щодо виділення відповідної частини загального енергоресурсу групою тому чи іншому обігрівачу приймається у результаті виконання підпрограм у блоках 3-5 на рис.1. Особливість алгоритму розподілу частини загального енергоресурсу усередині “групи” у тому, що одному з обігрівачів групою присвоюється статус, який дозволяє цьому обігрівачу завжди отримувати енер-

горесурс, на відміну від інших обігрівачів. Для присвоєння цього статусу повинні виконуватись дві умови:

1. Потужність обігрівача має дорівнювати потужності “групи”, тобто розміру частини загального енергоресурсу, яка закріплена за “групою”;

2. Обігрівач має працювати у режимі підтримки температури у зоні обігріву, тобто має спостерігатися циклічний характер вмикання та вимикання обігрівача через його термостат.

Фактично “група” постійно виділяє свій енергоресурс обігрівачу з особливим статусом (“власному” обігрівачу), а коли він вимикається, пропонує вільний енергоресурс іншим обігрівачам. Це означає, що більший пріоритет мають ті обігрівачі, потужності яких достатньо для підтримки заданого користувачем температурного режиму у зоні обігріву.

Далі вільний енергоресурс усіх “груп” об’єднується та пропонується усім іншим обігрівачам без особливого статусу, які формують так звану “чергу”. Об’єднаний вільний енергоресурс “груп” отримує той обігрівач із “черги”, для якого виконується умова максимального використання виділеного загального енергоресурсу. Рішення щодо виділення енергоресурсу обігрівачу у “черзі” приймається у результаті виконання підпрограми у блоці 6 на рис.1.

У блоці 7 на рис.1 перевіряється виконання наступних умов перерозподілу “груп”:

1. Тривалий час (3 періоди) є “групи” без “власного” обігрівача;

2. На одну “групу” припадає більше двох обігрівачів у “черзі” з аналогічною потужністю;

3. Зміна встановленого користувачем ліміту за сумарною потужністю $P_{лім.}$

4. Зміна сумарної потужності електроприладів, підключених до електричної мережі, які не є обігрівачами $P_{ін}$.

Якщо хоча б одна з умов перерозподілу “груп” виконується, відбувається перехід до блоку 2 з метою формування нової комбінації “груп”, а якщо ні – відбувається перехід до блоку 3 та заново виконуються підпрограми розподілу енергоресурсу у “групах” та у “черзі”.

З метою перевірки запропонованого алгоритму керування обігрівачами за критерієм максимальної синхронізації їх роботи у додатку «Simulink» спеціалізованого математичного пакету «MATLAB» створена модель системи автоматичного керування розподілом енергоресурсу між вісьмома зонами обігріву багатофункціональної будівлі (опис моделі та параметрів зон обігріву наведені у [4]).

Проаналізуємо результати імітаційного моделювання роботи системи керування розподілом енергоресурсу між вісьмома зонами обігріву багатофункціональної будівлі на основі запропонованого алгоритму розподілення енергоресурсу із синхронізацією роботи обігрівачів за часом (рис.1).

На рис.2 представлена динаміка сумарних потужностей обігрівачів у “групах” та у “черзі” після синхронізації роботи усіх обігрівачів у “групах”. Із рис.2,а ми бачимо, що зміна у часі сумарної потужності обігрівачів у “групах” є періодичним сигналом з присутністю інтервалів часу, коли сумарна потужність

дорівнює нулю (біля 25% періоду). Це є передбачуваним наслідком процесу синхронізації роботи обігрівачів “груп”, коли тривалості їх увімкнутих та вимкнених станів є незмінними величинами на кожному новому періоді.

На відміну від сумарної потужності обігрівачів у “групах”, зміна у часі сумарної потужності обігрівачів у “черзі” не є періодичним сигналом з передбачуваною та незмінною формою (рис.2,б). Але можна простежити, що найбільші значення сумарна потужність обігрівачів у “черзі” має тоді, коли сумарна потужність обігрівачів у “групах” дорівнює нулю. Ця закономірність цілком відповідає суті запропонованого алгоритму розподілу енергоресурсу серед обігрівачів у “черзі”.

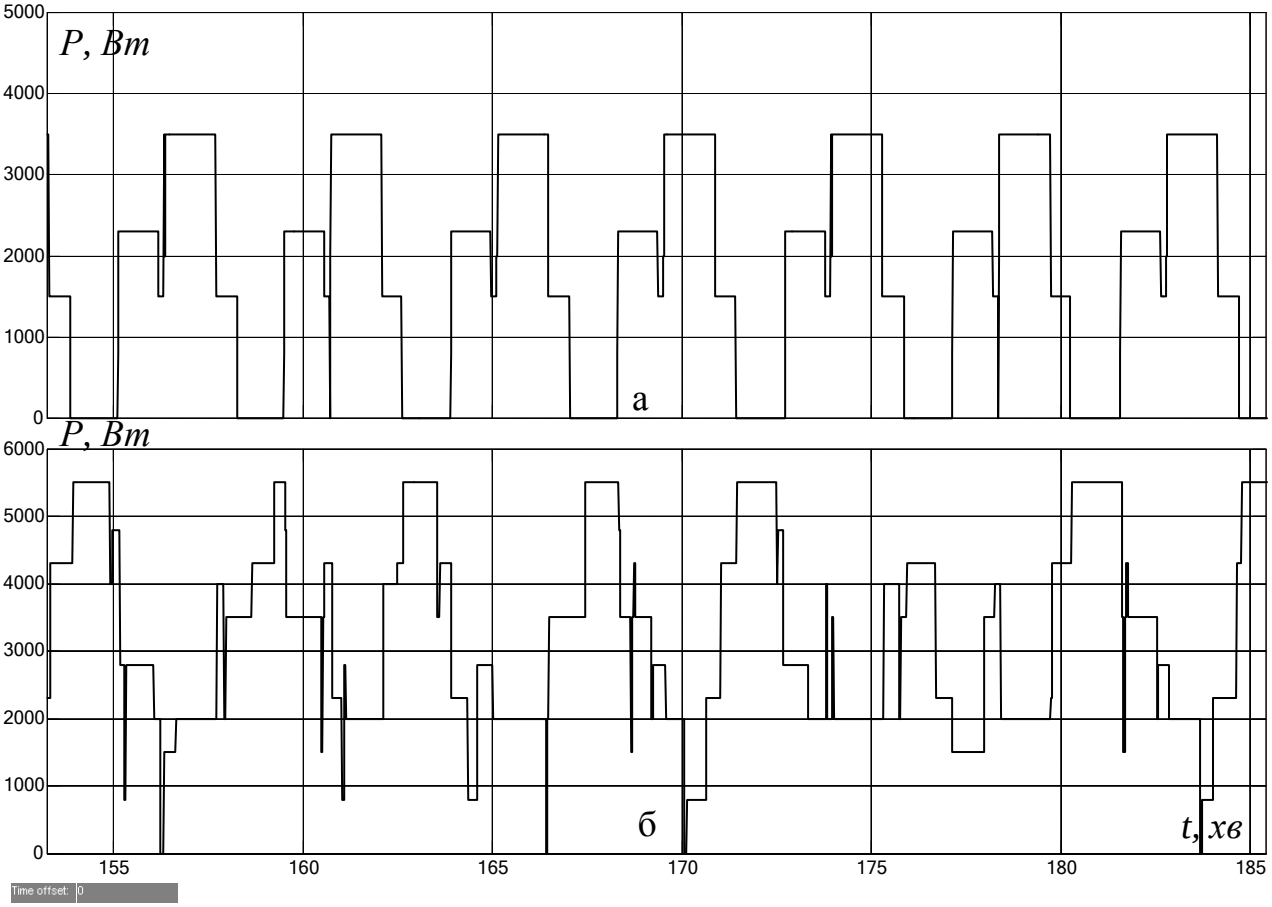


Рис. 2. Зміна у часі: а – сумарної потужності обігрівачів у “групах”; б – сумарної потужності обігрівачів у “черзі”

Також проаналізуємо зміну у часі сумарної потужності усіх обігрівачів (рис.3). Ми бачимо, що у динаміці сумарної потужності мають місце короткочасні перевищення допустимого ліміту 6 кВт, однак їх тривалість не більше 2 секунд. Це пов’язано з тим, що рішення про вмикання або вимикання обігрівача із “черги” приймається на основі інформації про вмикання або вимикання одного з обігрівачів у “групах”, яка надходить із незначним запізненням (крок моделювання у даному випадку прийнятий 1 с). Також із рис.3 та на основі статис-

тичної обробки результатів моделювання робимо висновок, що в основному сумарна потужність усіх обігрівачів змінюється у межах від 4 до 6 кВт із середнім значенням 5,2 кВт. Тобто, для розглянутих умов обігріву приміщень застосування запропонованого алгоритму розподілу енергоресурсу призводить до використання виділеного енергоресурсу на 86,7% із 100% максимально можливого.

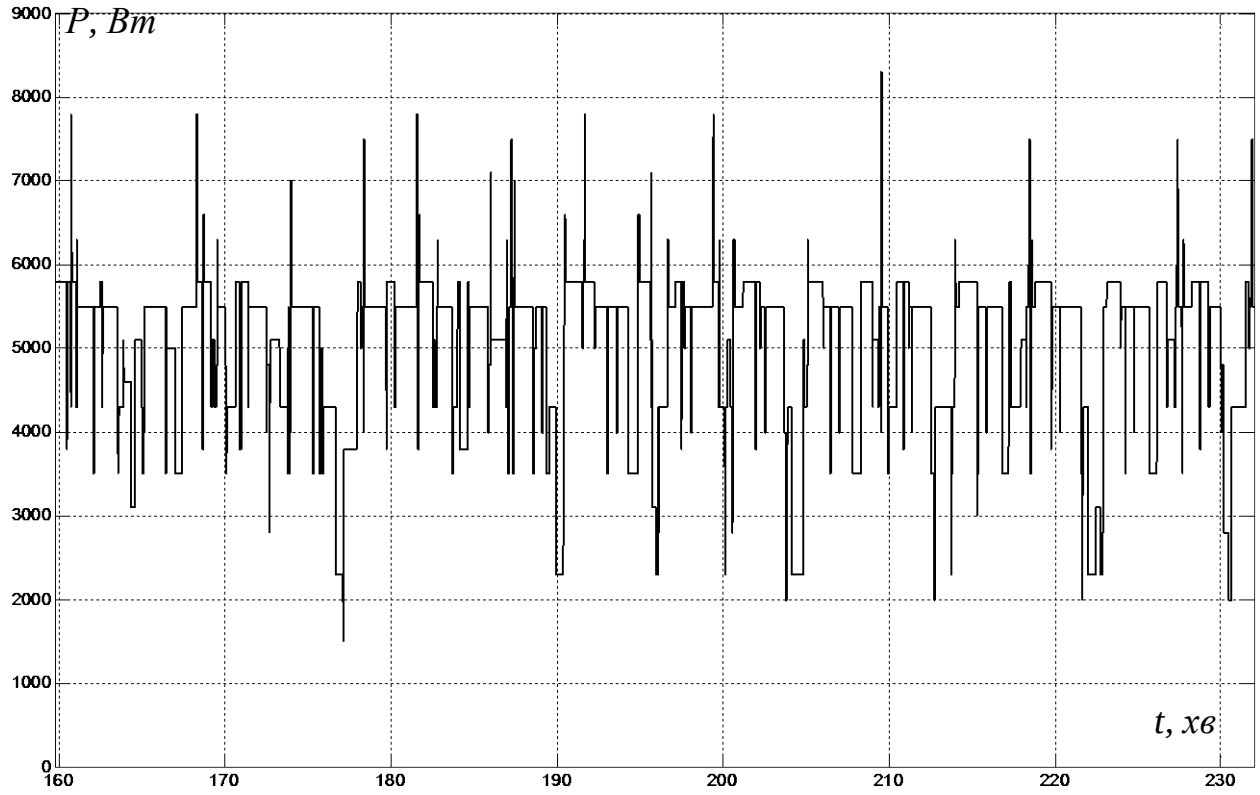


Рис. 3. Зміна у часі сумарної потужності обігрівачів

Далі на основі рис.4 ми можемо проаналізувати, як обмеження енергоресурсу обігрівачам з "черги" з метою запобігання перевищення ліміту 6 кВт та максимального використання виділеного енергоресурсу позначилося на середній температурі поверхонь обігрівачів. Другий, третій, четвертий та сьомий обігрівачі за результатами нагріву приміщень входять до "груп".

Зміна у часі температур поверхонь цих обігрівачів (рис.4,б, рис.4,в, рис.4,г та рис.4,є) має однаковий характер періодичних коливань з незмінними періодом та шириною діапазону зміни значень температури. Відносне відхилення середньої фактичної температури поверхні обігрівача "групи" від заданого значення при цьому дорівнює: для другого обігрівача 0,55%, для третього – 1,3%, для четвертого – 1,8%, для сьомого – 0%.

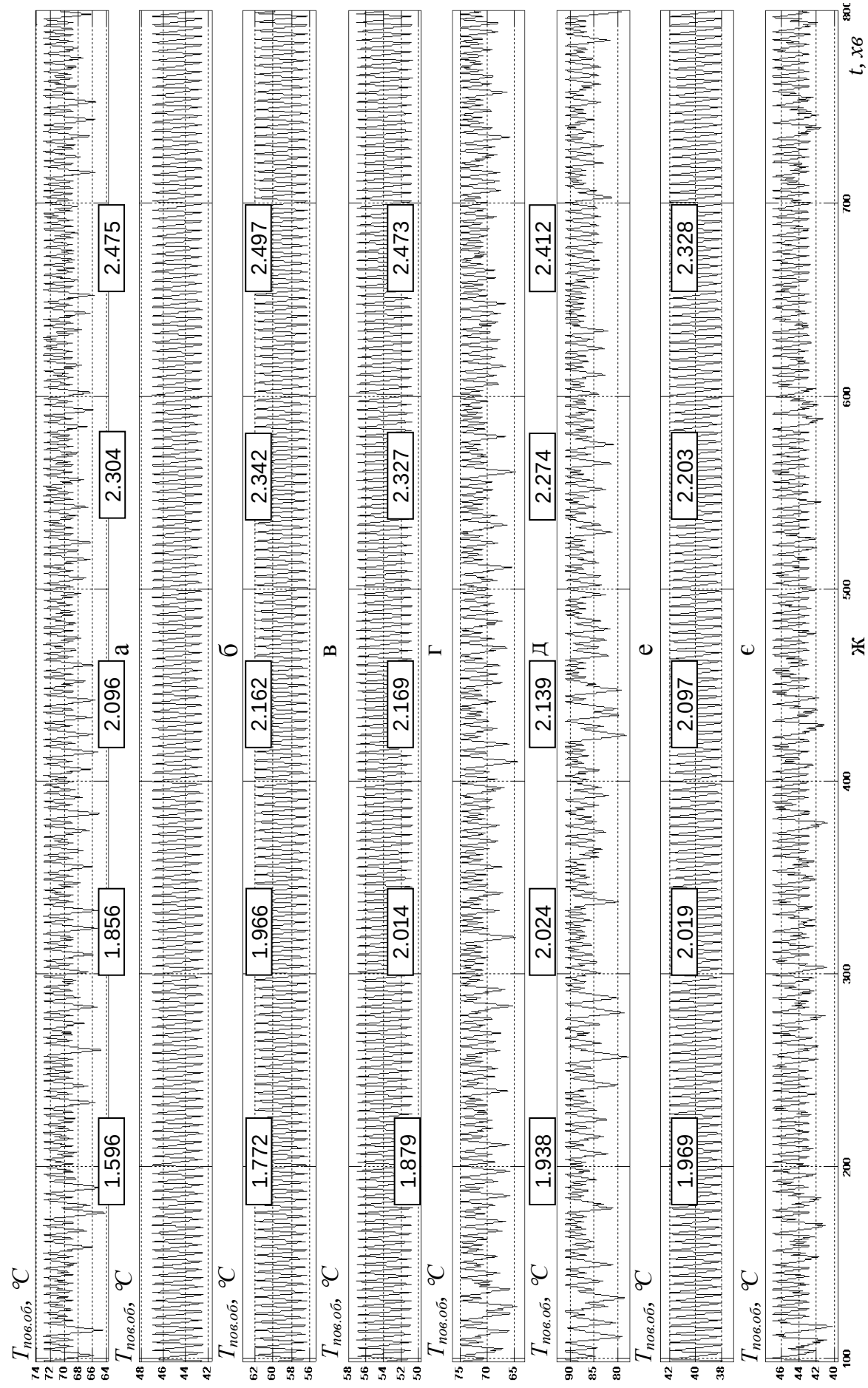


Рис. 4. Зміна у часі температури поверхні: а – I-го обігрівача; б – II-го обігрівача; в – III-го обігрівача; г – IV-го обігрівача; д – V-го обігрівача; е – VI-го обігрівача; є – VII-го обігрівача; ж – VIII-го обігрівача

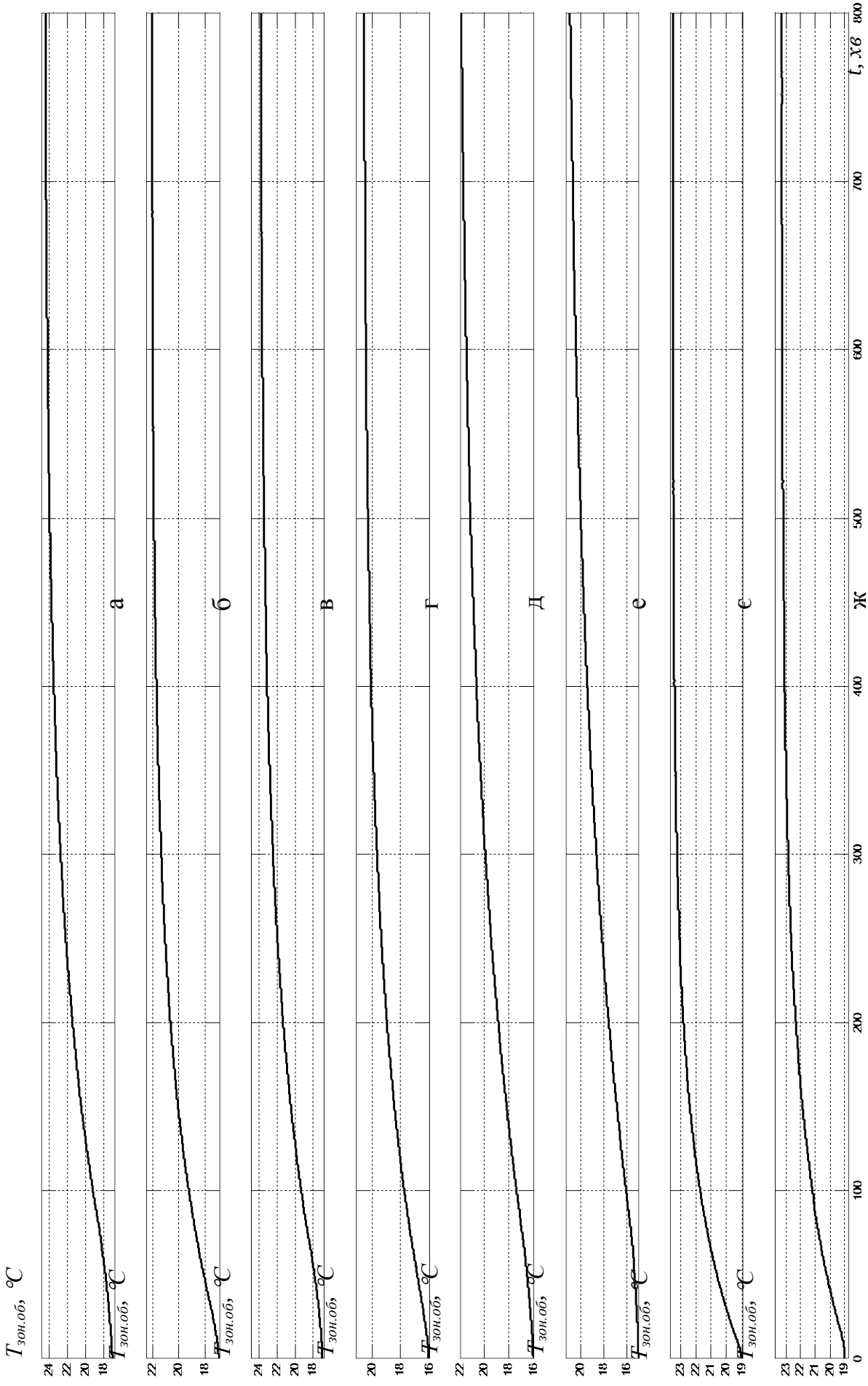


Рис. 5. Зміна у часі температури: а – І-ої зони обігріву; б – ІІ-ої зони обігріву; в – ІІІ-ої зони обігріву; г – ІV-ої зони обігріву; д – V-ої зони обігріву; е – VІ-ої зони обігріву; є – VІІ-ої зони обігріву; ж – VІІІ-ої зони обігріву

На відміну від обігрівачів “груп”, які завжди отримують майже весь запрошуваний енергоресурс, зміна у часі температур поверхонь обігрівачів з “черги” має випадковий характер коливань у значно більшому діапазоні зміни значень. Вимикання обігрівачів завжди відбувається за верхньою температурною межею термостату, але увімкнення здійснюється із часовими затримками, які, як видно з рис.4, можуть бути досить значними. У такому разі протягом нетривалих інтервалів часу (до 5 хвилин) спостерігається відхилення фактичних температур поверхонь обігрівачів від заданих значень у сторону зменшення на 5-10 °С. Відносне відхилення середньої фактичної температури поверхні обігрівачів з “черги” від заданого значення при цьому дорівнює: для першого обігрівача 1,1%, для п’ятого – 1,7%, для шостого – 2%, для восьмого – 0,9%

Отже, короткочасні відхилення фактичних температур поверхонь обігрівачів на 5-10 °С несуттєво зменшують середню температуру поверхонь обігрівачів з “черги” (до 2%).

Таким чином, фактична динаміка нагріву усіх приміщень майже буде відповідати бажаній динаміці, що задається користувачем через настройки термостата, оскільки відносне відхилення фактичних середніх температур поверхонь обігрівачів від заданих значень не перевищує 2%.

На рис.5 показана фактична динаміка нагріву усіх приміщень. Із рис.5,а, рис.5,б та рис.5,в ми бачимо, що швидкість нагріву приміщень обігрівачами потужністю 1,5 кВт майже однакова для усіх трьох зон обігріву. Той самий висновок можна зробити і для зон обігріву з обігрівачами потужністю 0,8 кВт (рис.5,є,ж). До того ж, у сьомій та восьмій зонах обігріву спостерігається максимальна швидкість нагріву приміщень, що пов’язано з невеликим розміром цих приміщень. Найбільш повільний нагрів, приблизно з однаковою швидкістю, має місце у четвертій та шостій зонах обігріву, що зумовлено значними площинами приміщень та відповідними настройками термостатів. Швидкість нагріву приміщення у п’ятій зоні обігріву приблизно на 15% більше у порівнянні з четвертою та шостою зонами.

Висновки:

- для запропонованого алгоритму розподілення енергоресурсу синхронізація роботи обігрівачів за часом у “групах” в залежності від періоду загального синхронізуючого сигналу та умов обігріву відбувається протягом 5-30 хвилин. Це означає, що розподілення енергоресурсу за даним алгоритмом буде ефективним у тому випадку, якщо період зміни ліміту за загальною потужністю, що виділяється для обігрівачів, та період зміни умов обігріву приміщень будуть щонайменш у півтора рази більше часу синхронізації роботи обігрівачів;

- дослідження запропонованого алгоритму розподілення енергоресурсу із синхронізацією роботи обігрівачів за часом на основі імітаційної моделі системи керування розподілом енергоресурсу показали, що алгоритм забезпечує бажану динаміку нагріву приміщень, оскільки відносне відхилення фактичних середніх температур поверхонь обігрівачів від заданих значень не перевищує 2%. При цьому використання виділеного енергоресурсу відбувається на рівні 86,7% із 100% максимально можливого.

Перелік посилань

1. Geletukha G. Analysis of tariff setting in the district heating sector of EU countries [Електронний ресурс] / Georgii Geletukha, Tetiana Zheliezna, Anatolii Bashtovyi // UABio Position Paper — 2016. — № 14. — С. 41. — Режим доступу до журн. : http://uabio.org/img/files/docs/position-paper-uabio-14-en.pdf
2. Callaway Duncan S. Achieving Controllability of Electric Loads [Електронний ресурс] / Duncan S. Callaway, Ian A. Hiskens // Proceedings of the IEEE. — 2011. — Vol. 99, №1. — P. 184–199. — Режим доступу до статті : http://web.eecs.umich.edu/~hiskens/publications/ 05643088.pdf
3. Guillaume G. A Complex System Approach for Smart Grid Analysis and Modeling [електронний ресурс] / Guillaume Guerard, Souan Ben Amor, and Alain Bui // DOI: 10.3233/978-1-61499-105-2-788 Conference: Advances in Knowledge-Based and Intelligent Information and Engineering Systems — 16th Annual KES Conference. — 2012. — P. 1–10. —
   Режим доступу до статті: http://www.researchgate.net/publication/235902055_A_Complex_System_Approach_ for_Smart_Grid_Analysis_and_Modeling
4. Звіт про науково-дослідну роботу Інтелектуальні технології управління процесами гірничого виробництва в задачах енергозбереження та енергоефективності: Звіт про НДР (проміжний) / ДВНЗ “НГУ”; Керівн. В.В. Ткачов; № д.р. 0113U000402; Інв.№ 0214U003224. – Д., 2013. – 124 с.

ABSTRACT

Purpose. To develop the scientific approach to the creation of the mini smart-grids for small segments of electrical network based on the synchronization of working of electrical devices.

The methods of research are the methods of integer optimization and the methods of simulation of working of automatic control systems.

Findings. For the proposed algorithm of distribution of energy resources, the synchronization of work of heaters in time depends from general conditions of heating and occurs within 5-30 minutes. This means that the distribution of energy resources according to this algorithm is effective in the event, if the limit of total capacity, that allocated to heaters, and conditions of space heating will not vary during this time. The investigations of the proposed algorithm of distribution of energy resources with the synchronization of work of heaters in time, which are based on simulation of behaviors of smart-grid, showed that the algorithm provides the desired dynamic of heating, because the relative deviations of average temperatures of surfaces of the heaters do not exceed 2%. The level of use of a dedicated resource of energy is the 86.7% from maximal possible 100%.

The originality is the organization of distribution of energy resources among heaters with account of limit of general electrical power for individual small segment of electrical network, that is set by user. At the same time, the optimization of level of use of a dedicated resource of energy for the heaters is executed.

Practical implications. The results of investigations will be used for the creation of the low-cost mini smart-grids for small segments of electrical network.

Keywords: smart-grids, synchronization in time, optimization of a dedicated resource of energy.

УДК 681.5.015:622.778

© В.И. Дмитриев

ИДЕНТИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И ИНФОРМАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ

© V. Dmitriev

IDENTIFICATION OF TECHNOLOGICAL AND INFORMATION CYCLE CHARACTERISTICS ORE GRINDING

С позиции системного подхода выполнена идентификация характеристик и дана оценка влияния производительности по пескам рециркулирующего потока в замкнутом цикле измельчения руды на процессы измельчения и классификации. Обоснованы важность и пути использования информационных характеристик.

З позиції системного підходу виконана ідентифікація характеристик і дана оцінка впливу продуктивності по пісках рециркулюючого потоку в замкнутому циклі подрібнення руди на процеси подрібнення і класифікації. Обгрунтовані важливість і шляхи використання інформаційних характеристик.

Автоматизация процессов рудоподготовки в технологии обогащения руды основана на использовании технологических закономерностей процессов измельчения и классификации и технических характеристиках применяемого оборудования в структуре замкнутых циклов измельчения (ЗЦИ).

В известной литературе [1, 2] рассмотрено множество вариантов построения систем автоматического контроля и управления, которые в своём большинстве могут обеспечить управление входными материальными потоками, но практически не учитывают особенностей и характеристик технологических процессов, изменение характеристик исходной руды и взаимосвязей в процессах измельчении и классификации в ЗЦИ, что снижает их эффективность.

Известные, в последнее десятилетие, попытки применить современные теории и методы управления, например [3,4]: ситуационное управление, сети Петри, интеллектуальное и нечёткое управление и т.д., являются единичными разработками и не привели к их широкому использованию, так как не учитывают технологических особенностей и влияния рециркулирующего потока недоизмельчённой руды и работы ЗЦЦ в обеспечении требуемой крупности измельчённой руды на сливе классификатора. Применяемые средства контроля параметров ЗЦИ обеспечивают только косвенную оценку режимам и работы, ввиду отсутствия обоснованности их применения для оценки процессов измельчения и классификации.

Эффективное управление технологическими процессами обеспечивается при наличии адекватных технологических представлений процессов, их математического описания – т.е. идентификации, использовании закономерностей и взаимосвязей между отдельными параметрами и факторами объекта автоматизации для поиска информационных характеристик.

Цель данной работы состоит в идентификации технологических характеристик и зависимостей в процессах измельчения и классификации в ЗЦИ, оценке их информативных особенностей при автоматизации процессов рудоподготовки, в составе технологии обогащения.

Научная новизна и практическая значимость состоит в выявлении и анализе зависимостей и характеристик процессов измельчения и классификации, анализе влияния рецикла на эти процессы, обосновании параметров контроля при автоматизации процессов рудоподготовки.

В технологии обогащения руды обоснован технико-экономический критерий управления технологической линией [2, с. 18] :

$$\begin{gathered} Q_0 \to max \\ \beta_{k_2} \le \beta_k \le \beta_{k_1} \\ \beta_{\text{хв}} \le \beta_{\text{хв доп.}} \end{gathered} \qquad (1)$$

который означает, что в технологической линии целесообразно поддерживать максимальную производительность по перерабатываемой (исходной) руде, обеспечивая режимы обогащения при качестве концентрата β_k на выходе в пределах $(\beta_{k_2}, \beta_{k_1})$ и допустимых потерях в хвостах $\beta_{\text{хв}}$ не более ($\beta_{\text{хв}}$ доп). Исходя из этого предложен критерий, как декомпозиция (1), для 1-ой стадии рудоподготовки:

$$\begin{gathered} Q_0 \to max \\ \gamma_{11} < \gamma_1 \le \gamma_{12}, \end{gathered} \qquad (2)$$

который обуславливает, что при максимальной производимости Q_0 крупность измельчённой руды на сливе классификатора 1-ой стадии должна быть более γ_{11} (исключает переизмельчений) и меньше γ_{12} (исключает недоизмельчение) при которых на последующей стадии сепарации получают максимальное извлечение ценного минерала и не превышают допустимые потери в хвостах.

Замкнутый цикл измельчения (ЗЦИ), состоящий из измельчительного агрегата - барабанной мельницы и классифицирующего аппарата - спирального классификатора, получил наибольшее распространение в технологии измельчения материалов и подготовки руд к обогащению. В качестве транспортирующего агента в большинстве случаев применяется вода, которая одновременно обеспечивает и классификацию измельченного материала, поэтому рассматриваемые далее ЗЦИ представляют мокрое измельчение. Анализ известных технологических схем рудоподготовки /3/ показал, что ЗЦИ в составе этих схем составляют более 50 процентов.

В составе ЗЦИ широко применяются шаровые мельницы типов МШР, МШЦ, стержневые мельницы типов МСЦ. В последние 15 лет широкое применение находят мельницы самоизмельчения типов ММС и рудногалечного из-

мельчения типов МРГ. Типы наиболее распространенных спиральных классификаторов - КСП и КСН (соответственно погруженные и непогруженные).

Функциональная схема ЗЦИ представлена на рис.1, где обозначены потоки исходной руды Q_0, слива мельницы Q_M, рециркулирующих песков Q_B, воды в песковый желоб и далее в барабан мельницы Q_{BM}, воды в классификатор Q_{BK}, готового (измельченного) продукта на сливе классификатора $Q_Г$.

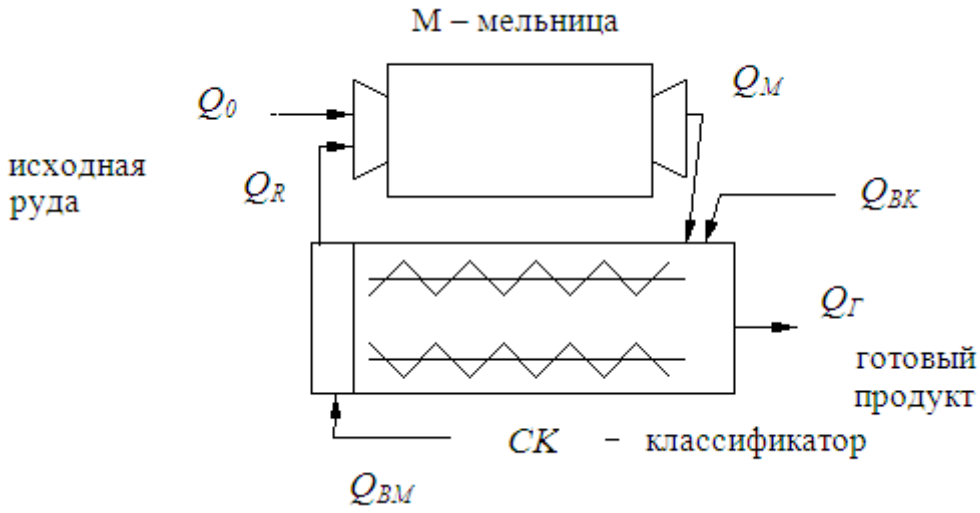


Рис. 1. Функциональная схема замкнутого цикла измельчения (ЗЦИ)

Таким образом, ЗЦИ может в общем случае быть представлен как технологический объект, на вход которого подаются потоки исходной руды и воды, а на выходе получается поток готового продукта в виде пульпы - смеси частиц измельченного материала в воде. Кроме того, в шаровые или стержневые мельницы подаются и соответствующие измельчающие тела, а в корыто классификатора - дополнительный поток воды. Замкнутый цикл измельчения является сложным объектом и выполняет две технологические операции: измельчение исходного материала (руды) в барабане мельницы и его классификацию в спиральном классификаторе на “готовый” $Q_Г$ (измельченный до заданной крупности dr) и недоизмельченный продукты Q_R. Последний представляет собой рециркулирующий поток материала, возвращаемого на повторное измельчение. Таким образом, рециркулирующий поток является результатом указанных двух технологических операций и может быть оценкой их эффективности как при контроле, так и при управлении ЗЦИ.

ЗЦИ в составе технологических линий обогащения предшествует обогатительному аппарату в составе многостадиальных линий рудоподготовки и обогащения может применяться несколько (до 3-х) ЗЦИ.

Основной характеристикой работы ЗЦИ, как известно, является производительность по исходному материалу при измельчении до заданной крупности [3,4].Основными факторами, определяющими производительность являются: свойства измельчаемого материала, которые включают вещественный состав и

физико-механические свойства; конструктивные параметры аппаратов и вспомогательного оборудования; технические и эксплутационные условия работы

Для управления и поддержания заданных технологических режимов работы ЗЦИ в нормальных условиях эксплуатации обычно используют факторы /4/ составляющие технические и эксплутационные условия работы - расход исходной руды, расходы воды в мельницу и классификатор, производительность (расход) по рециркулирующим пескам классификатора (циркулирующей нагрузке), соотношение расходов руды и воды (Т:Ж) на входе мельницы, степень заполнения мельницы измельчаемым материалом и измельчающими телами, плотность пульпы на сливах мельницы и классификатора. При этом только три из них - расход руды и воды в мельницу и расход воды в классификатор могут оперативно изменяться. Четвертый фактор - степень заполнения шарами может изменяться дискретно, порциями, обычно не чаще одного раза в сутки. Остальные являются следствием или комбинацией этих четырех факторов.

Среди возмущений на работу ЗЦИ оказывают следующие факторы:

-вещественный состав исходной руды;

- физико-механические свойства исходной руды;

- конструктивные факторы.

Для оценки работы ЗЦИ и составляющего оборудования используют показатели работы как данного ЗЦИ так и технологической линии обогащения, т.к. все изменения в ЗЦИ влияют на результат работы технологической линии получения концентрата (обогащенная руда).

Непосредственно работа классификатора характеризуется:

- производительностью по пескам Q_R;

- содержанием “готового” класса крупности в песках и в сливе $\gamma_П$ и $\gamma_С$;

- длительностью межремонтного периода $T_р$;

- отношением расхода песков Q_R к расходу исходной руды Q_0;

- другими факторами.

Удельный вес затрат в процессах рудоподготовки - измельчения и классификации в общих затратах по известным данным технологии обогащения является наибольшим и составляет более 50%. Все мероприятия улучшающие показатели работы ЗЦИ дают существенный экономический эффект всего процесса обогащения.

В структуре ЗЦИ операция классификации требует значительно меньше затрат сравнительно с измельчением, но технологически, в условиях нормальной работы, она может приводить к изменению затрат на ± 15 - 35 процентов собственно процесса измельчения. Поэтому эффективность процесса и работы оборудования классификации оценивается по показателям работы ЗЦИ и технологической линии обогащения.

Технологический рецикл в составе ЗЦИ на основе классифицирующего аппарата оказывает комплексное влияние на многие показатели процессов рудоподготовки и обогащения вцелом. Его системные исследования не проводились, однако известны отдельные сведения по его связи с показателями техно-

логических процессов и особенностям его влияния на процессы управления технологией рудоподготовки и обогащения.

В работе [5] приведены комплексные исследования ЗЦИ, оценивающие влияние рециркулирующего потока песков в различных режимах работы ЗЦИ на эффективность его работы. На рис.2 приведен комбинированные графики полученных результатов.

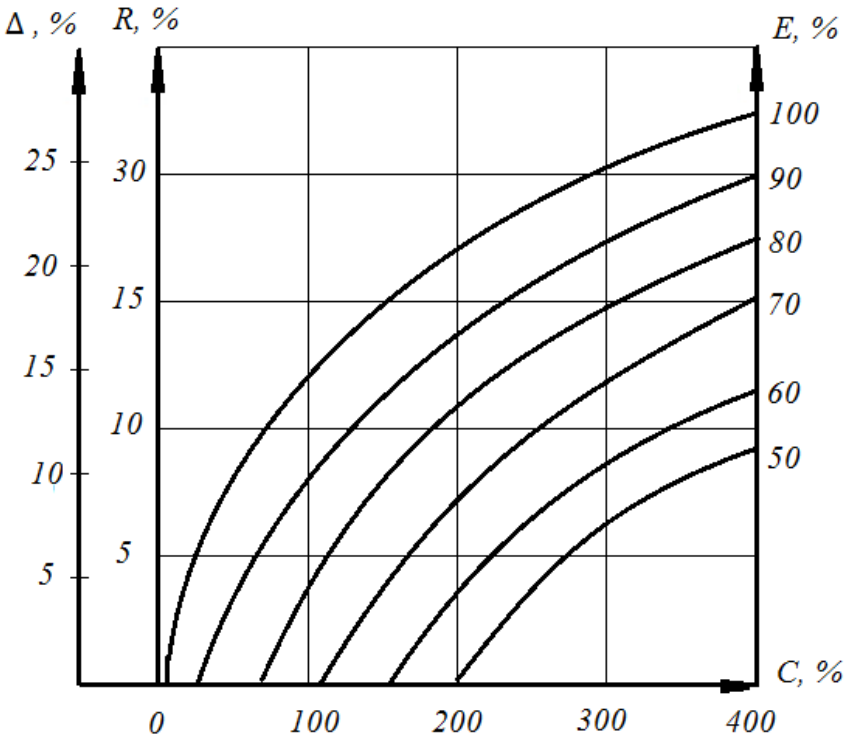


Рис. 2. Комбинированный график связи показателей эффективности ЗЦИ при изменении параметров в 1-ой стадии

Здесь обозначено: Δ - повышение производительности по “готовому” классу крупности измельчения (-0.074 мм), проценты; R - снижение удельных расходов электроэнергии, проценты; $C = Q_R / Q_0 \cdot 100$ %- относительный расход циркулирующих песков, проценты; E - эффективность классификации, проценты; Q_0 - расход исходной руды; Q_R - расход циркулирующих песков.

Эта работа наглядно показывает, что величины Δ и R определяются (при прочих равных условиях) величинами C и E - относительным расходом циркулирующих песков и эффективностью классификации. С повышением относительного (а также и абсолютного) расхода циркулирующих песков и эффективности классификации (уменьшении доли “готового” класса крупности в рециркулирующих песках) - снижаются удельные расходы электроэнергии R и растет производительность по “готовому” классу крупности измельчения. Возможности увеличения расхода циркулирующих песков ограничиваются внутренним объемом барабана мельницы и производительностью классифицирующего аппарата, поэтому для замкнутых циклов существует некоторое оптимальное со-

отношение $K_{ОПТ} = Q_R / Q_0$, обеспечивающее максимальное значение производительности по "готовому" классу крупности на сливе мельницы. Это соотношение непосредственно связанно со скоростью измельчения (изменение крупности) песков и исходной руды, и наибольшая эффективность достигается при измельчении песков и руды со скоростями, которые приводят к равному содержанию крупных классов в разгрузке мельницы.

На рис.3 представлены функции гипотетической связи между величинами Q_0 и Q_R, объясняющая выбор соотношения $K_{опт} \rightarrow \Delta_{опт}$:

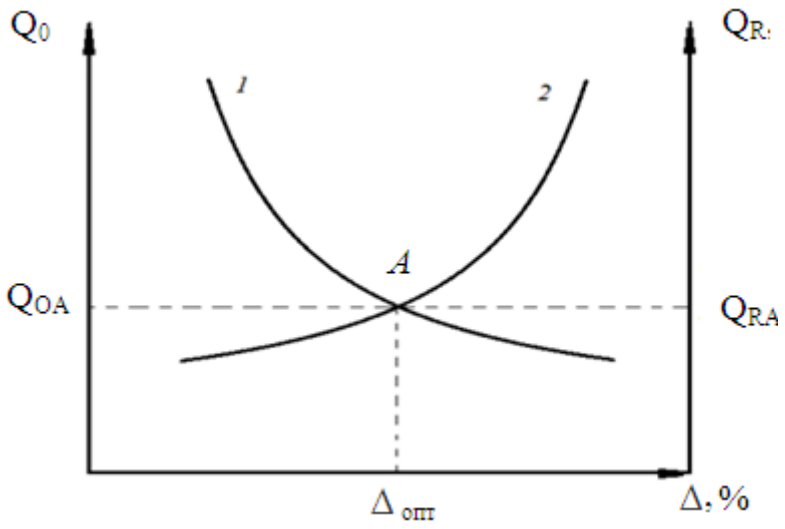


Рис. 3. График выбора оптимального соотношения величин Q_0 и Q_R , где 1- характеризует изменение Δ про изменение Q_0 и 2- характеризует изменение Δ при изменении Q_R

Здесь показано, что $\Delta_{опт}$ соответствует точке А, которая соответствует значениям $K_{опт} = Q_R / Q_0$, и изменение $\Delta_{опт}$ (увеличение или уменьшение) приводит к изменению положения А.

Таким образом, увеличение рецикла Q_R обуславливает уменьшение расхода Q_0 и наоборот.

В ряде известных работ приведены результаты экспериментальных исследований, подтверждающие, что при постоянном расходе руды на входе мельницы производительность по циркулирующим пескам и их изменение являются следствием текущих физико-механических свойств исходной руды.

Анализ управляемости ЗЦИ по производству "готового" класса при воздействии на расход исходной руды Q_0 показал, что с ростом величины рецикла Q_R влияние Q_0 на процессе измельчения уменьшается и при $Q_R \rangle\rangle Q_0$ (более чем в 3 раза) он определяется качественными характеристиками песков. Размер оптимальной циркулирующей нагрузки для данной технологической схемы и выбор соотношения $K_{ОПТ}$ зависит от крепости исходной руды, содержания "готового" класса крупности в потоках Q_0 и Q_R. С увеличением крепости исходной

руды растет крупность циркулирующих песков и растет требуемое соотношение $K_{ОПТ}$. При повышении содержания "готового" класса в циркулирующих песках свыше некоторого допустимого предела, их абсолютное значение необходимо уменьшить. Практически, при содержании "готового" класса в песках до (10-25) %, необходимо поддерживать высокие значения циркулирующей нагрузки.

Увеличение расхода циркулирующих песков снижает шламообразование процесса измельчения и повышает производительность по "готовому" классу крупности. Так например, в известных работ показано, что при повышении циркулирующей нагрузки с 440 процентов до 720 процентов содержание шламов снизилось с 33,3 процентов до 29,8 процентов, при обеспечении крупности "готового" класса - 74 мкм в диапазоне (91,4 - 93,1) процентов. Высокие значения циркулирующей нагрузки достигающей 2500 процентов дают существенное повышение эффективности показателей измельчения - снижение ошламования (переизмельчения), повышения удельной производительности и снижение энергоемкости процесса.

Таким образом, выбирая определенное значение величины Q_0 и Q_R можно поддерживать максимум производительности по готовому материалу на сливе $Q_Г$.

Анализ процессов измельчения в структуре ЗЦИ позволил сделать вывод, что рецикл может быть предоставлен положительной или отрицательной обратной связью. Это возможно при рассмотрении коэффициента передачи мельницы соответственно по "готовому" ($\le d_г$) или некондиционному ($> d_г$) классам крупности измельчаемого материала в сливе. Известно, что результатом измельчения должен быть класс ($\le d_г$), следовательно рецикл необходимо представлять положительной обратной связью.

Анализируя коэффициенты передачи мельницы и классификатора по "готовому" классу можно записать для ЗЦИ:

$$K = \frac{K_0}{1 - K_0 \cdot K_{ОС}} \quad , \tag{3}$$

где $K = \frac{Q_Г}{Q_0}$ - общий коэффициент передачи ЗЦИ; $K_{ОС} = \frac{Q_R}{Q_M}$ - коэффициент передачи классификатора; $K_0 = \frac{Q_Г}{Q_n} = \frac{Q_Г}{Q_M}$ - коэффициент передачи мельницы; $Q_n = Q_M$ - расход потоков материала на входе ($Q_n = Q_0 + Q_R$) и сливе мельницы.

Представление ЗЦИ в виде (3) позволяет применить известные методы анализа из территории автоматического управления и получить ряд результатов соответствующих и подтверждающих технологические особенности замкнутого цикла измельчения руд при управлении. Оценивая чувствительность коэффициента передачи ЗЦИ К изменению коэффициентов K_0 и $K_{ОС}$ по методике

получено, что чувствительность коэффициента передачи ЗЦИ K к изменению K_{OC} существенна, а при увеличении K_{OC} снижается чувствительность к изменению коэффициента передачи мельницы K_0. Исходя из этого, можно сделать вывод, что для стабилизации работы ЗЦИ необходимо стабилизировать коэффициент или поток рецикла Q_R, причем на уровне обеспечивающем значение $K_{OC} \geq K_0$, т.е. $Q_R \geq Q_0$.

Из большого разнообразия известных математических моделей процесса измельчения в барабанных мельницах рассмотрим одну из наиболее используемых в виде:

$$Q_1 = Q_0 \cdot e^{-k_1 t} \ , \tag{4}$$

где Q_1 - поток недоизмельченного по крупности материала ($\geq d_r$), t - время измельчения; K_1 - коэффициент характеризующий скорость измельчения материала. Если принять $Q_1 = Q_R$ для ЗЦИ (при абсолютной классификации) и $Q_0 = Q_n$ (см. обозначение выше), то для недоизмельченного класса, составляющего поток циркулирующих песков можно записать:

$$Q_R = Q_n \cdot e^{-k_1 t} = Q_M \cdot e^{-k_1 t} \ . \tag{5}$$

Из модели (4) следует, что величина рецикла Q_R существенно зависит от скорости измельчения материала K_1, которая характеризуется условиями измельчения (состояние футеровки, грансостав шаровой загрузки, плотность пульпы, скорость вращения барабана мельницы и т.д.) и физико-механические свойствами измельчаемого материала (крупность, измельчаемость и т.д.) и времени измельчения t, за которые в свою очередь характеризует длительность нахождения измельчаемого материала в барабане мельницы. Отсюда логически следует, что по изменению величины Q_R можно интегрировано судить об изменении условий измельчения, физико-механических свойств измельчаемого материала или времени измельчения, при определенных ограничивающих условиях. Таким образом, величина Q_R может характеризовать процесс измельчения в барабане мельницы и служить его “индикатором”.

Приняв общую нагрузку на входе мельницы (см.рис.1):

$$Q_n = Q_0 + Q_R \tag{6}$$

получим для расхода песков:

$$Q_R = Q_n - Q_0 \tag{7}$$

Приравняв (5) и (7), получим выражение:

$$Q_n = \frac{1}{1 - e^{-k_1 t}} \cdot Q_0 \tag{8}$$

Обозначим через α долю цикла общей загрузки на входе Q_n:

$$\alpha = Q_R \Big/ Q_n \leq 1 \tag{9}$$

С учетом (9) выражение (6) преобразуем аналогично как в /18/ к виду:

$$Q_n = \frac{1}{1-\alpha} \cdot Q_0 = K_R \cdot Q_0 \qquad (10)$$

где K_R - коэффициент рецикла:

$$K_R = 1/(1-\alpha) \geq 1 \qquad (11)$$

Весовую долю "готового" материала ($\leq d_r$) в сливе мельницы обозначим через $p_Г$, тогда для установившегося режима общая производительность по "готовому" материалу $Q_Г$ в сливе мельницы будет:

$$Q_Г = p_Г \cdot Q_M = p_Г \cdot Q_n \qquad (12)$$

и, подставив в (12) значение $Q_Г$ из (10),получим для производительности по "готовому" классу:

$$Q_Г = p_Г \cdot K_R \cdot Q_0 \qquad (13)$$

Оценим основные качественные статические соотношения между производительностями в потоках для ЗЦИ. Из (13) видно, изменение $Q_Г$, которое в общем случае вызывается изменяющимися условиями измельчения (износ футеровки, изменение грансостава и веса шаровой загрузки) или переменными физико-механическими свойствами измельчаемого материала, определяется изменением значения $p_Г$. В этом случае для компенсации этого изменения при управлении можно воздействовать как на Q_0 (что на большинстве ЗЦИ и реализуется), так и на K_R, т.е. на величину рецикла. Причем надо учитывать, что изменение Q_0 ведет к изменению общей производительности по твердому в сливе классификатора и к возмущению на последующие процессы . Воздействие на K_R является более эффективным, так как позволяет в определенных пределах компенсировать возмущения внутри ЗЦИ.

Как указано в работах [1,2], основная задача процесса измельчения в ЗЦИ состоит в максимизации производительности по "готовому" (заданной крупности) материалу. При этом технологически эта задача обуславливает задачу управления, обеспечивающую равенство:

$$Q_{Г\,max} = Q_0 \qquad (14)$$

что означает: максимальная производительность по "готовому" материалу будет соответствовать текущей производительности по исходному материалу на входе, т.е. весь поток исходного материала измельчается до крупности ($\leq d_r$). Однако это выражение практически не реализуемо по технологическим причинам.

. Для оценки возможности получения в сливе мельницы максимальной производительности по "готовому" материалу возвратимся снова к модели вида (4). В полученном на ее основе выражении (8) сравним с выражением (10), в результате запишем:

$$K_R = \frac{1}{1-e^{-k_1 t}}, \qquad e^{-k_1 t} = \alpha \qquad (15)$$

В модели вида (4) количество недоизмельченного материала определяется временем измельчения t. Оценим изменение величины на всем возможном диапазоне $0 \le t \le \infty$, в полученном выражении (1.13), исследовав его пределы:

$$\lim_{t\to\infty} K_R = \lim\left(\frac{1}{1-e^{-k_1 t}}\right) = 1; \quad \lim_{t\to 0} K_R = \lim\left(\frac{1}{1-e^{-k_1 t}}\right) = \infty \qquad (16)$$

Из анализа полученного (16) видно, что изменяя время измельчения в пределах $0 \le t \le \infty$, получаем коэффициент рецикла, изменяющийся в диапазоне $1 \le K_R \le \infty$,что с учетом (4 и 5) соответствует диапазону производительности ЗЦИ по рециклу $\infty \ge Q_R \ge 0$. Однако эти пределы возможны только теоретически, и в реальных ЗЦИ всегда *t* имеет некоторое конечное значение и, соответственно, определяет значение k_R. На рис.4 приведен график зависимости $K_R = f(t)$.

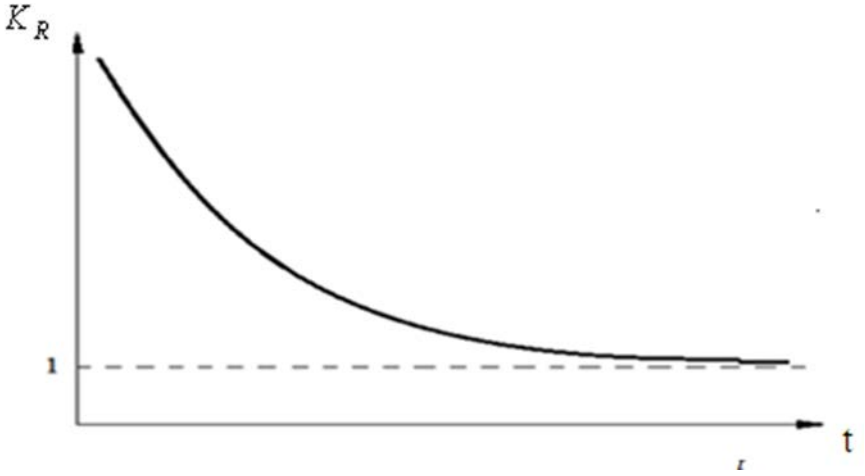


Рис. 4. Изменение коэффициента рецикла K_R при изменении времени измельчения *t*

Процесс измельчения в открытой мельнице (без рецикла) на основании (12) и с учетом (4) можно представить в виде:

$$Q_\Gamma = p_\Gamma \cdot Q_0 = Q_0 - Q_1 = Q_0 \cdot \left(1 - e^{-k_1 t}\right) \quad . \qquad (17)$$

Анализируя выражение (17) получим, что равенство(14) возможно, если $\left(1 - e^{-k_1 t}\right) = 1$. Это обуславливает равенство $e^{-k_1 t} = 0$, откуда необходимо $t \to \infty$ что практически нереализуемо.

Для процесса измельчения в ЗЦИ (с рециклом) из выражения (13) получается, что равенство (14) возможно, если:

$$K_R \cdot p_\Gamma = 1 \qquad (18)$$

Из выражения (18) с учетом (15) получим равенство:

$$\frac{1}{1-e^{-k_1 t}} = \frac{1}{p_\Gamma} \quad , \qquad (19)$$

в котором исходя из условия (14) связаны переменные K_1, *t* и p_Γ. Выполнив преобразования и прологарифмировав получим:

$$K_1 \cdot t = ln\left(\frac{1}{1-p_Г}\right) \qquad t = \frac{1}{K_1} \cdot ln\left(\frac{1}{1-p_Г}\right) \tag{20}$$

Выражение (20) преобразуем в виде зависимости времени измельчения *t* и параметров K_1 и $p_Г$, которые представлены на рис.5:

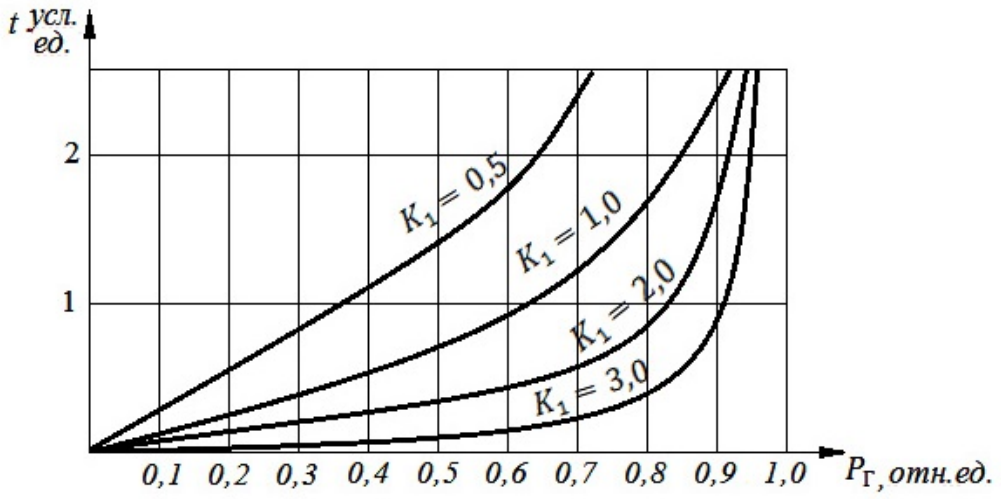


Рис. 5. Зависимость времени измельчения t от изменения параметров K_1 и $p_Г$

На рис.5 приведены графики зависимости необходимого времени измельчения *t* при заданных скоростях измельчения K_1 и доле готового класса $p_Г$ на сливе мельницы, рассчитанные по выражению (20). Полученные зависимости имеют качественный характер, однако при подстановке реальных значений K_1 и $p_Г$ можно получить требуемые значения *t* и K_R (из рис.4) для обеспечения выражения (14).

В результате, на основании сравнения процесса измельчения в открытой мельнице (17) и в ЗЦИ (13), можно сделать очень важный вывод для управления: только наличие рецикла Q_R дает возможность получить максимальную производительность по “готовому” продукту $Q_{Г\,max}$ на сливе классификатора равную производительности по исходной руде на входе мельницы, который подтверждается результатами, полученными в известных работах по технологии обогащения руды.

Рассмотренный ряд особенностей рецикла как технологического параметра ЗЦИ и его влияние на технологические особенности и особенности управления процессом измельчения обуславливают круг задач, решаемых с помощью контроля рецикла, выделяют его как важнейший параметр ЗЦИ. В заключении можно отметить еще одну важную особенность рецикла - свойство частичного самовыравнивания (адаптации) технологического режима, которое стоит в сле-

дующем. Например, ухудшение свойств измельчаемости исходного питания приводит к изменению крупности на сливе мельницы, т.е. к ее увеличению и увеличению доли недоизмельченного материала. Последнее приводит к увеличению производительности рецикла, т. е. положительной обратной связи, крупность которой при этом значительно меньше крупности исходного питания, что ведет к снижению средней крупности в загрузке мельницы и последующему снижению крупности измельченного материала в сливе мельницы. Через некоторое время после завершения переходного процесса, наступает новый установившийся режим при новых текущих параметрах процесса измельчения. Однако этот процесс протекает длительно, часто приводит к высоким значениям расхода рецикла и уровня загрузки мельницы, т.е. аварийной ситуации, поэтому для обеспечения нормального технологического режима и поддержания максимальной эффективности ЗЦИ нуждается в управлении.

В условиях ряда обогатительных фабрик (СевГОК, НКГОК и др.) экспериментально получено подтверждение прямого влияния величины рецикла, т.е. производительности по расходу циркулирующих песков, на производительность по "готовому" продукту на сливе мельницы. При измерении коэффициента рецикла ЗЦИ в интервале $K_R = (2{,}0K \ldots 3{,}0)$ коэффициент корреляции, оценивающий тесноту связи между указанными величинами равен в среднем $r = 0{,}915$.

Выбирая основные параметры рецикла при управлении, которые кроме коэффициента передачи включают постоянную времени и запаздывание по каналу управления, можно получить требуемое качество переходного процесса при регулировании ЗЦИ, так как на основании полученных выше закономерностей, рецикл является своеобразным технологическим регулятором, который может обеспечить стабилизацию технологического процесса измельчения для широкого диапазона частот и амплитуд возмущающих воздействий [1,2].

Выводы. Рудоподготовка в структуре технологической линии обогащения на основании замкнутого цикла измельчения обуславливает следующее.

1. Рецикл характеризует собственно процессы измельчения и классификации и отражает изменение технологических, конструктивных параметров ЗЦИ и характеристик исходной руды.

2. Только наличие рецикла может обеспечить реализацию критерия $Q_г \rightarrow \max$ при $Q_0 \rightarrow \max$.

3. Контролируя и изменяя величину производительности по рециклу Q_R, возможно обеспечить компенсацию возмущений, стабилизацию режимов измельчения и классификации ,оптимизацию процесса обогощения руды согласно критериев (1) и (2).

4. Параметр производительности по рециклу необходимо применить в локальных системах управления ЗЦИ и, используя его, управлять режимами рудоподготовки и обогащения руды в целом.

Перечень ссылок

1. Тихонов О.Н. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках. Учебник для вузов / О.Н. Тихонов //– М.: Недра, 1985. – 272 с.
2. Марюта А.Н. Автоматическая оптимизация процесса обогащения руд на магнитобогатительных фабриках / А.Н. Марюта //– М.: Недра, 1985. – 231 с.
3. Хоцкіна В.Б. Автоматизація процесів керування технологічним комплексом збагачення залізних руд з використанням моделей мереж Петрі / Хоцкіна В.Б. // Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг, - 231. - №34, - с. 15-18.
4. Бабець Є.К. Дослідження інформативності параметрів збагачення руди при побудові інтелектуальних систем управління / Є.К. Бабець, В.П. Хорольский, В.Б. Хоцкіна// - Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг. – 2006. - №13. – с. 55-59.
5. Хукки Р.Т. О путях и средствах повышения эффективности замкнутого цикла измельчения / Р.Т. Хукки // ЭИ ВИНИТИ Обогащение полезных ископаемых. М.:1977.– с.2-5

ABSTRACT

Purpose of the work is to identify the technological characteristics and dependencies in the process of ore grinding and ore-classification in closed grinding cycle (CGC), evaluating their information features during the processes automation of the ore preparation as a part of technology enrichment.

The methods of research are based on analytical and experimental researches, technological justifications for the control parameters of CGC for task of controlling the recycle in ore beneficiation technology.

Findings. Automation of performance monitoring of the recycle, provisioning the possibility of building automated systems of control of ore preparation in the first stage of the technological enrichment line.

The originality. With the system positions grounds for the necessity automatic control performance recycle for optimal process control during grinding and classification.

Practical implications. The use of performance parameter for recycle to the local automatic control systems CGC will increase their efficiency and ensure the implementation of target management function.

Keywords: identification, options, ore preparation, recycle, grinding and classification processes, automation.

УДК 681.5:621.314.57

© С.М. Ткаченко

МОДЕРНІЗАЦІЯ СИСТЕМ ТЕРМОМЕТРІЇ ЗЕРНА В СИЛОСАХ ЕЛЕВАТОРА З ПІДВІСКАМИ НА ОСНОВІ ТЕРМОПАР

© S. Tkachenko

MODERNIZATION OF THERMOMETRY SYSTEMS IN GRAIN SILO ELEVATOR WITH THERMOCOUPLESPENDANT

Показано шляхи модернізації і технічні рішення для систем термометрії, побудованих на основі термопар із застосуванням серійного обладнання.

Показаны пути модернизации и технические решения для систем термометрии, построенных на основе термопар с применением серийного оборудования.

Вступ. На сьогоднішній день рід елеваторів України використовують системи термометрії в силосах, які побудовані на основі термопарних первинних перетворювачів. Перш за все сюди можна віднести металічні елеватори на основі досить поширених силосів фірми GSI, де термометрія часто поставляється у комплекті з технологічним обладнанням. Українські виробники термометрії елеваторів мають порівняно невеликий досвід з такими системами, оскільки, так історично склалося, були орієнтовані на використання мідних терморезисторів [1].

З іншого боку, сучасні системи термометрії орієнтуються на використання цифрових датчиків переважно фірми Dallas, які не потребують періодичної калібровки на відміну від мідних. Також термопідвіси на цифрових датчиках більш дешеві, хоча і частіше виходять з ладу через недосконаліть конструкції та схем захисту від статичної електрики[2].

Проблема полягає в тому, що елеватори з термопарними підвісками будувались переважно у двохтисячні роки і їх первинні перетворювачі переважно у відмінному стані, чого не можна сказати про комутаційне, відображувальне та реєстраційне обладнання. Системи термометрії на термопарах в Україну поставляли переважно американські фірми, такі як Rolfes, SafeGrain Inc, або їх польські представники. Це обладнання унікальне, використовує застарілу елементну базу і на сьогодні витратне у ремонті і обслуговуванні. Сама система є закритою, що суттєво ускладнює залучення інших програмно-технічних засобів для обробки даних з температури.

Таким чином, виникає актуальна задача модернізації систем термометрії на термопарах з метою отримання нових експлуатаційних якостей, а саме: спрощення ремонту та обслуговування систем термометрії, можливість залучення до цих робіт штатного персоналу елеватора, побудови відкритої системи термометрії для автоматизації зберігання, обліку та обробки даних з температури зерна, що зберігається.

Мета досліджень. Виходячи з аналізу обладнання термометрії силосів елеватора на основі термопар, обґрунтувати напрям і шляхи вирішення задачі модернізації систем термометрії відповідного типу, що здатне внести нові якості з обліку і аналізу процесів самозігрівання зерна, яке зберігається у вертикальних ємностях елеватора.

Основний матеріал досліджень. Як типову, розглянемо термопідвіску на термопарах, які поставляє системи Rolfes Boon[3]. Зважаючи на невеликий необхідний діапазон вимірюваних температур, приблизно від -20 до 70 градусів Цельсія, вона використовує найдешевші датчики Т-типу – пара «мідь-константан». Є чотири типи термопідвіски, які класифікуються у відповідності до кількості дротів виводу сигналів з термопар: 6 Т/С, 12 Т/С, 18 Т/С і 21 Т/С.

У вказаних типах термопідвісок мідні дроти згруповані по 6 провідників (а для 21 Т/С – 7 провідників), причому на кожну групу дається один загальний константановий провід. Групи електрично ізольовані одна від одної, кожен провід групи має кольорове маркування. Такі термопідвіски повинні підключатися до каскаду комутаційних шаф з виходом на один або кілька аналого-цифрових перетворювачів.

На сьогодні є кілька оригінальних рішень для систем термометрії на термопарах[3, 4]:

1. Використання переносного приладу з ручним селектором групи провідників у підвісці та самої термопари, а також вимірювачем температури з деяким індикаторним таблом або стрілковим прибором. Використовується для елеваторів невеликого розміру;
2. Використання стаціонарного приладу з ручним багаторівневим селектором груп підвісок, підвіски, групи провідників у підвісці та термопари, а також вимірювачем температури з деяким індикаторним таблом або стрілковим прибором;
3. Використання стаціонарного приладу з автоматичним багаторівневим селектором-вимірювачем з функціями виводу температури на рідинно-кристалічний або діодний дисплей та на принтер, як правило, матричний Epson LX-300 або LX-810;
4. Використання автоматизованого робочого місця на базі автоматичного селектора-вимірювача та персонального комп’ютера зі специфічною програмою, такою як програма системи «Сканцентр 2010» від Rolfes, яка не підтримує відкриті системи.

Перше рішення для дослідження не представляє інтересу, оскільки не містить складних проміжних комутаторів. Окрім того, переносний прилад може для ремонту чи обслуговування досить просто висилатись Виробнику та бути заміненим із запасного комплекту. Далі розглянемо стаціонарні системні рішення.

Найбільш складний варіант системи буде виглядати, як показано на рисунку 1[3], взятому з офіційної інструкції з установки та експлуатації.

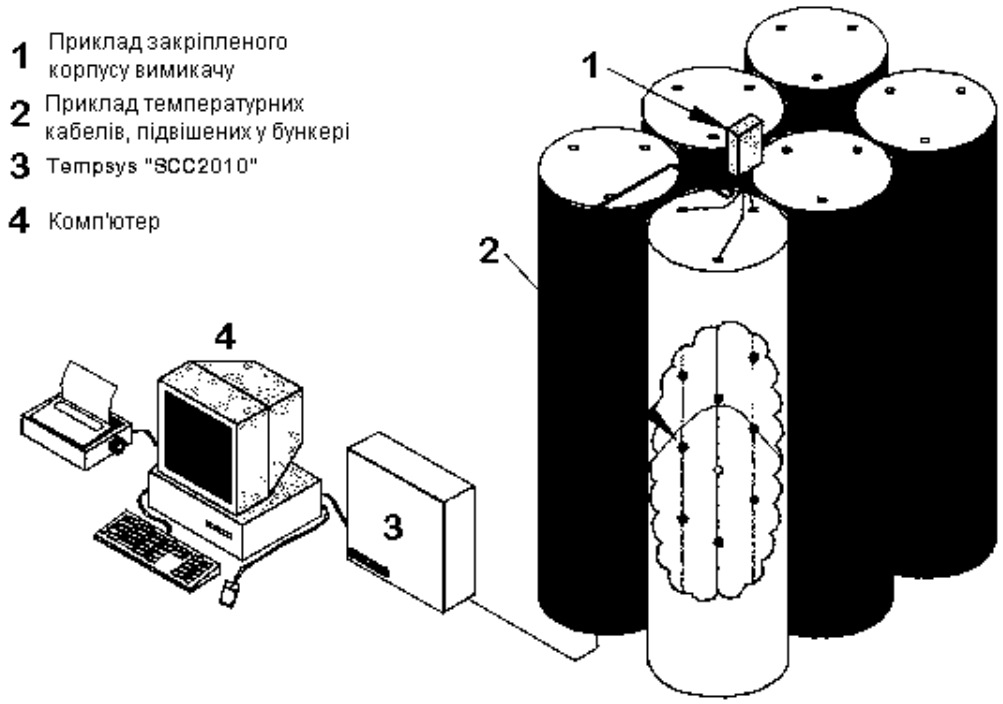


Рис. 1. Приклад системи термометрії «Сканцентр 2010» від Rolfes

Виробники серійних систем і засобів промислового керування не зацікавлені у розробці засобів термометрії, тому на ринку домінують вузько спеціалізовані організації. Їх технічні рішення за умов послабленої конкуренції застарівають і, у результаті, призводять до здорожчання або унеможливлювання своєчасного ремонту та обслуговування системи. У випадку з системами на термопарах, як видно з рисунка 1 та з інструкції[3], зрозуміло, що стаціонарні системи використовують вузли комутації аналогових вимірювальних каналів незалежно від конкретного варіанту системи. Для комутації використовуються герконові, або реле з посрібненими(позолоченими) контактами, що випускаються, як правило, самим Виробником системи термометрії і мають високу вартість. З цієї причини модернізації підлягає все комутаційне та перетворююче обладнання системи, за винятком лише термопідвісок.

З точки зору керування, задача системи термометрії полягає в отриманні динаміки температурного поля $D(t)$, причому достатня дискретизація часу t – 1 разу на добу для зберігання сирого зерна. Стале підвищення температури є ознакою появи джерела самозігрівання, що вимагає додаткових заходів для його усунення. Таким чином,

$$D(t) = f(T, B, t), \tag{1}$$

де T – множина температур, що буде отримана за один сеанс вимірювання температури;

B – координатний базис температурного поля елеватора, що випливає з просторового розміщення точок вимірювання температури.

Визначимо координатний базис B. Як показано на рисунку 2, однією з координат базису є силос зберігання, або бункер. Справді, зерно в одному силосі, температуру якого контролює група датчиків, як правило, є однієї культури, одного сорту та з близькими показниками вологості. Нехай елеватор має S силосів. Кожний силос має у своєму складі P підвісок, кожна з яких асоційована з деякою множиною датчиків, упорядкованих по вертикалі. Але упорядкування нерівномірне, тому що конструкція підвіски така, що може включати в себе від однієї до трьох груп датчиків.

У загальному вигляді координати точки вимірювання температури у базисі визначаються B як $b(s;p;g;n)$, де s – номер силосу або іншої технологічної ємності, p – номер підвіски у силосі, g – номер групи датчиків у підвісці, n – номер датчика у групі. Реальна кількість датчиків в окремих підвісках може бути меншою, але загальний конструктив кабелю підвіски зберігається.

Базис B досить умовний, але має прив'язку до реального розміщення точок вимірювання через технологічну принципову схему елеватора, де вказані номери силосів та технологічних бункерів, а також через схему розміщення підвісок у силосі, яка складена під час монтажу системи на підприємстві або є готова в інструкції з монтажу. Така схема показана на рисунку 2.

Знаючи номер силоса, номер підвіски і номер датчика у підвісці (порядок розміщення – перший знизу, останній згори) можна визначити реальні просторові координати точки вимірювання температури і, можливо, нештатні причини самозігрівання.

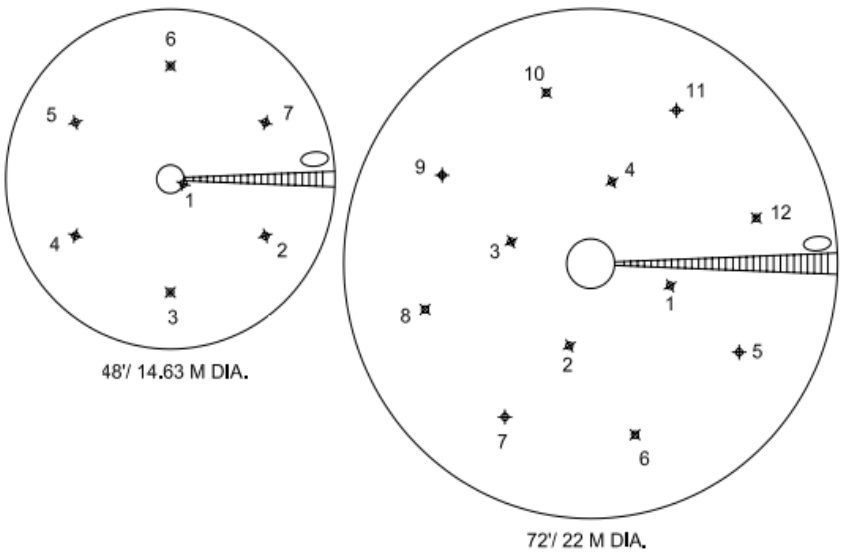


Рис. 2. Приклад схеми розміщення термопідвісок у металевих силосах і бункерах елеватора

Координатний базис B є основою для розробки мнемосхем відображення просторового температурного поля та, за необхідності, графіків динаміки температурного поля у часі. Але він не враховує всі особливості реалізації монтажних та схем комутації точок вимірювання температури у системах термометрії. Для обґрунтування комутаційного координатного базису C розглянемо схемотехнічне рішення системи «Сканцентр 2010» [3].

Для термопідвісок в загальному випадку використовується шина керування «секціями» (такий термін вжито в інструкції) на 21 жилу, яка у формі одинично-позиційного коду послідовно подає живлення на релейні плати керування, які комутують всі датчики трьох можливих груп окремої підвіски на 21 мідний провід шини вимірювальних сигналів за одне переключення на шині. Відповідно, перемикання між групами термопідвіски, а також комутація окремих каналів термопар виконується на центральному контролері SCS2010 або 2005.

Кожна релейна плата керування обслуговує до восьми підвісок, які підключаються одинично-позиційним антикодом (замість одиниці подається нуль) через 9-жильну шину керування підвісками. Таким чином, умовна одиниця з шини керування «секціями», подана на реле плати керування з одного боку та умовний нуль поданий на те ж реле з шини керування підвісками призводить до його замикання і підключення відповідної вимірювальної плати підвіски на канал вимірювання. Вся комутаційна схема розміщується у релейній шафі, яка названа Виробником «мультиплексор». Вона дозволяє отримувати вимірювальний сигнал від 168 підвісок по 21 вимірювальній точці кожна. Окремий мультиплексор, у свою чергу, обирається за допомогою двійкового коду, що складається з п’яти розрядів. Таким чином, система підтримує до 32 вимірювальних мультиплексорів і дозволяє працювати з 54016 темопідвісками. Насправді, така кількість термопідвісок елеватору не потрібна, навіть великі підприємства обмежаться 300-400 штуками. Надмірність використовується лише для забезпечення гнучкості рішень під технологічні схеми та топологію конкретних елеваторів. Тим не менш, комплект кабелів системи термометрії у загальному випадку передбачає прокладку до 24 провода вимірювання (до 21 мідних додається ще 3 константанових проводи), до 24 провода керування «секціями», 9 проводів керування підвісками, 14 додаткових проводів керування «секціями»[3] або 7 проводів керування мультиплексорами. Тобто на прилад або блок селекції та вимірювання температури можуть зводитись понад 70 проводів сигнальних та вимірювальних ланцюгів.

Власне, координатний базис C системи термометрії Rolfes задає координати точки вимірювання температури як $c(m; a; p; g; n)$, де m – номер мультиплексора, a – номер «секції» вимірювання.

Розглянемо можливі варіанти модернізації, що можуть вимагатись Замовником:

1. Є необхідність побудови відкритої системи термометрії;

2. Є необхідність заміни (вихід з ладу на фоні неможливості або надоцільності ремонту через моральну застарілість) стаціонарного селектора-вимірювача, незалежно від того, був він ручний, автоматичний чи працював разом з персональним комп'ютером;

3. Є необхідність заміни вимірювальних або сигнальних ліній системи;

4. Є необхідність заміни релейних мультиплексорів у надсилосній галереї елеватора.

Варіант, коли потрібно модернізувати підвіски не розглядається, оскільки в цьому випадку доцільно впровадити іншу систему.

Перші два випадки за шляхом вирішення об'єднуються в один, оскільки:

1. Програма системи «Сканцентр 2010» є закритою і не модернізується. Тому в будь-якому випадку повинна розроблятись інша программа з функціями відображення і зберігання даних у базах відкритих форматів;

2. Протокол обміну програми «Сканцентр 2010» з селектором-вимірювачем «SCC2010» закритий. Його дослідження і використання не лише складна задача, а також і не санкціоноване Виробником обладнання;

3. Незалежно від того, селектор-вимірювач працює разом з комп'ютером, як «SCC2010», є автономним пристроєм, як «Сканцентр 2005» чи навіть приладом з ручною комутацією, його функції можуть бути реалізовані за допомогою апаратури серійних промислових контролерів.

Шлях модернізації по п.1 і 2 – розробити автоматизоване робоче місце, АРМ, оператора термометрії що включає: програму візуалізації динаміки температури D та поточного стану силосів елеватора з урахуванням просторового базису B; базу даних температур для зберігання динаміки D у форматі, що годиться для побудови відкритих систем; вимірювач температур за сигналами з термопар; селектор, що дозволяє підключити потрібну точку вимірювання чи групу таких точок.

У якості інструменту для реалізації програми візуалізації рекомендовано використовувати мови мігруючого програмного забезпечення з розвинутими засобами роботи з базами даних. Таким засобом є, наприклад, Java. Використання середовищ SCADA не бажане, оскільки їх скрипти вимагають встановлення SCADA для доступу до даних. Мобільні засоби обчислювальної техніки відразу втрачають можливість роботи з термометрією. Окрім того, SCADA-ліцензії платні, причому витрати залежать від кількості точок контролю чи вимірювання. Кількість точок для термометрії складає тисячі або десятки тисяч, тому підприємство повинно мати найдорожчу, необмежену ліцензію на SCADA. Такі ліцензії в Україні мають лише крупні зернові корпорації.

Вимірювач температур та селектор може представляти собою як єдиний, так і групу пристроїв, виконаних на елементній базі промислових контролерів. Загальна вимога – стандартний протокол зв'язку з комп'ютером АРМ термометрії. Вимірювач температури – це аналого-цифровий перетворювач, АЦП. Для того, щоб спроектувати селектор, визначимо кількість каналів цього АЦП.

Показано, координатний базис C задає координати точки вимірювання температури як $c(m;a;p;g;n)$, причому загальні для B і C координати $h(g;n)$ визначають точку вимірювання температури в межах термопідвіски p. У системах типу Rolfes Boon перебір точок вимірювання $h(g;n)$ виконується локально на вимірювачі, а селектор виконує керування мультиплексорами та підвісками за координатами $g(m;a;p)$.

Розглянемо, як модернізація виконана на елеваторі підприємства АТ «Київ-Атлантик Україна». Тут було кілька силосів з п'ятьма мультиплексорами, між якими розподілена 61 підвіска з кількістю датчиків від 9 до 11, розміщених на відстані 2 м один від одного. Це досить помірні показники за кількістю точок вимірювання, які показують, що функція $h(g;n)$ для підключення датчика до одного каналу АЦП не перевищить 11. Тому доцільно при складанні алгоритму перебору точок вимірювання температури однієї підвіски доцільно перейти до виразу $h(y)$, де

$$y = q_1(g-1)+n, \tag{2}$$

де $q_1 = 6$ – кількість датчиків у групі термопідвіски для даного випадка. При цьому, якщо використати одно канальний АЦП, то для вимірювача температур по підвісці знадобиться пристрій з 11 релейними ключами.

Тепер обґрунтуємо вимоги до селектора. На підприємстві, за вихідними даними, встановлено 5 мультиплексорів. Для звернення до них, враховуючи передбачене схемою використання двійкових комбінацій, достатньо 3 релейних або транзисторних ключі селектора.

Через територіальну розподіленість системи, кількість «секцій», тобто релейних плат на один мультиплексор не перевищує 3, вони розподілені відносно рівномірно, і одна плата опитує 8 підвісок. Оскільки тут використовується одиничнo-позиційний код, для комутації необхідно використати 11 ключів. Для комутації підвісок з різних секцій і мультиплексорів селектор використає, функцію $g(z)$, де

$$z = q_2 m + q_3 a + \dot{p}, \tag{3}$$

де $q_2 = \overline{1;5}$ – кількість мультиплексорів для даного випадка;

$q_3 = \overline{1;3}$ – максимальна кількість «секцій», тобто релейних плат на один мультиплексор;

$\dot{p} = \overline{1;8}$ – номер підвіски в межах релейної плати.

Таким чином, для реалізації селектора потрібно комутаційних 14 ключів.

У результаті, впроваджена система, яка використовує промисловий контролер Simatic 1214C, який має на борту 10 релейних ключів, навісну плату SB 1231 TC з моноканалом для термопари та додатково модуль виводу SM 1222 з 16 релейними виводами. Потреба у комутаційних ключах для вимірювача і селектора задовільнена. В контролері реалізоване автоматичне керування селектором і вимірювачем, зберігання масиву температур за базисом C, який зведено у двомірний масив з координатами згідно (2) і (3). До масиву температур може бути організовано доступ через Ethernet засобами SCADA, але у даному випадку Замовник з міркувань вартості побажав використати Java-технологію та базу даних з підтримкою SQL, як і рекомендується у цій статті.

Розглянемо випадок, коли модернізація повинна виконуватись по варіантам 3 і 4. Тобто вийшли з ладу сигнальні лінії або елементи вимірювальних мультиплексорів.

Для прикладу, візьмемо елеватор ТОВ «Елеватор-Агро», розташований у селі Червонозаводське у Полтавській області. За результатами проведеного обстеження, тут розташовано 6 силосів GSI на 24 термопідвіски з кількістю датчиків від 16 до 17 на підвіску, тобто підвіски 18 Т/С, та 6 силосів GSI на 24 термопідвіски 3 термопідвіски по 10 датчиків, тобто підвіски 12 Т/С. Кожен силос на 24 підвіски має власний мультиплексор, тобто перші координати базису розміщення B і монтажного C співпадають, як співпадають і координати по підвіскам: p, g і n. Для силосів на 3 термопідвіски існує власний мультиплексор, один на всіх.

Розглянемо найгірший випадок, коли заміні підлягає як обладнання мультиплексора, так і лінії системи. В такому випадку доцільно відмовитись від довгих вимірювальних і керуючих ліній, замінивши все на промислову мережу. Такою мережею, у найпростішому випадку може бути підтримуваний більшістю промислових контролерів ModBus RTU. Використовуваний мережею інтерфейс RS-485, за необхідності, може бути обладнаний додатковими засобами іскрозахисту, що важливо при зберіганні олійних культур [2]. Звичайно, при цьому необхідна прокладка кабелю для RS-485 замість груп мідно-константанових кабелів, що використовують системи типу Rolfes Boon. Збірковий контролер, на зразок Simatic 1214C, який використовувався для варіантів 1 і 2 модернізації, необов'язковий, достатньо застосувати прилад узгодження RS-485 з інтерфейсами персонального комп'ютера АРМ термометрії. Тоді алгоритм керування вимірюванням має бути реалізованим на самому комп'ютері.

Основна складність модернізації полягає в тому, що більшість промислових контролерів звичайного виконання працюють у діапазоні температур від 0 до 55 градусів Цельсія, що неприйнятно для експлуатації на відкритій галереї. Тому для модернізації мультиплексорів термометрії у надсилосній галереї елеватора рекомендується порівняно дешева вітчизняна серія контролерів ОВЕН (випускається у м.Харків). Переваги контролерів ОВЕН:

1. Універсальне живлення апаратури від мереж +24 В та ~220 В, що дозволяє їх живити від силових ланцюгів надсилосної галереї і економити, таким чином, на прокладці окремої мережі +24 В[5];

2. Порівняно з комплектуючими світових виробників нижча ціна, приблизно на 30%. Окрім того, вони не обкладаються 20% ПДВ, що є важливим фактором для Виробника і Споживача системи термометрії;

3. Робочий діапазон температур від -10 до 55 градусів Цельсія, що певною мірою дозволить зекономити на засобах опалення шафи[5];

4. Навіть окремі модулі вводу-виводу підтримують мережу ModBus RTU, що дозволяє відмовитись від центрального збіркового контролера[5].

Для отримання та оцифрування сигналів з термопар окремої підвіски пропонується відійти від системи координат $h(y)$, що застосовано в реалізаціях Rolfes та в модернізації за варіантами 1 і 2. Візьмемо початкову функцію $h(g;n)$ в якій координату n можна реалізувати на рівні монтажу. Для цього приймаємо 8-канальний універсальний (у тому числі придатний до термопар) модуль ОВЕН МВ110-8А. До нього легко можна підключити не лише кабелі 6, 12, 18 Т/С, але і нечастий для термопарної термометрії в Україні 21 Т/С, що об'єднує 7 датчиків у підвісці. Таким чином, з'явилась можливість одночасно вимірювати температуру з усієї групи датчиків термопідвіски.

Комутація груп мідних провідників у даному випадку вимагає, за грубим підрахунком, 6*3*24=432 релейні герконові ключі на один модернізований мультиплексор. Це неприйнятно ні за вартістю, ні за потенційними габаритами такого приладу. Скористаємося підходом конструкторів Rolfes. Константановий провідник всіх термопар у початковому варіанті системи з'єднано в одну електричну точку. Електрична ємність, що при цьому виникає, не заважає отримати дані з температури потрібної точності. Пропонується об'єднати всі мідні провідники всіх підвісок одного мультиплексора (одного силоса на 24 підвіски) таким чином, щоб утворилося 6 (для загального випадка - 7) загальних електричних точок. Причому на першу точку під'єднуються всі перші датчики груп всередині підвісок, на другу – всі другі і так далі до шостих. Отримаємо шість вимірювальних каналів, які будуть постійно підключені до АЦП. Тоді вибір потрібної групи датчиків можна здійснювати шляхом комутації константанових провідників груп всередині всіх підвісок за функцією перебору $l(w)$

$$w = q_4 g + p, \tag{4}$$

де $q_4 = \overline{1;3}$ – кількість груп датчиків на підвіску для даного випадка;

$p = \overline{1;24}$ – номер підвіски в межах мультиплексора (силоса).

Базис C тоді задає координати точки вимірювання температури як $c(m; l(w); n)$.

Об'єднання груп мідних провідників не має негативних наслідків. Об'єднуються групи провідників у загальні електричні точки лише за своїми номерами у підвісках в межах одного мультиплексору (силосу). Паразитна ємність, таким чином, зменшується в десятки разів і не знизить точність вимірювань.

Комутувати константанові провідники мідними контактами герконів у даному випадку коректно, оскільки у місцях з'єднань «мідь-константан» утворюються дві протилежно направлені термопари. За умови однакової температури (вони на одному й тому ж контакті), паразитні термопари компенсують одна одну.

У результаті отримаємо шестканальний (за необхідості семиканальний) вимірювач температури груп термопар термопідвісок, показаний на рисунку 3. Тут також показана додаткова термопара, що вимірює температуру всередині шафи комплексу технічних засобів модернізованої системи, оскільки шафи КТЗ розміщені на відкритій надсилосній галереї елеватора.

У випадку використання схеми, показаної на рисунку 3, селектор повинен переключати 24х3=72 константанові провідники за допомогою герконових контактів. Тому для селектора буде використано два модулі ОВЕН МУ110-32Р та один ОВЕН МУ110-8Р, що повністю задовольнить потреби у контактах. Такі селектори разом з вимірювачами для розглянутого об'єкта (елеватор ТОВ «Елеватор-Агро») будуть позміщені у три корпуси, що використовувались мультиплексорами на релейних платах.

Розглянемо питання обігріву КТЗ надсилосної галереї. Потужність, необдхідну для підтримання необхідної температури всередині шафи КТЗ можна розрахувати по формулі [6]:

$$\mathrm{P} = \Delta t(k * S) - P_s \qquad (5)$$

де Δt – різниця температур всередині та назовні шафи КТЗ. Приймемо для зими температури відповідно -10 та -30 градусів Цельсія, для літа - +55 та + 35 градусів Цельсія відповідно. Тоді Δt для і літа зими складе 20 градусів Цельсія;

k – коєфіцієнт теплопровідності. Для стального корпусу він складає 5,5 Вт/(м*градус Цельсія) [6]. Для холодної пори року передбачему додаткову ізолюючу пластину з екструдованого пінополістиролу, яку потрібно встановити на передню стінку корпусу шафи КТЗ. ЇЇ коєфіцієнт теплопровідності він складає 0,036 Вт/(м*градус Цельсія) [7].

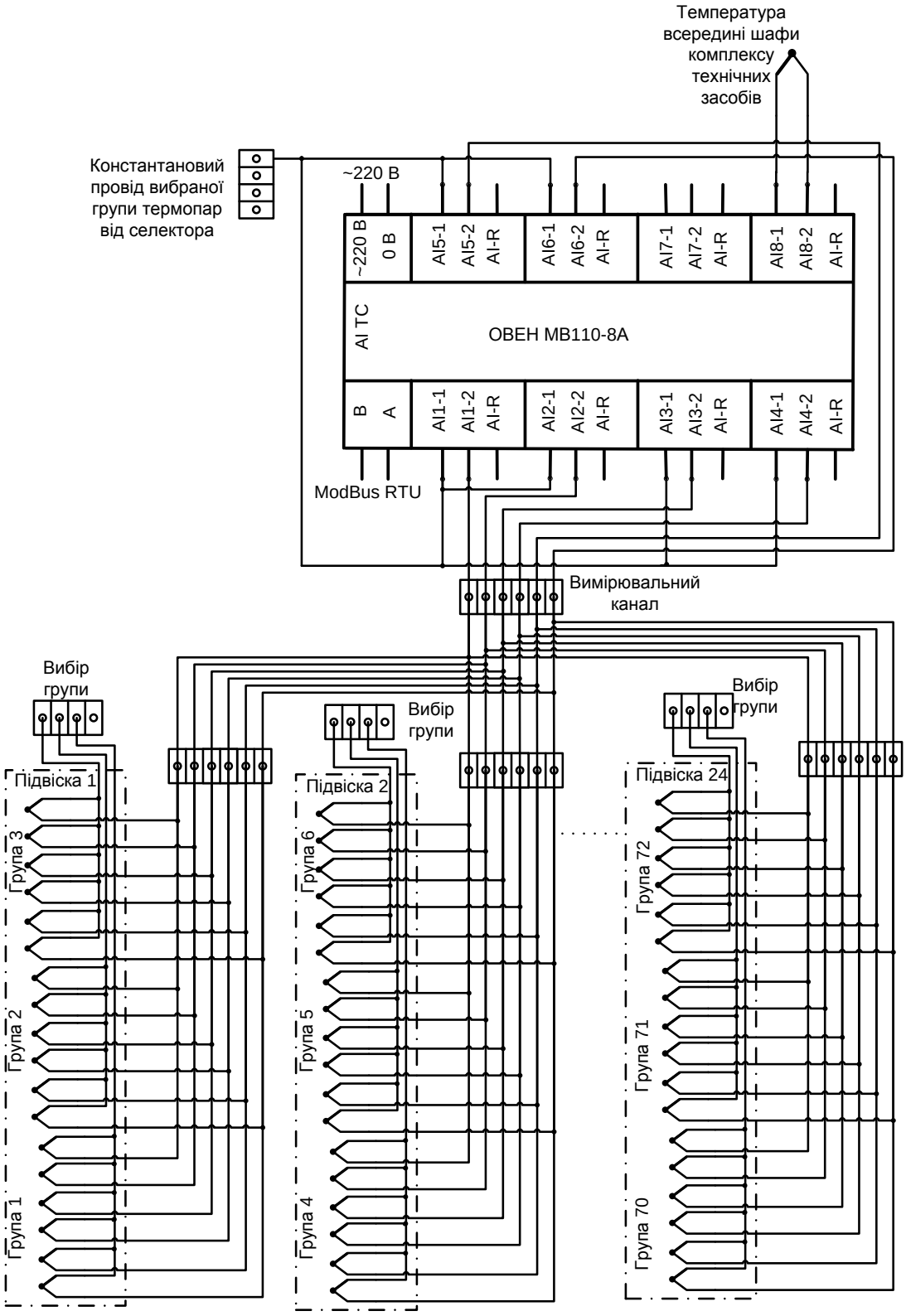


Рис. 3. Принципова схема вимірювача температури груп термопар термопідвісок на базі ОВЕН МВ110-8А

S – площа утеплюваної поверхні. Маємо стальну шафу IP67 500x400x200. Для літнього періоду для одного й того ж коєфіцієнту теплопровідності площа

поверхні складе 2*0,5*0,4+2*0,5*0,2+2*0,4*0,2 = 0,68 м^2. Для зимового періоду є дві поверхні з різними коєфіцієнтами теплопередачі 0,2 м^2 з ізоляцією та 0,48 м^2, без ізоляції.

P_S – потужність, що виділяється аппаратурою автоматики, АЦП та модулями виводу ОВЕН. За справочними диними [5], 6 + 2*25 + 6 = 62 Вт.

Застосувавши (5), отримаємо для зими -9,056 Вт, а для літа 12,8Вт. Від'ємна потужність обігрівача показує, що шафам він не потрібен. До зовнішньої температури -30 градусів Цельсія апаратура зігріє себе сама. Улітку систему можна нормально ескплуатувати при температурі повітря до 35 градусів Цельсія, а при більш точному перерахунку по формулі (5) – до 38. Тому на період спекотних днів її рекомендується удень відключати.

Висновки. В результаті виконаного дослідження обгрунтовано два напрями вирішення задачі модернізації систем термометрії зерна на елеваторах, що використовують термопідвіски. Показано шлях часткової модернізації з використанням комплекту промислового контролера зі збереженням оригінальних релейних схем комутації у надсилосній галереї елеватора. Також надано технічне рішення з повною заміною апаратури системи термометрії промисловим обладнанням фірми ОВЕН. Переваги розроблених технічних рішень:

1. Система термометрії на відміну від оригінальної стала відкритою. Тобто стало можливо застосовувати загальновживані програмні інструменти та формати баз даних. Це дозволяє будувати інтегровані та розподілені інформаційні системи підприємства з урахуванням такого важливого технологічного показника як динаміка температурного поля зерна, що зберігається;

2. У варіанті модернізації КТЗ в надсилосній галереї підвищується точність вимірювання, оскільки рішення дозволяє відмовитись від довгих вимірювальних ліній, замінивши їх цифровими каналами. Більшість довжини вимірівальних ліній тепер припадає на саму термопідвіску, яка знаходится в основму у металевому силосі зверігання, який є екраном для електромагнітних перешкод.

3. Обидва варіанти модернізації спрямовані на застосування серійного обладнання загального вжитку. Тому модернізована система може обслуговуватись неспеціалізованими фірмами з атвоматизації або підрозділом з автоматизації самого підприємства.

Перелік посилань

1. «Основные варианты выбора системы термометрии элеватора» Просянык А. В., канд. техн. наук, Соснин К.В., ГНПП «Эльдорадо», г. Днепропетровск / / «Хранение и переработка зерна» № 3 март 2008 стр. 29-30.
2. «Питання іскробезпеки при вимірюванні температури в силосах елеваторів» Ткаченко С.М., Маслов А.В. //Національний гірничий університет. Збірник наукових праць. – 2012. – №39 стор. 136-141.
3. Сканцентр 2005 / 2010. Система контролю температури зерна. Інструкція щодо установки та експлуатації. – Boone Cable Works & Electronics, Inc, 2010. – 42 с.
4. Portable Temperature System Instructions. – Safe Grain Inc., 2007. – 16 p.
5. Каталог 2016. Оборудование для автоматизации. – Компания ОВЕН, 2016. – 374 с.

6. http://electro-nagrev.ru/tekhnicheskie_voprosy/raschet-i-podbor-nagrevateley/raschet-moshchnosti-i-podbor-obogrevatelya-shkafov-avtomatiki/. Расчет мощности и подбор обогревателя шкафов автоматики. – Компания Электронагрев, 2012 – 2017.
7. http://x-teplo.ru/uteplenie/obzory-materialov/tablica-teploprovodnosti.html. Таблица данных по теплопроводности утеплителей. – Компания X-TEPLO, 2012 – 2017.

ABSTRACT

Purpose. To prove the directions and ways of solving the problem of thermocouples thermometry modernization, that can bring new quality accounting and analysis processes of self-warming grain, which is stored in a silo elevator.

The methods of research is to analyze the advanced equipment and circuit solutions for the elevator thermometry systems based on thermocouples and features of the application on real solutions for elevator thermometry systems.

Findings. Proved that specialized thermometry can realize as open system and can use to solve the thermometry problem industrial automation equipment.

The originality is to determine the modernization ways of thermocouple thermometry systems with using of standard comptrollers, such as Siemens and OWEN.

Practical implications. To develop the circuit solutions for real factories. To prove that the solutions for Ukraine climate does not need heat thermometry system cabinets placed in high gallery if they use the OWEN element base.

Keywords: thermometry, thermocouples, termopendant, measurer, selector, comptroller.

УДК 54.061:621.928.45

© Л.І. Цвіркун, Л.В. Бешта

АНАЛІЗ СТАНУ І ВИБІР МЕТОДУ ЗБАГАЧЕННЯ ВУГІЛЬНИХ ШЛАМІВ З МЕТОЮ ПОДАЛЬШОЇ АВТОМАТИЗАЦІЇ

© L. Tsvirkun, L. Beshta

ANALYSIS AND SELECTION METHOD OF ENRICHMENT COAL SLUDGE TO FURTHER AUTOMATION

Проведено аналіз стану збагачення вугілля і серед гравітаційних методів виконано вибір найбільш ефективного для збагачення вугільних шламів. Наведено детальний розгляд конструкції і дослідження принципа роботи гравітаційного класифікатора з метою подальшої автоматизації.

Проведен анализ состояния обогащения угля и среди гравитационных методов выполнено выбор наиболее эффективного для обогащения угольных шламов. Приведено подробное рассмотрение конструкции и исследование принципа работы гидравлического классификатора с целью дальнейшей автоматизации.

Вступ. Процес збагачення вугілля полягає в обробці видобутої сировини, в результаті якої відділяється чисте вугілля від різних мінеральних домішок і порожніх порід. При збагаченні вугілля отримуються зазвичай три види продукту: концентрат низькозольний, малосірчистий; промпродукт високозольний (енергетичне паливо); шлами.

На сьогоднішньому ринку збуту вугілля потрібен концентрат кращої якості з низьким вмістом золи, вологи і сірки. Збагачення шламу є в даний час важливою проблемою, вирішення якої дозволить не тільки знизити втрати палива з відходами, а й поліпшити технологію збагачення вугілля, збільшити вихід цінних продуктів збагачення і знизити собівартість концентрату.

Метою дослідження є аналіз стану, вибір і обґрунтування методу збагачення вугільних шламів з метою подальшої автоматизації.

Аналіз можливих напрямків вирішення задачі. Весь цикл переробки сировини з метою збагачення вугілля проходить на збагачувальних підприємствах і включає в себе три основних етапи [1].

Підготовчий етап. Включає наступні стадії обробки: дроблення, подрібнення, грохочення та класифікація.

Безпосереднє збагачення вугілля. При збагаченні вугілля зазвичай застосовують три методи збагачення: гравітаційний, флотаційний та електрична сепарація.

Заключний етап збагачення вугілля. На останній стадії переробки проводиться сушка очищеного вугілля. Цей етап потрібен тільки при мокрому способі збагачення.

Через сучасну механізацію видобутку вугілля, рядове вугілля містить багато дрібних фракцій і породи, що приводить до збільшення вугільної дріб'язки і відповідно шламів при збагаченні.

Зазвичай дрібні фракції вугілля менш 0,5 мм збагачувалася пінною флотацією. Однак вартість будівництва флотаційної лінії дуже висока, так само як і витрати на закупівлю реагентів. Тому розробка нових технологічних рішень, які спрямовані на ефективну переробку шламів з отриманням товарного продукту з поліпшеними споживчими властивостями, є актуальною і має велике практичне значення. Одним з таких технологічних рішень є гравітаційні методи збагачування.

Гравітаційними методами збагачення називаються процеси, в яких поділ мінеральних часток, що відрізняються щільністю, розміром або формою, з відмінностями в характері і швидкості їх руху в середовищі, виконується за рахунок сили тяжіння і сил опору.

Гравітаційні методи збагачення вугільних шламів нефлотаційної крупності займають провідне місце серед інших методів збагачення, як в практиці переробки вугілля, так і золотовмісних, вольфрамових руд і руд чорних металів [2]. Дані технології мають високу економічну ефективність, так як висока продуктивність гравітаційних машин дозволяє спрощувати технологічні схеми збагачувальних фабрики. Це дозволяє знижувати питомі капітальні витрати на їх бу-

дівництво, собівартість переробки і зменшувати кількість обслуговуючого персоналу.

Вибір методу збагачення. В останні роки застосовуються такі методи гравітаційного збагачення вугільних шламів: на важкосередовищних циклонах, гвинтових сепараторах, відсадочних машинах, гідросайзерах тощо.

Збагачення в важкосередовищних гідроциклонах. Важкосередовищні гідроциклони застосовуються для збагачення вугілля з нижньою межею крупності 0,5 мм, в ряді випадків – 0,1 мм.

Значення похибки поділу E_{pm} при цьому становить 40-80 кг/м^3. Перевагами технології збагачення вугілля в важкосередовищних гідроциклонах є: відносно висока точність поділу; ефективне збагачення вугілля важкої і дуже важкої збагачуваності; висока точність регулювання щільності поділу [2].

Недоліки: відносно високі експлуатаційні витрати (головним чином на електроенергію і магнетит); необхідність регенерації магнетитової суспензії.

Збагачення на гвинтових сепараторах. Застосування гвинтових сепараторів базується на низьких експлуатаційних витратах при досить високій ефективності поділу вихідного вугілля на фракції різної щільності, особливо при виділенні високозольних важких фракцій. Можна стверджувати, що це найменш витратне обладнання, що застосовується в гравітаційних процесах збагачення. У ньому відсутні рухомі частини, приймачі електроенергії, не використовуються реагенти та інші витратні матеріали, а процес поділу відбувається при самоплині матеріалу по криволінійній поверхні в результаті дії гравітаційної і відцентрованої сил. Похибка поділу E_{pm} = 100-250 кг/м^3. Нижня межа крупності живлення гвинтових сепараторів знаходиться у межах 0,1-0,15 мм, що дає можливість істотно знизити навантаження на дорогий процес флотації [2].

Відсадочні машини для збагачення шламів набули широкого поширення в практиці збагачення всіх типів енергетичного і коксівного вугілля легкої та середньої збагачуваності завдяки [1]: можливості ефективного збагачення вугілля різного фракційного і гранулометричного складів в широкому діапазоні їх марочної приналежності, цільового призначення та збагачуваності; малооперацийності технологічного комплексу; високої продуктивності (5-20 т/рік на 1м^2 робочої площі відсадочної машини); відносно низької енергоємності процесу.

Але для збагачення тонких шламів ефективність їх застосування відносно низька. Похибка поділу для класу 0,5х1 мм становить 170 кг/м^3, а для класу 0,1х0,5 мм – 230 кг/м^3.

Гідросайзери (гідравлічні класифікатори). Гідросайзери використовуються на багатьох збагачувальних фабриках Австралії, Великобританії, Індії, Китаю, Польщі, США, ПАР. Застосування гідросайзерів є вирішенням проблем при збагаченні дрібних вугільних фракцій, оскільки останні забезпечують високоефективний витяг вугільної фракції розміром 0,08-3 мм.

Метод поєднує відносно низькі капітальні та експлуатаційні витрати з можливим простим автоматичним режимом роботи [1,2].

Переваги гідросайзерів: відносна простота пристрою, можливість збагачення вугілля по низькій щільності поділу менше 1500 кг/м^3, можливість авто-

матичного регулювання щільності поділу, відносно висока питома продуктивність, великий термін роботи, більш низькі значення E_{pm}. Недоліки: низька ефективність збагачення вугілля важкою збагачуваності, потреба в чистій оборотній воді для забезпечення процесу збагачення, вузький клас крупності часток ефективно збагачуваних в одному апараті. Похибка E_{pm} роботи гідросайзерів становить 70-150 кг/м^3 при щільності поділу 1350-2000 кг/м^3.

Таким чином аналіз показує, що для збагачення вугільних шламів найбільш ефективним є гравітаційний метод із застосуванням гідросайзерів.

Аналіз конструкції гідросайзера. Розглянемо гідросайзер "Floatex", який досконалу конструкцію за рахунок обладнання декількома розвантажувальними клапанами для стабілізації режиму поділу і може бути застосований для збагачення вугільних шламів [3].

Детальний розгляд конструкції і принципа роботи гідросайзера "Floatex" може бути використаний при розробці алгоритмів керування апаратом з метою подальшої автоматизації. При цьому слід звернути увагу на процес розподілу матеріалу в потоках рідини, що підіймається у верхній його частині, який мало вивчений.

Апарат "Floatex" представляє собою сепаратор з стисненим осадженням в потоці води, що підіймається [4]. Апарат є ємністю, яка звужується до низу (рисунок 1).

Потік води, що підіймається, вводиться під постійним тиском і заданої швидкості потоку в камеру тиску, звідки він рівномірно розподіляється в основу гідросайзера через розподільну пластину. Потік води подається окремим насосом з бака з постійним підживленням води.

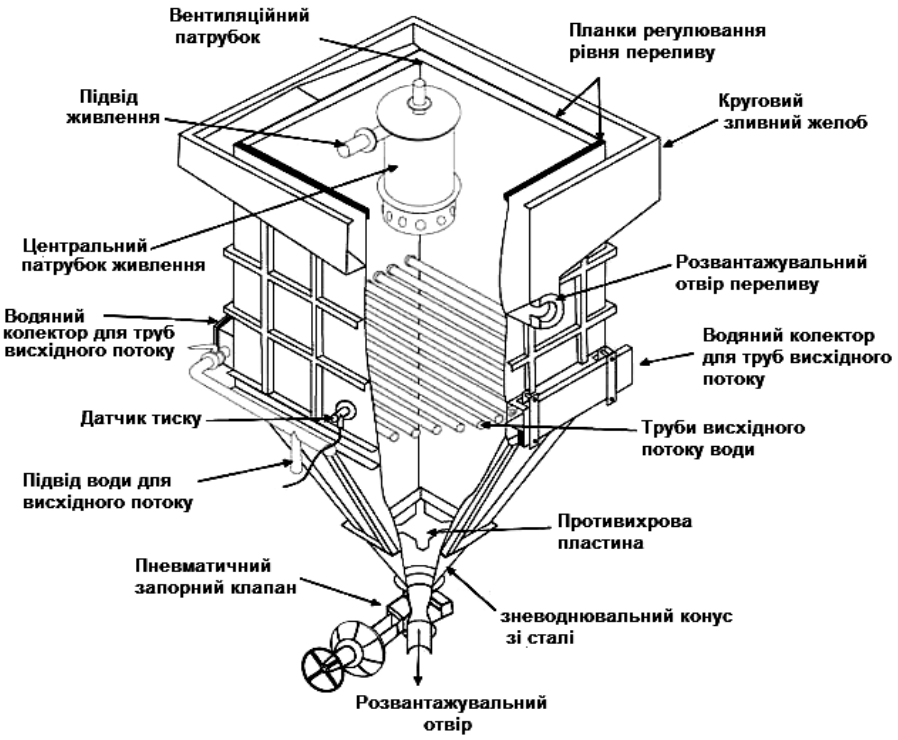


Рис. 1. Гідравлічний класифікатор «Floatex»

Для досягнення необхідного значення швидкості потоку при запуску установки передбачена система клапанів регулювання потоку разом з витратомірами.

По виду процесів, апарат можна розділити на дві частини: відділення класифікації (вище подачі води) і відділення збору і розвантаження важких фракцій (нижче подачі води).

Між ними розташовується пристрій (система трубок, встановлених на певній відстані одна від одної), який утворює висхідні потоки рідини.

Через верхню частину в гідросайзер безперервно завантажуються вугільні шлами у вигляді пульпи, з вмістом 40-60% твердої фази за масою. З надходженням пульпи мінерали взаємодіють з попередньо сформованим прошарком, який знаходиться в підвішеному стані за рахунок висхідного потоку води, швидкість якого визначається гранулометрією і плотнометрією живлення та необхідною щільністю поділу пульпи. Під час попадання часток в висхідний потік води відбувається їх поділ. Тверда фаза в гідросайзері розділяється таким чином, що більші (або тяжкі) частини концентруються в нижній частині сепаратора, а тонкодисперсні (легкі) частки – у верхній частині.

Таким чином, зважений прошарок утворюється на підкладці з важких фракцій, яка підтримує шар більш легкої фракції – вугілля.

Щільність зваженого прошарку підтримується регульованим скиданням надлишку матеріалу через розвантажувальні клапана гідросайзера.

Порції вихідного матеріалу, які подаються, витісняють дрібну і легку фракції вугілля через перелив гідросайзера в зливний жолоб. Важкі фракції опускаються до низу під дією сили тяжіння і згодом віддаляються через розвантажувальний отвір, що керується системою автоматичного регулювання. Для безперебійної роботи гідросайзера необхідно підтримувати постійну подачу висхідного потоку води при постійному тиску.

Висновки. Проведений аналіз стану збагачення дозволив вибрати гравітаційні методи, як найбільш ефективні для вугільних шламів. Додаткові дослідження довели, що для збагачення вугільних шламів необхідно застосовувати гідравлічні класифікатори. Детальний розгляд конструкції і принципа роботи гідросайзера "Floatex" може бути використаний при розробці алгоритмів керування апаратом з метою подальшої автоматизації.

Перелік посилань

1. Кармазин В.В. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / В.В. Кармазин, И.К. Младецкий, П.И. Пилов. – 2-е изд., стер. – М.: Горная книга, Издательство МГГУ, 2009. – 221 с. – ISBN 978-5-98672-130-9.
2. Сокур А.К. Обзор гравитационных технологий обогащения угольных шламов нефлотационной крупности / А.К. Сокур // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. / Нац. гірн. ун-т. – Д., 2012. – Вип. 51(92). С. 97-103.
3. Кирнарский А.С. К вопросу эффективной работы гидросайзеров / А.С. Кирнарский, А.Н. Иванченко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – М.: Из-во МГГУ. – 2002. – №8. – С. 54 – 62.
4. Бешта Л.В. Физическая модель гравитационного обогащения угольных шламов в аппарате «Floatex» / Л.В. Бешта, Д.А. Бешта, Л.И. Цвиркун // Проблеми розвитку впрова-

дження інформаційних технологій у наукову та інноваційну сфери освіти: матеріали XI міжнар. конф., 25 листоп. 2014 р., м. Дніпропетровськ, Д.: Національний гірничий університет, 2014. – С. 30-31.

ABSTRACT

Purpose. Analysis, choice and justification for the method of enrichment of coal sludge for further automation.

The methods of the study is the analytical analysis of the known gravitational methods of enrichment of coal sludge, choosing the most effective and the research had studied the processes of distribution of material on top of the concrete hydraulic sizer.

Findings. The analysis of enrichment allowed to choose gravitational methods as the most effective for coal sludge. Additional studies have shown that enrichment of coal sludge should be used hydraulic classifiers.

The originality lies in the choice of gravitational most effective methods for enrichment of coal sludge and detailed descriptions for specific hydraulic sizer process of distribution of material in the upper part, which is poorly understood.

Practical implications. Can be used to develop control algorithms for hydraulic machine classifier for further automation.

Keywords: enrichment, coal sludge, gravitational methods, hydraulic classifier, algorithms, control, automation

ЕКОЛОГІЧНА БЕЗПЕКА ТА ОХОРОНА ПРАЦІ
ECOLOGICAL SAFETY AND LABOR PROTECTION

УДК 004.42+502.3

© А.А. Бессажна, Н.О. Непошивайленко

ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ КОМП'ЮТЕРИЗОВАНИХ МЕТОДІВ ОЦІНКИ ВПЛИВУ НА ДОВКІЛЛЯ ЗАБРУДНЮЮЧИХ РЕЧОВИН

© A. Bessazhna, N. Neposhyvaylenko

COMPARATIVE ANALYSIS COMPUTERIZED METHOD FOR ASSESSING THE ENVIRONMENTAL IMPACT OF POLLUTANTS

У роботі наведені результати екологічної оцінки впливу промислового підприємства на довкілля, отримані різними комп'ютеризованими методами (програмне забезпечення ЕОЛ+, УПРЗА «Еколог»). Розроблені аналітичні карти розсіювання, на основі яких встановлені зони впливу забруднень. Результати розрахунків, співставлені між собою та санітарними нормативами.

В работе приведены результаты экологической оценки воздействия на окружающую среду промышленного предприятия, полученные различными компьютеризированными методами (программное обеспечение ЕОЛ +, УПРЗА «Эколог»). Разработаны аналитические карты рассеивания, на основе которых установлены зоны влияния загрязнений. Результаты расчетов, сопоставлены между собой и санитарными нормами.

Вступ. Однією з глобальних проблем, що стоять перед людством, є забруднення навколишнього середовища в масштабах, що перевищують його здатність до самоочищення. Найбільш інтенсивному забрудненню піддається атмосфера. Тому дуже важливим є пошук ефективних методів визначення стану та контролю якості атмосфери в районі розташування промислових підприємств з метою адекватної оцінки забруднення.

Оцінити якісний стан довкілля можна розрахунковим та аналітичним шляхом. За отриманими результатами визначається якісний стан довкілля (граничнодопустимі викиди, максимальні приземні концентрації забруднюючих речовин), виконується оцінка антропогенного впливу згідно порівнянь результатів обчислень із санітарними нормами, а також на картографічній основі відображається спрямованість та зона впливу джерел забруднень.

Оцінка антропогенного впливу базується на єдиній методиці розрахунку концентрацій в атмосферному повітрі шкідливих речовин, що містяться у викидах підприємств – ОНД-86 [1]. ОНД-86 встановлює вимоги для розрахунку концентрацій шкідливих речовин в атмосферному повітрі на різних відстанях від джерел викидів. На основі розрахунків, надається висновок про вплив даного підприємства на навколишнє середовище в заданому районі шляхом порівняння розрахункової концентрації забруднюючої речовини з рівнем гранично допустимих концентрацій (ГДК) цих речовин.

Удосконалення зазначеної методики, що спостерігається останнім часом, сприяло автоматизації механізму розрахунку концентрацій забруднюючих речовин в питомих точках та відстані, на яку вони розсіюються.

Згідно зазначеної методики ОНД-86 розроблено комп'ютеризований підхід розрахунку на основі програмного продукту «ЕОЛ+» [2], який є основним державним офіційним програмним продуктом для проведення оцінки впливу на навколишнє середовище (ОВНС) будь-якого виду господарської діяльності, в результаті якої відбувається забруднення атмосферного повітря шкідливими речовинами.

В основі уніфікованої програми розрахунку забруднення атмосфери «Еколог» (УПРЗА «Еколог») [3] також покладено «Методика розрахунку концентрацій в атмосферному повітрі шкідливих речовин, що містяться у викидах підприємств (ОНД-86)». Основною відмінністю, від попереднього методу є використання графічного модуля «ГІС Еколог», який дозволяє створити й редагувати карту-схему підприємства і місцевості, на яку будуть нанесені результати розрахунку розсіювання..

Також існує перелік програм, таких як ЕРА-КЛАС – використовується для розрахунків забруднення атмосфери; ТОПАЗ «Екологія» - формування документації екологічної звітності; Елан «Джерело» - розрахунки обсягів викидів у атмосферне повітря; ООО «МЛН»-«Inv95» - інвентарізація викидів на підприємствах, які розроблені для виконання певних екологічних завдань, але не охоплюють всього спектру оцінки впливу на навколишнє середовище.

Достатньо велика кількість комп'ютеризованих методів оцінки антропогенного впливу на довкілля призводить до розгубленості користувачів щодо вибору найбільш доступного і водночас ефективного методу. Разом з тим в Україні визнано єдиний офіційний автоматизований механізм розрахунку [1], що також не дозволяє користувачу бути впевненому в адекватній оцінці впливу джерел забруднення на довкілля. Отже, провести розрахунок концентрацій шкідливих речовин в атмосферному повітрі у заданих точках, які утворюються в результаті роботи певного підприємства, можна за допомогою ручного (ОНД-86) та комп'ютеризованих методів розрахунку.

Мета дослідження: порівняння результатів комп'ютеризованих методів оцінки впливу на довкілля забруднюючих речовин, що викидаються в атмосферне повітря промисловими підприємствами.

Задачі дослідження включали:

1) визначення впливу на довкілля (максимальної приземної концентрації забруднюючих речовин та відстані, на яку вони розсіюються) промислового підприємства за методикою ОНД-86, використовуючи програмне забезпечення ЕОЛ+ та УПРЗА «Еколог»;

2) оцінка зони впливу підприємства різними комп'ютеризованими методами;

3) пошук оптимального підходу визначення реального впливу на довкілля джерел забруднення.

Викладення основного матеріалу. У ході виконання роботи, використовуючи різні методи, визначено значення приземних концентрацій основних забруднюючих речовин ПАТ «Дніпродзержинський цементний завод Хайльдерберг Цемент Україна» та відстані, на які вони розповсюджуються. У таблиці 1

представлено результати розрахунків.

Таблиця 1

Результати розрахунків приземних концентрацій забруднюючих речовин і відстані на які вони розповсюджуються

Речовина	ГДК речовин, мг/м^3	Ручний розрахунок ОНД-86		
		Концентрація, мг/м^3	Концентрація у долях ГДК	$X_{мах}$, м
Пил клінкеру	0,3	0,002-0,08	0,267	27,6-460,81
Пил цементу	0,1	0,006-0,06	0,6	37,95-147,84
Сірки діоксид	0,5	0,08	0,16	614,41
Оксид азоту	0,4	0,005-0,03	0,15	255-599,6

Речовина	ГДК речовин, мг/м^3	Автоматизований розрахунок					
		ЕОЛ+			УПРЗА		
		Концентрація,		$X_{мах}$, м	Концентрація,		$X_{мах}$, м
		мг/м^3	долі ГДК		мг/м^3	долі ГДК	
Пил клінкеру	0,3	0,016-0,052	0,173	700	0,052-0,15	0,175	800
Пил цементу	0,1	0,0331-0,222	2,22	100	0,02-0,2	2,0372	200
Сірки діоксид	0,5	0,011-0,093	0,186	500	0,09-0,102	0,185	600
Оксид азоту	0,4	0,0068-0,04	0,202	500	0,006-0,04	0,2	600

В результаті розрахунків ручним способом, що ґрунтується на врахуванні дії кожного окремого джерела забруднення, встановлена відсутність перевищення нормативних показників забруднення атмосферного повітря – максимальна приземна концентрація не перевищує ГДК по жодному джерелу, а відстань, на яку розсіюються викиди, не виходить за межі ССЗ підприємства, як видно з графіків на рисунках 1 – 2.

За проведеними автоматизованими розрахунками, використовуючи програмне забезпечення «ЕОЛ+» та УПРЗА «Еколог», враховано метеорологічні умови, характеристики проммайданчика, сумісна дія усіх джерел викидів та сформовано наочне зображення розсіювання забруднюючих речовин в межах проммайданчика. Досліджуючи ситуацію з речовинами, що викидаються на підприємстві з декількох джерел, отримали скориговані розрахунки концентрацій пилу клінкеру, оксиду азоту, при цьому перевищень нормативів не виявлено, як і при ручних розрахунках.

Виключенням виявилось значне збільшення концентрації пилу цементу (від 0,331 ГДК до 2,220 ГДК за програмою «ЕОЛ+»; від 0,2037 ГДК до 2,0372 ГДК за розрахунками програми УПРЗА «Еколог»), що обумовлено виділенням даної забруднюючої речовини з п’яти джерел викидів (при ручному розрахунку не було враховано, тому перевищень нормативів не було виявлено).

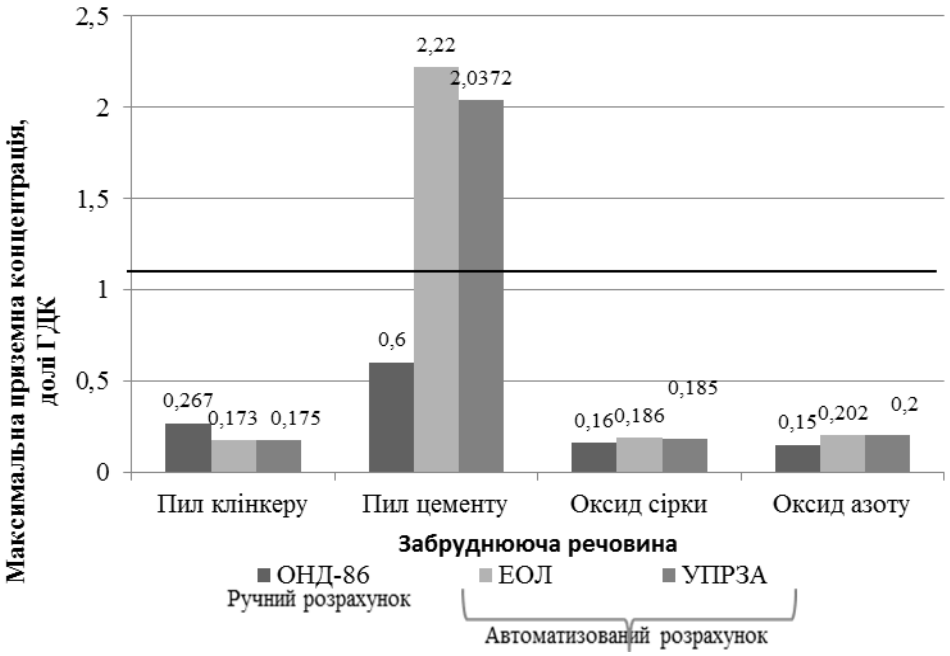


Рис. 1. Максимальна приземна концентрація забруднюючих речовин визначена різними методами у долях ГДК

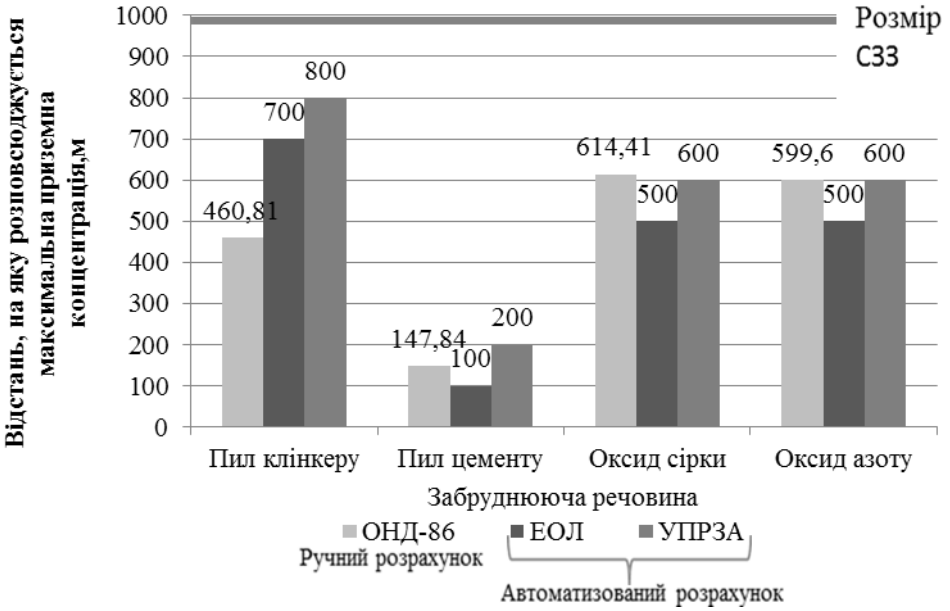


Рис. 2. Відстань, на яку розповсюджується максимальна приземна концентрація забруднюючих речовин, визначена різними методами

Виконуючи другу задачу дослідження різними комп'ютеризованими методами розраховано:

- загальну площу, на яку розсіюється речовина, без урахування перевищень ГДК;
- площу, на якій відбувається перевищення ГДК цементного пилу.

Ручним розрахунком за методикою ОНД-86 можна визначити лише площу, на яку розповсюджується максимальна приземна концентрація (через відсутність графічного зображення).

В програмі «ЕОЛ+» було створено карту розсіювання цементного пилу і побудовано СЗЗ, виходячи з даних, що були закладені для розрахунку. Карта розсіювання не прив'язана до місцевості, що робить обробку результатів незручною. Проте, після її накладання на космознімок місцевості розташування підприємства (дивись рисунок 3А), видно яку реальну територію охоплює зона забруднення.

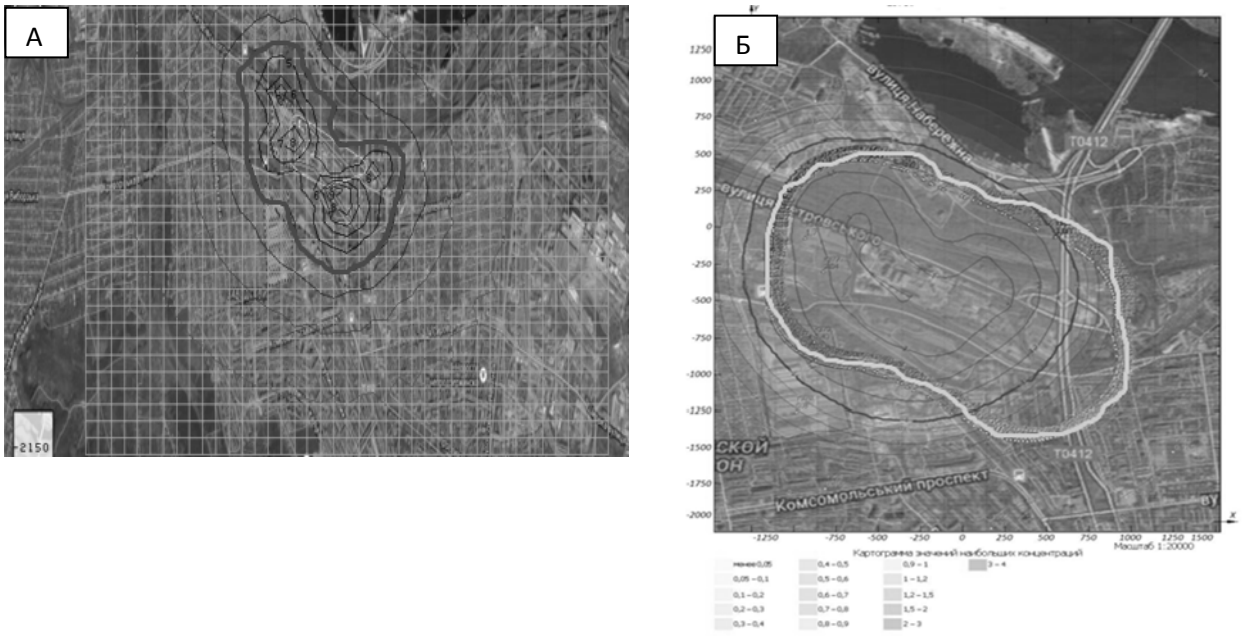


Рис. 3. Карта розсіювання цементного пилу А) оригінальне зображення за «ЕОЛ+» накладене на космознімок місцевості; Б) карта розсіювання цементного пилу (УПРЗА «Еколог»)

В програмі УПРЗА «Еколог» автоматично побудована більша СЗЗ, оскільки дана програма будує санітарно-захисну зону навколо кожного окремого джерела, після цього накладує отримані шари один на одний і створює відповідну зону. Вставлюючи таку СЗЗ, вплив на природні системи і населення буде мінімальним, адже майже вся площа, де відбувається перевищення нормативних показників знаходиться в зоні підприємства (дивись рисунок 3Б). Але це несе економічні збитки підприємству – необхідно підтримувати землі у відповідному стані і проводити озеленення на більший за площею територією.

Основною перевагою методу є використання графічного модуля «ГІС Еколог», який дозволяє занести і редагувати карту-схему підприємства і місцевості, на яку будуть нанесені результати розрахунку розсіювання. Після

опрацювання наведених карт, визначенно площу забруднення цементним пилом району Романково, яку наведено в таблиці 2.

На рисунку 4 зображено порівняння основних показників впливу від цементного пилу. Площа, на яку росповсюджується максимальна приземна концентрація складає 0,069 км^2 за ручним розрахунком. Максимальна приземна концентрація розрахована таким методом не мала перевищень ГДК, площа дії цементного пилу не виходить за межі СЗЗ підприємства. Такі розрахунки проведені грубо ($X_{мах}$ приймається за радіус і розраховується площа кола, на яку розсіюється речовина), не враховується сумація дії джерел, роза вітрів і рельєф місцевості, що не дає достовірних результатів при використанні цього методу.

Таблиця 2

Площа забруднення цементним пилом району Романково м.Дніпродзержинська

Метод оцінки	Площа на яку розповсюджується речовина, км^2	
	Загальна площа (показник 1)	За межами ССЗ, з перевищенням значень ГДК (показник 2)
ОНД-86	0,069	0
ЕОЛ	1,34	1,21
УПРЗА	2,813	0,5

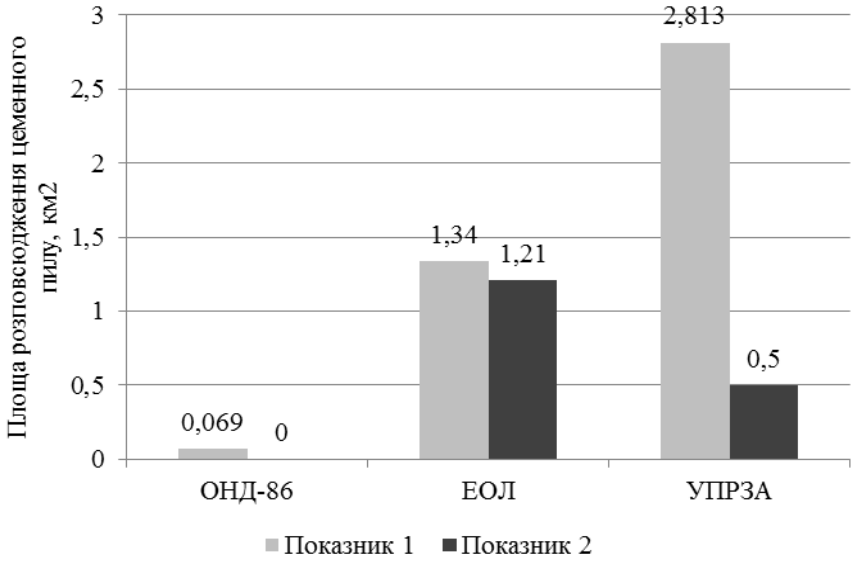


Рис. 4. Площі впливу цементного пилу на навколишнє середовище і населення району

За допомогою програми УПРЗА «Еколог» було виявлено, що перевищення ГДК цементного пилу складає 2,0372 ГДК, площа, на яку розсіюється

забруднення складає 2,813 км^2, але за межами підприємства відчувається вплив лише на площі 0,5 км^2. Дана програма будує СЗЗ навколо кожного джерела, виходячи з даних, що в неї запрогромованні, враховуючи тип устаткування та його технологічні характеристики, тому отримана площа СЗЗ для даного підприємства удвічі більша, ніж за програмою ЕОЛ+. Це пояснює різницю отриманних даних по трєтьму показнику. Тому при реальних даних, виходячи з проектної документації, необхідно розуміти, яка СЗЗ у даного підприства і яка реальна площа забруднення.

Результати розрахунку площі за програмою ЕОЛ+, на яку розсіюється цементний пил концентрацією 2,22 ГДК складає 1,34 км^2, вплив цементного пилу за межами СЗЗ розповсюджується на площу 1,21 км^2. При розрахунках даним методом було також враховано рельєф місцевості, та ступінь сумарного впливу від джерел забруднення.

Висновки.

1. Проведено оцінку впливу на довкілля на прикладі цементного підприємства за методикою ОНД-86 різними методами, згідно до якої встановлено, що використання сучасних комп'ютеризованих методів є більш доцільним, ніж розрахунок ручним методом.

2. Встановлено переваги використання програмних продуктів «ЕОЛ+» та УПРЗА «Еколог» над ручним методом, що полягають у врахуванні метеорологічних умов (температурних показників, рози вітрів), рельєфу місцевості, ефекту сумації викидів. Визначено, що збільшення концентрації цементного пилу, яка є основною забруднюючою речовиною підприємства, за розрахунками програми «ЕОЛ+» становить 0,331-2,220 частин ГДК, УПРЗА «Еколог» – 0,203 – 2,0372 частин ГДК, проти результатів розрахунку ручним методом, за якими не було виявлено перевищення концентрації даної речовини.

3. З'ясовано, що прерогативою використання комп'ютеризованих методів є побудова карт розсіювання шкідливих речовин, які мають наочний характер. За допомогою аналітичних карт, визначено територію, на яку здійснюється безпосередній вплив цементного пилу. За програмою ОНД-86 площа впливу найменша 0,069 км^2 (пояснюється спрощеним розрахунком), використовуючи автоматичні розрахунки за допомогою програм «ЕОЛ+» та УПРЗА «Еколог» було виявлено вплив цементного пилу на території 1,34 і 2,813 км^2 відповідно.

4. Програми «ЕОЛ+» і УПРЗА «Еколог» базується на єдиній методиці розрахунку концентрацій в атмосферному повітрі шкідливих речовин, що містяться у викидах підприємств – ОНД-86, що дає можливість використовувати програми для ОВНС. Також дані програми мають ряд переваг над ручним методом розрахунку, що дає можливість отримувати більш реальні результати розрахунку.

5. Спираючись на вищесказане, однозначну перевагу мають комп'ютеризовані методи оцінки впливу на навколишнє середовище. Програма «ЕОЛ+» поступається УПРЗА «Еколог», через відсутність функцій прив'язки до місцевості і можливості враховувати тип і технічні характеристики джерела забруднення. Отже, програму УПРЗА «Еколог» можна використовувати, як

державний програмний продукт для проведення оцінки впливу на навколишнє середовище (ОВНС) у разі необхідності більшої детальності та врахування особливостей місцевості.

Перелік посилань

1. ОНД - 86. «Методика розрахунку концентрації в атмосферному повітрі шкідливих речовин, що містяться у викидах підприємств». - Л. Гідрометеоіздат, 1987.
2. ЕОЛ «Інструкція користувача програми ЕОЛ»: - К, 2000. – 35с.
3. УПРЗА «ЕКО центр». «Інструкція користувача»: - Воронеж, 2012.- 28 с.

ABSTRACT

Purpose. To compare the results of computer methods for environmental impact assessment of pollutants that are released into the air by industrial enterprises.

The methods. Determination of the environmental impact of industrial enterprises by the methodology OND- 86 and using EOL + and software UPRZA "Ecologist". Evaluation of influence of the enterprise zone by various computer methods. Finding the optimal approach of determining the real impact on the sources of environmental pollution

Findings. It benefits of using software products "EOL +" and UPRZA "Ecologist" over the manual method consisting in taking into account weather conditions (temperature, wind rose), the terrain, the effect of summation emissions. It was found that the prerogative of computerized methods is to construct maps of dispersion of pollutants that have a visual nature.

The originality. To compare basic methodologies for assessment of environmental impact OND-86 EOL + and the new program UPRZA "Ecologist". Determining the strengths and weaknesses of each methodology

Practical implications. UPRZA "Ecologist" is recommended for using to assess the impact on the environment, if more details and consideration of terrain are necessary

Keywords: OND-86 EOL + UPRZA "Environmentalist" cement dust, the maximum surface concentrations, map scattering zone of influence.

УДК 502.131

© А.В. Журавель, Н.О. Непошивайленко

ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ ЕКОЛОГО-ЕКОНОМІЧНИХ МЕТОДІВ ОЦІНКИ ПРОМИСЛОВОГО ЗАБРУДНЕННЯ АТМОСФЕРНОГО ПОВІТРЯ

© A.V. Zhuravel, N.O. Neposhyvaylenko

COMPARATIVE ANALYSIS OF METHODS OF ECOLOGICAL AND ECONOMIC ASSESSMENT OF INDUSTRIAL POLLUTION OF THE ATMOSPHERIC AIR

Проведено економічну оцінку забруднення довкілля, спираючись на розрахунки різними економічними методами: еколого-економічних збитків та екологічного податку. Запропоновано вдосконалення системи сплати компенсаційних збитків, що наносить господарська діяльність довкіллю.

Проведена экономическая оценка загрязнения окружающей среды, основанная на расчетах различными экономическими методами: эколого-экономический ущерб и экологический налог. Предложено усовершенствование системы оплаты компенсационных ущербов, которые наносит хозяйственная деятельность окружающей среде.

Вступ. Охорона навколишнього середовища залишається однією з найбільш складних проблем господарської діяльності. Особливо гострою вона є у регіонах з високим промисловим потенціалом, де в довкілля потрапляє велика кількість різноманітних речовин, більша частина яких є токсичними.

В умовах становлення економічної самостійності підприємств, недостатності бюджетного фінансування, зниження ефективності державного контролю, необхідності зменшення негативного впливу екологічно шкідливих виробництв на природне середовище, важливим стає вдосконалення економічного регулювання впливу діяльності підприємств на навколишнє середовище. Разом з цим актуальними залишаються питання економічного стимулювання впровадження екологічно чистих технологічних систем у промисловості.

Застосування економічно обґрунтованих методів при розв’язані питань екологічної політики, дозволяє:

- своєчасно визначити масштаби наслідків від антропогенних забруднень, адекватно оцінити розмір збитку завданому здоров’ю населення та мотивувати компенсаційні заходи;
- розробити ефективні цільові програми екологічного оздоровлення навколишнього середовища, мінімізувати економічні витрати суб’єктів господарювання, визначити ряд заходів, спрямованих на підвищенні якості навколишнього середовища [1].

Метою дослідження є порівняння еколого-економічних методів оцінки впливу на довкілля господарської діяльності на прикладі підприємства цементного виробництва.

Задачі дослідження:

- опрацювати методики еколого-економічної оцінки забруднення атмосферного повітря;
- визначити обсяги збитків, завданих навколишньому середовищу від роботи промислового підприємства, та екологічних податків цього ж підприємства;
- порівняти результати еколого-економічної оцінки забруднення атмосферного повітря, отримані за різними методами розрахунку;
- надати висновки та пропозиції щодо удосконалення механізмів еколого-економічної оцінки забруднення довкілля.

Викладення основного матеріалу. Еколого-економічну оцінку забруднення атмосферного повітря проведено за трьома методиками:

1) Емпіричний метод розрахунку економічних збитків (Збиток 1), який дозволяє оцінити укрупнену величину збитку без розподілу його на окремі пореципієнтні збитки [1]. Розрахунок обсягу економічних збитків від погіршення атмосфери шкідливими речовинами справляється з урахуванням коефіцієнту, який враховує розташування джерела викиду і кількість населення, якому завдано збитків; коефіцієнту, який враховує висоту викиду; питомих збитків від 1т шкідливої речовини, що надійшла в атмосферу (у дол.США) та маси викиду речовини в атмосферу.

2) Методика розрахунку розмірів відшкодування збитків, які заподіяні державі і результаті наднормативних викидів забруднюючих речовин в атмосферне повітря [2] (Збиток 2), розроблена відповідно до Законів України «Про охорону навколишнього природного середовища» та «Про охорону атмосферного повітря». Розмір відшкодування збитків за наднормативний викид однієї тонни забруднюючої речовини в атмосферне повітря розраховується на основі розміру мінімальної заробітної плати, установленої на час виявлення порушення, з урахуванням регулюючих коефіцієнтів, що враховують територіальні соціально-екологічні особливості та рівень забруднення атмосферного повітря населеного пункту, а також показника відносної небезпечності забруднюючих речовин.

3) Офіційна методика розрахунку екологічного податку [3]. З 1 січня 2010 р. згідно Податкового кодексу в Україні запроваджується екологічний податок. Екологічний податок справляється за фактичні обсяги викидів у атмосферне повітря та скидів у водні об’єкти забруднюючих речовин, розміщення відходів, фактичного обсягу утворення та тимчасового зберігання радіоактивних відходів. Платниками податку є суб'єкти господарювання, які здійснюють викиди забруднюючих речовин в атмосферне повітря стаціонарними джерелами забруднення, скиди забруднюючих речовин безпосередньо у водні об'єкти, розміщення відходів, утворення та тимчасове зберігання радіоактивних відходів. Обсяги екологічного податку розраховуються згідно ставок податку в поточному році за тонну забруднюючої речовини та фактичного обсягу цієї речовини, що потрапила у довкілля.

Еколого-економічну оцінку забруднення атмосферного повітря проведено на прикладі підприємства цементного виробництва – ПАТ «Дніпродзержинсь-

кий цементний завод Хайльдерберг Цемент Україна» – спеціалізованого в основному на виробництві шлакових видів цементу та розташованого у правобережній частині міста Дніпродзержинська на одному проммайданчику [4]. Під час діяльності підприємства, у навколишнє середовище надходять:

1) тверді речовини (в т.ч. пил клінкеру, пил цементу, пил вапняку, пил шлаку, пил абразивно-металевий, пил деревний) – загальним обсягом 539,15 т/рік;

2) діоксид сірки – обсягом 1007,83 т/рік;

3) діоксид азоту – обсягом 405,36 т/рік;

4) оксид вуглецю – обсягом 0,54 т/рік;

5) вуглеводні граничні – обсягом 0,10 т/рік.

Згідно наведених вище методик, проведено розрахунок еколого-економічної оцінки забруднення атмосферного повітря валовими викидами ПАТ «Дніпродзержинський цементний завод Хайльдерберг Цемент Україна». Розрахунок проводився з урахуванням регулюючих коефіцієнтів відповідно до методик розрахунку збитків, а також ставки екологічного податку з урахуванням їх індексації протягом 2010-2016 рр., для кожної забруднюючої речовини, що надійшла до атмосферного повітря в результаті технологічного циклу роботи підприємства.

Обсяг економічних збитків від забруднення атмосфери шкідливими речовинами проводився станом на 2010 р. застосовуючи зазначені вище методики розрахунку збитків, а розрахунок екологічного податку проведено для 2010 та 2016 рр. з метою спостереження удосконалення фіскальної природоохоронної політики в Україні. Результати розрахунків обсягів відшкодування збитків згідно відповідних еколого-економічних методик наведені в таблиці 1.

Таблиця 1

Результати розрахунку збитків та екологічного податку, тис.грн./рік

Назва речовини	Збиток 1*	Збиток 2	Екологічний податок	
	2010 р.	2010 р.	2010 р.	2016 р.
Тверді речовини	1065,9	8636,1	174,9	259,0
Діоксид сірки	2202,6	32438,7	1340,1	1984,0
Діоксид азоту	1413,2	16309,0	539,0	798,0
Оксид вуглецю	0,5	0,3	0,03	0,04
Вуглеводні граничні	-**	1,6	0,007	0,01
Загалом	**4682,2**	**57385,7**	**2054,0**	**3041,0**

Примітки: * - в перерахунку на гривні, відповідно до курсу 2010 р. (8,0055 грн. за 1 дол. США) [5].

** - за емпіричним методом розрахунку для граничних вуглеводнів розрахунок збитків не ведеться, через відсутність даних по питомим збитками даною речовиною.

На рисунку 1 наведено порівняння обсягів збитків, завданих навколишньому середовищу, розрахованих за різними методиками, які повинно відшкодовувати підприємство, та обсягів екологічного податку, що фактично сплачує підприємство, тобто компенсує завдану ним шкоду довкіллю.

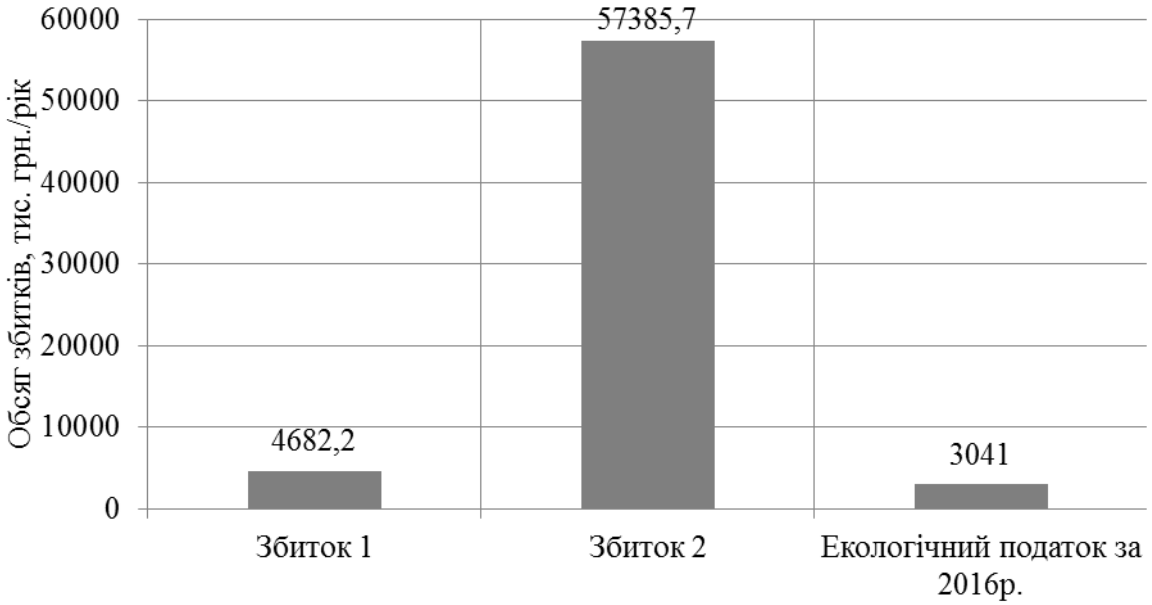


Рис. 1. Обсяги збитків та екологічного податку підприємства від забруднення довкілля

При порівнянні отриманих результатів відповідно до рисунку 1, встановлено, що найбільші обсяги збитків підприємство заподіює згідно методу розрахунку за наднормативні викиди (Збиток 2) – перевищує майже в 20 раз обсяг сплати екологічного податку. Отримані результати розрахунку свідчать про доцільність застосування даної методики під час встановлення реальної шкоди, нанесеної довкіллю, оскільки методика формується цілим рядом додаткових та специфічних умов, за якими відбувається факт забруднення повітря. Проте, методику розрахунку розмірів відшкодування збитків від наднормативних викидів не можна застосовувати в такій інтерпретації, оскільки на більшості підприємств затверджено (відповідно до постанови №302 КМУ від 13.03.2002 [6]) та контролюються обсяги викидів забруднюючих речовин, а отже наднормативні викиди відсутні. Тому, доречним буде застосування даної методики розрахунку не за наднормативні, а фактичні викиди, при цьому результати еколого-економічної оцінки вважати фактичним обсягами компенсації шкоди, що наносить підприємство навколишньому середовищу під час своєї діяльності, тобто екологічним податком, яке підприємство обов'язково повинно сплачувати. Однак, отримані занадто високі результати розрахунків свідчать про неможливість застосування даного економічного підходу оцінки впливу на довкілля, оскільки підприємство не в змозі компенсувати обсяги збитків, що перевищуватимуть його прибутки.

Обсяг економічних збитків підприємства за емпіричним методом розраху-

нку (Збиток 1) значно нижче за обсяги Збитку 2 та наближається до показника екологічного податку. Дана методика є занадто приблизною, тому не є доцільним пропонувати використовувати саме емпіричний метод для фактичної оцінки шкоди, що завдається довкіллю під час забруднення атмосферного повітря. Однак даний метод оцінки збитків враховує висоту викиду, яка впливає на розсіювання речовин в атмосферному повітрі, що не враховується під час розрахунку екологічного податку. Також за даною методикою, обсяг збитків розраховується у доларах США, тому, враховуючи нестабільність курсу долара США на вітчизняному ринку, обсяг збитків, відповідно до цієї методики, буде прямо пропорційний змінам коливання валютного курсу.

Проаналізувавши обсяг розрахунку екологічного податку, що фактично сплачує підприємство, встановлено мінімальний обсяг компенсації забруднення довкілля, а отже низька ефективність механізмів екологічного оподаткування – відбувається мінімальне відшкодування фактично заподіяної шкоди. Отриманий результат взагалі ставить під сумнів дану методику розрахунку компенсації збитку. Індексація екологічного податку за останні 6 років під час розрахунку, відповідно до офіційної методики [3], вказує на підвищення ставок податку у 1,5 рази, про що свідчить збільшення обсягу податку у 2016 р. в порівнянні з 2010 р. (таблиця 1). Проте збільшення обсягу екологічного податку не компенсує у повному обсязі наслідки заподіяної шкоди навколишньому середовищу й населенню та не покриває фактичних збитків, які наносить підприємство довкіллю під час своєї діяльності. Такі темпи індексації ставок екологічного податку призведуть обсяги компенсації шкоди, завданої довкіллю підприємством, тільки через 50 років, тобто обсяги екологічного податку покриватимуть реальні збитки, які завдає підприємство навколишньому середовищу. Втім таке підвищення ставок податку може призвести до неплатоспроможності підприємства. Тому єдиним рішенням виходу із даної ситуації є модернізація систем очищення пилогазових сумішей, а також впровадження сучасних технологій виробництва продукції та методів зменшення обсягу викидів забруднюючих речовин на підприємствах.

Висновки. Встановлено, що на даний момент в Україні існує потреба перегляду та вдосконалення методики розрахунку компенсації збитків, які повинні сплачувати підприємства за заподіяну шкоду навколишньому середовищу. При цьому повинна бути врахована фіскальна природоохоронна політика, оскільки обов’язкова сплата підприємствами екологічного податку повинна компенсувати фактичну шкоду, заподіяну довкіллю, і в той час зберігати рентабельність промислового сектору України.

Доведено, що налагодження складної еколого-економічної ситуації можливе лише за рахунок модернізація промислового сектору, націленого на зменшення впливу на довкілля, а також більш результативного використання коштів від сплати екологічного податку.

Перелік посилань

1. Мельник Л.Г. Екологічна економіка: Підручник. - 2-ге вид., випр. і доп. - Суми: ВТД

«Університетська книга», 2003. - 348 с.
2. Наказ Мінприроди України «Про затвердження Методики розрахунку розмірів відшкодування збитків, які заподіяні державі в результаті наднормативних викидів забруднюючих речовин в атмосферне повітря» від 10.12.2008 №639.
3. Податковий кодекс України: - К.: Вид-во: ВРУ, 2010.
4. Офіційний сайт підприємства ПАТ «Дніпродзержинський цементний завод Хайльдерберг Цемент Україна»: http://ukrdicement.com/
5. Міністерство фінансів України: http://minfin.com.ua
6. Постанова КМУ «Про затвердження Порядку проведення та оплати робіт, пов'язаних з видачею дозволів на викиди забруднюючих речовин в атмосферне повітря стаціонарними джерелами, обліку підприємств, установ, організацій та громадян - підприємців, які отримали такі дозволи» від 13.03.2002 №302.

ABSTRACT

Purpose. Comparison of ecological and economic methods for assessing the environmental impact of economic activity on the example of the cement production.

The methods of research is to conducting economic evaluation of environmental pollution, various methods of economic, environmental, and economic costs and environmental tax.

Findings. It is established that needs exists currently in Ukraine to review and improve methods of calculating compensation that enterprises should pay for damage to the environment. This should be taken into account environmental fiscal policies as compulsory environmental tax paying companies should compensate the actual damage caused to the environment, and while maintain the profitability of the industrial sector of Ukraine.

The originality is to determine the optimal methods of calculating compensatory damages that the company should pay for damage to the environment.

Practical implications. The optimal amount of compensation for environmental damage, underdeveloped techniques must take into account solvency of enterprises, while stimulating them to environmental protection, which in turn lead to the efficient use of funds from the payment of environmental tax and restoration of ecological-economic situation in the country.

Keywords: ecological-economic assessment, environmental impact, real damage, environmental tax.

УДК 624.131 (547.022)

© Н.В. Зуєвська, Л.В. Шайдецька, К.О. Булітко

АКТИВІЗАЦІЯ ДЕФОРМАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ В ТЕХНОГЕНИХ ГРУНТАХ

© N. Zuievska, L. Shaidetska, K. Bulitko

ACTIVATION OF DEFORMATION PROCESSES IN TECHNOGENIC SOILS

Встановлено причини продовження активного деформаційного процесу в ґрунтовому масиві після спорудження комунікаційних мереж. Визначено солевміст ґрунтів, їх елементний склад та вміст нафтопродуктів в залежності від глибини, які можуть знижувати несучу спроможність ґрунтів та впливати на їх деформацію.

Установлены причины продолжения активного деформационного процесса в грунтовом массиве после сооружения коммуникационных сетей. Определены солесодержание почв, их элементный состав и содержание нефтепродуктов в зависимости от глубины, которые могут снижать несущую способность грунтов и влиять на их деформацию.

Вступ. Відповідно до світової статистики 80% усіх порушень нормальних умов експлуатації будівель та споруд відбувається внаслідок недоліків та помилок при проектуванні, будівництві та експлуатації основ, фундаментів і підземних споруд. Витрати на усунення цих негативних явищ можна порівняти лише з початковою вартістю будівництва. Інженерно-геологічні умови України досить різноманітні і в її межах можна зустріти прояви багатьох складних інженерно-геологічних умов але не тільки це є єдиним поясненням досить значних поверхневих просідань при використанні ГНБ в міських умовах.

Використання горизонтального направленого буріння (ГНБ) при будівництві в крупних городах з щільною забудовую вже досить давно і успішно використовується. Основними перевагами цієї сучасної технології прокладки трубопроводів різного діаметра в складних гідрогеологічних умов є висока точність проходки під постійним контролем траєкторії, можливість проведення робіт незалежно від сезону і проведення робіт в обмеженому просторі без порушення наземних конструкцій які вже існують. З усього обсягу виконуваного ГНБ в Києві 60% проведених робіт доводиться на будівництво підземних комунікацій для проведення електромереж і 40% - на влаштування каналізаційних мереж і дощових стоків. Найбільш поширена глибина проведення ГНБ в міських умовах становить близько 2-3 м. При всіх перевагах використання ГНБ для щільної міської забудови нерідко спостерігаються негативні явища пов’язані із додатковими осіданнями ґрунтових основ поблизу зони розущільненя ґрунту в результаті дії продавлюючих механізмів.

В результаті інтенсивного антропогенного і техногенного впливу в міських ґрунтах розвиваються негативні процеси, які погіршують їх якість внаслідок

порушення і руйнування ґрунтового профілю, дегуміфікації, розущільнення, порушення водно-повітряного і теплового балансу, хімічного і біологічного забруднення. В роботах [1, 2] відмічається про суттєві зміни в ґрунтах під впливом антропогенного фактору. Зазначається, що зниження міцносних характеристик ґрунтових основ, як правило, може відбуватися в процесі підвищення агресивності підземних вод за рахунок розчинення солей та забруднення ґрунтів нафтопродуктами що і призводить до зміни їх фізико-механічних властивостей. В роботах [2, 3, 4] зазначається, що важливе місце серед техногенних потоків займають різні види палива (в млн. т / рік): вугілля - 3,8; сира нафта - 3,6; природний газ - 1,7 і рідке паливо - 1,6. Співвідношення видів палива може бути і іншим, але кожне місто - мільйонер отримує в рік до 7 - 8 млн. тонн умовного палива.

Метою проведення досліджень є визначення вмісту нафтопродуктів, які можуть знижувати несучу спроможність ґрунтів та впливати на їх деформацію.

Для проведення якісного та кількісного аналізу ґрунтів застосовували рентгенофлуорисцентний спектрометр, який є неруйнівним експресним методом визначення елементного складу. З ростом порядкового номера елемента чутливість методу зростає, а помилка визначення кількісного елементного складу знижується. Прилад може визначати зміст елементів із середніми атомними номерами з помилкою 0,1%.

Виклад основного матеріалу досліджень. Враховуючи те, що більшість каналізаційних мереж, споруджуваних методом мікротунелювання, знаходяться в межах зони впливу автошляхів, тому і дослідження ґрунтів проводилися неподалік від їх близькості, зразки відбиралися на різних глибинах, щоб врахувати техногенний вплив людини на деформаційні властивості ґрунтових основ. Фізико-механічні характеристики досліджуваних ґрунтів приведений в таблиці 1.

Таблиця 1

Фізико-механічні характеристики ґрунтів

Найменування ґрунту	Параметри						
	Природна вологість w,%	Щільність ґрунту ρ, $г/см^3$	Вологість на межі текучості, w_L	Вологість на межі пластичності, w_P	Кут внутрішнього тертя, φ^0	Коефіцієнт зчеплення, c, МПа	Модуль деформації, E, МПа
супісок	17,5	1,72	25	17	17	0.016	15
суглинок	23,2	1,94	34	23	15	0.046	22
глина	24,9	2,05	50	24	13	0.059	41

Ґрунти містять майже всі елементи періодичної системи Д.І. Менделєєва. За вмістом елементів та їх кількісним співвідношенням ґрунти відрізняються від живих організмів, мінералів і гірських порід. У ґрунтах майже всі елементи є обов'язковими і необхідними. Особливістю елементного складу є великий діапазон концентрацій. Перший зразок характеризується високим вмістом кремнію і низьким вмістом заліза. Зразки 2 і 3 мають нижчий вміст кремнію і вищий вміст заліза, та близькі між собою за елементним складом.

Для визначення вмісту нафтопродуктів (НП) було використано спектри протоно - магнітного резонансу (ПМР) витяжки чотири хлористим вуглецем.

Схема вивчення речовин кожного класу будується за єдиним планом: 1) склад (які атоми містяться в молекулі і скільки їх кожного виду); 2) будова (яким чином ці атоми з'єднані, ізомерія); 3) властивості (фізичні - температури плавлення і кипіння, щільність, розчинність; хімічні - різні перетворення зі зміною складу або будови вихідної речовини); 4) отримання (природна сировина - де і в якій формі це речовина зустрічається; якими хімічними способами його можна отримати з інших речовин); 5) застосування (як використовується природою і людиною);

У зразок для порівняння (№0) додано 0,1 мл машинного масла / 100 г піщаного ґрунту, що відповідає допустимому рівню забруднення 1000 мг/кг [5]. Отримані екстракти фільтрували через паперовий фільтр, і фільтрат аналізували методом ПМР.

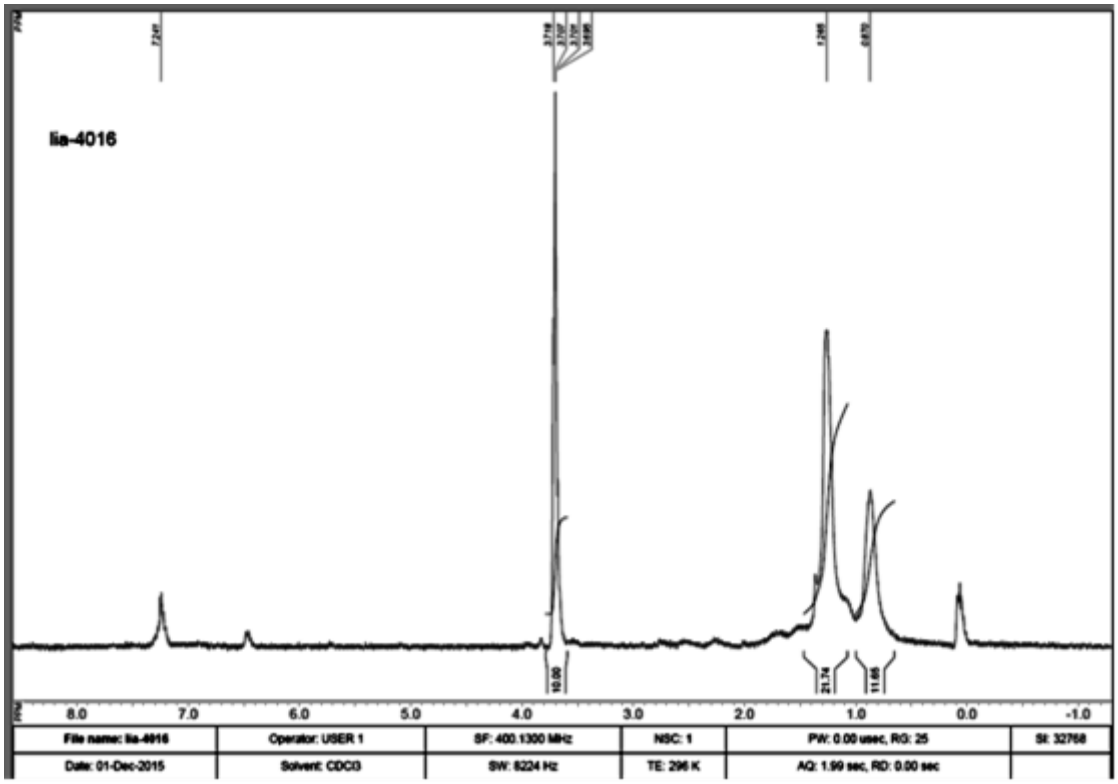


Рис. 1. Спектр ПМР для зразка із доданою оливою

Піки на зображенні спектра ПМР - це сигнали поглинання енергії зовнішнього прикладається магнітного поля протонами речовини. Число груп сигналів говорить про те, скільки протонів різних видів в молекулі. Хімічно еквівалентні протони (з однаковим оточенням) поглинають енергію в одній області спектра.

Розшифрування відповідності піків проведено з допомогою програми ChemixSchool 2.0.

На спектрі для зразка №0, із доданим допустимим вмістом машинного масла видно чіткі піки: 1) при 1.3 ppm, який відповідає 1.3 (1/1)C-CH_2-C (метиновий) та 2) при 0.8 ppm, який відповідає 0.8 (1/1)C-CH_3 (насичений алкіл)

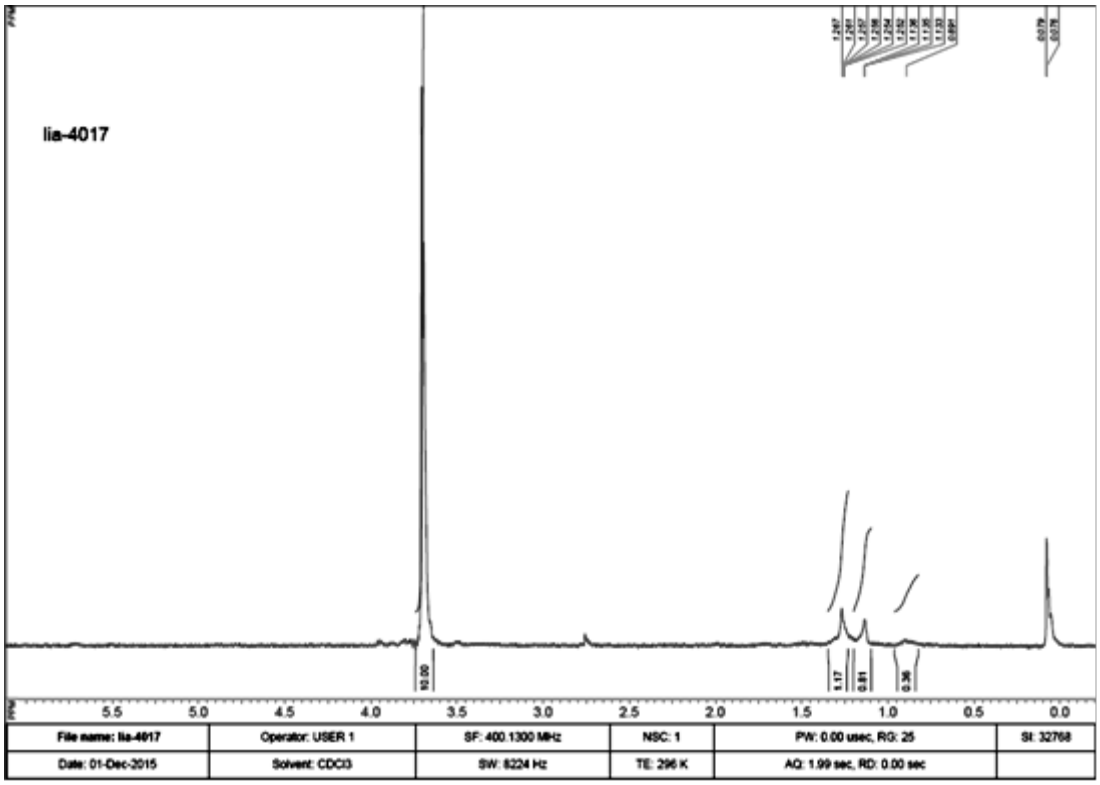


Рис. 2. Спектр ПМР для зразка ґрунту №1

Вміст і ненасичених вуглеводнів у наданих зразках ґрунту визначали по відношенню до піка полярних речовин присутніх у всіх зразках при 3.7 ppm.

3.7 (1/1)C(=O)-O-CH (складні ефіри) 3.7 (1/1)R-O-CH (прості ефіри).

Вміст вуглеводнів оцінювали за відносною площею піків полярних груп, і піків (рис. 1 - 4), що відповідають насиченим та ненасиченим зв’язкам вуглеводнів (таблиця 2).

Отже у наданих зразках присутні сліди нафтопродуктів, у кількостях що не перевищують допустимого рівня забруднення [5].

Для оцінки забруднення ґрунтів прийнята класифікація показників рівня забруднення за концентрацією нафтопродуктів: <1000 мг/кг - допустимий рівень забруднення; 1000-2000 мг/кг - низький рівень забруднення; 2000-3000 мг/кг - середній рівень забруднення; 3000-5000 мг/кг - високий рівень забруднення; >5000 мг/кг – дуже високий рівень забруднення.

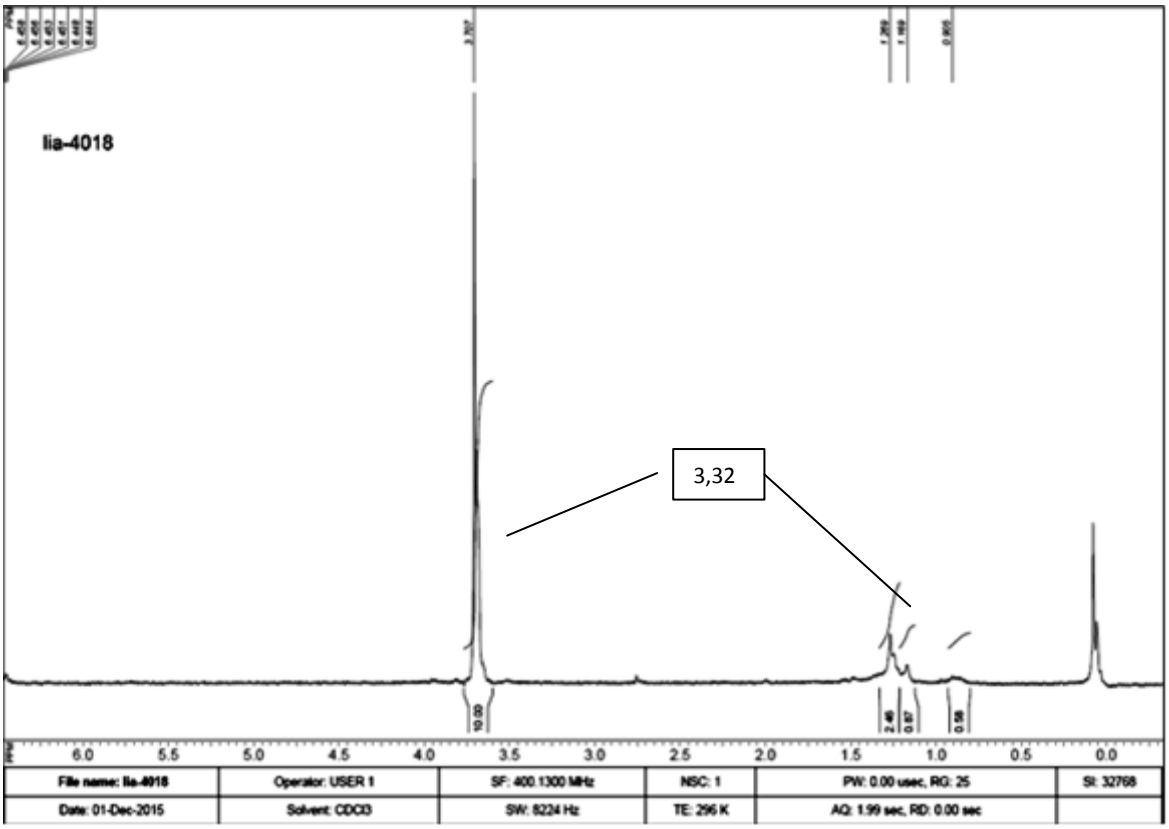


Рис. 3. Спектр ПМР для зразка ґрунту №2

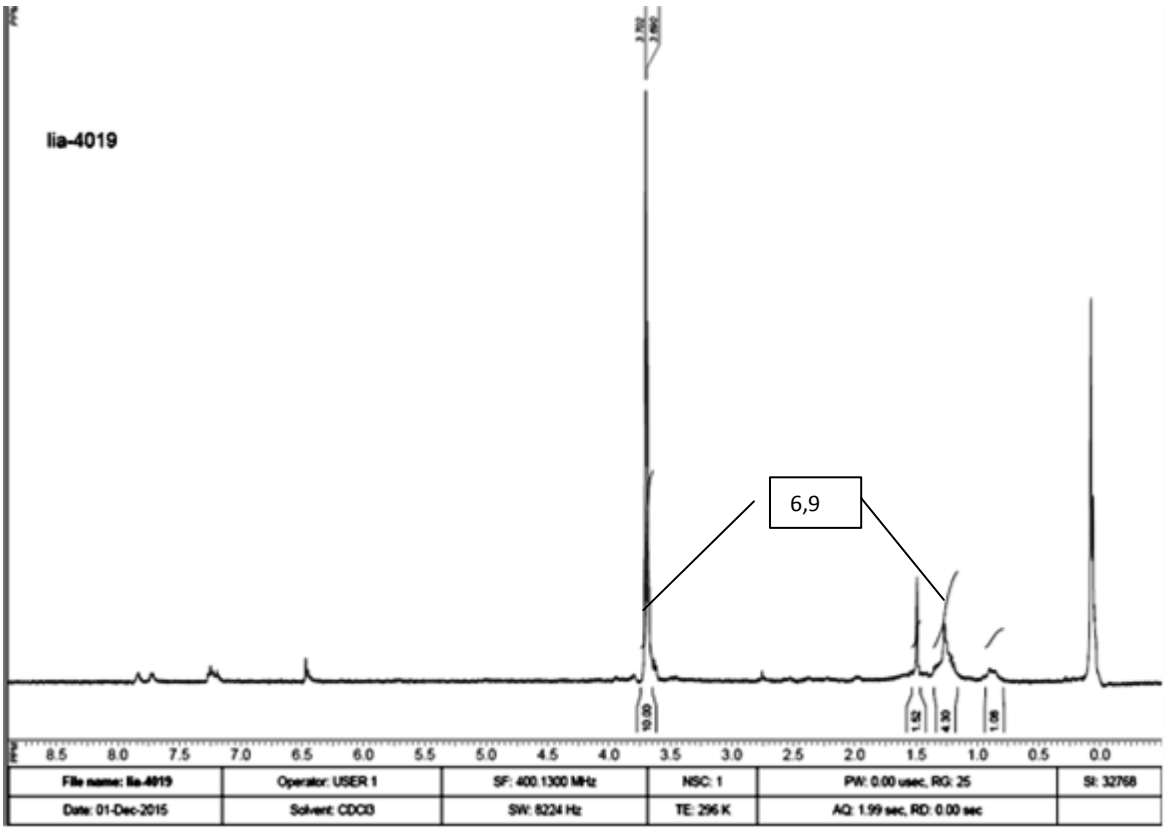


Рис. 4. Спектр ПМР для зразка ґрунту №3

Таблиця 2

Розрахунок вмісту нафтопродуктів у наданих зразках ґрунту

№ зразка	Площа піка поляр-них речовин	Площа піків вуглеводнів	Вміст вуглеводнів, мг/кг
0	10	33,39	1000
1	10	1,98	59,30
2	10	3,32	99,43
3	10	6,9	206,65

Найбільші значення НП при їх визначенні за допомогою чотири хлористого вуглецю (ЧХВ) на приладі АН-2 можуть свідчити про найбільш повне витягання органічного вуглецю не тільки легких і важких фракцій НП, а й органомінеральних комплексів. Такий сильний розчинник як ЧХВ здатний витягувати НП, що знаходяться в сорбованій формі на частинках породи, ґрунту, гумусу; в поверхневому шарі ґрунту у вигляді щільної органо-мінеральної маси; у вільному нерухомому стані, відіграючи роль цементуючого матеріалу частинок і агрегатів ґрунту.

Висновки. Будь-які види будівництва починаються з вивчення інженерно-геологічних умов території. Геологічна будова характеризує масив гірських порід, що знаходяться в сфері інженерного впливу. Вони визначають умови будівництва, надійність підстави будівель і споруд. Гірські породи є вміщає середовищем для підземних споруд, підставами трубопроводів і транспортних ємностей, і використання для виробництва будівельних матеріалів. В результаті інтенсивної інженерно-господарської діяльності грунти в містах можуть змінюватися настільки, що порушується зв'язок природних компонентів і формується антропогенний (техногенний) грунт. Тому для попередження негативних механічних просадних процесів необхідно проводити додаткові інженерно-геологічні дослідження з метою визначення дійсних фізико-механічних характеристик ґрунтів безпосередньо перед початком будівельних робіт.

Виходячи з отриманих результатів проведених досліджень можна зробити висновок, що солі та нафтопродукти не проникають в зону прокладання комунікаційної мережі під дорогою в тій кількості, яка б спричинили зміну фізико-механічних властивостей цих ґрунтів. Внаслідок «запечатування» ґрунтів асфальтним покриттям, практично припиняється привнесення солі та нафтопродуктів в грунт. В даному випадку покриття захищає грунт від хімічних забруднень, які, минаючи ґрунтове тіло, надходять через каналізацію у водойми і річкову мережу. «Запечатанність» ґрунтового масиву в крупних містах доцільно використовувати як ефективний бар’єр для захисту ґрунтів міської території від забруднення їх техногенними потоками. З іншого боку, змінюється характер теплообміну ґрунту з атмосферою за рахунок формуються «островів тепла». До цього можна додати ще і особливість самої технології прокладання каналізаційних мереж з застосуванням ГНБ, де за рахунок гнучкості та гладкості труб

теплоізоляція ускладнена і температури стоків розповсюджується в оточуючих шарах ґрунтів, відповідно порушуючи і водний баланс. Це і є, на думку авторів, основною причиною просідання ґрунтів навіть після досипання і укладання нового шару асфальтного покриття. Саме зміна температурного балансу і постійний процес замочування ґрунтів підігрітою водою і спричиняє процес просідання поверхні.

Перелік посилань

1. Soils in the Urban Environments / Ed. P. Bullock and P.J. Gregory. - Oxford: Blakwell Scientific publications, - 1991. – 174 p.
2. Гарицкая, М. Ю. Байтелова А. И., Чекмарева О. В. Экологические особенности городской среды : учеб. пособие / М-во образования и науки Рос. Федерации, Федер. гос. бюджет. образоват. учреждение высш. проф. образования "Оренбург. гос. ун-т". - Оренбург : ИПК "Университет", 2012. - 217 с.
3. ДСТУ Б В.2.1-2-96 ГРУНТИ. КЛАСИФІКАЦІЯ. Державний комітет України у справах містобудування і архітектури. Київ. 1997
4. Добровольская А.О. Изучение деформационных характеристик техногенного грунта при разных вариантах замачивания / А.О. Добровольская // Материалы 10-й международной научно-практической конференции молодых ученых, аспирантов и студентов «Перспективы развития строительных технологий», 21-22 апреля 2016, / Гос. Высшее учебное заведене «Нац. Горный Университет». – Днепропетровск, 2016. – С. 18–23.
5. Солнцева Н.П. Принципы и методы экспериментального моделирования миграции и закрепления нефти и нефтепродуктов в почвах. Геохимия ландшафтов и география почв / Н.П. Солнцева // Ойкумена, 2002. — С. 65—90.

ABSTRACT

Purpose. The purpose is to develop the methodology of horizontal directional drilling for engineering communication construction in Kyiv dense urban development. As a result of intensive anthropogenic and technological impact the negative processes are being developed in urban soils impairing their strength characteristics. Decompression, violations of water-air and thermal balance, chemical and biological contamination of soils leads to the surface deformations in the areas above horizontal drilling activities. These negative processes continue to develop even after soil filling and surface subsidence repair.

The methods of research is to establish the reasons of active deformation processes duration of soil environment after engineering communication construction using the method of horizontal directional drilling.

Findings. The optimization of temperature balance change and continuous process of warm water soaking by soil control will allow to reduce the surface subsidence processes.

The originality is to determine the salt content of soils and their elemental composition depending on the depth and determination of petroleum products, which may reduce the carrying capacity of soils and affect their deformation.

Practical implications. To develop recommendations for using horizontal directional drilling in dense urban circumstances.

Keywords: anthropogenic and technological impact, salt content of soils, urban soils, horizontal directional drilling, engineering communication

УДК 613.31:546.13

©Ю.М. Рець

ОЦІНКА РАДІАЦІЙНОГО СТАНУ ЗАБРУДНЕНИХ ОБ'ЄКТІВ НА ПРОМИСЛОВОМУ МАЙДАНЧИКУ КОЛИШНЬОГО ПІДПРИЕМСТВА ПО ПЕРЕРОБЦІ УРАНОВИХ РУД ДЛЯ ОБГРУНТУВАННЯ МЕЖ САНІТАРНО-ЗАХИСНИХ ЗОН.

©Yu. Rets

EVALUATION OF RADIATION CONTAMINATED OBJECTS AT THE INDUSTRIAL SITE FORMER ENTERPRISES ON PROCESSING URANIUM ORE TO JUSTIFY EXTENT BUFFER ZONES.

Проведено аналіз стану радіаційно-забруднених об’єктів на промисловому майданчику колишнього ВО «Придніпровський хімічний завод» (ВО ПХЗ)» та підготовлено матеріали до обґрунтування меж санітарно-захисних зон та демаркації радіаційно-забруднених об’єктів.

Проведен анализ состояния радиационно-загрязненных объектов на промышленной площадке бывшего ПО «Приднепровский химический завод» (ПО ПХЗ) » и подготовка материалов к обоснованию границ санитарно-защитных зон и демаркации радиационно-загрязненных объектов.

Вступ. Виробниче об'єднання "Придніпровський хімічний завод" (далі – ВО «ПХЗ», м. Дніпродзержинськ) у періоди з 1949 до 1991 рр. переробляло уранову руду, урановмісні концентрати та збагачений ураном доменний шлак. Відходи переробки уранової сировини накопичували на території проммайданчика та прилеглих територіях. Завершення робіт підприємства з переробки уранової сировини у зв’язку із розпадом СРСР було незапланованим. Виведення із експлуатації ВО «ПХЗ» не планувалося та тому зупинення його було здійснено без необхідного довготривалого комплексу рекультіваційних та дезактиваційних робіт. Протягом більше 10 років з моменту зупинення виробництва (1991-2000рр.) на проммайданчику колишнього ВО «ПХЗ» не проводилися системні заходи з перепрофілювання промислового виробництва на цій території. На території проммайданчика залишена значна кількість не очищених виробничих цехів (будівлі), елементи інфраструктури і хвостосховища відходів колишнього уранового виробництва, залишки рудних матеріалів, ділянки із значно забрудненими ґрунтами радіонуклідами уран-торієвого ряду. На території проммайданчика колишнього ВО «ПХЗ» та за його межами за роки діяльності колишнього уранового виробництва було утворено сім хвостосховищ, а також сховища залишків радіоактивних руд. Захисні бар’єри хвостосховищ перебувають у незадовільному стані і не відповідають вимогам інженерно-технічного та радіаційного захисту.

На території проммайданчику колишнього ВО «ПХЗ» і у деяких будівлях колишнього уранового виробництва спостерігаються підвищені рівні ПЕД (по-

тужності еквівалентної дози) гама-опромінювання, високі рівні вмісту радону-222, а також високі рівні радіоактивного аерозольного забруднення.

Це все обумовлює високі ризики потенційного опромінення персоналу підприємств, які продовжують здійснювати свою діяльність на території проммайданчика.

Метою роботи є аналіз стану радіаційно-забруднених об'єктів на промисловому майданчику колишнього виробничого об'єднання «Придніпровський хімічний завод» та підготовка матеріалів до обґрунтування меж санітарно-захисних зон радіаційно-забруднених об'єктів.

Основні результати досліджень радіаційного забруднення на майданчиках. Загальна площа уранового майданчика заводу – 260 гектарів. Найбільша концентрація промислових потужностей – у її південній частині, яка займає 115 га. Там розташовано понад 300 будівель різного призначення, більшість із яких у дуже поганому конструкційному стані.

На території південного проммайданчика колишнього ВО "ПХЗ" розташовані також хвостосховища "Західне", "Центральний Яр" і "Південно-східне", у яких розміщені відходи переробки уранових руд.

Площа території, на якій розташовані будівлі та споруди, становить 82718м^2. Загальна площа проммайданчика – 518 150 м^2.

Характеристика хвостосховищ відходів уранового виробництва наводиться в табл. 1.

Таблиця 1

Характеристики хвостосховищ на територіях колишнього ВО «ПХЗ»

№№ п/п	Назва об'єкту	Період експлуатації	Площа, га	Маса відходів, 10^6 тон	Об'єм відходів, 10^6 м^3	Загальна активність відходів, ТБк
1	Хвостосховище «Західне»	1949-1954	6,0	0.77	0,35	180
2	Хвостосховище «Центральний Яр»	1951-1954	2,4	0.22	0,10	104
3	Хвостосховище «Південно-Східне»	1956-1980	3,6	0.33	0,15	67
4	Хвостосховище «Дніпровське»	1954-1968	73	12.0	5,9	1400

На протязі 2010-2016 рр. були виконані радіоекологічні дослідження на хвостосховищах "Західне", "Центральний Яр", "Південно-східне" і "Дніпровське", а також біля будівлі 103.

Були виміряні на цих об’єктах потужності еквівалентної дози гамма-випромінювання, а також об’ємна активність радону в повітрі та активності природних радіонуклідів в аерозолях атмосферного повітря.

Визначення вмісту природних радіонуклідів в аерозолях атмосферного повітря на території радіаційно-небезпечних об’єктів (хвостосховищ «Західне», «Центральний Яр», «Південно-Східне», «Дніпровське», біля будівлі 103). Була проведена серія аерозольних спостережень на території досліджуваних об’єктів колишнього ПХЗ. Було відібрано 6 проб повітря на скловолоконні фільтри діаметром 10 см. Проби аерозолів відбирали за допомогою високопродуктивних (1м^3/хв.) пробовідбірних засобів типу TF1A-2 та CF 903/230 фірми HI-Q Environmental Products Company (США), прокачано повітря не менше 100 м^3. Загальний вигляд цих пробовідбірників та спосіб установки на місцевості показані на рис. 1.



Рис. 1. Відбір проб повітря біля будівлі 103 розташованого на території колишнього ВО «ПХЗ»

Як видно з рис. 1, пробовідбір повітря відбувався на висоті дихання дорослої людини, тобто на висоті 1,5-1,6 м. Результати гама-спектрометричного та радіохімічного аналізу фільтрів приведені у табл. 2.

Визначення об’ємної активності радону в повітрі на території об'єктів досліджень на проммайданчику. Протягом 2010-2014 рр. було виконано вимірювання об’ємних концентрацій (ОА) радону на різних секторах поверхні хвостосховищ Дніпродзержинського проммайданчику.

Таблиця 2

Активність природних радіонуклідів в аерозолях атмосферного повітря на території проммайданчика у місцях досліджень

Майданчик	Радіонуклід				
	^{234}U, Бк/м^3	^{238}U, Бк/м^3	^{230}Th, Бк/м^3	^{210}Po, Бк/м^3	^{210}Pb, Бк/м^3
Хвосховище "Західне"	$(1,35\pm0,34)\cdot10^{-4}$	$(1,19\pm0,30)\ 10^{-4}$	$(8,53\pm2,13)\cdot10^{-5}$	$(1,16\pm0,29)\cdot10^{-4}$	$(4,67\pm1,17)\cdot10^{-4}$
Хвосховище "Південно-Східне"	$(3,17\pm0,79)\cdot10^{-4}$	$(2,39\pm0,60)\cdot10^{-4}$	$(1,73\pm0,43)\cdot10^{-4}$	$(1,27\pm0,32)\cdot10^{-4}$	$(6,07\pm1,52)\cdot10^{-4}$
Хвосховище "Дніпровське"	$(1,12\pm0,28)\cdot10^{-4}$	$(1,21\pm0,30)\ 10^{-4}$	$(6,08\pm1,52)\cdot10^{-5}$	$(3,24\pm0,81)\cdot10^{-4}$	$(6,12\pm1,53)\cdot10^{-4}$
Хвосховище "Центральний Яр"	$(2,27\pm0,57)\cdot10^{-4}$	$(2,11\pm0,53)\ 10^{-4}$	$(1,50\pm0,38)\cdot10^{-4}$	$(1,57\pm0,39)\cdot10^{-4}$	$(8,61\pm2,15)\cdot10^{-4}$
ВО «ПХЗ», біля будівлі 103	$(3,59\pm0,90)\cdot10^{-4}$	$(2,88\pm0,72)\ 10^{-4}$	$(2,07\pm0,52)\cdot10^{-4}$	$(1,98\pm0,50)\cdot10^{-4}$	$(5,96\pm1,49)\cdot10^{-4}$

Спостереження за об'ємними концентраціями проведено адсорбційними методами на сорбційні колонки СК-13 з активованим вугіллям СКТ-3 із використанням приладу багатофункціонального комплекс радону «Камера-01».

Таблиця 3

Осереднені дані рівнів ОА радону-222 в повітрі на території об'єктів досліджень на проммайданчику у період з 2010 по 2014 рр.

Об'єкт дослідження	Середня за 2010 рік	Середня за 2011 рік	Середня за 2012 рік	Середня за 2013 рік	Середня за 2014 рік
Дніпродзержинський проммайданчик					
Хвосховище «Дніпровське»				76	79
Хвосховище «Західне»	188	215	208	113	116
Хвосховище «Центральний Яр»	153	340	222	161	546
Хвосховище «Південно-Східне»	178	185	235	92	142
Територія біля буд. 103,104.	90	190	183	117	100

За результатами спостережень було встановлено, що об'ємні концентрації радону-222 у повітрі у різні сезони незначно коливаються. На поверхні хвос-

тосховищ рівні ОА радону-222 змінюються у просторі залежно від якості покриття і метеорологічних факторів.

За результатами спостережень впродовж року можливо зробити висновок, що суттєвих змін із порівнянням із попередніми роками не спостерігається, (табл.3)

Визначення вмісту природних радіонуклідів у ґрунті на території об'єктів досліджень на проммайданчику. В таблиці 4 наведено результати виміру вмісту природних радіонуклідів у ґрунті на території проммайданчика.

Таблиця 4

Середній вміст природних радіонуклідів у ґрунті на робочому Майданчику

Радіонуклід	Робочий майданчик				
	«Дніпровське», Бк·кг$^{-1}$	«Західне», Бк·кг$^{-1}$	«Центральний Яр», Бк·кг$^{-1}$	«Південно-Східне», Бк·кг$^{-1}$	Територія біля буд. 103,104, Бк·кг$^{-1}$
^{238}U	24	30	29	36	34
^{234}U	22	28	28	33	33
^{230}Th	28	34	32	38	36
^{226}Ra	30	36	35	39	41
^{210}Pb	36	40	39	43	47
^{210}Po	29	23	22	33	26

Таблиця 5

Результати вимірювання потужності еквівалентної дози гамма-випромінювання на радіаційно-небезпечних об’єктах проммайданчика

Назва пункту відбору	Середнє значення. ПЕД γ-випромінювання, мкЗв·год$^{-1}$
Хвостосховище «Західне»	0,24
Хвостосховище «Центральний Яр»	2,45
Хвостосховище «Південно-Східне»	0,18
Хвостосховище «Дніпровське»	0,28
Територія біля буд. 103,104.	0,32

Оцінки потужності еквівалентної дози гамма – випромінювання на досліджуваних уранових об’єктах проммайданчика. Спостереження за рівнем потужності еквівалентної дози гамма-випромінювання (ПЕД) від забрудненої поверхні або джерел випромінювання є невід’ємною частиною всіх видів робіт, що проводились за регламентами і програмами радіаційного моніторингу на території і радіаційно-небезпечних об’єктах Дніпродзержинського проммайдан-

чиків колишнього ВО «ПХЗ». Вимірювання потужності еквівалентної дози гамма-випромінювання проводилися під час виконання всіх регламентних польових спостережень. Роботи виконувались із використанням дозиметрів ДКС-96 із блоками детектування БДКС-96 разом із навігаційними системами типу GPS-60. Результати зйомок ПЕД у порівнянні із результатами, що були отримані раніше не виявили суттєвих змін в характері забруднення територій (табл. 5).

Методика розрахунку доз опромінення робітників на території проммайданчика.

Зовнішнє опромінення персоналу та робітників. Річні дозові навантаження на персонал та робітників від зовнішнього опромінювання на відкритій місцевості розраховуються згідно наступних формул (1, 2):

$$E_{ext} = f_c \cdot (H(10)_s - H(10)^u) \cdot T_w, \quad (1)$$

де E_{ext} – ефективна доза за рік, Зв;

f_c – дозовий коефіцієнт перерахунку еквівалентної дози в ефективну дозу, f_c=0,6;

$H(10)_s$ – потужність еквівалентної дози гамма-випромінювання на робочому майданчику, Зв · год$^{-1}$;

$H(10)^u$ – фонова потужність еквівалентної дози гамма-випромінювання, Зв·год$^{-1}$.

T_w – тривалість опромінювання персоналу, год;

Референтна тривалість опромінювання персоналу T_w=1700 год.

Внутрішнє опромінення від вдихання радіонуклідів ряду урану. Для оцінки ефективної дози опромінювання працівників важливим є вивчення шляху надходження радіонуклідів в атмосферу, величини медіанного по активності аеродинамічного діаметру (АМАД) і складу аерозолів, референтного типу системного надходження радіонуклідів.

При роботах на земній поверхні, де надходження радіонуклідів в атмосферу обумовлене, в основному, рухом транспорту, розвантажувально-перевантажувальними роботами, дією вітру, рекомендовано застосування величини АМАД рівного 5 мкм. Ефективна доза опромінювання працюючих унаслідок вдихання аерозолів, які містять природні радіонукліди, визначається згідно наступній формулі (2):

$$E_{inh} = V_w \cdot \Sigma\Sigma\, C_{r.s}^{inh} \cdot K_r^{inh} \cdot T_w, \quad (2)$$

де E_{inh} – ефективна доза опромінювання працюючих унаслідок вдихання аерозолів, Зв;

K_r^{inh} – дозовий коефіцієнт для радіонукліда r, Зв·Бк$^{-1}$;

$C_{r.s}^{inh}$ – концентрація радіонукліда у пилу для радіонукліда r при знаходженні робітника на робочому місці S, Бк·м$^{-3}$;

V_w – референтний об'єм дихання працівників , V=1,2 м^3·час$^{-1}$.

У табл. 6 приведені значення дозових коефіцієнтів для радіаційно-значущих радіонуклідів ряду урану, торію і актиноурану.

Таблиця 6

Дозові коефіцієнти для радіонуклідів ряду урану торія, актиноурану, а також суміші [3]

Радіонуклід	Період напіврозпаду, рік	Дозовий коефіцієнт (Зв/Бк) при значенні АМАД, рівному 5 мкм	Дозовий коефіцієнт (Зв/Бк) при пероральному надходженні
Ряд урану			
^{238}U	$4{,}47 ? 10^{9}$	$1{,}6 ? 10^{-6}$	$4{,}4 ? 10^{-8}$
^{234}U	$2{,}44 ? 10^{5}$	$2{,}1 ? 10^{-6}$	$4{,}9 ? 10^{-8}$
^{230}Th	$7{,}7 ? 10^{4}$	$7{,}2 ? 10^{-6}$	$2{,}1 ? 10^{-7}$
^{226}Ra	$1{,}6 ? 10^{3}$	$2{,}2 ? 10^{-6}$	$2{,}8 ? 10^{-7}$
^{210}Pb	22,3	$1{,}1 ? 10^{-6}$	$6{,}8 ? 10^{-7}$
^{210}Po	138 днів	$2{,}2 ? 10^{-6}$	$2{,}4 ? 10^{-7}$
Ряд актиноурану			
$^{23}5U$	$7{,}04 ? 10^{8}$	$1{,}8 ? 10^{-6}$	$4{,}6 ? 10^{-8}$
^{231}Pa	$3{,}27 ? 10^{4}$	$8{,}9 ? 10^{-5}$	$7{,}1 ? 10^{-7}$
^{227}Ac	21,8	$6{,}3 ? 10^{-4}$	$1{,}1 ? 10^{-6}$
Ряд торію			
^{232}Th	$1{,}4 ? 10^{10}$	$1{,}2 ? 10^{-5}$	$2{,}2 ? 10^{-7}$
^{228}Ra	5,75	$1{,}7 ? 10^{-6}$	$6{,}7 ? 10^{-7}$
^{228}Th	1,91	$3{,}2 ? 10^{-5}$	$7{,}0 ? 10^{-8}$
Суміш		$5{,}2 ? 10^{-5}$	

Дозові коефіцієнти були використані, в основному, для референтного типу М, для радіонуклідів Th - S, Ac - F.

Внутрішнє опромінення від радону та продуктів його розпаду. Загальна ефективна доза для працюючих на робочому майданчику визначається наступним чином (3):

$$E_{Rn-222,j} = g_{EEC(R_n-222),j} \cdot \sum_{s} \left(C_{Rn-222,s} - C^{U}_{Rn\cdot 222}\right) \cdot F_{Rn-222,s} \cdot t_{Exp,j,s}, \quad (3)$$

де $E_{Rn-222,j}$ – ефективна доза від вдихання радону та продуктів його розпаду для працюючих, Зв;

$C_{Rn-222,s}$ – середньорічна концентрація ^{222}Rn в атмосферному повітрі на робочому майданчику, Бк·м$^{-3}$;

C^{u}_{Rn-222} – фонова концентрація ^{222}Rn в атмосферному повітрі, Бк·м$^{-3}$.

Якщо фонова концентрація включається в моделі спільно з радоном від видобутку руд, то в розрахунках приймається C^{u}_{Rn-222} =0.

$F_{Rn-222,s}$ – фактор рівноваги між радоном ^{222}Rn і продуктами його розпаду на робочому майданчику, забрудненій внаслідок видобутку уранових руд, $F_{Rn-222,s}$ = 0,4;

$q_{eec(Rn-222)}$ – дозовий коефіцієнт для працюючих при експозиції продуктів розпаду радону $q_{eec(Rn-222)} = 7{,}8 \cdot 10^{-9}$ ($Sv \cdot m^3 \cdot Bq^{-1} \cdot h^{-1}$);

$t_{Exp.j.s}$ – час опромінення працюючих, $t_{Exp.j.s}$=1700 год.

Внутрішнє опромінення при пероральному надходженні радіонуклідів. Пероральне надходження радіонуклідів можливо як у виді випадкового заковтування часток радіоактивного матеріалу (хвостів), так і надходження, наприклад, із забруднених рук при виконанні будівельних, земляних і сільськогосподарських робіт на забруднених робочих майданчиках та на хвостосховищах. Ефективна доза робітників від перорального надходження радіонуклідів на робочому майданчику розраховується за формулою (4):

$$E_{Ing,Soil,j} = U_{Soil,j} \cdot \sum_{s} t_{Exp,j,s} \cdot \sum \left(C_{Soil(0,5),r,s} - C^{U}_{Soil(0,5),r} \right) \cdot g_{Ing,r,j} \quad (4)$$

де, $E_{Ing,Soil,j}$ - ефективна доза від перорального надходження радіонукліду r на робочому майданчику S, Зв;

$C_{Soil(0.5),r,s}$ - Активність радіонукліду r в дрібної фракці зерна (діаметр частинок < 0,5 м) верхнього шару грунту на робочому майданчику S (Бк · $кг^{-1}$ (0 – 30 см)), Бк · $кг^{-1}$;

$C^{U}_{Soil(0.5),r}$ - Фонові значення активності радіонукліду r, Бк·$кг^{-1}$.

Якщо $C_{Soil(0.5),r,s}$ включають забруднені фракції внаслідок гірничої діяльності, то $C^{U}_{Soil(0.5),r} \equiv 0$;

$U_{soil,j}$ - надходження грунту через органи травлення для робітників, $U_{soil,j}$= $6 \cdot 10^{-6}$ кг·год;

$g_{ing,r,j}$ - дозовий коефіцієнт перорального надходження для радіонукліду r та робітників, Зв ·$Бк^{-1}$.

Дозові коефіцієнти перорального надходження для робітників наведені у табл. 6.

Результати розрахунку ефективних доз опромінення робітників на проммайданчику колишнього ВО «ПХЗ». За нижчеподаній методикою були розраховані ефективні дози опромінення працюючих. Загальна ефективна доза на тих, що працюють визначається таким чином (5) [4]:

$$E_{total} = E_{ext} + E_{inh} + E_{Rn-222,j} + E_{Ing,Soil,j}. \quad (5)$$

Вихідні дані для розрахунку ефективних доз від *природних радіонуклідів в аерозолях атмосферного повітря та* від *радону в повітрі* наведені в табл. 2,3. Активності природних радіонуклідів були прийняті як середні значення їх у ґрунті на поверхні хвостосховищ. Ці значення активностей природних радіонуклідів були одержані за результатами польових досліджень (табл. 4). Потужність еквівалентної дози гамма-випромінювання визначалася в табл. 5. Фонове значення потужності еквівалентної дози гамма-випромінювання приймалося за даними «Доповіді про стан ядерної та радіаційної безпеки в Україні у 2009 році».

Результати розрахунку ефективних доз опромінення робітників приведені у табл. 7.

Таблиця 7

Ефективні дози коефіцієнти опромінення робітників на території об'єктів досліджень на проммайданчику

Майданчик	Шлях опромінення робітника, мкЗв				Загальна ефективна доза, мкЗв
	зовнішнє опромінення робітника	внутрішнє опромінення			
		від вдихання радіонукліду ряду урану	від радону та продуктів його розпаду	при пероральному надходженні радіонукліду	
Хвостосховище «Західне»	209,1	4,147	784,992	0,222	998,462
Хвостосховище «Південно-Східне»	147,9	7,149	774,384	0,297	929,732
Хвостосховище «Центральний Яр»	2463,3* 229.5	7,003* 7,003	1400,256* 1400,256	0,213* 0,213	3870,772* 1636,972
Територія біля буд. 103,104.	321,3	8,507	615,264	0,308	945,380
Хвостосховище «Дніпровське»	249,9	4,877	307,632	0,181	562,591

* - з урахуванням в вихідних даних - максимальних значень які находяться в центрі сховища.

1. Ситуація на колишньому ВО «ПХЗ» є кілька нестандартної, тому що об'єкти підприємства є недіючими, вони не були виведені з експлуатації і для них не може поширюватися вимога НРБУ-97 (пп. 5.5.3-5.5.7). Для цих же підприємств та об'єктів немає і вимог щодо обґрунтування санітарно-захисних зон. У зв'язку з цим, для цих територій повинні бути сформульовані вимоги щодо обґрунтування санітарно-захисної зони, які будуть відповідно до п. 9.4.7 ОСПУ-2005 [6]: на стадії проектування погоджуватися закладами державної санітарно-епідеміологічної служби МОЗ України.

Оцінки доз показали, що в більшості місць, де були проведені дослідження річна сумарна ефективна доза від внутрішнього і зовнішнього опромінення знаходиться в межах 1 мЗв. Відповідно до Державних санітарних норм та правил «Гігієнічна класифікація праці» [5]: всі ці місця на території промислового майданчика відносяться до Класів умів праці *Допустимий та Шкідливий (3.1)*.

Виняток становлять деякі місця, де дози становлять 3 і більше мЗв. До них можуть ставитися місця на хвостосховищі «Центральний яр» і деякі невеликі території, де є в ґрунті протоки розчинів і заскладованих руд.

У цьому випадку ці робочі місця можуть бути віднесені до Класів умів праці *Шкідливий (3.3-3.4)*.

Висновки. За результатами проведених досліджень можна зробити наступні висновки:

1) Консервативно оцінені сумарні ефективні дози опромінення працюючих в районі радіаційно-забруднених об'єктів (хвостосховища «Західне», «Центральний Яр», «Південно-Східне», територія біля буд. 103,104 та інші об'єкти) становить близько 1 мЗв. У рідкісних місцях (хвостосховище «Центральний Яр») вони можуть перевищити 3 мЗв.

2) Відповідно до Державних санітарних норм та правил «Гігієнічна класифікація праці» всі ці місця на території промислового майданчика відносяться до класу умов праці *Допустимий та Шкідливий (3.1)*

Виняток становлять деякі місця, де дози становлять 3 і більше мЗв. До них можуть ставитися місця на хвостосховищі «Центральний яр» і деякі невеликі території, де є в ґрунті протоки розчинів і заскладовано руд.

У цьому випадку ці робочі місця можуть бути віднесені до класу умов праці *Шкідливий (3.3-3.4)*.

3) При встановленні санітарно-захисних зон радіаційно-забруднених об'єктів (хвостосховища «Західне», «Центральний Яр», «Південно-Східне», територія біля буд. 103,104 та інші об'єкти) необхідно керуватися наступними вимогами нормативних документів:

- межа санітарно-захисної зони повинна проходити по межі ізолінії сумарної ефективної дози від внутрішнього і зовнішнього опромінення яка дорівнює 1 мЗв;
- доцільно згідно п. 9.4.5 ОСПУ-2005. СЗЗ за узгодженням з державною санітарно-епідеміологічною службою МОЗ України обмежити межами території хвостосховища та території біля буд. 103,104;
- згідно п. 9.4.8 ОСПУ-2005. У СЗЗ цих об'єктів здійснюється радіаційний контроль силами служби радіаційної безпеки підприємства ДП «Бар'єр». Радіаційний контроль здійснюється відповідно до відомчого інструктивно-технічного документа, узгодженого територіальними закладами державної санітарно-епідеміологічної служби МОЗ України.

Перелік посилань

1. НРБУ-97. Норми радіаційної безпеки України. Державні гігієнічні нормативи ДГН 6.6.1.-6.5.001-98. – К. – 1998.
2. BfS-SW-09/11 Calculation Guide Mining. Calculation Guide for the Determination of Radiation Exposure due to Environmental Radioactivity Resulting from Mining. Department Radiation Protection and Environment. Salzgitter, – 2011.
3. International commission on radiological protection, Compendium of Dose Coefficients based on ICRP Publication 60, ICRP Publication 119. Ann. ICRP Vol.42. – Elsiver. – 2013. – № 4.
4. Методика расчета дозовых нагрузок на персонал производств, занятых работой с сырьем, содержащим повышенные концентрации естественных радионуклидов/ Сорока Ю.Н., Молчанов А.И., Беднарик О.Н., Кривошей Л.А., Гагауз Ф.Г.//Сборник научных трудов. – Севастополь: СИЯЭиП. – 2000. – вып. 3. – С 132-137.
5. ДСанПін. Гігієнічна класифікація праці за показниками шкідливості та небезпечності факторів виробничого середовища, важкості та напруженості трудового процесу. – К. – 2014.

6. ОСПУ-2005. Основні санітарні правила забезпечення радіаційної безпеки України. – 2005.

ABSTRACT

Purpose. The aim is analysis of radiation-contaminated sites at the industrial site of former industrial association "Pridneprovskiy Chemical Plant 'and training materials to study the boundaries of sanitary protection zones of radiation-contaminated objects.

The methods The method of field dosimetric measurements and laboratory spectrometric analysis was used.

Findings. The results of the research the following conclusions: conservatively estimated total effective dose working in the area of radiation-contaminated objects (tailings "Western", "Central Jar", "South East", the area near the house. 103.104 and other objects) is about 1 mSv. In rare places (tailing "Central Yar"), they may exceed 3 mSv.

The originality. For the first time, the analysis of effective radiation doses in the area of tailing dumps and justified the requirements for the size of the sanitary protection zone.

Practical implications. This method can be used in the design of sanitary protection zones of uranium objects

.

Keywords: volume activity, equivalent dose, gamma, uranium facilities, industrial site.

УДК 504.3.054:622.012.3

© О.М. Савотченко, О.В. Зберовський

МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ НЕІЗОТЕРМІЧНИХ РЕАКТИВНИХ ПАРО-ВОДО-ПОВІТРЯНИХ СТРУМЕНІВ ДЛЯ ЗАХИСТУ ДОВКІЛЛЯ ВІД ПИЛОГАЗОВИХ ВИКИДІВ НА КАР'ЄРАХ

© O. Savotchenko, O. Zberovskyi

METHODOLOGY FOR CALCULATING NON-ISOTHERMAL REACTIVE STEAM-WATER-AIR JETS TO PROTECT THE ENVIRONMENT FROM DUST AND GAS EMISSIONS IN QUARRIES

У статті представлена методика розрахунку неізотермічних реактивних паро-водо-повітряних струменів для захисту навколишнього середовища від пилогазових викидів на кар'єрах.

В статье приведена методика расчета неизотермических реактивных паро-водо-воздушных струй для защиты окружающей среды от пылегазовых выбросов на карьерах.

Вступ. Україна є одним з основних лідерів у світі за розвіданими запасами залізної руди, котра добувається як підземним, так і відкритим способом в основному в Дніпропетровської та Полтавської області. Кар'єри України – це сучасні гірничопромислові комплекси, котрі постійно підтримують свою виробничу діяльність. Гірничодобувна промисловість є однією з галузей, що здійснює найбільший антропогенний вплив на довкілля, що проявляється в кількох основних напрямах: порушення земної поверхні під час розробки родовищ корисних копалин, утворення відходів, викиди в атмосферне повітря газових та пилових шкідливих речовин та забруднення водних ресурсів рідкими відходами гірничих підприємств. Наприклад, на гірничо-збагачувальних комбінатах Дніпропетровської області щорічно в атмосферу потрапляє майже 65 тисяч тон забруднюючих речовин, у тому числі: 15 тис. т твердих та 50 тис. т газоподібних речовин.

У переважній більшості кар'єрів підготовка гірничих порід для виїмки відбувається буро-вибуховим способом. Масові вибухи на кар'єрах є періодичними джерелами надходження в атмосферу великої кількості пилу та вибухових газів, які утворюють пилогазову хмару (ПГХ) (рис. 1), котра підіймається на висоту до 800 м, розповсюджується та осідає на земну поверхню, у тому числі в житлових районах і на сільськогосподарських угіддях, що створює відчутні негативні ефекти в радіусі до 20 км від кар'єру. Так, концентрація пилу в повітрі при масових вибухах 600-800 т вибухової речовини досягає 1200-2800 ГДК на відстані 1 км від кар'єру і до 90 ГДК на видаленні 10 км [1].

Тому захист довкілля від пилогазових викидів при масових вибухах на кар'єрах є актуальною природоохоронною і соціальною задачею забезпечення екологічної безпеки у промисловій зоні гірничих робіт та на прилеглої до неї території.

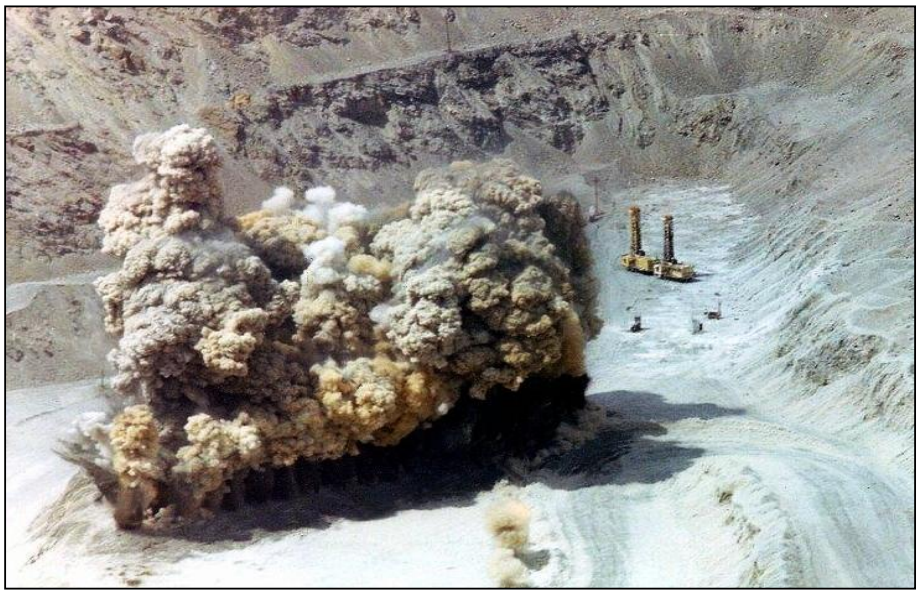


Рис. 1. Утворення ПГХ при вибуху в кар'єрі

Формулювання мети дослідження. Створити методику розрахунку неізотермічних реактивних паро-водо-повітряних струменів для захисту довкілля від пилогазових викидів на кар'єрах.

Викладення основного матеріалу дослідження. Відомі на теперішній час технічні рішення боротьби з пилогазовими викидами при масових вибухах у кар'єрах у той чи іншій мірі дозволяють зменшити кількість шкідливих викидів у повітря, однак повністю проблему захисту довкілля від шкідливого впливу ПГХ не вирішують.

Нами для ефективного пилогазоподавлення ПГХ запропоновано комплексний вплив на епіцентр хмари як пасивними так і активними способами, застосування яких поєднано в розробленій установці для захисту довкілля при вибухових роботах у кар'єрах [2]. Установка призначена для зниження запиленості та подавлення вибухових газів способом гідрознепилення з використанням полідисперсних (паро-водо-повітряних) струменів, що створюються турбореактивними авіаційними двигунами типу ВК-1А. Установка дозволяє вирішити наступні завдання:

- забезпечення покриття паро-водо-повітряним струменем необхідної площі;
- досягнення необхідної висоти подачі струменю;
- досягнення необхідної дальнобійності струменю з урахуванням дислокації установки, робочого майданчика та рози вітрів;
- забезпечення заданих параметрів паро-водо-повітряного струменю у кар'єрі (профіль розподілу швидкостей і рідкої фази по перетину струменю, вмісту і дисперсності водяної фракції та ін.).

Для оцінки ефективності роботи установки було запропоновано методику розрахунку параметрів неізотермічних паро-водо-повітряних реактивних струменів. При цьому було розглянуто задачу поширення неізотермічного струменю, бо на виході з сопла двигуна ВК-1А реактивний струмінь має температуру більше 600°С та швидкість більше 550 м/с. Також необхідно враховувати процес змішування струменю з атмосферним повітрям при розрахунку поширення струменю, бо його склад газів може значно відрізнятися від складу газів атмосферного повітря.

Для спрощення розрахунку будемо вважати, що у вихідному перетині струмінь входить у супутній потік з постійною швидкістю u_H та має рівномірний профіль швидкостей u_0.

Було розглянуто три ділянки струменю:

- початкова ділянка;
- перехідна ділянка;
- основна ділянка.

На початковій ділянці струменю характерне збереження потенційного ядра струменю з такими самими параметрами, як і у вихідному перетині. Пограничний шар струменю (ділянки між границею ядра $y_1(x)$ та границею струменю $y_2(x)$) характеризується безперервною зміною поздовжньої швидкості u, щільності ρ, температури T та концентрації газу зовнішнього потоку c від їх значень

у супутньому потоці струменю: u_H, ρ_H, T_H та c_H до їх значень всередині потенційного ядра: u_0, ρ_0, T_0 та c_0 .

На деякій відстані $x_П$ від вихідного перетину даний потік приймає вигляд потоку, що виникає з точкового джерела, що розташоване трохи позаду від вихідного перетину.

Перехідна ділянка струменю - ділянка між перетином x_H, у котрій закінчується початкова ділянка та після котрої починається основна ділянка. Її довжина $x_П$ - x_H порівняно невелика і тому в розрахунках нею часто нехтують, вважаючи, що перехідний перетин $x_П$ приблизно співпадає з перетином x_H.

Особливість струменів полягає в тому, що профіль швидкості у пограничному шарі початкової та основної ділянок струменів є автомодельним, а остання властивість характерна як для стиснених, так і для нестиснених дозвукових неізотермічних струменів. Розподіл щільності, температур та концентрації домішки як у пограничному шарі, так і на основній ділянці струменю (тільки по закону, що відрізняється від закону розподілу швидкостей) є автомодельними.

Профіль швидкостей в пограничному шарі змішування на початковій ділянці струменя з достатнім ступенем точності може бути представлений профілем Шліхтінга:

$$\frac{u_0 - u}{u_0 - u_H} = \left(1 - \eta_H^{3/2}\right)^2 \tag{1}$$

або

$$\frac{u - u_H}{u_0 - u_H} = 2\eta_H^{3/2} - \eta_H^3 = f_H(\eta_H), \tag{2}$$

де позначено:

$$\eta_H = \frac{y_2 - y}{y_2 - y_1}, \tag{3}$$

де y_1 (x) та y_2(x) - ординати відповідно внутрішньої і зовнішньої меж зони змішування.

Відзначимо, що залежності (1-3) мають місце як для плоского струменю, так і для асиметричного: в останньому випадку y_1(x) означає поточний радіус потенційного ядра (внутрішня межа області змішування), а y_2(x) - поточний радіус межі струменю (зовнішня межа області змішування).

На основній ділянці струменю також має місце автомодельність профілю швидкості u, який можна описати формулою Шліхтінга:

$$\frac{u - u_H}{u_m - u_H} = \left(1 - \eta^{3.2}\right)^2 = f(\beta), \tag{4}$$

де u_m - максимальна швидкість на осі струменя в даному перетині x, а

$$\eta = \frac{y}{y_{(x)}}, \tag{5}$$

де y_2(x) - товщина струменя в даному перетині.

На основній ділянці струменю величина швидкості u_m на вісі струменю падає зі збільшенням x і заздалегідь невідома.

Численні експериментальні дані показують, що в шарі змішування на початковій ділянці струменю профіль ентальпії і профіль концентрації домішки є універсальними.

Введемо наступні дані:

T_0 – температура струменю;

C_{po} – питома теплоємність (при постійному тиску);

ρ_0 – щільність струменя;

$i_0 = C_{Po} T_0$ – ентальпія струменя;

T_H – температура зовнішнього потоку;

ρ_H – щільність зовнішнього потоку;

$C_{Pн} T_H$ – ентальпія зовнішнього потоку;

c - концентрація домішки газу зовнішнього потоку (повітря) в суміші газу в струмені.

В області змішування з великим ступенем достовірності виконується співвідношення:

$$\frac{i - i_H}{i_0 - i_H} = \frac{c - c_H}{c_0 - c_H} = \left[f_H(\eta_H) \right]^{\Pr}, \tag{6}$$

де Pr - турбулентне значення Прандтля.

Для плоских струменів з великою точністю:

$$Pr = 0{,}5\ ; \tag{7}$$

для асиметричних струменів:

$$Pr = 0{,}75 \div 0{,}80 \tag{8}$$

У межах початкової ділянки струменя на осі струменю c_0=0, а на зовнішній межі c_H = 1, тому з (6) маємо також:

$$c = 1 - \left[f_H(\eta_H) \right]^{\Pr} \tag{9}$$

Питома теплоємкість суміші C_P визначається за відомою формулою:

$$C_P = C_{Po}\left[1 - c\right] + C_{P'} c \tag{10}$$

Що з урахуванням (9) для теплоємкостей дає залежність:

$$\frac{C_P - C_{P'}}{C_{Po} - C_{P'}} = \left[f_H(\eta_H) \right]^{\Pr} \tag{11}$$

а для надмірної температури - залежність:

$$\frac{T - T_H}{T_0 - T_H} = \frac{\left[f_H(\eta_H) \right]^{\Pr}}{k + (1-k)\left[f_H(\eta_H) \right]^{\Pr}}, \tag{12}$$

де $k = C_{PH} / C_{P0}$.

Розподіл щільності поперек шару змішування визначається рівнянням Клайперона, представлене в наступному вигляді:

$$\frac{\rho}{\rho_0} = \frac{i_0}{i} \frac{1 - c(1-k)}{1 - c(1 - k\mu)}, \tag{13}$$

де $k_\mu = \mu_0 / \mu_H$; μ_O и μ_H - молекулярна маса газу струменю і зовнішнього потоку (повітря).

Профіль температур у випадку, якщо струмінь витікає в супутній потік того ж газу (*k=1*), але має відмінну температуру, аналогічно (12), має вигляд:

$$\frac{T-T_H}{T_0-T_H}=\left[f_H(\eta_H)\right]^{\Pr} \tag{14}$$

Якщо щільності струменю ρ_0 і навколишнього потоку ρ_H близькі між собою, то замість (14) можна скористатися лінійною залежністю:

$$\frac{T-T_H}{T_0-T_H}=\eta_H, \tag{15}$$

а для визначення профілю швидкостей на основній ділянці струменя - залежністю:

$$\frac{i-i_H}{i_m-i_H}=\frac{c-c_H}{c_m-c_H}=\left[f(\eta)\right]^{\Pr} \tag{16}$$

де i_m и c_m - ентальпія і концентрація домішки зовнішнього газу на осі струменю (величини i_m та c_m підлягають визначенням). При цьому співвідношення (11) і (13) зберігаються і для основної ділянки.

Порядок розрахунку неізотермічних реактивних паро-водо-повітряних струменів.

Вихідні дані для розрахунку неізотермічних реактивних паро-водо-повітряних струменів:

u_0 – швидкість вихідного струменю;

ρ_0 –щільність вихідного струменю;

T_0 – температура вихідного струменю;

ρ_H – щільність навколишнього середовища;

T_H – температура навколишнього середовища;

$\theta=\frac{T_0}{T_H}$ - температурний фактор (параметр нагріву струменю);

u_m – швидкість на вісі струменю у поточному перетині *x*;

$\overline{u_m}=u_m/u_0$;

T_m – температура на вісі струменю у поточному перетині *x*;

$\Delta\overline{T_m}=(T_m-T_H)/(T_0-T_H)$.

Для плоского струменю:

b_0 – напівширина вихідного перетину струменю;

$y_1(x)$ – напівширина потенційного ядра;

$y_2(x)$ – напівширина зовнішньої границі струменю;

$b = y_2 - y_1$ - напівширина пограничного шару струменю (у межах початкової ділянки);

$b = y_2$ – напівширина струменю (в межах перехідної та основної ділянок струменю).

Відношення лінійних розмірів до b_0 позначається як:

$\bar{x}=\frac{x}{b_0}$, $\bar{b}=\frac{b}{b_0}$, $\overline{y_1}=\frac{y_1}{b_0}$ і т.д.

Для вісесиметричного струменю:

r_0 – радіус вихідного перетину струменю;

$y_1(x)$ та $y_1(x) \equiv r_c$ – радіус потенційного ядра та радіус зовнішньої межі струменю відповідно;

$b = y_2 - y_1$ – товщина кільцевої зони пограничного шару струменю (на початковій ділянці).

$b = y_2 \equiv r_c$ – радіус струменю (на перехідній та основній ділянках).

Для вісесиметричного струменю всі лінійні розміри відносяться до початкового радіусу струменю r_0:

$$\bar{x} = \frac{x}{r_0}, \qquad \overline{y_1} = \frac{y_1}{r_0} \text{ і т. д.}$$

$$M_2(\theta) = \int_0^1 \frac{f^2(\eta)d\eta}{1+(\theta-1)\eta}; \quad M_3(\theta) = \int_0^1 \frac{f^2(\eta)\eta d\eta}{1+(\theta-1)\eta}, \tag{17}$$

де:

$$f(\eta) = 2\eta^{3/2} - \eta^3 = \frac{u}{u_0} \quad \text{- універсальний профіль Шліхтингу} \tag{18}$$

У випадку, якщо початкові межі у вихідному перетині рівномірні, то $n_{u1} = n_{u2} = n_T = n_c = 1$. Якщо дані про початкові поля відсутні, то їх слід вважати рівномірними.

Порядок розрахунку плоского струменю

а) Початкова ділянка струменю:

Константа розширення пограничного шару: $c_H = 0{,}27$.

Поточна напівширина потенційного ядра:

$$\overline{y_1}(\bar{x}) = 1 - \frac{1}{2}c_H(1+\theta)\theta M_2(\theta)\bar{x}. \tag{19}$$

Поточна напівширина межі струменю:

$$\bar{b}(\bar{x}) = c_H(1+\theta)\bar{x}. \tag{20}$$

Довжина початкової ділянки:

$$\overline{y_2}(\bar{x}) = \overline{y_1}(\bar{x}) + \bar{b}(\bar{x}). \tag{21}$$

Напівширина струменю у кінці початкової ділянки:

$$\overline{x_H} = \frac{2}{c_H(1+\theta)\theta M_2(\theta)}. \tag{22}$$

Для плоскої задачі межа потенційного ядра і межа струменю на початковій ділянці прямолінійні.

Профіль швидкостей:

- у межах потенційного ядра $0 < y < y_1$:

$$u = u_0 \tag{23}$$

- у межах пограничного шару $y_1 < y < y_2$:

$$\frac{u}{u_0} = f(\eta); \quad \eta = (y_2 - y)/(y_2 - y_1). \tag{24}$$

Профіль температури та щільності:

- у межах потенційного ядра:

$$T - T_0, \quad \rho = \rho_0 ; \tag{25}$$

- в межах пограничного шару:

$$\frac{T - T_H}{T_0 - T_H} = \eta, \quad \frac{\rho}{\rho_0} = \frac{T_0}{T} . \tag{26}$$

б) Перехідна ділянка струменю:

Для перехідної ділянки визначаються наближено лише його геометричні параметри: відстань до перехідного перетину $x_П$ та напівширина струменю $b_П$ на перехідній ділянці:

$$\overline{b_n} = \frac{n_{2u}\left[1 + 0.86(\theta - 1)K_T\right]}{0{,}316\theta}; \tag{27}$$

$$\overline{x_n} = \frac{2\overline{b_n}}{c_H(\theta + 1)}, \tag{28}$$

де

$$K_T = 0{,}86\frac{n_T}{n_{2u}} . \tag{29}$$

в) Основна ділянка струменю:

Константа розширення основної ділянки: $c_0 = 0{,}22$.

Визначається залежність безрозмірної швидкості $\overline{u_m}$ від відстані $\bar{x}$ згідно співвідношення:

$$c_0\left(\bar{x} - \overline{x_n}\right) = \frac{n_{2u}K_T^2(\theta - 1)^2}{1{,}264\theta}\left(\frac{P(z)}{z^2} - \frac{P(z)}{z_0^{\,2}}\right), \tag{30}$$

де

$$\begin{gathered} P(z) = 1 - 0{,}28z + 0{,}27z^2 \ln\left|\frac{1+z}{z}\right|, \\ z = \frac{\theta - 1}{2}K_T\overline{u_m}, \quad z_0 = \frac{\theta - 1}{2}K_T . \end{gathered} \tag{31}$$

Задаючись рядом значень $\overline{u_m}$ (в порядку убування величини $\overline{u_m}$ від $\overline{u_m}$=1 і теоретично до $\overline{u_m}$=0), знаходимо значення $\bar{x} - \overline{x_П}$, яке відповідає вказаному значенню $\overline{u_m}$.

Напівширина струменю (у перетині $\bar{x}$, котрому відповідає задане значення $\overline{u_m}$):

$$\bar{b} = \frac{n_{2u}\left[1 + 0{,}86(\theta - 1)K_T\overline{u_m}\right]}{0{,}316\theta\overline{u_m}^{\,2}} . \tag{32}$$

Вимірювання температури вздовж вісі струменю:

$$\Delta\overline{T_m} = K_T\overline{u_m}, \quad \Delta\overline{T_H} = \frac{T_m - T_H}{T_0 - T_H} . \tag{33}$$

Профіль швидкості в поперечному перетині:

$$\frac{u}{u_m} = \left(1 - \eta^{3/2}\right)^2, \quad \eta = \frac{y}{b}. \tag{34}$$

Профіль температур:

$$\frac{T_0 - T}{T_m - T_H} = \left(\frac{u}{u_m}\right)^{\mathrm{Pr}_T}. \tag{35}$$

Для плоского струменю за результатами багаточисельних дослідів турбулентне число Прандтля $Pr_t = 0{,}5$.

Формула (30) в граничному випадку ($\theta \to 1$) переходить у вираз:

$$c_0\left(\bar{x} - \overline{x_n}\right) = \frac{n_{2u}}{0{,}316}\left(\frac{1}{\overline{u_m}^2} - 1\right), \tag{36}$$

справедливе для ізотермічного затопленого струменю.

Порядок розрахунку вісесиметричного струменю

а) Початкова ділянка струменю:

Товщина кільцевої області пограничного шару:

$$\bar{b} = \overline{y_2} - \overline{y_1} = \frac{c_H(1+\theta)}{2}\bar{x}. \tag{37}$$

Поточний радіус потенційного ядра:

$$\overline{y_1}(\bar{x}) = -\theta M_2(\theta)\bar{b} + \sqrt{1 + \bar{b}^2\left(\theta^2 {M_2}^2 - 2\theta(M_2 - M_3)\right)}. \tag{38}$$

Поточний радіус межі струменю:

$$\overline{y_2}(\bar{x}) = \overline{y_1} + \bar{b}. \tag{39}$$

Радіус струменю у кінці початкової ділянки:

$$\overline{b_H} = \frac{1}{\sqrt{2\theta(M_2 - M_3)}}. \tag{40}$$

Довжина початкової ділянки:

$$\overline{x_H} = \frac{2\overline{b_H}}{c_H(1+\theta)}. \tag{41}$$

Формули для визначення профілю швидкості та температури у пограничному шарі для вісесиметричного струменю такі самі, як і для плоского.

б) Перехідна ділянка струменю:

Радіус струменю у кінці перехідної ділянки:

$$\overline{y_{2n}} = \overline{r_n} = \sqrt{\frac{n_{2u}\left(1 + 0{,}745(\theta - 1)K_T\right)}{0{,}134\theta}}. \tag{42}$$

Відстань до перехідного перетину:

$$\overline{x_n} = \frac{2\overline{r_n}}{c_H(1+\theta)}. \tag{43}$$

Для вісесиметричного струменю:

$$K_T = K_{T0} = 0{,}745\frac{n_T}{n_{2u}}. \tag{44}$$

в) Основна ділянка струменю:

Залежність відносної швидкості на вісі $\overline{u_m}$ та $\bar{x}$ знаходиться із співвідношення:

$$c_0\left(\bar{x} - \overline{x_n}\right) = \sqrt{\frac{n_{2u}K_T^2(\theta-1)^2}{0{,}536\theta}}\left(\frac{R(z)}{z} - \frac{R(z_0)}{z_0}\right), \tag{45}$$

де:

$$R(z) = \sqrt{1+1{,}49z} - \frac{0{,}51}{0{,}7}z arctg\frac{\sqrt{1+1{,}49z}}{0{,}7} - z\ln\frac{\sqrt{1+1{,}49z}+1}{\sqrt{1+1{,}49z}-1}, \tag{46}$$

$$z = \frac{\theta-1}{2}K_T\overline{u_m}, \quad z_0 = \frac{\theta-1}{2}K_T,$$

і K_T визначається формулою (44).

Згідно (45) безпосередньо розраховується залежність $\bar{x} - \overline{x_{II}}$ від $\overline{u_m}$.

Поточний радіус струменю:

$$\overline{y_2} = \bar{r_c} = \sqrt{\frac{n_{2u}\left(1+0{,}745(\theta-1)K_T\overline{u_m}\right)}{0{,}134\overline{u_m}^2\theta}}. \tag{47}$$

Визначення температури вздовж вісі струменю:

$$\frac{T_m - T_H}{T_0 - T_H} = K_{T0}\overline{u_m}. \tag{48}$$

Профіль швидкості визначається формулою:

$$\frac{u}{u_m} = \left(1-\eta^{3/2}\right)^2, \quad \eta = \frac{y}{r_c}. \tag{49}$$

Профіль температур формулою виду:

$$\frac{T_0 - T}{T_m - T_H} = \left(\frac{u}{u_m}\right)^{\mathrm{Pr_Y}}, \tag{50}$$

однак для вісесиметричного струменю $Pr_T \cong 0{,}75$.

Визначення далекобійності струменя.

Наведені вище результати відносяться до поширення струменя без урахування впливу сили тяжіння. У цьому випадку теоретично швидкість $\overline{u_m}$ прагне до нуля тільки при $\bar{x} \to \infty$, тобто струмінь формально поширюється до нескінченності, і в якості його далекобійності розглядається та відстань, при якій швидкість u_m (або безрозмірна швидкість $\overline{u_m}$) падають нижче деякого заданого малого значення, після якого вплив струменя вже практично не відчувається.

Однак при врахуванні сили тяжіння (якщо проекція сили тяжіння на вісь струменя перешкоджає руху) швидкість $\overline{u_m}$ обертається в нуль на кінцевій відстані від вихідного перетину. Розрахунок струменя з урахуванням сили тяжіння (особливо струменя похилої) можливий тільки на основі чисельного моделювання рівнянь гідродинаміки турбулентного руху, оскільки метод інтегральних співвідношень через втрату профілями швидкості і температури автомодельності в чистому вигляді не застосується.

Для наближеного розрахунку струменя в умовах дії сили тяжіння пропонується наступна процедура:

а) справжня швидкість на осі струменя в даному місці з урахуванням сили тяжіння u_{mg} виражається через швидкість u_m на підставі закону збереження енергії:

$$\frac{u_{mg}^{\ 2}}{2} = \frac{u_m^{\ 2}}{2} - gz\,, \tag{51}$$

де z - висота тієї точки на осі струменя, в якій обчислюється швидкість, по відношенню до точки на осі вихідного перетину;

б) для визначення зігнутої осі струменя використовується система рівнянь:

$$\frac{dx}{dt} = v_{xm}, \quad \frac{dz}{dt} = v_{zm}\,, \tag{52}$$

де $v_{xm} = u_{mg}\cos\theta, \quad v_{zm} = u_{mg}\sin\theta$

та θ - кут нахилу траєкторії до осі x (горизонту);

в) в кожній точці криволінійної осі струменя поперечний переріз можна вважати ортогональним до осі і автомодельний закон застосовувати не до швидкості u_m, а до швидкості u_{mg}.

Якщо зміною кута θ уздовж осі струменя можна знехтувати (тобто якщо вважати, що вісь струменя прямолінійна і спрямована під кутом θ), отримаємо:

$$\frac{u_{mg}^2(x)}{2} = \frac{u_m^2(x)}{2} - g\sin\theta\cdot x\,, \tag{53}$$

де x - відстань уздовж осі струменя. Далекобійність струменя, тобто значення x, при якому u_{mg}= 0, згідно (53) визначається з рівності:

$u_m^2 = 2g\sin\theta\cdot x$

або, переходячи до безрозмірних величин, з умови:

$$\overline{u}_m^{\,2}\left(\overline{x}_*\right) = \frac{2g\sin\theta r_0}{u_0^2}\,\overline{x}_*\,, \tag{54}$$

то значення $\overline{x_*}$, при якому виконується умова (53) означає далекобійність струменя.

Так, наприклад, для двигуна ВК-1А, шо створює реактивний асиметричний струмень з температурним фактором θ=2, u_0= 500 м/с, r =0,2 м, θ = 30^0, отримаємо $\overline{x_*} = 203$ *и* $x_* = r_0\overline{x_*} = 406$ м.

Відмітимо, що запропонована тут оцінка занижена, тобто йде "в запас".

Висновки. У роботі запропоновано методику розрахунку неізотермічних паро-водо-повітряних струменів, що створюються турбореактивними авіаційними двигунами типу ВК-1А, які запропоновано використовувати для гідрознепилення та активного подавлення пилогазової хмари при вибухових роботах у кар'єрах. Методика дозволяє розрахувати параметри струменів на початковій, перехідній та основній ділянках; розрахувати зміну температури вздовж вісі струменю, профіль швидкості та температури струменю; розрахувати далекобійність струменю в умовах дії сили тяжіння.

Перелік посилань

1. Зберовский А.В. Охрана атмосферы в экосистеме «карьер-окружающая среда-человек».- Дн-вск: РИО АП ДКТ, 1997. – 136 с.
2. Пат. № 112259, Україна, МПК (2006.01) E21V 5/02 "Установка для захисту довкілля при вибухових роботах у кар'єрах". О.В. Зберовський (UA), О.М. Савотченко (UA). – № u 201605804; Заявл. 30.05.2016; Опубл. 12.12.2016, Бюл. № 23. – 8 с.

ABSTRACT

Purpose. Create a methodology for calculating non-isothermal reactive steam-water-air jets to protect the environment from dust and gas emissions in quarries.

The methods. The methods of calculation of jet jets are used in the work, namely methods for calculating the velocity profile of supersonic jets and the temperature profile of nonisothermal jets; methods for calculating the range of a jet with allowance for gravity.

Findings. The method of calculation of non-isothermal reactive steam-water-air jets is proposed, which is created by turbojet aircraft engines of the VK-1A type, which are proposed to be used for hydro-dusting and active suppression of a dust-gas cloud during blasting operations in quarries. The method allows to calculate the parameters of the jet at the initial, transitional and main sections; calculate the temperature change along the axis of the jet, the profile of velocity and temperature of the jet; calculate the range of the jet in conditions of gravity.

The originality. The suggested technique allows to quickly determine the necessary parameters of steam-water-air jets for fast and effective environmental protection from dust and gas emissions in quarries taking into account environmental conditions.

Practical implications. The use of the proposed methodology allows to solve the following tasks for environmental protection from dust and gas emissions in quarries using steam-water-air jet jets: providing coverage with a jet of the required area; Achieve the required jet height; To achieve the necessary range, taking into account the location of the installation for dust suppression, a working platform and a wind rose; Maintenance of the given parameters of the jet in the quarry (the profile of the distribution of velocities and the liquid phase by the intersection of the jet, the composition and dispersity of the water fraction, etc.).

Keywords: Dust and gas cloud, mass explosion, quarry, reactive vapor-water-air jets

УДК 666.76.001.2

© В.Ю. Тищук

НЕЙТРАЛІЗАЦІЯ ШКІДЛИВИХ ГАЗІВ ПРИ ГАСІННІ КОКСУ РОЗЧИНАМИ

© V. Tyshchuk

NEUTRALIZATION OF HARM GASES WHILE EXHAUSTING COKES BY SOLUTIONS

Наведено результати досліджень з розробки засобів нейтралізації монооксиду вуглецю в коксохімічному виробництві. Результатами теоретичних та експериментальних досліджень встановлено, що ефективним засобом поглинання і нейтралізації монооксиду вуглецю є водні розчини зелених глин.

Приведены результаты исследований по разработке средств нейтрализации монооксида углерода в коксохимическом производстве. Результатами теоретических и экспериментальных исследований установлено, что эффективным средством поглощения и нейтрализации монооксида углерода являются водные растворы зелених глин.

Вступ. Коксохімічна промисловість є однією з основних підгалузей гірничо-металургійного комплексу України і призначена для забезпечення доменного виробництва необхідною кількістю коксу, а також великою кількістю продукції для хімічної галузі, кольорової металургії та інших підприємств. Коксохімічне виробництво є джерелом інтенсивного забруднення повітря робочих зон та оточуючого середовища шкідливими викидами, які нараховують десятки найменувань. При цьому в парогазовій фазі в найбільшій мірі присутні наступні шкідливі речовини: пил, монооксид вуглецю, оксиди азоту та сірки, бензол, фенол, нафталін, сірководень та інші [1].

Основними технологічними процесами при яких відбуваються найбільші неорганізовані пилогазові викиди є наступні. Завантаження вугільної шихти з вологістю 7-9% і більше в розпечені коксові печі з температурою стін 1100-1200 °С, що супроводжується утворенням залпових викидів парогазової суміші у кількості 3-5м^3/т шихти, яка забирає в атмосферу шкідливі речовини, в кількості, г/т коксу: 400 пил; 46 CO; 22 H_2S; 17NH_3; 0,6 HCN; 1,1 C_6H_5OH; 190 C_nH_m; 32 SO_2 і 55 NO_x. Видача коксу з камер коксування в гасильний вагон призводить до залпових, протягом 30-40с газопилових викидів, г / т коксу: 750 пил; 7,6 H_2S; 51 NH_3; 0,5 C_6H_5OH; 22 SO_2; 3,6 NO_x; 36 C_nH_m, 0,1 HCN. При русі гасильного вагона з вивантаженим з печі палаючим коксівним спеком до установки мокрого гасіння, а також саме гасіння коксу водою, в атмосферу виділяються шкідливі запилені гази в кількості приблизно 100 м^3 / т коксу. Концентрація окремих забруднювачів в цих газах становить, г / м^3: 110 пил; 31 CO; 16 SO_2; 0,2 H_2S; 2,9 NO_x; 70 C_nH_m.

З усього спектру газових компонентів найбільш складно нейтралізувати монооксид вуглецю, який майже не розчиняється у воді та надто шкідливий для людини.

Найбільш відомий спосіб нейтралізації оксиду вуглецю з використанням розчинів перманганату калію або пероксиду гідрогену з допомогою яких відбувається доокиснення CO до CO_2 [2]. Проте використання їх в масштабах коксохімічного виробництва є безперспективним, так як потрібні великі обсяги цих речовин і, відповідно, високі економічні витрати. Очищення газів від пароподібних і газоподібних домішок діляться на три групи: адсорбція рідинами, адсорбція твердими поглиначами, каталітична очистка. Відомі також термічні методи спалювання (або допалювання) горючих забруднень, спосіб хімічної взаємодії домішок з сухими поглиначами та окиснення домішок озоном. Проте, всі викладені напрямки нейтралізації шкідливих викидів монооксиду вуглецю рідко використовувалися із-за технічних та економічних факторів.

В зв'язку з цим розробка нових засобів нейтралізації шкідливих викидів в коксохімічній промисловості є актуальною науковою і технічною задачею, яка пов'язана з виконанням програм по покращенню стану безпеки, гігієни праці і виробничого середовища, а також підвищенню якості життя населення.

Ціль статті. Розробка ефективного засобу придушення шкідливого газу в коксохімічній промисловості - монооксиду вуглецю, на основі розчинів природних органічних речовин.

Виходячи з цілі, в роботі поставлено наступні завдання.

1.Аналітично і експериментально розробити засоби, які потенційно можуть бути використані для нейтралізації монооксиду вуглецю.

2.Встановити механізм нейтралізуючої дії розроблених речовин.

3. Експериментально дослідити властивості нових засобів щодо нейтралізації монооксиду вуглецю.

Викладення матеріалу та результати. Для встановлення джерел і складу шкідливих викидів необхідно визначити технологію виробництва при якій вони утворюються. Головні етапи на яких утворюються шкідливі викиди при коксохімічних виробництвах наступні.

Перший етап – підготовка шихти та шихтових матеріалів де головним забруднювачем є пил. Другий етап це завантаження коксувальних камер, при якому виділяється пил. Третій – процес коксування – утворення коксового газу, в якому є низка корисних речовин, виокремлення яких детально розроблено і для кожного окремого етапу цього процесу в більшості випадків розроблені також методи уловлювання та знешкодження забруднюючих речовин.

Велике пилогазовиділення відбувається при вивантаженні розпеченого коксу в вагон. Уловлювання та очищення цих викидів пов'язані з великими труднощами. Є кілька варіантів уловлювання викидів:.

1) великі пересувні укриття над гасильним вагоном, що приєднуються до стаціонарного колектора та газоочисних апаратів;

2) пересувне аспіраційне укриття, змонтоване на візку в комплексі з газоочисткою і чіпляється до гасильний вагону;

3) обладнання кожного вагона аспіраційною системою і газоочисткою;

4) спорудження закритої галереї уздовж коксової батареї зі стаціонарним відсмоктувачем і газоочисткою.

В зазначені вузли звичайно можна вмонтувати пилогазоподавляючі пристрої з використанням нейтралізуючих розчинів.

При пошуку активних нейтралізуючих речовин було звернуто увагу, що ними можуть бути природні органічні сполуки.

Наприклад в роботі [3] показано, що на активованому вугіллі відбувається фізична сорбція газів, при цьому підкреслюється його здатність поглинати різні гази, незалежно від їх хімічної природи.

У зв'язку з цим в якості газових сорбентів прийнято зелені глини. Склад зелених глин включає наступні інгредієнти, %: SiO_2 – 44,0-:-68,0; Al_2O_3- 5,0-28,8; Fe_2O_3- 1-15; FeO – 0,15-:-1,34; CaO- 0,8-:-9,19; MgO- 0,9-:-4,2; K_2O+Na_2O-0,8-:-5,62; волога-6-:-22,83. Крім того в складі зелених глин знаходяться гумінові комплекси, які можуть поглинати шкідливі гази.

Фізико-хімічні передумови нейтралізації монооксиду вуглецю зеленими глинами полягають в наступному. Молекула оксиду вуглецю, незважаючи на невеликий дипольний момент, має яскраво виражений полярний характер. За рахунок полярності зв'язку $^{-}C = 0^{+}$ виникає взаємодія молекули оксиду вуглецю з іонами і полярними групами гуматів натрію (калію), що знаходяться в розчині, такими, як іони натрію (калію), гідроксильні, карбоксильні, фенольні, карбонільні групи, наявність яких в складі гумінових кислот доведено. Ця взаємодія має електростатичний характер і по силі своїй наближається до величини ковалентного зв'язку.

Тому при проходженні CO через водну суспензію може відбуватися його поглинання. Таким чином здійснюється нейтралізація CO зеленими глинами. Непрямим підтвердженням можливості нейтралізації монооксиду вуглецю цими суспензіями є той факт, що гумусові речовини, що містяться в грунті, поглинають гази, в тому числі і CO, більш енергійно в порівнянні з іншими ґрунтовими частками. При цьому основним елементом гумусу є гумінові кислоти, які входять до складу зелених глин.

Технологічна доцільність використання водяних розчинів зелених глин обумовлена їх фізико-хімічними характеристиками. У мікроскопічному вимірі глини представлені об'єднанням часток з розмірами меншими 2 мм, що заряджені переважно негативно. Проте, за результатами досліджень інших авторів на поверхні цих часток можуть співіснувати як негативні так і позитивні заряди.

За даними зарубіжних авторів негативні заряди розташовані переважно на поверхні глинистих часток, а позитивні на їх ребрах. Таким чином глини можуть виконувати роль як катіонообмінників так і аніонообмінників і вони є каталізаторами

Одним із напрямків аналітичних досліджень це визначення процесу керування процесами газоуловлювання та пилоподавлення з використанням каталізаторів тобто глин, та їх складових для зміщення рівноваги в парогазовій фазі,

яка сприяє вилученню шкідливих речовин шляхом утворення з них менш шкідливих та їх сорбції на поверхні диспергованих сорбентів.

Теоретичною основою нейтралізації шкідливих газів водними суспензіями зелених глин є хімічна кінетика і каталіз.

У промисловості каталізатори це багатокомпонентні системи. У складі каталізаторів, в даному випадку глин, можуть входити промотори (активатори), що є добавками до каталізатора у вигляді невеликої кількості речовин, які самі можуть бути каталітично неактивними по відношенню до певної реакції, але дуже підвищують активність власне каталізатора.

Добавка до каталізаторів невеликої кількості промотора, підвищує їх активність за рахунок збільшення поверхні, вибірковості і терміну дії.

Промотором (активатором) називають добавку до каталізатора невеликої кількості речовини, яка сам по собі може бути каталітично неактивною по відношенню до певної реакції, але дуже підвищує активність власне каталізатора. Ефективність дії промоторів залежить від їх кількості. При певному співвідношенні активного компонента і промотора спостерігається максимум активності. В складі зелених глин промоторами можуть виступати оксиди заліза та алюмінію і платина.

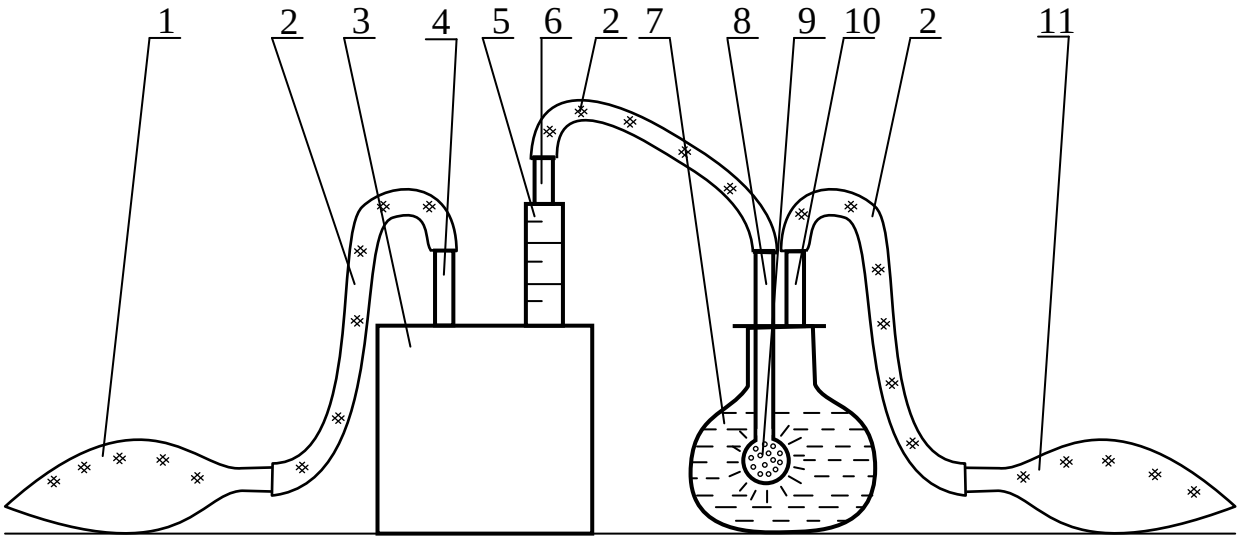
Зміщення рівноваги під дією каталізатора це термодинамічний процес. Термодинамі́чний проце́с являє собою сукупність послідовних станів, через які проходить термодинамічна система при взаємодії її з навколишнім середовищем. При цьому усі чи частина параметрів зазнають змін. Ці зміни параметрів відбуваються таким чином, щоб система прямувала до стану рівноваги. Розглядаючи склад зелених глин можна відмітити наявність промоторів. Це є суттєвим фізико-хімічним фактором, який свідчить, що зелені глини можуть бути нейтралізатором монооксиду вуглецю, за рахунок його поглинання, і взагалі інших шкідливих газів.

Метою роботи було визначення можливості нейтралізації CO водними розчинами зелених глин, установлення механізму його газопоглинаючої дії і кінетики процесу сорбції компонентами зеленої глини монооксиду вуглецю.

Дослідження здатності зелених глин сорбувати гази проводились на спеціальному стенді (рис. 1), який включав колбу з водним розчином глин, об'ємом 1 дм^3; камеру, наповнену газом, що досліджується; пусту камеру для прийому газу після нейтралізації; електричний аспіратор з витратоміром і систему з'єднувальних трубок. За допомогою електричного аспіратора відбувалося перекачування монооксиду вуглецю з камери через досліджуваний розчин в пусту камеру. Швидкість пропускання газу складала 0,2 дм^3/хв., об'єм пропущеного газу – 2 дм^3, час пропускання – 10 хвилин.

Після пропускання порції газу через розчин замірялась залишкова концентрація монооксиду вуглецю. За різницею концентрацій газу до і після перепускання через розчин визначалась кількість газу, яка була адсорбована водним розчином зеленої глини. Потім через розчин пропускалася нова порція газу, об'ємом 2 дм^3, і знову визначалась кількість CO, що була сорбована зеленими глинами. В ході досліджень фіксувався момент досягнення межі адсорбції CO

на глинах, який характеризувався тим, що поглинання газу суспензією більше не відбувалося, і його концентрація в суміші до і після перепускання через розчин глин не змінювалась.



2.

Рис. 1. Схема стенду для досліджень нейтралізації шкідливих газів

1 – полімерний мішок з досліджуваним газом; 2 – з'єднувальні шланги; 3 – аспіратор; 4 – всмоктуючий патрубок; 5 – витратомір; 6 – патрубок нагнітальний; 8 – колба з нейтралізуючим розчином; 8 – вхідний патрубок; 9 – диспергатор; 10 – вихідний патрубок; 11 – полімерний мішок для прийому газу після нейтралізації.

Концентрація монооксиду вуглецю визначалась за допомогою газоаналізатора. Концентрація зелених глин у водяній суспензії становила 5;6;7;8;9;10 мас.%. Розрахунки показали, що питома сорбція монооксиду вуглецю становить 10-12 мг на 1 г зеленої глини.

Одержані результати досліджень свідчать, що адсорбція монооксиду вуглецю на поверхні глиняних часток підлягає класичній теорії адсорбції Ленгмюра [4]:

Аналіз результатів досліджень по нейтралізації монооксиду вуглецю, що виділяється при технологічних процесах коксохімічного виробництва, показав, що цього можна досягти з допомогою водних розчинів зелених глин.

Експериментально встановлено, що швидкість процесу сорбції монооксиду вуглецю на глинах прямо пропорційна рівноважній концентрації монооксиду вуглецю в газовій фазі та відношенню S/V у водній суспензії (S- площа поверхні сорбента, V - об'єм сорбента). Пропорційність швидкості сорбції відношенню (площа/об'єм) підтверджує гомогенно-гетерофазний характер процесу сорбції.

Висновки. Коксохімічне виробництво є джерелом інтенсивного забруднення повітря робочих зон та оточуючого середовища наступними шкідливими викидами: пил, монооксид вуглецю, оксиди азоту та сірки, бензол, фенол, нафталін, сірководень та інші.

Найбільш складно піддається нейтралізації вельми шкідливий для людини газ - монооксид вуглецю. В результаті теоретичних та експериментальних досліджень вперше встановлено, що ефективним засобом поглинання і нейтралізації цього газу є водяні розчини зелених глин.

В подальшому рекомендується використання водяного розчину зелених глин концентрації 5 – 10 % для нейтралізації монооксиду вуглецю в пилогазовій гарячій парі, що утворюється при гасінні коксу водяними розчинами.

Подальші дослідження повинні бути спрямовані на поглиблене вивчення нейтралізації СО водними розчинами зелених глин при різних їх концентраціях і витратах, а також на технології введення розчинів в пилогазову гарячу пару.

Перелік посилань

1. Мищенко И.М. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие/ И.М. Мищенко. – Донецк.: ГВУЗ «ДонНТУ», 2012. –150 с.
2. Сахновский В.Л. Интенсификация проветривания глубоких подземных рудников/ В.Л. Сахновский, А.Е.Умнов, В.М.Кукроченко.– М.: Недра, 1992. - 143 с.
3. Зелинский Н.Д. Уголь как средство борьбы с удушающими и ядовитыми газами/ Н.Д.Зелинский, В.С.Садиков. – М. – Л.: АН СССР, 1941. – 132 с.
4. Пасынский А.Г. Коллоидная химия/ А.Г.Пасынский. – М.: Высшая школа, 1968.-232с.

ABSTRACT

Purpose. Development of an effective means of suppressing harmful gas - *carbon* monoxide in the coke-chemical industry, based on solutions of natural organic substances.

The methods of research are theoretical, experimental and the analysis of previously performed researches is represented.

Findings. To optimize gas suppression, a method for neutralizing carbon monoxide with the use of solutions of the potassium salt of manganic acid $KMnO_4$ and hydrogen peroxide with the help of which the CO to CO_2 oxidation takes place is known. However, the using of these solutions in the scale of coke-chemical production is hopeless, as large volumes of these substances it required large volumes of these substances. Accordingly it needs high economic costs.

The originality is to determine the theoretical and experimental justification for the use of green clay solutions for the neutralization of carbon monoxide.

Practical implications. Experimental researches have established the optimal concentrations of aqueous solutions of green clays and their specific consumptions for the neutralization of carbon monoxide. The recommendations of their using in industrial conditions at coke plants are represented.

Keywords: coke-chemical industry, suppressing, carbon monoxide, green clay

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Адамчук Андрій Андрійович – аспірант кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Азарян Володимир Альбертович – к.т.н., доцент кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Криворізький національный університет”, м. Кривий Ріг

Анісімов Олег Олександрович – к.т.н., доцент кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Барташевський Станіслав Євгенович – к.т.н., доцент кафедри транспортних систем і технологій ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Бедило Тарас Анатолійович – студент ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Бельмас Іван Васильович – д.т.н., завідувач кафедри технології машинобудування Дніпровського державного технічного університету, м. Кам’янське

Бессажна Анастасія Андріївна – магістр Дніпровського державного технічного університету, м. Кам’янське

Бешта Лілія Валеріївна – асистент кафедри автоматизації та комп’ютерних систем ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Білоус Олена Іванівна – к. т. н., доцент кафедри машинобудування Дніпровського державного технічного університету, м. Кам’янське

Бубліков Андрій Вікторович – к.т.н., доцент кафедри автоматизації та комп’ютерних систем ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Булітко Кирило Олександрович – аспірант кафедри геобудівництва та гірничих технологій Національного технічного університету України "Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського", м. Київ

Вінівітін Дмитро Вікторович – заступник начальника технічного відділу ПрАТ “Полтавський гірничо-збагачувальний комбінат”, м. Горішні Плавні

Гайдай Олександр Анатолійович – к.т.н., доцент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Гриценко Леонід Сергійович – с.н.с. Інституту з проектування гірничих підприємств ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Демченко Юрій Іванович – к.т.н., доцент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Денищенко Олександр Валерійович – к.т.н., доцент кафедри транспортних систем і технологій ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Дербаба Віталій Анатолійович – к.т.н., доцент кафедри технології гірничого машинобудування ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Дмітрієв Валерій Іванович – старший викладач кафедри системного аналізу та управління ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Довгалюк Іван Анатолійович – аспірант кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Жуков Сергій Олександрович – д.т.н., проф., завідувач кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Криворізький національный університет”, м. Кривий Ріг

Журавель Анастасія Володимирівна – магістр Дніпровського державного технічного університету, м. Кам’янське

Зберовський Олександр Владиславович – д.т.н., проф., завідувач кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпровського державного технічного університету, м. Кам’янське

Зіборов Кирило Альбертович – к.т.н., доц., завідувач кафедри основ конструювання механізмів і машин ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Зуєвська Наталя Валеріївна – д.т.н., професор кафедри геобудівництва та гірничих технологій Національного технічного університету України “Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського”, м. Київ

Карпенко Олег Вікторович – асистент кафедри автоматизації та комп’ютерних систем ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Клименко Ірина Юріївна – асистент кафедри управління на транспорті ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Колосов Дмитро Леонідович – д.т.н., завідувач кафедри будівельної, теоретичної та прикладної механіки ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Кузьменко Олександр Михайлович – д.т.н., проф., професор кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Кучин Олександр Сергійович – д.т.н., доц., завідувач кафедри маркшейдерії ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Лазніков Олександр Михайлович – директор Вільногірського гірничо-металургійного комбінату ПАТ “Юкрейніан Кемікал Продактс”, м. Вільногірськ

Ложніков Олексій Володимирович – к.т.н., доцент кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Лубенець Микола Олексійович – к.т.н., доцент кафедри транспортних систем і технологій ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Луценко Сергій Олександрович – к.т.н., доцент кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Криворізький національный університет”, м. Кривий Ріг

Мазур Руслан Анатолійович – к.т.н., доцент кафедри автоматизації та комп’ютерних систем ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Молдабаєв Сєрік Курашович – д.т.н., професор кафедри “Гірнича справа” НАТ “Казахський національний дослідницький технічний університет імені К.І. Сатпаєва, м. Алмати, Казахстан

Непошивайленко Наталія Олександрівна – к.т.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпровського державного технічного університета, м. Кам’янське

Панченко Валерій Васильович – к.т.н., доц., професор кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Петльований Михайло Володимирович – к.т.н, доцент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Проценко Станіслав Миколайович – доцент кафедри автоматизації та комп’ютерних систем ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Пчолкін Георгій Дмитрович – к.т.н., професор кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Рець Юрій Миколайович – аспірант кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпровського державного технічного університету, начальник науково-дослідного відділу, Науково-технічний центр комплексного поводження з радіоактивними відходами, м Жовті Води

Романенко Олександр Васильович – начальник технологічного управління ПАТ “Інгулецький ГЗК”,

Ропай Валерій Андрійович – д.т.н., проф., професор кафедри будівельної, теоретичної та прикладної механіки ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

Савотченко Олена Миколаївна – аспірант кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпровського державного технічного університету, м. Кам’янське

Симоненко Володимир Іванович – д.т.н., проф., професор кафедри відкритих гірничих робіт, директор Інституту з проектування гірничих підприємств ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Скачков Андрій Анатолійович – гірничий інженер, начальник департаменту технологій і планування виробництва "ГДД МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ", м. Кривий Ріг

Скляров Артем Валерійович – студент ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Собко Борис Юхимович – д.т.н., проф., завідувач кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Стрілець Олександр Петрович – старший викладач кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Таран Ігор Олександрович – д.т.н., проф., завідувач кафедри управління на транспорті ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Тимощук Василь Іполітович – к.т.н., доц., доцент кафедри гідрогеології та інженерної геології ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Тищук Володимир Юрійович – д.т.н., доц., Криворізький металургійний інститут Національної металургійної академії України, м. Кривий Ріг

Тішков Володимир Володимирович – асистент кафедри гідрогеології та інженерної геології ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Ткаченко Сергій Миколайович – к.т.н., доц., доцент кафедри автоматизації та комп'ютерних систем ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Федорова Ирина Петровна – асистент кафедри кафедри будівельної, теоретичної та прикладної механіки ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Франчук Всеволод Петрович – д.т.н., проф., професор кафедри гірничих машин та інжинірингу Національний гірничий університет", м. Дніпро

Хоменко Олег Євгенович – д.т.н., доц., доцент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Цвіркун Леонід Іванович – к.т.н., професор кафедри автоматизації та комп'ютерних систем ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Черняєв Олексій Валерійович – с.н.с. Інституту з проектування гірничих підприємств ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Чорний Микита Юрійович – студент ДВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпро

Шайдецька Любов Валентинівна – к.т.н., старший викладач кафедри геобудівництва та гірничих технологій Національного технічного університету України “Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського”, м. Київ

Шапурін Олександр Васильович – д.т.н., проф., професор кафедри відкритих гірничих наук ДВНЗ “Криворізького національний університет”, м. Кривий Ріг

Шустов Олександр Олександрович – к.т.н., асистент кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпро

З М І С Т
РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

1 **А.А. Адамчук** Исследование параметров доработки глубоких карьеров открытым способом …….. 10

2 **В.А. Азарян, С.А. Жуков** От процессов транспорта и контроля качества руды – к проблеме генерализованной системы управления качеством рудопотоков карьера……. 17

3 **О.А. Анисимов** Исследование формирования механизированных комплексов и их влияние на ширину крутонаклонного слоя при отработке крутопадающих месторождений……. 26

4 **Д.В. Вінівітін** Додаткові умови для запобігання незбіжності формування оперативних планів управління вантажно-транспортним комплексом кар'єру…… 32

5 **А.А. Гайдай, М.В. Петлёваный** Методологические аспекты улучшения структурно-механических свойств твёрдого топлива техногенных месторождений, как дисперсных систем……... 40

6 **І.А. Довгалюк** Особливості унікальної геологічної структури Іллінецького метеоритного кратеру і його промислове освоєння…. 48

7 **О.М. Кузьменко, М.В. Петльований** Стійкість штучного масиву при підземній розробці потужного рудного покладу на великій глибині……. 56

8 **С.А. Луценко** Определение ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ при изменении производительности карьера по руде…… 63

9 **С.К. Молдабаев** Оптимизация развития рабочей зоны на крутых бортах действующих и строящихся карьеров Казахстана…… 69

10 **В.В. Панченко, А.В. Романенко** Анализ состояния и приоритетные направления повышения эффективности открытой разработки железорудных месторождений Украины…… 78

11 **В.І. Симоненко, О.В. Черняєв, Л.С. Гриценко** Технологічні аспекти еколого- та ресурсозберігаючих технологій відпрацювання прирощених запасів при ліквідації нерудних кар'єрів…….. 92

12 **А.А. Скачков, О.В. Шапурін, С.О. Жуков** Умови та особливості експериментального підривання порід свердловинними зарядами, взаємодіючими з укосами уступів…… 101

13 **Б.Ю. Собко** Оцінка технологічних і організаційних рішень з ревіталізації техногенних ландшафтів…….. 111

14 **Б.Ю. Собко, О.В. Ложніков, О.М. Лазніков** Дослідження та обґрунтування раціональних параметрів видобувного підводного уступу при використанні земснарядів……. 116

15 **О.П. Стрілець, Г.Д. Пчолкін, М.Ю. Чорний** Вплив фракційного складу гірничої маси на продуктивність великовантажних автосамоскидів……. 125

16 **О.П. Стрілець, Г.Д. Пчолкін, М.Ю. Чорний** Дослідження впливу довжини тимчасової частини автодороги на продуктивність великовантажних автосамоскидів…… 132
17 **О.О. Шустов** Обгрунтування економічної ефективності відкритої розробки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля……. 137

ШАХТНЕ І ПІДЗЕМНЕ БУДІВНИЦТВО

18 **В.І. Тимощук, В.В. Тішков, Ю.І. Демченко** Параметри закріплення бортів будівельного котловану в нерівномірно навантаженому грунтовому масиві в умовах щільної міської забудови…… 146
19 **О.Е. Хоменко** Анкерное крепление забоя выработок для марганцеворудных шахт Украины…….. 156

ГІРНИЧІ МАШИНИ І ГЕОТЕХНІЧНА МЕХАНІКА

20 **І.В. Бельмас, Д.Л. Колосов** Напружено-деформований стан плоского каната зумовлений поривами тягових елементів та конструкцією барабана підйомної машини……. 163
21 **О.В. Денищенко, С.Є. Барташевський, А.В. Скляров, Т.А. Бедило** Нові технології укладання та контролю стану шахтних рейкових колій…….. 170
22 **В.А. Дербаба** Алгоритм імітаційно-статистичного моделювання вимірювально-контрольної системи геометричних параметрів зубчастих коліс…… 179
23 **Д.Л. Колосов, О.І. Білоус** Вплив відхилень напрямних посудини на напружено-деформований стан плоского головного каната підйомної машини…… 186
24 **Н.А. Лубенец** Сохранения механической энергии гибкого тела при трении по блоку……... 194
25 **В.А. Ропай** Энергетический способ раскрытия статической неопределимости задачи при расчете конструкций……. 203
26 **В.А. Ропай, И.П. Федорова** Аналитический способ раскрытия статической неопределимости задачи при расчете многопролетных балок……. 213
27 **І.О. Таран, І.Ю. Клименко** Моделювання процесу гальмування шахтного дизелевоза з гідрооб'ємно-механічною трансмісією……. 225
28 **В.П. Франчук, К.А. Зиборов** Метод определения неупругих сопротивлений при свободном качении колеса по рельсу……. 232

МАРКШЕЙДЕРІЯ ТА ГЕОІНФОРМАТИКА

29 **А.С. Кучин** Механизм сдвижения горных пород в условиях движущегося очистного забоя……. 241

ЕЛЕКТРОТЕХНІЧНІ КОМПЛЕКСИ І СИСТЕМИ АВТОМАТИЗАЦІЇ

30 **А.В. Бубліков, С.М. Проценко, О.В. Карпенко, Р.А. Мазур** Алгоритм керування обігрівачами за критерієм максимальної синхронізації їх роботи…….. 252

31 **В.И. Дмитриев** Идентификация технологических и информационных характеристик цикла измельчения руды…….. 263

32 **С.М. Ткаченко** Модернізація систем термометрії зерна в силосах елеватора з підвісками на основі термопар…….. 276

33 **Л.І. Цвіркун, Л.В. Бешта** Аналіз стану і вибір методу збагачення вугільних шламів з метою подальшої автоматизації…….. 288

ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ

34 **А.А. Бессажна, Н.О. Непошивайленко** Порівняльний аналіз комп’ютеризованих методів оцінки впливу на довкілля забруднюючих речовин…….. 295

35 **А.В. Журавель, Н.О. Непошивайленко** Порівняльний аналіз еколого-економічних методів оцінки промислового забруднення атмосферного повітря..... 303

36 **Н.В. Зуєвська, Л.В. Шайдецька, К.О. Булітко** Активізація деформаційних процесів в техногенних ґрунтах…….. 309

37 **Ю.М. Рець** Оцінка радіаційного стану забруднених об'єктів на промисловому майданчику колишнього підприємства по переробці уранових руд для обгрунтування меж санітарно-захисних зон…….. 316

38 **О.М. Савотченко, О.В. Зберовський** Методика розрахунку неізотермічних реактивних паро-водо-повітряних струменів для захисту довкілля від пилогазових викидів на кар’єрах……. 326

39 **В.Ю. Тищук** Нейтралізація шкідливих газів при гасінні коксу розчинами……... 338

Відомості про авторів …… 344

Зміст …….. 349

CONTENTS

DEVELOPMENT OF USEFUL MINERALS DEPOSITS

1 **A. Adamchuk** Research of finilazing parameters of deep opencast mines……. 10

2 **V. Azarian, S. Zhukov** From the processes of transport and ore quality control to the problem of generalized quality control system of ore stream in the open pit…… 17

3 **O. Anisimov** Research of the formation of mechanized complexes and their influence on the width of steeply inclined layers in mining steep deposits……. 26

4 **D. Vinivitin** Auxiliary conditions to prevent mismatch in mine&haul operational planning……. 32

5 **A. Haidai, M. Petlyovanyi** Methodological aspects improve structural and mechanical properties of solid fuel technogenic deposits as disperse systems…… 40

6 **I. Dovhaliuk** Features unique geological structure illinetskyi meteorite crater and its industrial development…… 48

7 **A. Kuzmenko, M. Petlovanyi** Steadiness of artificial massif during underground mining of thick ore deposit on a deep depth……... 56

8 **S. Lutsenko** Determining working site width and mining front length when changing ore output of an open-pit……. 63

9 **S. Moldabayev** Optimization of development of working zone on steep sides of operating and built quarries of Kazakhstan……. 69

10 **V. Panchenko, A. Romanenko** State analysis and priority directions to improving the efficiency of the Ukraine open pit iron ore deposits……. 78

11 **V. Symonenko, O. Cherniaiev, L. Hrytsenko** Technological aspects eko- and resource- saving technologies development explored reserves at liquidation non-metallic quarries…….. 92

12 **A. Skachkov, O. Shapurin, S. Zhukov** Conditions and peculiarities of experimental destruction of rock by explosion with borehole charges interacting with slopes of ledges……... 101

13 **B. Sobko** Technological and organizational solutions evaluation at the man-caused landscapes revitalization……... 111

14 **B. Sobko, O. Lozhnikov, O. Laznikov** Underwater bench parameters substantiation at the using of surface mining dredgers……. 116

15 **O. Strilets, H. Pcholkin, N. Chornyi** Influence fractional composition of the rock mass on the performance of heavy mining truck…… 125

16 **O. Strilets, H. Pcholkin, N. Chornyi** Research of influence of length part of road on productivity of heavy highway dump trucks…… 132

17 **O. Shustov** Substantiation of open-cast mining economic efficiency of Novo-Dmitrovsky deposit……... 137

MINING AND UNDERGROUND CONSTRUCTION

18 **V. Tymoshchuk, V. Tishkov, Y. Demchenko** Parameters of anchorage the construction pit sides in uneven loadind in the soil massif in urban environment …….. 146

19 **O. Khomenko** Anchor support of working face for manganese mines of Ukraine……. 156

MINING MACHINERY AND GEOTECHNICAL MECHANICS

20 **I. Belmas, D. Kolosov** The stress-strain state of the flat rope caused by breaks of tractive elements and design of hoisting engine drum…….. 163

21 **O. Denyshchenko, S. Bartashevskyi, A. Skliarov, T. Bedylo** New technologies of conclusion and control of the state of mine claotype tracks……. 170

22 **V. Derbaba** Algorithm of simulative statistical modeling measurement and control systems geometric parameters gears…….. 179

23 **D. Kolosov, O. Bilous** The impact of variations of the vessel guides on stress-strain state of the flat head rope of hoisting engine…… 186

24 **N. Lubenets** Conservation of mechanical energy in flexible body friction in unit…… 194

25 **V. Ropay** Power method of opening of static indeterminateness of problem at strength design of constructions……. 203

26 **V. Ropay, I. Fedorova** Analytical method of opening of static indeterminateness of problem at strength design of multispan beams…… 213

27 **I. Taran, I. Klymenko** Modeling the braking process of a mine diesel locomotive with hydrostatic mechanical transmission……. 225

28 **V. Franchuk, K. Ziborov** Method for determining inelastic resistance at free wheel rolling on the rails……... 232

MINE SURVEING AND GEOINFORMATICS

29 **A. Kuchin** The mechanism of rock mass displacement in conditions of advancing longwall face……... 241

ELECTRICAL COMPLEXES AND SYSTEMS AUTOMATION

30 **A. Bublikov, S. Protsenko, O. Karpenko, R. Mazur** The algorithm of control by heaters based on criterion of maximal synchronization of their work…….. 252

31 **V. Dmitriev** Identification of technological and information cycle characteristics ore grinding……... 263

32 **S. Tkachenko** Modernization of thermometry systems in grain silo elevator with thermocouplespendant…… 276

33 **L. Tsvirkun, L. Beshta** Analysis and selection method of enrichment coal sludge to further automation……. 288

ECOLOGY AND LABOUR SAFETY

34 **A. Bessazhna, N. Neposhyvaylenko** Comparative analysis computerized method for assessing the environmental impact of pollutants…… 295

35 **A. Zhuravel, N. Neposhyvaylenko** Comparative analysis of methods of ecological and economic assessment of industrial pollution of the atmospheric air…….. 303

36 **N. Zuievska, L. Shaidetska, K. Bulitko** Activation of deformation processes in technogenic soils……... 309

37 **Yu. Rets** Evaluation of radiation contaminated objects at the industrial site former enterprises on processing uranium ore to justify extent buffer zones……... 316

38 **O. Savotchenko, O. Zberovskyi** Methodology for calculating non-isothermal reactive steam-water-air jets to protect the environment from dust and gas emissions in quarries……. 326

39 **V. Tyshchuk** Neutralization of harm gases while exhausting cokes by solutions……. 338

Information about authors…….. 344

Contents…… 349

Шановні колеги!

Повідомляємо вам, що "Збірник наукових праць НГУ №50" (ювілейний) планується до видання в березні 2017 р. Кінцевий термін подання матеріалів до редакції – 15 березня 2017 р. Збірник видається і рецензується відповідно до вимог ДАК України (Додаток 9 до наказу Міністерства освіти і науки України № 1604 від 22.12.2016 р.), що висуваються до наукових фахових видань, в яких можуть публікуватися результати дисертаційних робіт на здобуття наукових ступенів доктора і кандидата технічних наук за спеціальностями: 05.02.08 – технологія машинобудування; 05.02.09 – динаміка та міцність машин; 05.05.06 – гірничі машини; 05.09.03 – електротехнічні комплекси та системи; 05.13.06 – інформаційні технології; 05.13.07 – автоматизація процесів керування; 05.15.01 – маркшейдерія; 05.15.02 – підземна розробка родовищ корисних копалин; 05.15.03 – відкрита розробка родовищ корисних копалин; 05.15.04 – шахтне та підземне будівництво; 05.15.08 – збагачення корисних копалин; 05.15.09 – геотехнічна і гірнича механіка; 21.06.01 – екологічна безпека; 05.26.01 – охорона праці.

ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ СТАТЕЙ

для публікації в збірнику

З урахуванням нормативних вимог до оформлення друкованих статей, рекомендацій Книжкової Палати України від 07.09.04 № 1291/11 та постанови ВАК України від 21.03.2008 № 1-04 / 5 «Про затвердження Нових вимог до періодичних наукових фахових видань» до опублікування в спеціалізованому "Збірнику ..." приймаються статті, що містять нові наукові та практичні результати досліджень авторів, які раніше не публікувалися і відповідають профілю «Збірника ...». Структура наукової статті повинна містити наступні елементи: постановка проблеми; аналіз останніх досліджень і публікацій, в яких закладено вирішення даної проблеми і на які спирається автор, виділення невирішених раніше частин загальної проблеми, котрим присвячується означена стаття; формулювання цілей статті (постановка завдання); виклад основного матеріалу дослідження з повним обґрунтуванням отриманих наукових результатів; висновки з даного дослідження; список використаних джерел.

Рекомендована структура статті:

• вступ - постановка проблеми в загальному вигляді та її зв'язок із важливими науковими чи практичними програмами; аналіз останніх досліджень і публікацій в яких закладено вирішення даної проблеми і на які спирається автор, виділення невирішених раніше частин загальної проблеми, котрим присвячується означена стаття (до 40 рядків);

• формулювання цілей статті (постановка завдання) (до 20 рядків);

• виклад основного матеріалу дослідження з повним обґрунтуванням отриманих наукових результатів (5-8 стр.);

• висновки з даного дослідження із зазначенням новизни, теоретичної та практичної значущості отриманих наукових результатів, перспективи подальшого розвитку в даному напрямку (до 30 рядків);

• список використаних джерел - посилання на літературні джерела (не більше 5), як правило, наводяться у вступі при аналізі останніх досліджень і публікацій на які спирається автор.

Текст статті (українською, російською або англійською мовами) обсягом 6-10 стор., включаючи таблиці, графіки та малюнки, подається до редакції на флеш-носії або електронною поштою на адресу pfcaleksanria1986@gmail.com з роздруківкою 1 прим. на аркушах формату А4. Текст слід набирати шрифтом Times New Roman 14 пунктів в редакторі Microsoft Office Word і оформити наступним чином:

* УДК

* Ініціали, прізвище автора мовою написання статті та англійською мовою; Рекомендоване посилання для транслітерації П.І.Б http://translit.kh.ua/#passport.

* Назва статті - великими літерами мовою статті та англійською мовою, жирно, вирівнювання по центру; переноси і абревіатура неприпустимі;

* Анотація (до 5 рядків) російською та українською мовами, розмір 12 пт; Також після переліку посилань наводиться розширена анотація англійською мовою до 0,5 стор., що містить мету роботи, її методику, результати досліджень, наукову новизну, практичну значимість та ключові слова.

* Текст форматується з вирівнюванням по ширині і міжрядковим інтервалом 1,0. Всі поля - по 2 см. Номери сторінок не проставляються.

* Формули в тексті повинні бути виконані в додатку Word "Equation", дотримуючись розмірів, наведених на малюнку.



* Таблиці, графіки та підписи до них розташовуються безпосередньо в тексті і впроваджуються в документ як об'єкти, якщо вони були створені в Excel і ін. додатках.

* Малюнки повинні бути в чорно-білому зображенні і вбудовані в текст в місцях посилання на них.

* Список літератури подається в порядку посилань у тексті, відповідно до ДСТУ 7.1:2006 розміром 12 пунктів.

Зразок набору

УДК 550.83

© І.В. Петрова

ГЕОФІЗИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ КАРПАТ З КОСМОСУ

© I. Petrova

GEOPHYSICAL RESEARCH CARPATHIANS FROM SPACE

Наведено результати геологічної дешифрування матеріалів космічних геофізичних зйомок Карпат.

Приведены результаты геологического дешифрирования материалов космических геофизических съемок Карпат.

За матеріалами космічних геофізичних зйомок отримують різноманітну геолого-геофізичну інформацію ...

Перелік посилань

1. Ландау Л.Д. Статистична фізика / Л.Д. Ландау. – М .: Наука, 1979. – 268 с.

2. Архипов Ю.Р. Програмне забезпечення для обробки геофізичної інформації / Ю.Р. Архипов // Горный журнал. – 2002. – №11. – С. 10 – 15.

ABSTRACT

Purpose. To develop the methodology for…

The methods of research is to…

Findings. The optimization of …

The originality is to determine the…

Practical implications. To develop recommendations for using …

Keywords: geophysical fieldwork, Carpathians…

До редакції «Збірника ...» необхідно подати:

1. Електронний варіант і роздруковану довідку про авторів:
Прізвище ім'я по батькові;
Посада, науковий ступінь;
Місце роботи (повна назва організації та її поштова адреса);
Номери контактних телефонів, E-mail.

2. Експертний висновок про можливість опублікування матеріалів у відкритій пресі.

3. Виписку з протоколу кафедри / лабораторії, відділу / відображає: загальний характер статті (робота фундаментального або прикладного значення, експериментальна (результати моделювання, дані промислових випробувань ...), теоретична (опис нового методу розрахунку ...) і т.п.; відповідність матеріалів паспорту обраної спеціальності (шифр); особистий внесок автора; новизну отриманих результатів; рекомендації до публікації.

Статті публікуються після рецензування та прийняття експертно-редакційною колегією збірника позитивного рішення про публікацію статті.

Відповідальність за плагіат та переклад анотацій англійською мовою несуть автори статей!

Телефони для довідок:

(056) 756-00-98
Шустов Олександр Олександрович – заступник головного редактора.

Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 50

Підп. до друку 12.04.2017. Формат 60×84/16.
Ум. друк. арк. 17,75. Обл.-вид. арк. 16,3.
Тираж 100 прим. Зам. № 536

Підготовлено до видання
у Державному ВНЗ «НГУ»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06.2007 р.

49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19

49050, м. Дніпро, пл. Академіка Стародубова, 1. Друкарня „Візіон”
Свідоцтво про держреєстрацію № 04052442 Ю 0021076
Свідоцтво суб’єкта видавничої справи серія ДП № 60-р від 20.03.2001 р.