

ДОНБАССКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Выпуск 6 (49) 2017



СБОРНИК
НАУЧНЫХ ТРУДОВ

**Сборник
научных трудов
Донбасского государственного технического
университета**

Сборник
Выходит 1–4 раза в год
Основан в июне 1999 г.
Выпуск 6 (49) 2017

**Збірник наукових праць
Донбаського державного технічного університету**

Збірник
Виходить 1–4 рази на рік
Заснований у червні 1999 р.
Випуск 6 (49) 2017

Collection of Scientific Papers of DonSTU

Collection
Publishing 1–4 times a year
Founded in June 1999
Issue 6 (49) 2017

Алчевск
2017

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 65.011.56 +
+ 621.3 + 33 + 621.37 + 1

**Сборник научных трудов
Донбасского государственного
технического университета**

Сборник

Выпуск 6 (49) 2017

**Основатель:
Донбасский государственный
технический университет**

*Свидетельство Министерства информации,
печати и массовых коммуникаций ЛНР
о государственной регистрации средства массовой
информации МИ-СГР ПИ 000003
от 05.02.2016*

*Приказом Министерства образования и науки
Донецкой Народной Республики от 2 мая 2017 г.
№ 464 сборник научных трудов включен в Перечень
рецензируемых научных изданий, в которых
должны быть опубликованы основные научные
результаты диссертаций на соискание ученой
степени кандидата наук, на соискание ученой
степени доктора наук, утвержденный приказом
Министерства образования и науки Донецкой
Народной Республики от 1 ноября 2016 г.
№ 1134, согласно приложению 1*

*Рекомендовано Ученым советом
ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»
(Протокол № 11 от 30.06.2017)*

Включен в наукометрическую базу данных РИНЦ

Формат 60×84%.
Усл. печат. л. 17,3
Заказ № 170
Тираж 100 экз.

Издательство не несет ответственности за
содержание материала, предоставленного автором
к печати.

Адрес редакции, издателя и основателя:
ГОУ ВПО ЛНР «Донбасский
государственный технический университет»
пр. Ленина, 16, г. Алчевск, ЛНР
94204

E-mail: info@dstu.education
Web-site: <http://www.dstu.education>

ИЗДАТЕЛЬСКО-ПОЛИГРАФИЧЕСКИЙ ЦЕНТР,
ауд. 2113, т/факс 2-58-59

Свидетельство о государственной регистрации
издателя, изготовителя
и распространителя средства массовой
информации
МИ-СГР ИД 000055 от 05.02.2016.

Главный редактор

Зинченко А. М. — к.э.н., и.о. ректора

Заместитель главного редактора

Новохатский А. М. — д.т.н., проф.

Редакционная коллегия:

Литвинский Г. Г. — д.т.н., проф.
Финкельштейн З. Л. — д.т.н., проф.

Корнеев С. В. — д.т.н., проф.

Леонов А. А. — к.т.н., доц.

Харламов Ю. А. — д.т.н., проф.

Ульяницкий В. Н. — к.т.н., проф.

Зелинский А. Н. — к.т.н., проф.

Куберский С. В. — к.т.н., проф.

Денищенко П. Н. — к.т.н., доц.

Дрозд Г. Я. — д.т.н., проф.

Шолух Н. В. — д. арх., проф.

Бондарчук В. В. — к.т.н., доц.

Псюк В. В. — к.т.н., доц.

Скомская С. А. — секретарь редакционной
коллегии.

Для научных сотрудников, аспирантов,
студентов высших учебных заведений.

Язык издания:
русский, украинский и английский

Исмаилова Л. М. — корректор

© ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2017
© Чернышова Н. В.,
художественное оформление
обложки, 2017

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

НАУКИ ПРО ЗЕМЛЮ

GEOSCIENCES

УДК 622.831: 622.28

*проф. Литвинский Г. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)*

ЗАПРЕДЕЛЬНОЕ ПОВЕДЕНИЕ ПОРОД ВОКРУГ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ (ПОРОЖДАЮЩЕЕ РЕШЕНИЕ)

Нормативная база по прогнозированию параметров проявлений горного давления заметно устарела и основана на эмпирических закономерностях. Цель исследований — разработка научных положений и теоретических моделей для определения закономерностей горного давления в подземных выработках. Получено порождающее решение задачи об образовании вокруг выработки зоны запредельных деформаций. Впервые запредельное поведение пород учтено введением прочностной неоднородности. Получены базовые теоретические зависимости, исследованы закономерности распределения напряжений вокруг выработки.

Ключевые слова: горное давление, выработка, запредельное поведение пород, прочностная неоднородность, зона запредельных деформаций, распределение напряжений, порождающее решение, параметры разрушения пород.

Горная промышленность Украины находится в глубоком экономическом кризисе и использует устаревшие и неэффективные технику и технологию, которые опираются на примитивную и противоречивую нормативную базу. Более чем 70 % всех горных выработок в Донбассе (а их сооружается свыше 10 км на каждую мегатонну добытого угля) строятся отсталым буровзрывным способом, а приблизительно треть выработок постоянно ремонтируется или полностью перекрепляется. Ежегодные прямые затраты на ремонт и перекрепление горных выработок составляют 20...30 % в себестоимости угля, на эти работы затрачивают десятки тысяч человеко-смен.

Такое состояние проблемы обеспечения безопасности ведения горных работ в значительной мере обусловлено недостаточным использованием научных разработок, особенно для сложных и опасных условий больших глубин, при интенсивных проявлениях горного давления (ПГД), что приводит к потере устойчивости пород, их разрушению и завалам горных выработок. Это в значительной мере вызвано отсутствием научно обоснованных методов прогноза ПГД в выработках, устаревшими и даже ошибочными представлениями о процессах деформирования и разрушения пород, которые

положены в основу ныне действующих нормативов по расчетам поведения горного массива, при обоснованиях параметров крепления и средств охраны выработок. Поэтому проблема противостояния горному давлению при ведении горных работ приобретает все возрастающую актуальность.

Теория горного давления начала развиваться с начала XIX столетия, что было обусловлено первой промышленной революцией и возникшей потребностью промышленности в дешевом энергообеспечении, которое могло быть получено лишь за счет добычи каменного угля. Первые гипотезы ПГД начали оформляться в средние века в работах горных инженеров и ученых-механиков развитых горнодобывающих стран того времени — Англии, Германии, Испании, Франции, Чехии, России и др.

Современное состояние горной геомеханики, предметом которой являются установление закономерностей процессов деформирования и разрушения горных пород при подземном строительстве и добыче полезных ископаемых, нужно признать далеким от удовлетворительного. Более 30 лет не восстанавливается нормативно-методическая литература по расчетам горного давления, которая базируется на нормативных документах СНиП П-94-80 выпуска 1982 года. Научно устарев-

шая нормативно-методическая база, положенная в основу работы проектных и промышленных организаций, включает в себя целый ряд до сих пор неосознанных недоразумений и ошибок, что ведет к угрожающим просчётам и недостоверному прогнозу ПГД и устойчивости выработок.

Таким образом, анализ состояния проблемы свидетельствует о значительном отставании отечественных разработок в этом направлении развития горной науки. В то же время следует отметить, что и зарубежные исследования, в свою очередь, еще не вышли на достаточно удовлетворительный научно-методический уровень решения проблемы. Поэтому перед теорией и практикой обеспечения устойчивости подземных выработок с позиций современного уровня горной геомеханики и геотехники стоят сложные и далеко еще не решенные задачи, особенно при исследовании процессов ПГД.

Разработка научных основ прогнозирования ПГД в капитальных выработках, особенно на больших глубинах, где наиболее сложные условия для их строительства и эксплуатации, обеспечит переход на научно обоснованные методы расчетов и позволит избежать наиболее рискованных ошибок при проектировании и строительстве подземных сооружений. Создание теоретических основ расчетов сложных геомеханических процессов деформирования и разрушения горных пород вокруг капитальных горных выработок позволит изменить устаревшие парадигмы и представления на более современные, создать научную базу для существенного пересмотра действующих нормативных документов и директивных материалов, значительно повысить надежность проектных решений.

Целью данной работы являлась разработка и обоснование научных основ расчетов деформирования и разрушения горных пород вокруг капитальных выработок, установление закономерностей ПГД для повышения надежности проектирования, сооружения и эксплуатации капитальных выработок глубоких шахт.

Идея работы состоит в использовании при рассмотрении ПГД так называемого «порождающего решения», в котором будут отражены самые существенные закономерности формирования ЗЗД. Такого типа решения широко используются в прикладной математике и механике и основаны на применении метода малого параметра. Он представляет собой решение краевых или начальных задач в виде степенных рядов по степеням некоторого малого параметра, входящего в условие задачи в виде заданной физической величины. Как правило, первый член такого степенного ряда и является порождающим решением.

Сформулируем основные требования к порождающему решению для нашей задачи:

- адекватное отражение самых существенных факторов и особенностей развития ПГД;
- абстрагирование от влияния второстепенных факторов, которые могут быть учтены в последующих решениях;
- простота и наглядность полученных аналитических выражений и формул;
- возможность введения новых факторов для учета конкретных горнотехнических условий;
- простота адаптации к реальным горно-геологическим условиям и удобство введения экспериментальных поправок.

В дальнейшем идеализированная модель ПГД в виде порождающего решения должна корректироваться путем учета тех основных влияющих параметров, которые отражают реальную горнотехническую обстановку: некруговая форма выработки, неравномерный отпор крепи, массовые силы в ЗЗД, особенности распределения исходного поля напряжений массива, прочностная неоднородность и анизотропия и др.

До этого времени прогнозирование ПГД проводилось для разных горно-геологических условий по расчетным схемам, мало отвечающим реальным условиям эксплуатации выработок. Предложенный нами подход для рассмотрения сложных процессов перераспределения напряженного состояния

массива горных пород вокруг выработки и процессов его деформирования и разрушения позволит достаточно обоснованно сформулировать пакет порождающих математических моделей, которые можно использовать для описания всего многообразия расчетных схем горного давления.

Горное давление в подземных выработках — один из главных факторов нарушения безопасности работ. На малых глубинах, где концентрация напряжений на породном контуре выработки недостаточна для разрушения пород, либо их разрушение происходило от растягивающих напряжений, опасность представляют отдельные породные вывалы или своды естественного равновесия (рис. 1б), вызванные, главным образом, наличием трещин и ослаблений в горных породах. Такие ограниченные по размерам разрушения пород от бегущих трещин разрыва несложно удерживать в равновесии с помощью простых облегченных типов крепи (стойки, легкие крепежные рамы и др.).

С ростом глубины исходное напряжённое состояние массива (рис. 1а) претерпевает серьезные изменения: вертикальная компонента, равная весу вышележащей толщи пород, $\sigma_z = \gamma H$ возрастает пропорционально глубине H , а боковые (горизонтальные) на-

пряжения $\sigma_x = \sigma_y$ составляют лишь часть λ от вертикальных, с глубиной приближаясь к ним. Соотношение между горизонтальными σ_x и вертикальными σ_z напряжениями в нетронutom горном массиве принято называть коэффициентом бокового распора λ :

$$\lambda = \sigma_x / \sigma_z \leq 1. \quad (1)$$

Главной особенностью больших глубин разработки, где $\lambda \approx 1$, является разрушение горных пород вокруг выработок от напряжений сжатия, что приводит к развитию трещин сдвига — вначале вблизи породного контура выработки, а затем их распространению далее в окружающий массив и образованию зоны разрушения и запредельных деформаций (ЗЗД). Такая зона существенно отличается от сводов естественного равновесия тем, что, если не установить крепь с достаточной грузонесущей способностью, разрушение пород будет продолжаться до тех пор, пока выработка не будет полностью раздавлена и заполнена раздробленной массой пород в результате их выдавливания.

Попытки разработать методы расчета параметров ЗЗД делались многими зарубежными и отечественными учеными

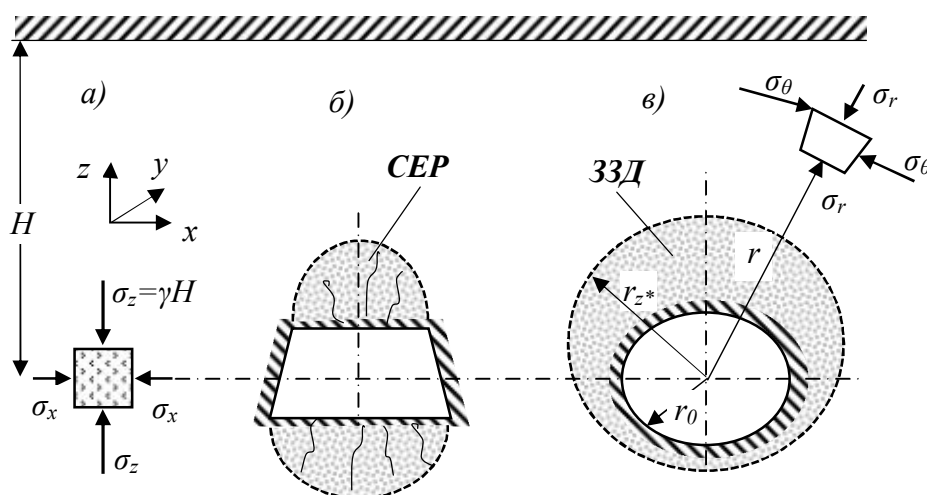


Рисунок 1 Расчетные схемы ПГД вокруг выработки:
а) напряжения в массиве горных пород, б) свод естественного равновесия СЕР,
в) зона запредельных деформаций ЗЗД

начиная с середины прошлого века (Р. Феннер, А. Лабасс, Л. Уокер, Г. Шпакеллер, Ю.М. Либерман, Ю.З. Заславский и др.), подробный анализ их исследований можно найти во многих обзорах [1–4 и др.]. Расчетные формулы, полученные при разных математических моделях массива пород, даны в таблице 1.

Анализ этих моделей показывает, что им присущ общий недостаток — в них не учитывается прочностная неоднородность разрушенных пород в пределах ЗЗД. Для получения порождающего решения по определению размеров зоны запредельных деформаций (ЗЗД) в условиях разрушения

Таблица 1

Расчетные формулы определения параметров ЗЗД вокруг выработки по разным механическим моделям массива горных пород

Модель среды в ЗЗД	Напряжения в ЗЗД $a \leq r \leq r_*$	Радиус ЗЗД r_* и смещения пород u в ЗЗД
1. Сыпучая $F_n = \sigma_\theta - A\sigma_r = 0$ (Р. Феннер)	$\sigma_r = q \left(\frac{r}{a} \right)^{A-1}$ $\sigma_\theta = Aq \left(\frac{r}{a} \right)^{A-1}$	$r_* = a \left[\frac{2p}{(A+1)q} \right]^{\frac{1}{(A-1)}}$ $u = \frac{r}{2G} (p - \sigma_r^*) \left(\frac{r_*}{r} \right)^{A+1}$
2. Идеально-пластичная $F_n = \sigma_\theta - \sigma_r - 2k = 0$	$\sigma_r = q + k \ln \frac{r}{a}$ $\sigma_\theta = q + k \ln \frac{r}{a} + 2k$	$r_* = a \exp \frac{p - k - q}{2 - k}$ $u = \frac{p - \sigma_r^*}{2G} \cdot \frac{r_*^2}{r}$
3. Идеально-связная $F_n = \sigma_\theta - A\sigma_r - \sigma_{сж} = 0$ (А. Лабасс)	$\sigma_r = (q + c) \left(\frac{r}{a} \right)^{A-1} - c$ $\sigma_\theta = A(q + c) \left(\frac{r}{a} \right)^{A-1} - c$	$r_* = a \left[\frac{2(p + c)}{(A+1)(q + c)} \right]^{\frac{1}{(A-1)}}$ $u = \frac{p - \sigma_r^*}{2G} r \left(\frac{r_*}{r} \right)^{A+1}$
4. Связная, после разрушения сыпучая $F_n = \sigma_\theta - A\sigma_r = 0$ (проф. Ю.М. Либерман)	$\sigma_r = q \left(\frac{r}{a} \right)^{A-1}$ $\sigma_\theta = A \left(\frac{r}{a} \right)^{A-1}$	$r_* = a \left[\frac{2p - \sigma_{сж}}{(A+1)q} \right]^{\frac{1}{(A-1)}}$ $u = \frac{p - \sigma_r^*}{2G} r \left(\frac{r_*}{r} \right)^{A+1}$

горных пород вокруг выработки с позиций новой математической модели рассмотрим общепринятые для таких задач идеализированные условия: горная выработка круглой формы радиуса r_0 расположена на глубине H . Исходное напряженное состояние массива является гидростатическим, когда все компоненты тензора напряжений равны давлению p вышележащей толщи пород. Так, для произвольно расположенной в массиве декартовой системы координат

x, y, z для напряжений будет соблюдаться равенство: $\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = p$,

где p — постоянная, как правило принимаемая равной давлению вышележащей толщи горных пород:

$$p = \gamma H, \text{ Па}, \quad (2)$$

где γ — усредненный по всей глубине H объемный вес пород, $\gamma \approx 25 \text{ кН/м}^3$.

На достаточно удаленном расстоянии от забоя выработки (не менее 3...4 радиусов r_0)

массив находится в плоско-деформированном состоянии. Если направить ось z по вертикали, ось y по горизонтали и ось x вдоль оси выработки, то в окрестности выработки деформации пород ε_x , ε_y , ε_z равны:

$$\varepsilon_x = Const; \varepsilon_y, \varepsilon_z = Var. \quad (3)$$

Введем полярную систему координат r, θ с началом $r=0$ в центре выработки (рис. 1б). Задача заключается в определении напряженно-деформированного состояния пород при образовании зоны запредельных деформаций вокруг горной выработки, на контуре которой установлена податливая крепь с постоянным отпором, равным $q = Const$.

До образования ЗЗД вокруг горной выработки возникает упругое поле напряжений по известному из теории упругости закону (в полярной системе координат r, θ) для области $r_0 \leq r < \infty$:

$$\left. \begin{matrix} \sigma_r \\ \sigma_\theta \end{matrix} \right\} = p \mp (p-q) \left(\frac{r_0}{r} \right)^2; \quad \tau_{r\theta} = 0; \quad (4)$$

где σ_r , σ_θ и $\tau_{r\theta}$ — радиальное, тангенциальное (окружное) и касательное напряжения вокруг выработки. При осевой симметрии нормальные напряжения становятся главными, причем тангенциальное $\sigma_\theta = \sigma_1$ является максимальным, а радиальное $\sigma_r = \sigma_3$ — минимальным.

Если прочность горных пород в массиве окажется меньше действующих напряжений, вокруг горной выработки, возникает ЗЗД, где породы полностью или частично разрушены, т.е. возникает прочностная неоднородность.

Для решения задачи о распределении напряжений σ_r, σ_θ в кольцевой ЗЗД вокруг круглой горной выработки радиуса r_0 , в которой установлена крепь постоянного сопротивления q , необходимо решить систему уравнений:

а) уравнение равновесия в полярной системе координат r, θ при осевой симметрии:

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{r} = 0; \quad (5)$$

$$\tau_{r\theta} = 0; \quad (r_0 \leq r < r_z),$$

где r_z — радиус ЗЗД вокруг выработки, подлежащий определению;

б) уравнение состояния (прочности) разрушенной горной породы внутри ЗЗД при $(r_0 \leq r < r_z)$, которое принимаем в виде линейного паспорта прочности:

$$\sigma_\theta = k_\rho \sigma_r + \sigma_c, \quad (6)$$

где σ_c — показатель прочности пород в ЗЗД на одноосное сжатие с учетом масштабного фактора;

k_ρ — коэффициент угла внутреннего трения пород, равный

$$k_\rho = (1 + \sin \rho) / (1 - \sin \rho), \quad 0 \leq k_\rho \leq 3;$$

ρ — угол внутреннего трения пород, град., $0 \leq \rho \leq 30^\circ$.

В подавляющем большинстве случаев при решении подобных задач прочность пород считали постоянной $\sigma_c(r) = Const$. Если принять, что порода в ЗЗД полностью разрушена и близка к сыпучей среде, то $\sigma_c(r) = 0$ и получаем решение Р. Феннера, при $\sigma_c(r) = Const$ получаем решение А. Лабасса, когда среда пластична — решение было получено в задаче А. Галина (табл. 1). Впоследствии, на основании изучения поведения пород при запредельном деформировании, пришло понимание, что на самом деле прочность породы в ЗЗД изменяется вдоль радиуса от минимальной на контуре горной выработки до исходной (ненарушенной) на границе между ЗЗД и упругой зоной.

Вся сложность математической модели о развитии проявлений горного давления вокруг горной выработки состоит в пра-

вильном отражении этой важнейшей закономерности. Этому может способствовать исследование запредельного деформирования горных пород.

Теоретическими и экспериментальными исследованиями запредельного деформирования и разрушения материалов и горных пород доказано, что изменение их прочности на ниспадающей ветви диаграммы полностью контролируется боковым подпором, т.е. минимальной компонентой объемного нагружения [5, 6 и др.].

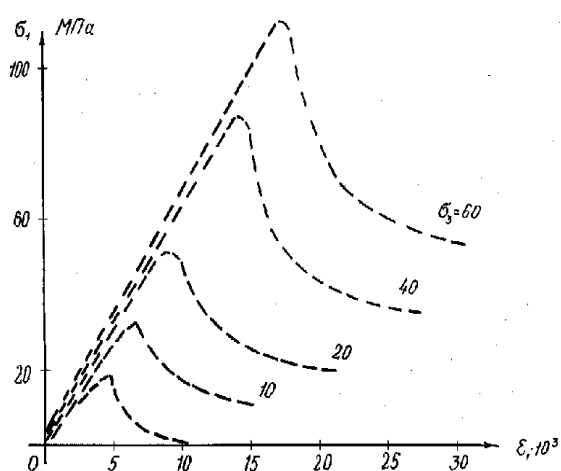


Рисунок 2 Диаграмма испытаний угля при трехосном сжатии (по данным ВНИМИ [5])

Такая закономерность хорошо прослеживается на рисунке 2, где приведены результаты испытаний образцов угля при многокомпонентном нагружении в стабилометре. Графики запредельного поведения угля в координатах «деформация-напряжение» $\varepsilon_1 - \sigma_1$ при разных значениях бокового давления σ_3 показывают прямо пропорциональную зависимость σ_1 от уровня минимального напряжения σ_3 , которую достаточно надежно можно считать линейной.

Поэтому вполне обоснованно можно полагать, что остаточная прочность пород $\sigma_c(r)$ вдоль радиуса r в ЗЗД пропорциональна минимальной компоненте напряженного состояния, т.е. радиальному на-

пряжению σ_r . В первом, достаточно приемлемом приближении вполне допустимо принять эту зависимость линейной:

$$\sigma_c(r) = k_c \sigma_r, \quad (7)$$

где k_c — коэффициент сопротивления пород горному давлению, зависящий от условий разрушения пород внутри ЗЗД и определяемый из граничных условий развития области разрушения пород вокруг горной выработки.

Подставляя (7) в (6), получим искомое уравнение условия прочности пород в ЗЗД:

$$\begin{aligned} \sigma_\theta &= k_p \sigma_r + \sigma_c(r) = k_p \sigma_r + k_c \sigma_r = \\ &= (k_p + k_c) \sigma_r. \end{aligned} \quad (8)$$

После подстановки (8) в исходное дифференциальное уравнение равновесия (5) и его интегрирования с учетом граничного условия (при $r = r_0$, $\sigma_r = q$) получим значения напряжений внутри ЗЗД:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= q \left(\frac{r}{r_0} \right)^\mu, \quad \sigma_\theta = (\mu + 1) q \left(\frac{r}{r_0} \right)^\mu, \\ \tau_{r\theta} &= 0, \quad (r_0 \leq r < r_z), \end{aligned} \quad (9)$$

где $\mu = k_p + k_c - 1$ — коэффициент, учитывающий разрушение и суммирующий влияние коэффициентов k_p , k_c , он показывает степень потери устойчивости породы при развитии ЗЗД вокруг выработки.

Чтобы найти радиус ЗЗД r_z , воспользуемся условием равенства радиальных σ_r и тангенциальных σ_θ напряжений по обе стороны границы ЗЗД $r = r_z$, которые следует определить по уравнениям (4) и (9). После несложных преобразований получим искомую зависимость:

$$r_z = r_0 \left[\frac{2p}{(\mu + 2)q} \right]^{1/\mu} = r_0 \left[\frac{2p - \sigma_c}{(k_p + 1)q} \right]^{1/\mu}. \quad (10)$$

Для определения значения коэффициента возрастания прочности в ЗЗД k_c воспользу-

емя дополнительным условием, требующим, чтобы на границе с упругой областью прочность пород была равна исходному своему значению в массиве, т.е. $\sigma_c(r_z) = \sigma_c = k_c \sigma_r(r_z)$. Используя выражение (10), получим для коэффициента устойчивости k_c и коэффициента разрушения μ :

$$\begin{aligned} k_c &= (k_p + 1) \frac{\sigma_c}{2p - \sigma_c}; \\ \mu &= 2 \frac{(k_p - 1)p + \sigma_c}{2p - \sigma_c}. \end{aligned} \quad (11)$$

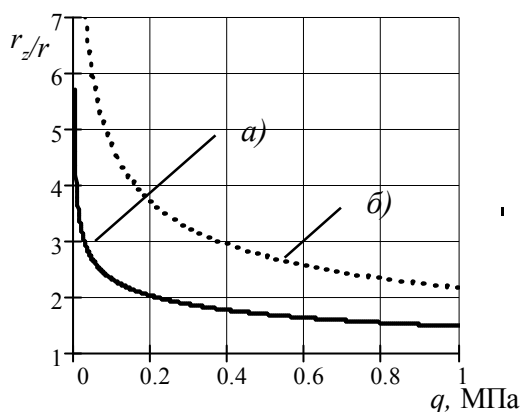


Рисунок 3 Зависимость безразмерного радиуса ЗЗД r_z/r от отпора крепи q для пород с углом трения а) $\rho = 25^\circ$ и б) $\rho = 0^\circ$

Влияние отпора крепи q на радиус ЗЗД r_z/r можно проследить по графикам на рисунке 3, построенным для разных моделей пород: для алевролита с углом внутреннего трения $\rho = 25^\circ$ и, как крайний случай, для сыпучей среды с углом внутреннего трения $\rho = 0^\circ$. Как видно из графиков, влияние отпора крепи на размер ЗЗД по мере его роста резко снижается.

Из (11) можно установить пределы возможного изменения установленных коэффициентов. Так, эти пределы равны: $0 < k_c < \infty$ для коэффициента устойчивости и $k_p + 1 < \mu < \infty$ — для коэффициента разрушения, где нижний предел получен для сыпучей среды $\sigma_c = 0$, а верхний, — при отсутствии ПГД в выработке, — для обоих

случаев одинаков и достигается при $2p - \sigma_c \leq 0$, т.е. когда ЗЗД не образуется.

Для определения распределения напряжений вокруг выработки за пределами ЗЗД при $r > r_z$ воспользуемся известным решением теории упругости о напряжениях в окрестности подкрепленных круглых отверстий. За контур отверстия мы принимаем границу ЗЗД r_z , на которой действует радиальное напряжение σ_{rz} , его определим из ранее полученной зависимости (9) при $r = r_z$. Подставляя (10) в (9), получим для радиального подпора на границе r_z :

$$\sigma_{rz} = q \left(\frac{r_z}{r_0} \right)^\mu = \frac{2p}{\mu + 2} = \frac{2p - \sigma_c}{k_p + 1}, \quad (r = r_z) \quad (12)$$

Подставляя в (4) вместо отпора крепи q значение σ_{rz} из (12) и r_z вместо начального радиуса выработки r_0 , получим искомое распределение упругих напряжений за пределами ЗЗД:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r \\ \sigma_\theta \end{aligned} \right\} = p \left[1 \mp \frac{\mu}{\mu + 2} \left(\frac{r_z}{r} \right)^2 \right]; \quad (13)$$

$$\tau_{r\theta} = 0; \quad (r_z \leq r < \infty).$$

Это распределение напряжений при возрастании радиуса $r \rightarrow \infty$ асимптотически стремится к уровню исходного напряженного состояния массива пород $\sigma_r = \sigma_\theta = p$.

Оказывается, что радиальное напряжение σ_{rz} на границе ЗЗД не зависит от размеров выработки и отпора q установленной в ней крепи. Более того, если из уравнения (9) мы найдем такое значение отпора крепи, при котором ЗЗД не образуется, т.е. $r_z = r_0$, то это будет не что иное, как требуемая величина отпора (грузонесущей способности) идеально жесткой крепи, совпадающая с (12):

$$q_z = \sigma_{rz} = \frac{2p}{\mu + 2} = \frac{2p - \sigma_c}{k_p + 1}, \quad (r_0 = r_z), \quad (14)$$

где q_z — минимальное значение отпора жесткой крепи, устанавливаемой в горной выработке, которое предотвращает возникновение ЗЗД.

Зависимость (14) дает верхнюю теоретическую границу для выбора отпора q податливой крепи в горной выработке. Она зависит только от исходного поля напряжений и коэффициента разрушения μ . Если порода не обладает прочностью, т.е. является идеально сыпучей средой, тогда $k_c = 0$ и $\mu = k_p - 1 = \frac{2 \sin \rho}{1 - \sin \rho}$.

Нижнюю границу отпора для податливой крепи можно считать минимальной грузонесущей способностью q_m , при возникновении ЗЗД она всегда должна быть больше нуля $q_m > 0$ (ее обоснование будет произведено в дальнейших исследованиях). При образовании ЗЗД горная выработка без крепи существовать не может и будет полностью разрушена, т.е. произойдет «завал» выработки.

Таким образом, поставленная задача решена. Ее особенностью является учет постепенного снижения прочности пород (разупрочнения) в ЗЗД по мере приближения к породному контуру горной выработки.

Проанализируем полученные зависимости, для чего сравним результаты расчетов о развитии ЗЗД вокруг выработки при изменении исходных данных. В качестве примера для сравнения примем типичные горно-геологические условия: выработка круглого поперечного сечения с радиусом в проходке 2 м пройдена на глубине 1000 м по алевролитам со средней прочностью на одноосное сжатие с учетом масштабного эффекта $\sigma_c = 30$ МПа и углом внутреннего трения $\rho = 25^\circ$. В результате получаем:

$$p = \gamma H = 25 \cdot 1000 = 25000, \text{ кН/м}^2;$$

$$k_p = (1 + \sin 25) / (1 - \sin 25) = 2,5;$$

$$k_c = (k_p + 1) \frac{\sigma_c}{2p - \sigma_c} = (2,5 + 1) \frac{30}{50 - 30} = 5,25;$$

$$\mu = 2 \frac{(2,5 - 1)25 + 30}{50 - 30} = 3,37.$$

Закономерности изменения радиальных и окружных напряжений внутри и вне ЗЗД можно проследить по графикам на рисунках 4 и 5.

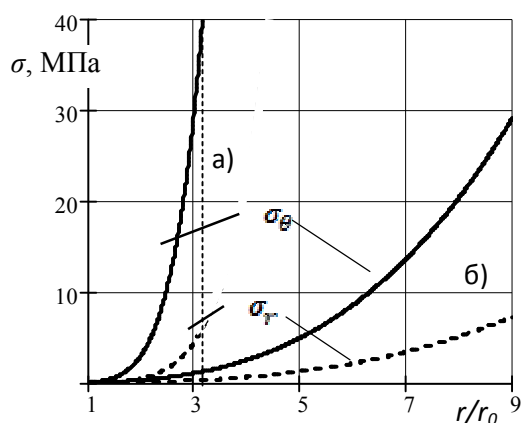


Рисунок 4 Графики радиальных и окружных напряжений в ЗЗД для пород с углом внутреннего трения а) $\rho = 25^\circ$ и б) $\rho = 0^\circ$

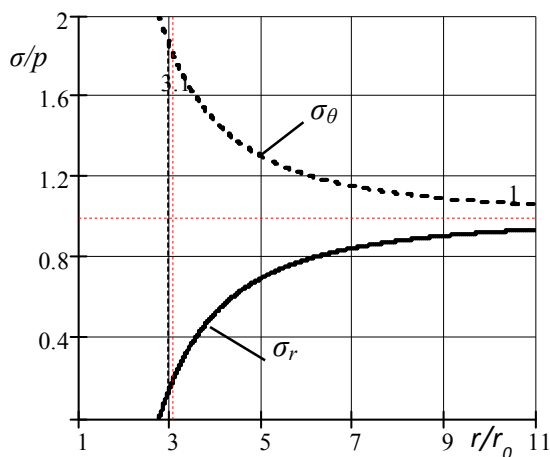


Рисунок 5 Графики радиальных и окружных упругих напряжений вне ЗЗД согласно (13)

На рисунке 4 даны графики распределения радиальных (штриховые линии) и окружных (сплошные линии) напряжений внутри ЗЗД для двух случаев: когда ЗЗД обрывается в алевролитах (угол внутреннего

трения $\rho = 25^\circ$) и когда порода внутри ЗЗД разрушается вплоть до квазисыпучего состояния (угол внутреннего трения $\rho = 0^\circ$). Сопоставление графиков показывает, что учет прочностной неоднородности приводит к снижению относительного радиуса распространения ЗЗД примерно в три раза. Следовательно, и интенсивность ПГД в выработке окажется меньше в несколько раз.

Представление о законе распределения радиальных и окружных напряжений в упругой области за пределами ЗЗД можно получить по графикам рисунка 4. Напряжения асимптотически по мере удаления от выработки при увеличении безразмерной радиальной координаты r/r_0 устремляются к значению исходного напряженного состояния p массива горных пород.

Выводы

Анализ развития методов расчета проявлений горного давления в подземных выработках показал необходимость пересмотра существующей нормативной доку-

ментации на основании новых математических моделей ПГД. Для этого было предложено порождающее решение, правильно учитывающее основные влияющие параметры и впервые – прочностную неоднородность в области запредельного деформирования горных пород. Исследования закономерности распределения напряженного состояния пород вокруг выработки и влияние на него основных факторов – отпора крепи, прочности пород, угла внутреннего трения и др.

Полученные теоретические зависимости в виде порождающего решения могут лечь в основу новых расчетных методов ПГД. Предложенное порождающее решение впервые открывает путь для обоснованного учета основных факторов, влияющих на ПГД в выработке (анизотропия поля напряжений в массиве пород, неравномерный отпор крепи, прочностная анизотропия, массовые силы в разрушенных породах и пр.).

Библиографический список

1. Вопросы теории горного давления [Текст] / сб. переводов под ред. проф. П. И. Городецкого, А. А. Борисова. — М. : Госгортехиздат, 1961. — 300 с.
2. Jovanović Petar. Projektovanje i proračun podgrade horizontalnih podzemnih prostorija T 2. [Текст] / Petar Jovanović. — Beograd : Rudarsko-geološki fakultet Univerziteta, 1994. — 316 str.
3. Заславский, Ю. З. Проявления горного давления в глубоких шахтах Донбасса [Текст] / Ю. З. Заславский. — М. : Недра, 1963. — 238 с.
4. Tajduś Antoni. Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projectowanie i budowa tuneli [Текст] / Antoni Tajduś, Marek Gała, Krzysztof Tajduś. — Krakow : Akademia AGH, 2012. — 762 s.
5. Ставрогин, А. Н. Механика деформирования и разрушения горных пород [Текст] / А. Н. Ставрогин, А. Г. Протосеня. — М. : Недра, 1992. — 224 с.
6. Литвинский, Г. Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов [Текст] / Г. Г. Литвинский. — Донецк : Норд-Пресс, 2008. — 207 с.

© Литвинский Г. Г.

Рекомендована к печати зав. каф. СПСиШ ДонНТУ, д.т.н., проф. Борщевским С. В.

Статья поступила в редакцию 22.06.17.

проф. Литвинський Г. Г. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ПОЗАМЕЖНА ПОВЕДІНКА ПОРІД НАВКОЛО ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ (ПОРОДЖУЮЧЕ РІШЕННЯ)

Нормативна база щодо прогнозування параметрів проявів гірського тиску помітно застаріла і заснована на емпіричних закономірностях. Мета досліджень — розробка наукових положень і теоретичних моделей для визначення закономірностей гірського тиску в підземних ви-

бках. Отримано породжуюче рішення задачі про зону позамежних деформацій навколо виробки. Вперше позамежну поведінку порід враховано введенням неоднорідності. Отримано базові теоретичні залежності, досліджено закономірності розподілу напружень навколо виробки.

Ключові слова: гірський тиск, виробка, позамежна поведінка порід, неоднорідність міцності, зона позамежних деформацій, розподіл напружень, породжуюче рішення, параметри руйнування порід.

Prof. Litvinsky G. G. (DSTU, Alchevsk, LPR)

POST ULTIMATE BEHAVIOR OF ROCK MASS AROUND MINE WORKINGS (GENERATING SOLUTION)

Regulatory framework for forecasting parameters of the rock-pressure distinctly was outdated and are based on empirical laws. The goal of the research is development of scientific provisions and theoretical models to determine the rock pressure regularities in underground mines. The generating solution of the problem of formation around the mine working ultimate deformations is obtained. For the first time, structural heterogeneity of the strength of rock was taken into account. The basic theoretical relationships were obtained, the regularities of distribution of stresses around the mine working were investigated.

Key words: rock pressure, mine working, ultimate behavior of rocks, strength heterogeneity, ultimate deformations, stress distribution, the generating solution, parameters of rocks destruction.

УДК 622.831: 622.28:539.37

проф. Литвинский Г. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, ligag@ya.ru)

ОБОСНОВАНИЕ МИНИМАЛЬНОГО ОТПОРА КРЕПИ В ГОРНОЙ ВЫРАБОТКЕ

На больших глубинах разработки вокруг выработок образуется зона запредельных деформаций (ЗЗД), от которой зависят особенности проявлений горного давления. Цель исследований – определить параметры крепи при учете веса пород в ЗЗД. Для оценки влияния основных неосесимметричных факторов использован метод малого параметра. Решена задача о форме и размерах ЗЗД при учете массовых сил. Показано, что ЗЗД конгруэнтно сдвигается вверх, а ее размеры зависят от отпора крепи. Впервые получены формулы для определения минимального отпора крепи и даны практические рекомендации по выбору ее параметров.

Ключевые слова: горная выработка, горное давление, зона запредельных деформаций, неосесимметричные факторы, метод малого параметра, массовые силы, распределение напряжений, минимальный отпор крепи, параметры разрушения пород.

Как показали многочисленные натурные наблюдения и экспериментальные исследования [1–3], на больших глубинах вокруг горных выработок горные породы разрушаются от сдвиговых деформаций и происходит образование зоны запредельных деформаций (ЗЗД), а устойчивость выработки зависит от особенностей взаимодействия системы "крепь–массив". Эта, ставшая уже классической, задача механики горных пород привлекала к себе внимание разных исследователей, что отражено во многих обзорах [4, 5 и др.]. Однако в подавляющем большинстве случаев решались осесимметричные задачи со значительно идеализированными предпосылками, положенными в основу расчетной схемы. Эти идеализации хотя и являются общепринятыми в подобного рода задачах [5, 6], заметно сужают область применения и делают менее достоверными расчетные методы. Поэтому возникает необходимость учета основных горно-технических факторов, что требует комплексного решения неосесимметричного класса задач механики горных пород.

Основная идея решения неосесимметричных задач в данной работе заключается в следующем. Исследуемый фактор вводился в порождающее решение с помощью малого параметра в виде ряда Фурье. Сперва рассматривалось статическое равновесие пла-

стической области вокруг отверстия и находилась функция напряжений в виде разложения по степеням малого параметра. Из граничных условий задачи определялись все коэффициенты бесконечных сумм, которые, как правило, оказывались комплексными. Затем задача сводилась к определению границы пластической области и двух функций Н. И. Мусхелишвили, голоморфных во всей плоскости вне границы и непрерывных вплоть до нее. Граничные значения этих функций определялись по функции напряжений в пластической области.

Конформно отображая внешность границы разрушения на внешность единичного круга с помощью функции, разложенной по степеням малого параметра, воспользовавшись значениями функции Н. И. Мусхелишвили на бесконечности и теоремой Ж. Лиувилля [7], определяли неизвестные коэффициенты и искомые функции, характеризующие форму упругопластической границы или зоны запредельных деформаций (ЗЗД) по горной терминологии.

При исследовании напряженно-деформированного состояния горных пород вокруг подземных выработок обычно горный массив заменяют невесомой средой, у которой на бесконечности заданы исходные усилия. Однако массовые силы в ЗЗД при значительном ее развитии вокруг горной

выработки начинают заметно влиять на форму упругопластической границы и распределение напряжений. Такая ситуация часто реализуется в подземных горных выработках [8], закрепленных крепью с недостаточным отпором, что приводит к недопустимо большим смещениям горных пород или к завалу выработки. Поэтому исследование влияния собственной массы среды на условия формирования пластической области вокруг отверстия представляет не только теоретический, но и практический интерес, важный с точки зрения приложений.

Определим в соответствии с принятой методикой форму упругопластической границы вокруг отверстия при учете сил гравитации (массовых сил). Расчетная схема задачи представлена на рисунке 1.

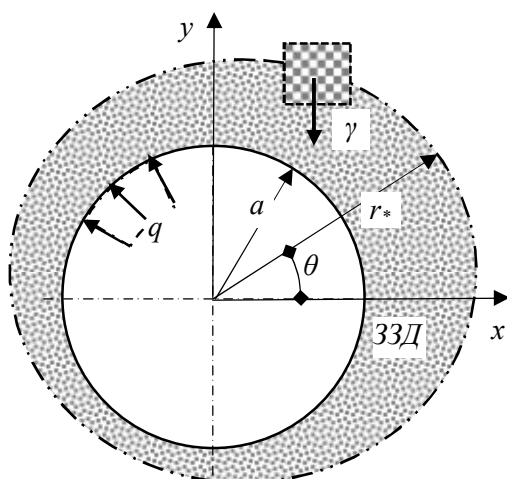


Рисунок 1 Расчетная схема несимметричной задачи по образованию вокруг выработки зоны запредельных деформаций

Для оценки влияния собственной массы среды достаточно учесть силы гравитации непосредственно в зоне запредельных деформаций, тогда как за ее пределами в упругой области можно рассматривать невесомую плоскость в силу пренебрежимо малыми напряжениями от массовых сил по сравнению с упругими. Поэтому решается упругопластическая задача о распределении напряжений в бесконечной плоскости, нагруженной гидростатическим полем на-

пряжений p и имеющей круглое отверстие единичного радиуса, подкрепленное по контуру $r=1$ давлением $\sigma_r = q$.

В пластической области уравнения равновесия, которым должны удовлетворять компоненты напряжений, запишем с учетом массовых сил (запятой обозначена операция дифференцирования):

$$\begin{aligned} \sigma_{r,r} + r^{-1}\tau_{r\theta,\theta} + r^{-1}(\sigma_r - \sigma_\theta) &= -\varepsilon\gamma \sin \theta; \\ \tau_{r\theta,r} + r^{-1}\sigma_{\theta,\theta} + 2r^{-1}\tau_{r\theta} &= -\varepsilon\gamma \cos \theta, \end{aligned} \quad (1)$$

где $\sigma_r, \sigma_\theta, \tau_{r\theta}$ — компоненты напряжений в полярной системе координат $r-\theta$;

ε — малый параметр;

γ — плотность материала.

В упругой области компоненты напряжений удовлетворяют условиям совместности, а в пластической — условию пластичности, в качестве которого принимается прямолинейная наклонная огибающая предельных кругов напряжений диаграммы Мора:

$$(\sigma_\theta - \sigma_r)^2 + 4\tau_{r\theta}^2 = \sin^2 \rho (\sigma_\theta + \sigma_r + 2c)^2, \quad (2)$$

где ρ — угол внутреннего трения материала;

c — удельная сила сцепления, переменная в радиальном направлении в соответствии с поведением материала на ниспадающей ветви диаграммы $\sigma-\varepsilon$ при «мягком» режиме нагружения, $c = B\sigma_3$;

B — постоянная, определяется из граничных условий решения задачи;

σ_3 — минимальная нормальная компонента тензора напряжений $\sigma_3 = \sigma_r + O(\varepsilon^2)$.

Решение задачи проводим методом малого параметра [6], для чего компоненты напряжений ищем в виде разложения по степеням малого параметра ε :

$$\sigma_{ij} = \sum_{k=0}^{\infty} \varepsilon^k \sigma_{ij}^{(k)}, \quad (i, j = r, \theta). \quad (3)$$

Подставив (3) в условие пластичности (2) и приравнявая члены с одинаковыми степенями малого параметра ε , получим условие пластичности для нулевой и первой степеней разложения:

$$\sigma_{\theta}^{(k)} - (\mu + 1)\sigma_r^{(k)} = 0, \quad (k = 0; 1), \quad (4)$$

где $\mu = (A - 1)(B + 1)$, $A = f(\rho)$ — постоянные.

Используя разложения (3) и (4), из (1) получим дифференциальные уравнения равновесия для дополнительных напряжений $\sigma_{ij}^{(1)}$, вызванных действием сил собственной массы среды:

$$\begin{aligned} \sigma_{\theta,r}^{(1)} + (\mu + 1)r^{-1}\tau_{r\theta,\theta}^{(1)} - \mu r^{-1}\sigma_{\theta}^{(1)} &= \\ &= -\gamma(\mu + 1)\sin \theta, \\ \tau_{r\theta,r}^{(1)} + r^{-1}\sigma_{\theta,\theta}^{(1)} + 2r^{-1}\tau_{r\theta}^{(1)} &= -\gamma \cos \theta. \end{aligned} \quad (5)$$

Решение уравнений (5) ищем с помощью функции напряжений U , через которую напряжения выражаются известными зависимостями:

$$\begin{aligned} \sigma_r^{(1)} &= r^{-1}U_{,\theta\theta}; \quad \sigma_{\theta}^{(1)} = U_{,rr}; \\ \tau_{r\theta}^{(1)} &= -(r^{-1}U_{,\theta})_{,r}. \end{aligned} \quad (6)$$

Подставляя (6) в (5), получим систему линейных неоднородных уравнений в частных производных третьего порядка:

$$\begin{aligned} rU_{,rrr} - (\mu + 1)(r^{-1}U_{,\theta\theta})_{,r} - \mu U_{,rr} &= \\ &= -\gamma r(\mu + 1)\sin \theta; \end{aligned} \quad (7)$$

$$\begin{aligned} r(r^{-1}U_{,\theta})_{,rr} - r^{-1}(\mu + 1)(U_{,r\theta} + r^{-1}U_{,\theta\theta\theta}) + \\ + 2(r^{-1}U_{,\theta})_{,r} &= -\gamma r \cos \theta. \end{aligned} \quad (8)$$

Решение уравнений (7) и (8) представим в виде суммы частного решения неоднородного уравнения и общего решения однородного уравнения. Частное решение для обоих уравнений ищем в виде:

$$U_i^{(1)} = m_i r^{k_i} \sin \theta, \quad (i = 1, 2). \quad (9)$$

После непосредственной подстановки частного решения (9) в уравнения (7) и (8)

получим, соответственно, значения постоянных для уравнений (7) и (8):

$$m_1 = \frac{\gamma}{4} \frac{\mu + 1}{\mu - 2}, \quad m_2 = 2m_1, \quad k_1 = k_2 = 3. \quad (10)$$

Таким образом, частные решения совпадают между собой с точностью до постоянного множителя, а при учете последующих приближений частные решения будут представлять собой функциональные ряды, сходящиеся к одной и той же функции напряжений. Однако, учитывая, что наибольший вклад в возмущение упругопластической границы вносят лишь первые члены ряда разложения по малому параметру, а последующие приближения только корректируют их, изучение исследуемой закономерности разумно ограничить уравнениями (7) и (8), применив к ним впоследствии принцип суперпозиции решений.

Общее решение однородных уравнений (7) и (8) ищем по методу Фурье, представив функцию напряжений в виде произведения $U = R(r)T(\theta)$.

В этом случае уравнение (7) распадается на два обыкновенных дифференциальных уравнения:

$$r^3 R''' - \mu r^2 R'' + CrR' - CR = 0; \quad (11)$$

$$(\mu + 1)T'' + CT = 0, \quad (12)$$

где $C \geq 0$ — постоянная, определяемая из граничных условий.

Решение уравнений (11) и (12) приводит к следующему выражению для функции напряжений с учетом частного решения (9):

$$\begin{aligned} U_1 &= m_1 r^3 \sin \theta + \\ &+ (C_2 r^{\lambda_1} + C_2' r^{\lambda_2} + C_2'' r) (C_3 e^{in\theta} + C_3' e^{-in\theta}), \end{aligned} \quad (13)$$

$$\text{где } n = [C(\mu + 1)^{-1}]^{0.5};$$

$$\lambda_{1,2} = 0.5(\mu + 2) \pm [0.25(\mu + 2)^2 - C]^{0.5};$$

$C_2, C_2', C_2'', C_3, C_3'$ — постоянные, определяемые из граничных условий.

Уравнение (13) должно в соответствии с постановкой задачи удовлетворять при $r = 1$ следующим граничным условиям:

$$\begin{aligned}\sigma_r^{(1)} &= r^{-1}U_{1,r} + r^{-2}U_{1,\theta\theta} = 0; \\ \tau_{r\theta}^{(1)} &= (r^{-1}U_{1,\theta})_r = 0.\end{aligned}\quad (14)$$

После подстановки (13) в (14) получим значения искомых постоянных интегрирования:

$\lambda_2 = n = 1$; $\lambda_1 = C$; $C_2 = -2\mu^{-1}$; $\bar{C}_3 = 0,5m_1i^{-1}$, а C_2^I , C_2^{II} — произвольны, поскольку они не влияют на распределение напряжений, полагаем $C_2^I = C_2^{II} = 0$.

Функция напряжений с учетом нулевого и первого приближений приобретает следующий вид:

$$U_1 = U(0) + \varepsilon U_1^{(1)} = (\mu + 2)^{-1}gr^{\mu+2} + \varepsilon m_1 \sin \theta (r^3 - 2\mu^{-1}r^{\mu+1}) \quad (15)$$

Находим компоненты тензора напряжений в зоне запредельных деформаций, соответствующих найденной функции напряжений (15), которые удовлетворяют уравнениям системы (1):

$$\begin{aligned}\sigma_r^{(0)} + \varepsilon \sigma_r^{(1)} &= gr^\mu + 2\varepsilon m_1 \sin \theta (r - r^{\mu-1}); \\ \sigma_\theta^{(0)} + \varepsilon \sigma_\theta^{(1)} &= (\mu + 1)gr^\mu + \\ &+ 2\varepsilon m_1 \sin \theta [3r - (\mu + 1)r^{\mu-1}]; \\ \tau_{r\theta}^{(0)} + \varepsilon \tau_{r\theta}^{(1)} &= -2\varepsilon m_1 \cos \theta (r - r^{\mu-1}).\end{aligned}\quad (16)$$

Следующий этап решения задачи сводится к определению формы упругопластической границы вокруг отверстия, исходя из сопряжения распределения напряжений в зоне запредельных деформаций, описываемого функцией напряжений (15), и упругого поля напряжений.

Решение задачи удобно вести с использованием функции комплексного переменного [7].

Найдем функции $\Omega^*(Z)$ и $\Phi^*(Z)$, голоморфные во всей плоскости вплоть до контура L , являющегося границей между пластической и упругой областями, и не-

прерывные вплоть до L . Для этого отразим внешность контура L плоскости Z на внешность единичного круга χ плоскости ζ с помощью функции $\omega(\zeta)$, разложенной в ряд по степеням малого параметра ε с сохранением членов нулевого и первого приближений:

$$\omega(\zeta) = D \left(\zeta + \varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \alpha_k \zeta^{-k} \right), \quad (17)$$

где D — размер невозмущенной границы пластической зоны;

k, α_k — параметры, характеризующие возмущающее воздействие сил гравитации на форму зоны запредельных деформаций.

Вводя обозначения

$$\Phi(\zeta) = \Phi^*[\omega(\zeta)], \quad \Omega(\zeta) = \Omega^*[\omega(\zeta)],$$

запишем граничные условия на L в удобном для дальнейших преобразований виде:

$$\begin{aligned}4 \operatorname{Re} \Phi(Z) &= (\mu + 2)g(\omega\bar{\omega})^{0,5\mu} + \\ &+ i\varepsilon m_1 \left[\left(\frac{\omega}{\bar{\omega}} \right)^{0,5} - \left(\frac{\bar{\omega}}{\omega} \right)^{0,5} \right] \times \\ &\times \left[4(\omega\bar{\omega})^{0,5} - (\mu + 2)(\omega\bar{\omega})^{0,5(\mu-1)} \right]\end{aligned}\quad (18)$$

$$\begin{aligned}2 \left(\frac{\omega}{\bar{\omega}} \right) \left[\frac{\bar{\omega}}{\omega}, \Phi' + \Omega \right] &= \mu g(\omega\bar{\omega})^{0,5\mu} - \\ &- 4i\varepsilon m_1 (\omega\bar{\omega})^{0,5} \times \left(\frac{\bar{\omega}}{\omega} \right)^{0,5} + \\ &+ i\varepsilon m_1 (\mu + 2)(\omega\bar{\omega})^{0,5(\mu-1)} \times \\ &\times \left(\frac{\bar{\omega}}{\omega} \right)^{0,5} \left[\frac{\omega}{\bar{\omega}} - (\mu - 2)/(\mu + 2) \right]\end{aligned}\quad (19)$$

Определение функций $\omega(\zeta)$, $\Phi(\zeta)$ и $\Omega(\zeta)$ производим по граничным условиям (18) и (19). Для этого граничное условие (18) представим, используя (17) и сохраняя члены первого порядка малости по ε , в виде:

$$\begin{aligned}2\Phi(\zeta) + 2\Phi(\bar{\zeta}) &= (\mu + 2)gD^\mu \times \\ &\times \left(1 + 0,5\mu\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \alpha_k \zeta^{-k-1} + 0,5\mu\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \bar{\alpha}_k \zeta^{k+1} \right) - \\ &- i\varepsilon m_1 (\zeta - \bar{\zeta}^{-1}) [4D - (\mu + 2)D^{\mu-1}]\end{aligned}$$

Далее (19) выразим в виде двух функций, одна из которых голоморфна внутри, а другая – вне единичного контура χ :

$$F^-(\zeta) = F^+(\zeta);$$

$$F^- = 2\Phi(\zeta) - (\mu + 2)gD^\mu \cdot 0,5\mu\varepsilon \times$$

$$\times \sum_{k=0}^{\infty} \alpha_k \zeta^{-k-1} - i\varepsilon m_1 [4D - (\mu + 2)D^{\mu-1}] \quad (20)$$

$$F^+ = -2\bar{\Phi}(\bar{\zeta}) + (\mu + 2)gD^\mu \times$$

$$\times \left(1 + 0,5\mu\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \bar{\alpha}_k \zeta^{k+1} \right) - \quad (21)$$

$$- i\varepsilon m_1 \zeta [4D - (\mu + 2)D^{\mu-1}].$$

Если учесть граничные значения искомым функций $\Phi(\zeta)$ и $\Omega(\zeta)$ при $\zeta \rightarrow \infty$, когда главный вектор внешних сил $X + iY$ отличен от нуля и равен (с точностью до ε^2) массе пород в зоне запредельных деформаций, а на бесконечности действует гидростатическое поле напряжений p , то, согласно [7],

$$\Phi(\zeta) = 0,5p + \varepsilon \frac{X + iY}{2\pi(\chi + 1)} \zeta^{-1} + 0(\varepsilon^0);$$

$$\Omega(\zeta) = -\varepsilon \frac{(X - iY)\chi}{2\pi(\chi + 1)} \zeta^{-1} + 0(\varepsilon^2). \quad (22)$$

По теореме Лиувилля [7] две функции (20) и (21), являющиеся аналитическим продолжением друг друга через границу и голоморфные во всей плоскости, равны некоторой постоянной. Значение этой постоянной получим, устремляя $\zeta \rightarrow \infty$ в правой части равенства (20) с учетом (22):

$$F^+ = F^- = 2\Phi(\infty) = p. \quad (23)$$

Применим к (21) операцию комплексного сопряжения и, воспользовавшись (23) и первым условием (22), вновь устремим $\zeta \rightarrow \infty$, что позволит найти значение постоянной D :

$$D^\mu = r_* = \frac{2p}{(\mu + 2)q}. \quad (24)$$

Из (20) получим окончательное выражение для $\Phi(\zeta)$ с учетом (23) и (24):

$$\Phi(\zeta) = 0,5p \left(1 + 0,5\mu\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \alpha_k \zeta^{-k-1} \right) +$$

$$+ 0,5i\varepsilon m_1 \zeta^{-1} [4D - (\mu + 2)D^{\mu-1}]. \quad (25)$$

Значение второй искомой функции $\Omega(\zeta)$ определим из (19), также сохраняя члены порядка первой степени ε :

$$\Omega(\zeta) = 0,5\mu g D^\mu \times$$

$$\times \left[\zeta^{-2} + 0,5(\mu + 2)\varepsilon \times \right.$$

$$\times \left. \left(\sum_{k=0}^{\infty} \frac{\bar{\alpha}_k}{\zeta^{1-k}} + \frac{1}{2}(\mu + 2)\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \frac{\alpha_k}{\zeta^{k+3}} \right) \right] - \quad (26)$$

$$- 2i\varepsilon m_1 D \zeta^{-3} + 0,5i\varepsilon m_1 (\mu + 2)D^{\mu-1} \times$$

$$\times [\zeta^{-1} - (\mu - 2)/(\mu + 2)\zeta^{-3}].$$

Из (17) следует $0 \leq k < \infty$, а из сопоставления поведения функции $\Omega(\zeta)$ при $\zeta \rightarrow \infty$ в (26) и во втором равенстве (22) вытекает, что $k \leq 0$. Отсюда заключаем, что $\alpha_k = 0$ при $k > 0$, и остается определить значение последней неизвестной постоянной α_0 . Для этого подставим в (26) граничное значение $\Omega(\zeta)$ из (22) и приравняем члены при ζ^{-1} :

$$-\varepsilon \frac{(X - iY)\chi}{2\pi(\chi + 1)} = 0,25\mu g D^\mu \cdot (\mu + 2)\bar{\alpha}_0 \varepsilon +$$

$$+ 0,5i\varepsilon m_1 (\mu + 2)D^{\mu-1}. \quad (27)$$

Компоненты главного вектора внешних сил определим из условия его равенства массе пород в кольцевой зоне запредельных деформаций радиуса D :

$$X + iY = -i\gamma\pi(D^2 - 1), \quad (28)$$

что сразу приводит к равенствам:

$$X = 0, \quad Y = -\gamma\pi(D^2 - 1).$$

Воспользовавшись (24), из (27) получим:

$$\alpha_0 = i\gamma \left(\frac{\chi}{\chi + 1} \frac{D^2 - 1}{\mu p} + \frac{2m_1}{\gamma\mu g D} \right). \quad (29)$$

На этом решение уравнения (7) закончено, и можно приступить к решению

уравнения (8). Поскольку частное решение (9) неоднородного уравнения (8) было определено ранее, ищем общее решение этого уравнения методом Фурье. Подставив функции $U_2 = R(r)T(\theta)$, приходим к необходимости решения вытекающих из (8) двух обыкновенных дифференциальных уравнений:

$$(\mu+1)r^2R'' - rR' + CR = 0;$$

$$T'' + CT = 0.$$

Аналогично (15) находим функцию напряжений:

$$U_2U_2^{(0)} + U_2^{(1)} =$$

$$= (A_1r^\lambda + A_1'r^\lambda)(A_2e^{n\theta} + A_2'e^{-n\theta}) +$$

$$+ m_2r^3 \sin \theta. \quad (30)$$

где

$$n = i\sqrt{C};$$

$$\lambda = \frac{\mu+2}{2(\mu+1)} + i \left[\frac{C}{\mu+1} - \frac{(\mu+2)^2}{4(\mu+1)^2} \right]^{0.5};$$

C — знакоположительная постоянная.

Подстановка (30) в граничные условия (14), которые являются общими для обоих уравнений (7) и (8), позволяет определить постоянные интегрирования:

$$C = 1, \quad n = i, \quad A_2 = \bar{A}_2' = im_2,$$

$$A_1 = A_1' = -d = -\frac{\mu}{\mu+1}.$$

Тогда полная функция напряжений с учетом нулевого и первого приближения по параметру ε выглядит следующим образом:

$$U_2 = (\mu+2)^{-1} gr^{\mu+2} +$$

$$+ \varepsilon m_2 \sin \theta (r^3 - 2d \operatorname{Re} r^\lambda). \quad (31)$$

Придерживаясь того же плана решения задачи, что и при нахождении α_0 , выпишем компоненты напряжений в зоне запредельных деформаций:

$$\sigma_r = gr^\mu + 2\varepsilon m_2 \sin \theta [r - d \operatorname{Re}(\lambda - 1)r^{\lambda-2}],$$

$$\sigma_\theta = (\mu+1)gr^\mu +$$

$$+ 2\varepsilon m_2 \sin \theta [3r - d \operatorname{Re} \lambda (\lambda - 1)r^{\lambda-2}], \quad (32)$$

$$\tau_{r\theta} = -2\varepsilon m_2 \cos \theta [r - d \operatorname{Re}(\lambda - 1)r^{\lambda-2}].$$

Перейдем к определению функций Мусхелишвили, для чего отобразим внешность контура L на внешность единичного круга χ :

$$\omega(\zeta) = D \left(\zeta + \varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \beta_k \zeta^{-k} \right), \quad (33)$$

где β_k , k — параметры, подлежащие определению.

Не приводя подробных выкладок, запишем окончательную формулу для функции Мусхелишвили $\Phi_2(\zeta)$, которую отыскиваем с помощью теоремы Лиувилля с точностью до $0(\varepsilon^2)$:

$$\Phi_2(\zeta) = 0,5p \left(1 + 0,5\mu\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \beta_k \zeta^{-k-1} \right) +$$

$$+ 0,5i\varepsilon m_2 \zeta^{-1} [4D - d \operatorname{Re}(\lambda^2 - 1)D^{\lambda-2}]. \quad (34)$$

Из (32) и (33) найдем значение второй искомой функции:

$$2\Omega_2(\zeta) = \mu p \varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} (k+1) \beta_k \zeta^{-k-3} +$$

$$+ i\varepsilon m_2 \zeta^{-2} \cdot [4D - d \operatorname{Re}(\lambda^2 - 1)D^{\lambda-2}] +$$

$$+ \mu g D^\mu \left[\zeta^{-2} + \frac{1}{2}(\mu+2)\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \bar{\beta}_k \zeta^{k-1} + \right.$$

$$\left. + 0,5(\mu-2)\varepsilon \sum_{k=0}^{\infty} \beta_k \zeta^{-k-3} \right] -$$

$$- i\varepsilon m_2 \zeta^{-3} [4D - d \operatorname{Re}(\lambda^2 - 1)D^{\lambda-2}] +$$

$$+ i\varepsilon m_2 \zeta^{-1} d \operatorname{Re} \lambda (\lambda - 1) D^{\lambda-2}.$$

$$- \quad (35)$$

Из граничных условий (22) для $\Omega(\zeta)$ при $\zeta \rightarrow \infty$ следует, что $\beta_k = 0$ при $k > 0$, а для случая $k = 0$ получим β_0 , приравняв коэффициенты при ζ^{-1} в (35).

Воспользовавшись (28), определяем из последнего равенства после упрощений значение искомого параметра:

$$\beta_0 = \frac{i}{\mu p} \cdot \left[\frac{\chi \gamma (B^2 - 1)}{(\chi + 1)} + m_2 d \operatorname{Re} \frac{\lambda(\lambda - 1)}{D^{-\lambda+2}} \right]. \quad (36)$$

Таким образом, из решения уравнений (7) и (8) получили оценку искажения формы упругопластической границы вокруг отверстия силами гравитации в виде уравнения

$$\omega(\zeta) = D(\zeta + \alpha_0 + \beta_0). \quad (37)$$

Выполним демонстрационный пример. Произведем численные оценки влияния гравитационных сил на форму упругопластической границы в окрестности восточного вентиляционного штрека ш. им. газеты "Социалистический Донбасс" [8], если условно считать, что там не наблюдается других отклонений от осесимметричного случая, а исходные данные равны:

$$p = 20 \text{ МПа}; \quad \mu = 3,0; \quad q = 0,05 \text{ МПа}; \\ \gamma = 2,5 \text{ бар}; \quad D = 5,44 \text{ м}.$$

Параметр α_0 найдем из (29): $\alpha_0 = 0,03i$.

Чтобы определить параметр β_0 , найдем вспомогательные величины:

$$\lambda = 0,125 + 0,48i = t + is; \\ \operatorname{Re} \lambda(\lambda - 1)D^{\lambda-2} = \operatorname{Re}(t + is)(t - 1 + is)D^{t-2} \times \\ \times [\cos s \ln D + i \sin s \ln D] \approx 0,007.$$

Подставляя в (36), получаем $|\beta_0| < 10^{-7}$. Отсюда следует, что вклад от параметра β_0 пренебрежимо мал и основную роль в количественной оценке массовых сил играет параметр α_0 .

В общем случае силы собственного веса среды приводят к конкурентному сдвигу всей зоны запредельных деформаций вверх по отвесной линии на 3 %. Однако, как показывает анализ зависимости (29), влияние сил собственного веса резко возрастает при малых значениях отпора крепи q , причем оценка влияния оказывается не-

сколько заниженной, т. к. параметр перестает в этом случае быть "малым". Следовательно, возникает необходимость получения количественной оценки эффекта сверху с некоторым запасом, гарантирующим требуемый минимум безопасности.

Для этого решим упрощенное дифференциальное уравнение, исходя из допущения, что массовые силы в зоне запредельных деформаций направлены радиально к центру отверстия (рис. 2), что сразу приводит к осевой симметрии уравнения (1):

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{r} = -\gamma. \quad (38)$$

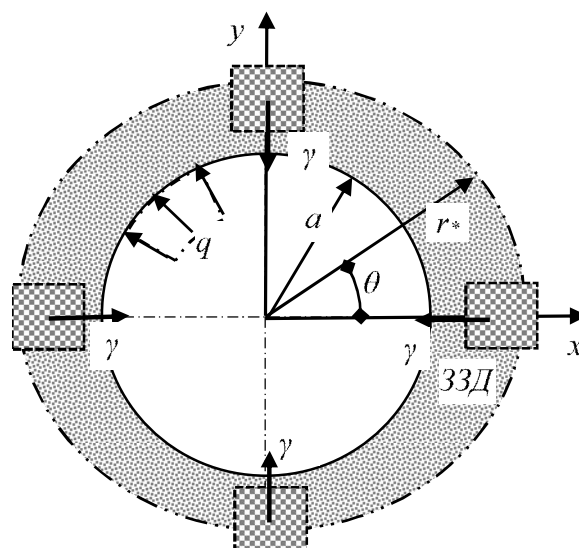


Рисунок 2 Расчетная схема учета массовых сил в 33Д вокруг выработки

Присовокупив условие пластичности (2) и ранее сформулированные граничные условия:

на контуре при $r = a$ $\sigma_r = q$; $\tau_{r\theta} = 0$,

и на границе при $r = r_* = D$ $\sigma_r + \sigma_\theta = 2p$,

где a — радиус выработки, решаем уравнение (38), что дает:

$$\sigma_r = \left(q - \frac{\gamma a}{\mu - 1} \right) \left(\frac{r}{a} \right)^\mu + \frac{\gamma r}{\mu - 1}; \quad (39) \\ \sigma_\theta = (\mu + 1)\sigma_r; \quad \tau_{r\theta} = 0.$$

Радиус упругопластической границы оказывается равным:

$$r_*^\mu = \left(\frac{2p}{\mu+2} - \frac{\gamma D}{\mu-1} \right) \left(q - \frac{\gamma \alpha}{\mu-1} \right)^{-1} \approx \frac{2p}{(\mu+2) \cdot q_*}; \quad (40)$$

$$\text{где } q_* = q - \frac{\gamma \alpha}{\mu-1}; \quad \frac{2p}{\mu+2} \gg \frac{\gamma D}{\mu-1}.$$

Сравнивая (40) с (24), мы видим, что формулы подобны, при этом влияние собственного веса среды можно учесть, заменив номинальный отпор q крепи, установленной в горной выработке, на эффективный отпор q_* .

Таким образом, влияние сил собственного веса пород в ЗЗД с некоторым запасом можно учесть эффективным отпором крепи, и записать в виде:

$$q_* = q \pm \frac{\gamma \alpha}{\mu-1}, \quad (41)$$

где знак плюс следует брать для почвы, а знак минус — для кровли выработки.

Анализ формулы (41), которая в одинаковой степени пригодна для использования при "малом" и "большом" влиянии собственного веса среды, приводит к важной в практическом отношении оценке минимальной грузонесущей способности крепи, устанавливаемой в горной выработке. Оценить требуемый минимальный отпор крепи можно из условия запрета равенства нулю знаменателя в зависимости (40), а для исключения сингулярности, чтобы $q_* > 0$, необходимо:

$$q_{\min} > \frac{\gamma \alpha}{\mu-1}. \quad (42)$$

Если ЗЗД формировалась без существенного отпора крепи, происходит значительное расслоение пород в кровле и потеря их сцепления, т. е. среда уподобится сыпучей: $c = 0$; $\mu = A - 1$ и минимальный отпор крепи равен:

$$q_{\min} \geq \frac{\gamma \alpha}{A-2}. \quad (43)$$

Разумеется, понятие минимального отпора крепи имеет смысл лишь для пород кровли, тогда как для почвы выработки отсутствие крепи не приводит, как следует из (41), к особенностям при определении радиуса ЗЗД.

Если угол внутреннего трения пород равен 20° , то $A - 2 \approx 0$ и из (43) следует, что существует особое решение уравнения (38), которое после подстановки $\mu = A - 1 = 1$, сводится к следующему:

$$\sigma_r = \frac{r}{\alpha} \left(q - \gamma \alpha \ln \frac{r}{\alpha} \right); \quad \sigma_\theta = 2\sigma_r; \quad \tau_{r\theta} = 0, \quad (44)$$

что дает следующую оценку для минимального отпора крепи в породах типа аргиллитов:

$$q_{\min} > \gamma \alpha \cdot \ln \left(\frac{r_*}{\alpha} \right). \quad (45)$$

Минимальный отпор крепи оказался зависимым от размера ЗЗД в отличие от его значения для пород с большим углом внутреннего трения по формуле (41).

Представление об изменении безразмерного радиуса ЗЗД при уменьшении отпора податливой крепи в кровле выработки в разных типах пород можно получить из рисунка 3.

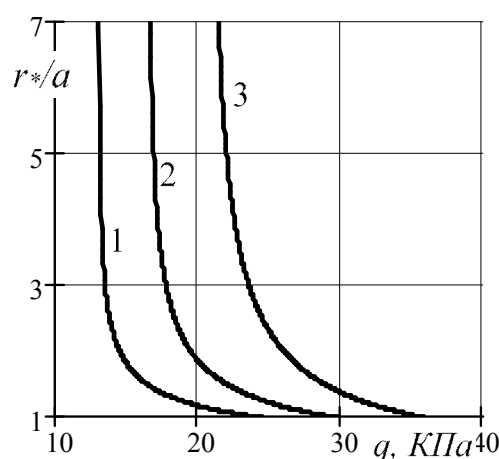


Рисунок 3 Влияние массовых сил на относительный размер ЗЗД

в разных типах пород:

1 – аргиллиты, 2 – алевролиты, 3 – песчаники

Поведение кривых оказывается подобным для разных типов пород: по мере уменьшения отпора крепи наблюдается рост размеров ЗЗД и при достижении минимального значения происходит резкое возрастание относительного радиуса ЗЗД, приводящее к завалу выработки.

Эту закономерность подтверждают и графики на рисунке 4, где можно проследить, как изменяется требуемый минимальный отпор крепи при расположении выработки на разных глубинах.

Для пород с $A > 2$ нагрузка на крепь по мере роста ЗЗД асимптотически стремится к минимальному отпору крепи, а в глинистых породах (при $A = 2$) с увеличением ЗЗД нагрузка на крепь увеличивается. Таким образом, в вязких породах с малым углом внутреннего трения, которые обычно склонны к пластическому течению, для уменьшения смещений и сохранения выработки необходимо предусмотреть жесткий режим работы крепи при высокой ее грузонесущей способности.

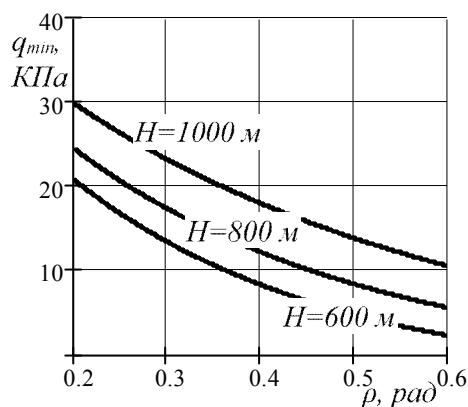


Рисунок 4 Влияние угла внутреннего трения ρ на изменение минимального отпора крепи q_{min} на разных глубинах разработки H

Изменение несущей способности крепи оказывает основное влияние на размер ЗЗД в кровле выработки и совсем незначительно сказывается на размере ЗЗД в почве. На рисунке 5 показано, как сдвигается граница ЗЗД вверх из-за влияния массовых сил, действующих на породу в кровле и почве. Чем меньше эффективный отпор крепи в кровле,

тем больше вытягивается и растет граница ЗЗД вверх, тем больше вероятность обрушения пород в выработку.

Численные оценки показывают, что в наиболее распространенных горногеологических условиях требуемый минимальный отпор крепи должен составлять согласно графикам рисунка 3 в пределах от 25 до 40 КПа в зависимости от типа породы и ее прочностных свойств. Если обычная подготовительная горная выработка имеет ширину от 4 до 5 м, то минимальная грузонесущая способность крепи должна составлять не менее 10...20 т/м.

С учетом вероятностного разброса параметров проявлений горного давления, вызванных вариабельностью свойств горных пород, точностью их лабораторного определения, неопределенностью исходных данных о напряженном состоянии массива горных пород и систематических ошибок в формулах расчета, полученных при неизбежных идеализациях принятых математических моделей, коэффициент запаса при назначении отпора крепи должен быть порядка 1,5...2,5.

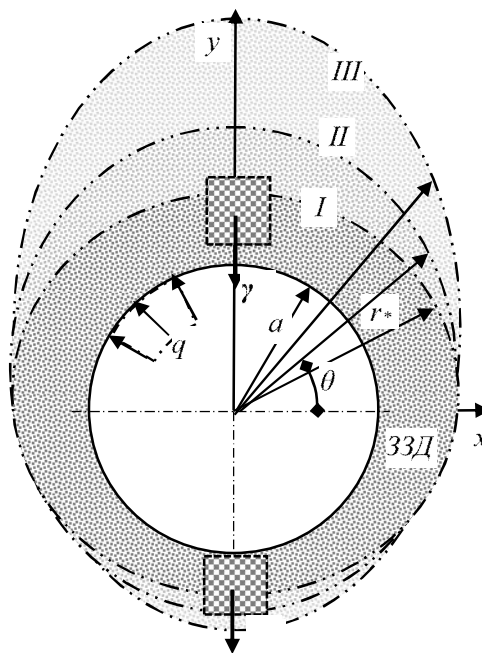


Рисунок 5 Смещение границы ЗЗД вокруг выработки по мере снижения эффективного отпора крепи q в кровле и почве

Принимая это во внимание, можно заключить, что минимальный отпор крепи должен составлять около 5...6 т/м, или для рамной стальной крепи, устанавливаемой в выработке через 1 м, — не менее 20...30 т на раму. Именно такие значения грузонесущей способности стальной крепи из спецпрофиля (25...40 т) имеют существующие рамные конструкции, работающие в податливом режиме. Поэтому можно с полным основанием утверждать, что надежность крепления горных выработок не вполне достаточна и крепи работают на верхнем пределе своей несущей способности. Этот вывод подтверждается многолетним опытом эксплуатации крепи и шахтными инструментальными наблюдениями за проявлениями горного давления в выработках [8], которые фиксируют многочисленные факты разрушения и деформирования конструкций крепи.

Выводы

Выполненные исследования показали важность методически корректного учета многочисленных неосесимметричных факторов, влияющих на особенности проявлений горного давления в капитальных и подготовительных выработках и способных значительно исказить решения, которые в настоящее время получают из существующих нормативных материалов и документов по проектированию горных выработок.

Наиболее перспективным подходом по расчету и прогнозу горного давления является аналитический метод геомеханики, основанный на применении метода малого параметра в различных разделах прикладной математики и горной геомеханики. Он позволяет с единых методологических позиций значительно расширить область применения и достоверность результатов прогноза.

Используя метод малого параметра и решая краевую задачу упругопластического равновесия вокруг капитальной горной выработки с учетом ранее разработанного порождающего решения о развитии ЗЗД, определена степень возмущения границы ЗЗД, вызванной массовыми силами, действующими на разрушенную породу.

Показано, что в первом, достаточно достоверном приближении, граница ЗЗД конгруэнтно сдвигается вверх, величина сдвига зависит от размеров ЗЗД и свойств пород.

Анализом поведения ЗЗД под действием массовых сил определено предельное минимальное значение отпора податливой крепи, ниже которого происходит завал горной выработки. Исследованиями выявлены параметры, влияющие на минимальный отпор крепи и даны практические рекомендации по выбору крепления горных выработок.

Библиографический список

1. Витке, В. *Механика скальных пород [Текст]* / В. Витке. — М. : Недра, 1990. — 439 с.
2. Hoek, E. *Underground excavation in rock [Text]* / E. Hoek, E. T. Braun. — London : The Inst. Of Min. & Metall., 1980. — 230 pp.
3. Jovanović, P. *Projektovanje i proračun podgrade horizontalnih podzemnih prostorija T. 2 [Text]* / Petar Jovanović. — Beograd : Rudarsko-geološki fakultet Univerziteta, 1994. — 316 str.
4. Alimzhanov, M. T. *Methods of continuum nonlinear mechanics in problems of rock pressure control at drilling deep Holes [Text]* / M. T. Alimzhanov // *Advances in Mechanics, Int. Jour.* — Warsaw, 1992. — vol. 15., № 3–4. — P. 41–69.
5. Tajduś, A. *Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projectowanie i budowa tuneli [Text]* / Tajduś Antoni, Gała Marek, Tajduś Krzysztof. — Krakow : Akademia AGH, 2012. — 762 s.
6. Ивлев, Д. Д. *Метод возмущений в теории упругопластического тела [Текст]* / Д. Д. Ивлев, Л. В. Ершов. — М. : Наука, 1978. — 208 с.
7. Мухелишвили, Н. И. *Некоторые основные задачи математической теории упругости [Текст]* / Н. И. Мухелишвили. — М. : Наука, 1966. — 700 с.

8. Литвинский, Г. Г. Шахтные исследования закономерностей развития проявлений горного давления в капитальных выработках [Текст] / Г. Г. Литвинский // В сб.: Совершенствование технологии проведения горных выработок. — Кемерово : КузПИ, 1983. — С. 68–78.

© Литвинский Г. Г.

Рекомендована к печати зав. каф. СПСиШ ДонНТУ, д.т.н., проф. Борщевским С. В.

Статья поступила в редакцию 28.06.17.

проф. Литвинський Г. Г. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР, ligag@ya.ru)

ОБґРУНТУВАННЯ МІНІМАЛЬНОГО ОПОРУ КРІПЛЕННЯ В ГІРНИЧІЙ ВИРОБЦІ

На великих глибинах розробки навколо виробок утворюється зона поза межних деформацій (ЗПД), від якої залежать особливості проявів гірського тиску. Мета досліджень – визначити параметри кріплення при обліку ваги порід в ЗПД. Для оцінки впливу основних неосесиметричних факторів використано метод малого параметру. Вирішено задачу про форму та розміри ЗПД при обліку масових сил. Показано, що ЗПД конгруентно зміщується вгору, а її розміри залежать від опору кріплення. Вперше отримано формули для визначення мінімального опору кріплення і надано практичні рекомендації щодо вибору її параметрів.

Ключові слова: гірнича виробка, гірський тиск, зона поза межних деформацій, неосесиметричні фактори, метод малого параметра, масові сили, розподіл напружень, мінімальний опір кріплення.

prof. Litvinsky G. G. (DSTU, Alchevsk, LPR, ligag@ya.ru)

THE JUSTIFICATION OF MINIMUM RESISTANCE FOR THE MINING SUPPORTS

The zone of post limit deformations (ZPLD) is formed around an excavation at greater depths, which affect the peculiarities of rock pressure manifestations. The purpose of the research is to determine the parameters of the mining supports in consideration to the weight of the rocks in the ZPLD. To assess the impact of main not symmetric factors we used the method of a small parameter. The problem on the shape and dimensions of the ZPLD considering mass forces is solved. It is shown that ZPLD shifts up congruently, and its dimensions depend on the resistance of the lining support. For the first time, the formula to determine the minimum resistance to bolting is obtained and practical recommendations for the choice of its parameters are proposed.

Key words: excavation, rock pressure, zone of post limit deformations, not symmetric factors, method of a small parameter, mass forces, stress distribution, minimum resistance of the lining.

УДК 622:621.225.5

*д.т.н. Финкельштейн З. Л.,
к.т.н. Бойко Н. З.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)*

МАЛОГАБАРИТНЫЙ ВЫСОКОМОМЕНТНЫЙ ГИДРОМОТОР ДЛЯ ГОРНЫХ МАШИН

Приведены результаты совершенствования высокомоментных гидромоторов, позволяющих увеличить погрузочную способность, долговечность, добиться более высокого КПД при снижении себестоимости изготовления и существенного уменьшения габаритных размеров.

Ключевые слова: высокомоментный гидромотор, недостатки конструкции, гидродинамическая разгрузка, отказ от опорных подшипников, уменьшение размеров.

Совершенствование горных машин идет по пути создания более мощных гидромашин, позволяющих передать высокие крутящие моменты при больших передаточных отношениях от приводного двигателя к исполнительному органу. Кроме прочих задач угольной промышленности, стоит задача добычи тонких пластов, поскольку в них выше качество угля и, самое главное, такие пласты, сближенные с основными, разгружают последние и исключают взрыв метана.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

Этой проблеме были посвящены заседания Академии горных наук и УМО СССР по горным машинам.

Еще в 1958 г. был опубликован проект стандарта на типаж горных машин, где для наиболее тонких комбайнов оговаривалась предельная высота комбайнов 250 мм при минимальных тяговых усилиях механизма подачи 150 кН и скорости 15 м/мин. На протяжении многих лет разные организации проектировали и даже изготавливали такие машины, но выполнение всех условий не получалось. Критической при проектировании машин оказалась высота гидромотора, т. к. все остальные узлы (насос, распределители, клапаны и др.) легко вписывались в корпус комбайна.

Наиболее удачными оказались переход на замкнутую систему гидропривода для

следующего по типажному ряду размера и в габаритах 400 мм по высоте (фактический размер 411 мм).

При этом силовые и скоростные размеры стали значительно выше.

Поскольку запросы импортируемых машин потребовали другой схемы гидропривода, да и отечественные комбайны на мощности пластов более 1,5 м нуждались в более современных машинах, в СКБ Горловского машзавода им. Кирова были созданы насосы и гидромоторы, рассчитанные на давление до 20 МПа.

Они стали базовыми для механизмов подачи комбайнов Донбасс 1Г, 2К52, 1К101, МК67 и всех других добычных машин для пологих пластов [2]. Постепенно выработалась схема с гидравлическим насосом типа 1НП120 и высокомоментным многорядным гидромотором ДП510И, который по своим силовым и прочностным параметрам не уступает гидромоторам всех фирм мира, а по размерам является самым малогабаритным. По высоте этот гидромотор равен 178 мм и при креплении не требует дополнительных трубопроводов.

Гидромотор ДП510И (рис. 1) является гидромотором многократного действия. Каждый его поршень совершает девять двойных ходов за каждый оборот ротора. Гидромоторы этого типа имеют большой рабочий объем, создают относительно большой вращающий момент и поэтому называются высокомоментными [6].

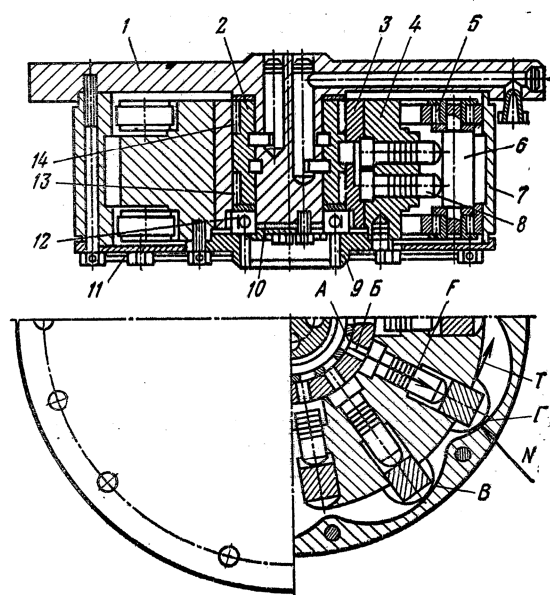


Рисунок 1 Гидромотор ДП510И

Корпус гидромотора ДП510И состоит из верхней крышки 1, статора 7 и нижней крышки 11, стянутых девятью болтами. Верхняя крышка 1 представляет собой круглый диск с цапфой, на которую насажена втулка 2. На поверхности этой втулки выполнены 18 распределительных окон *A*, которые поочередно соединены напорной и сливной гидролиниями. На поверхности втулки имеются две дорожки, по которым катятся игольчатые ролики 13 и 14. Между роликами вставлены чугунные кольцевые сегменты, предотвращающие перекося и заклинивание игольчатых роликов. Профиль статора 7 состоит из девяти впадин; на участке *Г* каждой впадины точки профиля удаляются от центра статора, а на участке *В* приближаются к нему. Каждому участку соответствует одно окно *A* на распределительной втулке 2.

В радиальных отверстиях и пазах ротора 4 расположены 13 пар поршней 8 и 13 траверс 6 с игольчатыми катками 5, в его центральном отверстии с натягом установлена цементированная и закаленная распределительная втулка 3. На наружной поверхности распределительной втулки расположены 13 пазов — по одному напротив каждой пары поршней. В дне каж-

дого паза имеется окно *Б*, которое по мере поворота ротора 4 поочередно соединяет свою пару поршней то с напорным, то со сливным окном *A* распределительной втулки 2. Таким образом, распределительные втулки 2 и 3 образуют цапфенный распределитель гидромотора с диаметральной зазором 0,04-0,05 мм между ними.

Ротор 4 с распределительной втулкой 3 вращается на игольчатых роликах 13 и 14. В осевом направлении ротор 4 зафиксирован с помощью шарикоподшипника 12 и зубчатой муфты 9. В роторе шарикоподшипник 12 установлен с большим радиальным зазором, что исключает опирание ротора на три подшипника одновременно. На цапфе верхней крышки 1 этот подшипник закреплен шайбой 10.

Работает гидромотор ДП510И следующим образом. Поршни 8, находящиеся напротив участков *Г* профиля статора 7, связаны с напорной гидролинией. Выдвигаясь, поршни 8 надавливают на траверсы 6, катки 5 которых катятся по профилю статора 7 и, отталкиваясь от него, вращают ротор 4. Катки 5, находящиеся на участках *В* профиля статора 7, задвигают в это время свои траверсы и поршни в ротор 4, выталкивая отработанную жидкость в сливную гидролинию.

Вращающий момент на роторе 4 создает окружные силы *T*, возникающие на площадках контакта траверс 6 с ротором 4. Каждая из этих сил является равнодействующей сил *P* и *N*. Первая представляет собой силу, с которой поршни 8 давят на свою траверсу, вторая — силу, с которой катки 5 прижимаются этой траверсой к профилю статора.

Сороколетний опыт применения ДП510И, а также исследования ИГД им. А. А. Скочинского [1] показали, что даже в скорректированной машине из-за биения подшипников и неточностей изготовления распределитель гидромотора может перекашиваться в пределах существующего зазора относительно распреде-

лительной втулки, резко сокращая опорную поверхность. Установлено, что неуравновешенная нагрузка может привести к повышенному изнашиванию распределительной пары или даже к задиру и заклиниванию. Распределитель не может быть полностью гидравлически уравновешен, между ним и распределительной втулкой возникают значительные усилия.

Зазор между распределителем и распределительной втулкой выбирается меньшим, чем биение подшипников, на которых вращается ротор. При малом зазоре возможно защемление распределителя вследствие теплового расширения деталей при работе. Усложняется изготовление распределителя при жестком допуске на зазор. Увеличение зазора приведет к прогрессивному росту объемных потерь, обусловленных утечками, т. к. их величина пропорциональна третьей степени размера зазора.

Однако не изменилась себестоимость изготовления гидромотора. В каждом из них при изготовлении игольчатых подшипников необходимо 1100 иголок диаметром 6 мм и длиной 24 мм. Отклонение размеров по диаметру иголок от номинального значения составляет 0,006 мм, в то время как для нормальной работы одного подшипника допустимая разница по диаметру не должна превышать 0,002 мм. Следовательно, приходится каждую иголку замерять в шести точках и раскладывать их на группы.

При «самодельном» изготовлении большого игольчатого подшипника необходимо очень точное выполнение окружностей под качение иголок и биение между ними. Чтобы избежать перекоса, вместо трех-четырех иголок устанавливают (смотри выше) чугунную вставку. Когда в работе в районе этой вставки будут находиться плунжеры под давлением, втулка будет прогибаться и защемлять распределитель.

По статистике изнашивание гидромоторов занимает второе место по аварийности после насосов среди всех узлов гидротривода.

Постановка задачи

Задачей настоящей работы является разработка средств повышения долговечности гидромоторов, снижение их себестоимости и создание предпосылки для создания весьма мощных машин для тонких пологих пластов.

Изложение материала и его результаты

Анализ работы гидромоторов позволил нам [4] предложить в качестве опор роторов непосредственно сами распределители и полностью отказаться от подшипников качения, создав гидростатическую разгрузку. Такая попытка частично реализовывалась в Чехии в шестидесятых годах прошлого столетия при выпуске гидромоторов НМ 2,5, в которых узел распределения состоял из стального распределителя и бронзовой распределительной втулки. Хотя гарантии жидкостного трения не было, это решение позволило значительно упростить конструкцию и снизить необходимую точность изготовления деталей.

Смысл предложенной нами гидростатической разгрузки заключается в подводе рабочей жидкости из линии высокого давления в кольцевой зазор между распределительными поверхностями в те места, где втулка может прогибаться под действием давления со стороны каналов, связанных с поршнями под давлением [5]. Рабочая жидкость подается от распределительных окон к разгрузочным по протокам, которые вместе с разгрузочными окнами выполнены на внешней поверхности распределительной втулки. Разгрузочные окна и соединительные протоки выполнены фрезерованием таким образом, чтобы они соединялись с предыдущим (или последующим) окном. Уравновешивание будет осуществляться при любых колебаниях нагрузки и при вращении гидромотора в любую сторону, если площади окон распределения и вновь профрезерованных окон на втулках (рис. 2) будут равны.

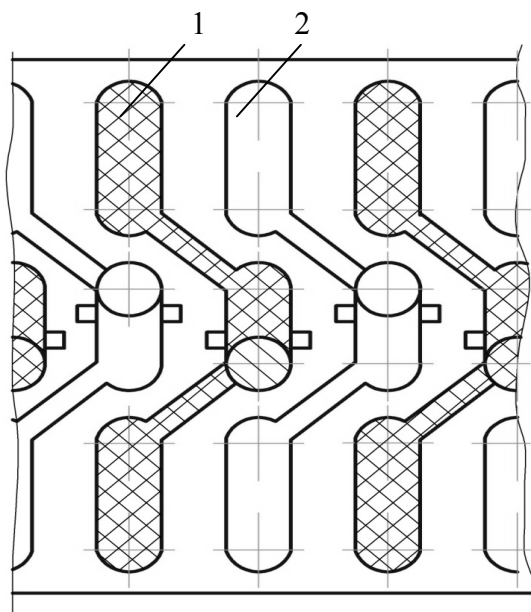


Рисунок 2 Развертка распределительной втулки с окнами (1), соединенными с линией высокого давления, и с окнами (2) – с линией разгрузочного давления

С расчетной точки зрения приходится выводить уравнения Новье-Стокса в форме Громеки-Лемба и на его базе решать уравнение Рейнольдса. Объем этого решения занимает много времени, но задача не решается, поскольку число уравнений меньше числа неизвестных. Приходится одно из неизвестных задавать. Мы приняли температуру рабочей жидкости неизменной, хотя принципиально это не так, но иначе получалось более неразумно.

Важной проблемой, которая возникает при применении гидростатической разгрузки, является увеличение объемных потерь, обусловленных утечками. При этом снижается объемный и, следовательно, общий КПД гидромотора. Нами был проведен расчет утечек жидкости при разных зазорах между распределительными поверхностями. Оказалось, что для сохранения объемного КПД таким же, как в гидромоторе ДП510И при самом неблагоприятном сочетании допусков и режимов обтекания профилей, достаточно обеспечить зазор, равный 0,015 мм, что вполне

выполнимо любым заводом угольного машиностроения.

Применение гидростатической разгрузки позволит решить еще одну проблему высокомоментных моторов — повышение КПД пускового режима. Если обычно он равен 0,83...0,90, а при максимальной скорости — 0,75...0,85, то при гидростатической разгрузке он поднимается не только до номинального значения КПД гидромотора ДП510И, равного 0,95, но и за счет обеспечения постоянной жидкой смазки во всех режимах работы может подняться до 0,98. Такое снижение потерь энергии является важным фактором уменьшения нагрева рабочей жидкости, а следовательно, и существенного повышения эксплуатационных возможностей, долговечности, силовых и энергетических показателей гидравлического оборудования.

Вывод и направление дальнейших исследований

Таким образом, все технические проблемы, связанные с повышением надежности и долговечности, со значительным снижением стоимости изготовления, упрощением производства, были успешно решены. Подготовленные нами материалы прошли апробацию на заводе-изготовителе и были приняты к реализации.

Создан новый вариант многорядного высокомоментного гидромотора, отличающегося высокой нагрузочной способностью, долговечностью, высокими КПД, более низкой стоимостью. Предлагаемое решение может быть распространено на все типы гидромоторов, в том числе одно-рядных. Расчеты показывают, что высоту гидромотора типа ДП510 при сохранении силовых нагрузок можно уменьшить с 178 мм до 130 мм, чего вполне достаточно для создания комбайнов для тонких пластов.

При дальнейших исследованиях следует провести работы по отказу от игольчатых подшипников в траверсах, несущих катки, например заменив их на второпластовые пластинки с наполнителями.

Библиографический список

1. Пономаренко, Ю. Ф. Высокомоментные радиально-поршневые гидромоторы горных машин [Текст] / Ю. Ф. Пономаренко. — М. : «Недра», 1972. — 379 с.
2. Финкельштейн, З. Л. Радиально-поршневой гидромотор ДП 505 [Текст] / З. Л. Финкельштейн, А. Р. Агранат, В. Я. Головкин // Угольное и горнорудное машиностроение. — М. : НИИ-Информ-ТЯЖМАШ, 1968.
3. Докукин, А. В. Радиально-поршневые моторы многократного действия. Конструкция, теория и расчет [Текст] / А. В. Докукин, А. Я. Rogov, Л. С. Фейфец. — М. : Машиностроение, 1980. — 288 с.
4. Пат. № 53036. Украина. Радиально-поршневой гидромотор многократного действия / З. Л. Финкельштейн, А. В. Яценко; заявитель и патентообладатель Дон. гос. техн. ун-т. — Заявл. 01.03.10; опубл. 27.09.10, Бюл. № 18.
5. Яценко, А. В. Высокомоментные гидромоторы с гидростатической разгрузкой [Текст] / А. В. Яценко, А. Ю. Гусев, З. Л. Финкельштейн // Сборник научных работ Донбасского государственного технического университета. — Алчевск : ДонГТУ, 2013. — Вып. 3., Ч. 2. — С. 153–158.
6. Яцких, В. Г. Горные машины и комплексы [Текст] : учебн. для техн. / В. Г. Яцких, Л. А. Спектор, А. Г. Кучерявый. — 5-ое изд. перераб. — Недра, 1984. — 400 с.

© Финкельштейн З. Л.© Бойко Н. З.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. кафедры
«Гидрогазодинамики» ЛНУ им. В. Даля Сёминым Д. А.*

Статья поступила в редакцию 29.06.17.

д.т.н. Фінкельштейн З. Л., к.т.н. Бойко М. З. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

**МАЛОГАБАРИТНИЙ ВИСОКОМОМЕНТНИЙ ГІДРОМОТОР
ДЛЯ ГІРНИЧИХ МАШИН**

Запропоновано багатоходовий високомоментний гідромотор з гідростатичним розвантаженням розподілу і заміною ігольчатих підшипників, що відрізняється рівноваженістю діючих навантажень, відсутністю задирів і значно меншою собівартістю.

Ключові слова: високомоментний гідромотор, недоліки конструкції, гідростатичне розвантаження, заміна ігольчатих підшипників, зменшення розмірів.

Doc.Tech.Sc. Finkelshtein Z. L., PhD Boiko N. Z. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

SMALL-SIZED HIGH-COMPRESSIVE HYDROMOTOR FOR MINING MACHINES

The results of improved high torque hydraulic motors allowing to increase the loading capacity, durability, to achieve a higher efficiency with cost reduction of production and a significant reducing the overall dimensions are given.

Key words: high-torque hydraulic motor, structural disadvantages, hydrodynamic unloading, neglecting the supporting bearings, reducing the dimensions.

УДК 622.272

аспирант Тупицын А. В.
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР, alex.tupitsyn@mail.ru),
ведущий специалист Педченко М. А.
(Министерство угля и энергетики ДНР, г. Донецк)

АНАЛИЗ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ И ПРАКТИЧЕСКИХ ПОДХОДОВ К ПРИНЯТИЮ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

В статье изложена актуальность развития методологии принятия проектных решений на угольных шахтах, которая соответствует реалиям современного развития науки и техники. Проанализирован практический подход к выбору вариантов развития горных работ. Сделан анализ развития теории принятия решений на угольных шахтах и изложен обзор современных трудов. Выделены основные направления исследований, целью которых является решение вопроса конструирования оптимальных вариантов развития горных работ. Рассмотрена актуальность учета всех теоретических и практических наработок для создания автоматизированной системы принятия решений по развитию горных работ с учетом текущего состояния шахты и перспектив развития.

Ключевые слова: *принятие проектных решений, теоретический и практический подход, угольная шахта.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Современная шахта как технологический объект является большой и сложной производственной системой. Она является совокупностью многих взаимозависимых технологических подсистем и звеньев, выполняемых множеством производственно-административных участков и отделов: очистные и подготовительные выработки, внутришахтный транспорт, участки подъема, вентиляции, энергообеспечения, водоотлива, технологического комплекса поверхности, поддержания и ремонта горных выработок, административной и производственно-технологической службы и т. д.

Работа всех подсистем шахты является взаимозависимой, нарушение режима работы на уровне элементов любой из подсистем распространяется на все остальные подсистемы и может привести к негативным последствиям.

Поэтому при разработке вариантов развития горных работ на угольных шахтах остро стоит вопрос конструирования наиболее оптимальных технологических решений, при которых в комплексе все под-

системы и звенья работы угольной шахты находятся в приемлемом состоянии.

На данный момент при работе угольных шахт Донбасса наблюдается отклонение от проектных решений, которые были заложены при проектировании предприятий. Это связано, прежде всего, с кризисным положением угольной отрасли, с резко меняющейся экономической, социальной, политической ситуацией в регионе и, что немаловажно, с отсутствием комплексного моделирования вариантов развития горных работ при принятии проектных и плановых решений.

Постановка задачи. Задачей является анализ всех теоретических и практических подходов к принятию решений с целью обоснования необходимости создания методики принятия решений, учитывающих изменения внешней и внутренней среды шахты.

Изложение материала и его результаты. Практический подход к принятию проектных решений по строительству и реконструкции шахты является многоэтапным. Выполнение всех этапов проводится последовательно и должно учитывать множество факторов при их выполнении.

Первый этап планирования проектных решений связан с исследованием проектов шахт в аналогичных условиях ведения горных работ. Для этого, прежде всего, необходимо провести разведку месторождений с тем, чтобы определить свойства угольных пластов, вмещающих пород, нарушений и других горно-геологических проявлений.

На стадии разведки месторождений полезных ископаемых изучают кондиционность запасов, строят геометрические параметры шахтного поля. Знания, полученные на этой стадии, позволяют в зависимости от характера расположения полезного ископаемого и размеров нарушенности участков выбрать основные параметры механизации очистных работ, транспорта, параметров крепи и др.

На стадии разведки особое внимание уделяется горно-геологическим параметрам разработки угольных пластов. Технология ведения горных работ в шахтном поле по отдельным пластам производится на основе данных о физико-механических свойствах пластов, опасности по внезапным выбросам, обводненности, маркам угля и зольности, газоносности, опасности по горным ударам и другим параметрам.

На втором этапе производится обоснование технологии разработки угольных пластов исходя из выбора системы разработки и механизации очистных забоев. С этой целью определяются основные параметры: длина выемочного участка, порядок отработки выемочных полей, длина лавы, механизация в очистном забое и другие. Согласно этим решениям производится корректировка контуров запасов исходя из эффективности их разработки.

На третьем этапе согласно выбранным системам разработки отдельных участков шахтного поля переходят к определению схем вскрытия, подготовки и порядка отработки шахтного поля. Эти параметры зависят непосредственно от кондиционных запасов в шахтном поле. По мере принятия проектных решений выбора схем вскрытия, подготовки

и порядка отработки выемочных полей осуществляется пересмотр наиболее подходящих с точки зрения технологичности, экономичности и надежности проектов. В то же время принятие отдельных решений по подсистемам угольных шахт производится по отдельным частям проекта и распадается на пересмотр отдельных задач. Например, для схем вскрытия: определения поверхностного комплекса (промышленной площадки), спусков и схем вскрытия шахтных полей, тип крепи в выработках и т. д.

Конструирование возможных проектных решений по строительству шахты производится исходя из количественных характеристик возможного варианта строительства. Данные о проекте шахты представляются в виде морфологической схемы, представленной в виде многоуровневого графа. За разные уровни в блок-схемах приняты известные признаки разбиения технологической схемы на составные части.

При данном подходе к построению технологических систем шахты все решения носят субъективный характер, так как принимаются проектировщиками на базе их жизненного опыта и видения ситуации. Поэтому наблюдается высокая возможность принятия заведомо неправильных решений, так как необходим инструментарий, способный в автоматизированном режиме анализировать предложенные варианты в динамике с учетом изменения параметров горно-геологических условий, внешней и внутренней среды угольной шахты.

Создание метода перебора вариантов проектных решений должно основываться на автоматизированном просчете в динамике необходимых ресурсов на их реализацию и возможных ограничений. Он должен включать принципы использования передовой высокопроизводительной техники и технологии.

Для этого, прежде всего, необходимо проанализировать развитие методологии принятия решений при проектировании угольных шахт.

Развитие методологии проектирования началось с момента разработки месторождений полезных ископаемых, когда производственники и ученые ставили перед собой задачу увеличения производительности труда рабочих, снижения себестоимости угля, увеличения объемов добычи и др. Так или иначе, все современные подходы к выбору вариантов развития горных работ базируются на работах Б. И. Бокия, Л. Д. Шевякова, А. М. Терпигорева, М. М. Протодьяконова, которые являются основоположниками горной науки.

В 60-х годах на передовых угледобывающих предприятиях региона начали внедряться механизированные комплексы с узкозахватными комбайнами. Это позволило существенно увеличить нагрузку на очистные забои за счет механизации большого числа выполняемых ранее процессов. В результате этого резко повысилась значимость каждого очистного забоя как в объемах добычи угля на шахтах, так и на их экономических показателях.

Поэтому любые ошибки или просто неоптимальные решения в определении параметров систем разработки и способов подготовки, в порядке развития горных работ, в воспроизводстве очистного фронта оказали существенное влияние на ритмичность и устойчивость работы шахт, на их технико-экономические показатели. Отсутствие новых, более совершенных методов принятия решений по этому комплексу вопросов могло обусловить низкую эффективность внедрения новых прогрессивных технологий и технических средств добычи угля. Потребности практики подземной добычи угля поставили перед горными науками и научными организациями ряд принципиальных проблем и задач по совершенствованию технологических схем шахт и созданию методов управления горными работами.

В результате анализа литературных источников, авторы которых пытались решить задачу оптимального проектирования горных работ, можно выделить два основных направления.

Первая группа ученых занималась разработкой таких технологических параметров как схема вскрытия, подготовка и отработка шахтного поля исходя из горно-геологических условий залегания пластов, текущего состояния схемы вскрытия и подготовки шахтного поля, пропускной способности подъема и технологического комплекса поверхности. Такие ученые, как А. С. Малкин, А. С. Бурчаков, К. К. Адилов, В. И. Сивохин, Д. В. Дорохов, С. С. Квон, Л. А. Пучков, В. М. Еремеев и другие, в своих работах предложили рациональные варианты решения технологических проблем, которые возникали в процессе практической работы угольных предприятий.

Вторая группа ученых занималась построением экономико-математических моделей технологических процессов систем шахты на основе количественных параметров технологических схем. Разработка этих методов позволяет формировать и обосновывать оптимальные проектные решения. Большой вклад в развитие этого направления внесли: А. В. Стариков, Е. И. Рогов, Ю. Н. Кузнецов, К. Н. Трубецкой и другие ученые.

Труды ученых позволили решить вопросы разрозненного формирования типовых проектных решений по основным звеньям работы шахты, таким как схема и способ вскрытия, способ подготовки шахтных полей, системы разработки и их параметры и другим. Развитие совокупности методологических основ формирования основных технологических схем описаны в трудах Д. В. Дорохова, В. И. Сивохина, А. С. Бурчакова, Ю. А. Жежелевского, Н. К. Капустина, Е. Д. Диколенко, А. Б. Ковальчука, В. Г. Виткалова, Г. С. Забурдяева и др.

Представления о статичности параметров шахты в течение всего срока службы послужило толчком для дальнейшего развития этих исследований в виде поэтапного проектирования угольных предприятий. Для этих исследований зачастую применялся системный подход, который позволил проводить

процедуру моделирования технологических систем угольных шахт. Коллективное применение этих способов позволило заявить о формировании академических основ проектирования угольных шахт. Вопросы проектирования под разными ракурсами рассматриваются в работах А. С. Малкина, М. И. Устинова, Л. А. Кафорина, К. К. Кузнецова, В. М. Еремеева, А. Г. Саламатина, Ю. Н. Кузнецова, В. В. Агафонова, Л. А. Шулятьевой и др. В рамках этого направления учеными с различных точек зрения даются методологии проектирования угольных шахт, начиная от разработки проекта и заканчивая ликвидацией горного предприятия.

В 70–90-х годах учеными из передовых академических институтов Донецка, Москвы, Днепропетровска, Санкт-Петербурга, Кемерово, Караганды и других городов были произведены фундаментальные исследования, которые имеют огромное значение для развития горной науки. Так, Б. Н. Бокий и Л. Д. Шевяков стали первыми, кто занимался и заложил основу развития оптимального планирования в горной науке. Исследования Малкина А. С., Бурчакова А. С., Устинова М. И., Трубецкого К. Н., Братченко Б. Ф., Торопко Л. А. стали основополагающими трудами в области проектирования схем вскрытия и подготовки шахтных полей.

В последнее время наибольшую актуальность приобретает задача формирования оптимальных стратегий развития и обновления горного производства. Ученые, работающие в этом направлении, рассматривают и решают вопросы построения эффективных технологических систем горных работ на основе применения наиболее подходящих подсистем и процессов шахты. Решаются вопросы применения передовых качественных и количественных характеристик работы предприятий. Данные вопросы описаны в трудах В. Н. Домрачева, А. С. Астахова, Е. И. Рогова, С. С. Резниченко, О. А. Байконурова, Я. В. Моссаковского, В. Н. Постникова и др.

По результатам анализа трудов выявлено, что существует накопленная и сформированная фундаментальная методическая и методологическая основа создания инструментария обоснования проектных решений на различных этапах функционирования угольных шахт.

Развитие алгоритмов решения проектных задач на основе экономико-математического моделирования процессов угледобычи, основу которого заложили Митейко А. И., Кафорин К. Н., Малкин А. С. и другие, послужило основой создания математического аппарата оценки вариантов развития горных работ при проектировании шахт. В соответствии с этими методиками учитывался экономический критерий, согласно численной величине которого и производился подбор рационального (оптимального) вида технологической схемы. Сложность осуществления этого способа состояла в многомерных экономико-математических моделях, что приводило к огромным трудозатратам производимых расчетов. На сегодняшний день с развитием компьютерных технологий становится возможным внедрение данного способа для оптимизации горных работ.

Использование морфологического анализа принятия возможных проектных вариантов на основе теории принятия решений и экспертных оценок поспособствовало реализации процедуры выбора наиболее перспективных конструкций технологических схем.

Развитие данного направления связано с трудами Бограчева Ю. А., Ливенцева В. В., Попова М. В., Бегезы Н. С., Березняка А. Т., Золотдинова Ю. О. и др.

Бегезой Н. С. и Жежелевским Ю. А. изобретен способ конструирования и подбора рациональной многофункциональной структуры угольной шахты. Решение проблемы развития вариантов технологической схемы состояло в следующем: установить такие заранее выбранные высококачественные свойства предстоящей технологической схемы, которые дают возможность гарантировать экстремум инте-

гравитационного критерия эффективности с учетом ограничений горно-геологического характера и исполнения условий совместности элементов между собой.

В результате произведенных исследований Березняком А. Т. разработана технология установления рациональных высококачественных структур и оптимальных количественных характеристик топологической сети горных выработок, используемая при подготовке пластов Донецкого бассейна. Разработана экономико-математическая модель, которая принимает во внимание все без исключения капитальные и эксплуатационные расходы при конструировании топологической сети горных выработок. Входная качественная структура технологических выводов показана ориентированным графом: наилучший путь в графе с учетом относительно-оптимальных оценок и булевых переменных создает рациональную топологическую сеть горных выработок при подготовке шахтопластов.

Еремеев В. М., Квон С. С., Дрижд Н. А., Нефедов П. П., Шулятьева Л. И. и другие заложили основу создания современных методов моделирования на базе оптимизации параметров технологических схем угольных шахт.

Вопросам надежности подбора наилучших характеристик подсистем шахты при проектировании, а также исследованию способов их моделирования и обоснования посвящены работы Старикова А. В., Бурчакова А. С., Устинова М. И., Кузнецова Ю. Н., Вылегжанина В. Н., Рогова Е. И., Липковича С. М. Ряд проблем сложной оптимизации характеристик подсистем сложились в рамках общей концепции угольных предприятий (САПР-уголь), обеспечивающей решение ряда проектных задач в интерактивном режиме в работах Митейко А. И., Еремеева В. М., Кузнецова К. К.

В труде Малкина А. С., Пучкова Л. А., Саламатина А. Г., Еремеева В. М. более подробно изложены способы принятия решений, базирующиеся в изыскании целенаправленных функции на экстремум, а

также постепенной оптимизации развития шахты с применением способа динамического программирования. Это дает возможность, согласно суждению создателей, подбирать не только рациональные управления при уже существующих и предполагаемых состояниях системы, а и подходящие сочетания и, кроме того, очередности ее состояний с надлежащими оптимальными управлениями на каждом этапе.

Многие ученые в горной отрасли направляли свои усилия на выработку оптимизационных моделей, которые позволили бы оптимально задействовать все имеющиеся средства предприятия. Однако этот вопрос является сложным ввиду того, что шахта – высоко динамическая сложная система, которую невозможно рассматривать отдельно с различных сторон, т. к. изменение параметров одних технологических систем приводит к изменению параметров других технологических систем.

Поэтому метод поэтапной оптимизации нашел широкую актуальность в научных кругах. В работах В. В. Мельника, Л. И. Шулятьевой и других ученых [1] широко рассмотрен метод поэтапной оптимизации параметров технологических схем угольных шахт. Для этого был описан весь диапазон технологических подсистем через их параметры и взаимовлияние. Это позволило определить, какими параметрами необходимо манипулировать в первую очередь, чтобы добиться желаемого результата без изменения остальных параметров шахт.

Данный метод является перспективным, т. к. он базируется на учете всех параметров и взаимовлияния подсистем между собой и может описать все процессы, протекающие на предприятии, однако на данный момент нет методики, позволяющей с помощью поэтапной оптимизации достичь результатов на практике. На данный момент метод несет в себе чисто теоретический подход, поскольку не решена задача учета изменяющихся в определенных пределах переменных внешней и внутренней среды.

В работе Кулака В. Ю. [2] приведен очень подробный анализ развития метода поэтапного проектирования угольных шахт. Автор на основании анализа ранее опубликованных работ приходит к выводу о необходимости обнаружения рамок приемлемой энтропии. Это позволит за счет управляющих воздействий возвращать технологические системы шахты в приемлемое для заданных целей состояние горнотехнических объектов. Однако в данной работе, хотя и обоснована необходимость управления технологическими процессами предприятия на базе поэтапного проектирования, вопрос остается нерешенным и предложение автора является теоретическим без каких-либо предпосылок для практического применения.

Теория систем и системного анализа нашла широкое распространение в различных системных методах и процедурах, таких как анализ и синтез, композиция и декомпозиция, алгоритмизация, верификация, экспертное оценивание и тестирование и многие другие. Ученые с различных подходов стараются рассмотреть шахту и на основе их наблюдений выбрать наиболее подходящий вариант развития горных работ. Эти методы описаны в трудах С. Янга, Н. Монгенштерна, С. Оптнера, Ф. И. Перегудинова, К. Льюиса др.

Одним из наиболее важных вопросов в теории проектирования шахт является определение их основных параметров. Для этого в работе [3] сделан анализ трудов основоположников горной науки. На основе анализа работ автор делает вывод о том, что в качестве критерия выбора оптимальных параметров шахт следует принять чистый дисконтированный доход (NPV).

Данный подход решает ограниченный круг задач и требует дальнейших исследований. В работе [4] приведен краткий обзор оптимизационных методов, основанный на работах корифеев горной науки. Степень неопределенности горно-геологических условий на различных горных предприятиях такова, что невозможно

определить наиболее подходящий метод для оптимизации параметров шахт. Тем не менее авторами отмечено, что при детерминированной постановке задачи следует ориентироваться на NPV, а в условиях неопределенности информации – на минимальный критерий Сэвиджа при определении наиболее подходящих параметров технологических систем шахт.

А. М. Валуевым предложена концепция использования дерева альтернатив для представления взаимосвязи альтернативных вариантов качественно различных проектных решений. В его работе [5] для представления реализации альтернативных вариантов во времени и пространстве вводится форма ориентированного бесконтурного графа состояний и переходов. Данный подход, по мнению автора, способен охватить различные виды горных предприятий и позволяет объединить в одной модели многопараметрические варианты реализации проекта разработки месторождений полезных ископаемых. Элементы данной модели дают возможность представить развитие горных работ, состава и состояния парка оборудования и его распределения в динамике по участкам ведения горных работ.

В работе [6] на основе анализа методологических основ проектирования угольных шахт было предложено использование матриц основных показателей, характеризующих инвестиционную привлекательность, и их коэффициентов важности при принятии решений. Согласно этой методике, при определении эталонной шахты брали предприятия горной промышленности отдельного бассейна и с учетом качественных показателей сравнивали их варианты. При этом некоторые показатели, такие как мощность шахты, количество запасов, мощность пласта и др., для обеспечения большей эффективности работы шахты стремились к максимуму, тогда как такие показатели как угол падения пласта, зольность, протяженность транспортирования и другие условия стремились к минимуму.

Таким образом, перечислив все возможные качественные параметры шахты в пределах одного бассейна, можно было определить образцовые значения (то есть наилучшие показатели) шахты-эталона для последующего сравнения и анализа горных предприятий.

В работе О. Я. Лопушинской [6] проведен анализ горных предприятий ГП «Львов-уголь» на основе интегральных показателей на различных комплексах работы предприятия. На основании данного анализа были построены матричные взаимосвязи между подсистемами горного предприятия и оценки их со значением шахты эталона. Была установлена логика принятия проектных решений по развитию шахт.

На сегодняшний день наиболее перспективными являются методы и подходы, хорошо зарекомендовавшие себя в естественно-научных областях знаний, рассматривавших сложные процессы и явления с единых кибернетических позиций [7].

Для успешного преодоления проблемы определения наиболее оптимальных вариантов развития горных работ необходимо руководствоваться методологическими принципами, разработанными в общей теории прогнозирования и принятия решений [4].

К ним относят: принцип природной специфичности, который базируется на особенностях учета специфики природы исследуемого объекта, закономерностях и пределах его развития; принцип системного анализа, при котором исследуемый объект представляется в виде системы взаимосвязанных характеристик подсистем объекта с позиции целей и задач исследования; принцип оптимизации, который строится на обеспечении точности и достоверности прогноза при минимальных затратах на его разработку; принцип аналогичности, при котором должны сопоставляться свойства сходных объектов и их моделей.

В результате анализа видно, что влияние факторов внешней и внутренней среды определяет основные параметры шахт при проектировании. Так, к основным компонентам внешней среды следует отнести:

экономическую компоненту, географическую компоненту, социальную компоненту, экологическую компоненту (рис. 1). К основным факторам внутренней среды следует отнести: горно-геологические, экономические (внеотраслевые), экологические (отраслевые) и социальные (внеотраслевые) факторы (рис. 2). Факторы, представленные на рисунках, были систематизированы исходя из анализов трудов Беляева А. В., Ютеева Ю. К. и Ерина Ю. Г.

Резюмируя вышесказанное, основные направления исследований и совершенствования методологических подходов к выбору технологических решений представим следующими направлениями:

- исследования в области геолого-промышленной оценки угольных месторождений, возможности их эксплуатации, направления использования в народном хозяйстве;
- исследования в области экономической оценки угольных месторождений в период их эксплуатации, в том числе экономической оценки эффективности разработки на отдельных этапах развития техники и технологии горного производства;
- исследования в области создания новых технических средств для разработки месторождений; приоритет принадлежал исследованиям по разработке месторождений, имеющих сложные условия залегания;
- исследования в области экономической оценки производственного потенциала угледобывающих регионов и их адаптации к рыночным условиям;
- исследования в области обоснования рациональных схем вскрытия, подготовки и отработки месторождений, где так же приоритет отдавался месторождениям со сложными условиями залегания;
- исследования в области создания методологических основ выбора оптимальных решений при проектировании строительства, реконструкции с целью поддержания и увеличения мощностей шахт, в том числе оптимизации планов среднесрочного и перспективного планирования развития бассейнов и отрасли в целом;



Рисунок 1 Внешние факторы, влияющие на угольную шахту



Рисунок 2 Внутренние факторы, влияющие на угольную шахту

- исследования в области обоснования рациональных схем вскрытия, подготовки и отработки месторождений, где так же приоритет отдавался месторождениям со сложными условиями залегания;

- исследования в области создания методологических основ выбора оптимальных решений при проектировании строительства, реконструкции с целью поддержания и увеличения мощностей шахт, в том числе оптимизации планов среднесрочного и перспективного планирования развития бассейнов и отрасли в целом.

Выводы и направления дальнейших исследований. Та или иная проблема, связанная с различными внутренними и внешними признаками работы горных предприятий, достаточно широко рассмотрена с помощью различных теоретических и практических подходов.

Однако следует констатировать тот факт, что для угольной промышленности Донбасса нет готового инструментария для внедрения в промышленное производство и создания на его базе некой системы, способной решить задачи, связанные с принятием оптимальных проектных решений с учетом влияния в динамике на шахту различных изменяющихся параметров внешней среды.

Прежде всего, следует иметь в виду, что неопределенность горно-геологических условий на угольных шахтах может представлять определенную угрозу при выборе проектных решений, так как выбор не подходящего под условия варианта развития горных работ может привести к катастрофе в управлении горным предприяти-

ем и невозможности достижения конкретной цели шахт – добычи полезного ископаемого. Также, вследствие того, что проекты вариантов развития горных работ на данный момент составляют для уже существующих шахт, необходимо учитывать количество и качество оставшихся запасов угля, правильно определять расположение выемочных столбов и производить комплексный учет всех параметров технологических схем угольной шахты, формирующих нынешнее состояние. Необходимо обратить внимание и на тот факт, что внешняя среда находится в постоянно меняющемся состоянии (цены на сырье, оборудование, поставка материалов и т. д.), что непосредственно отражается на будущем шахты.

Для решения поставленной задачи необходимо создание методики, позволяющей формировать технологические решения, способные пересматривать варианты развития горных работ, и способной по различным критериям оценивать их эффективность в зависимости от текущего состояния шахты, характеристик её технологических систем в будущем и влияния внешней среды.

Последующие исследования будут направлены на выявление степени влияния факторов, которые в значительной степени влияют на работоспособность технологических подсистем угольной шахты. Решение данного вопроса поспособствует определению области предпочтительности вариантов развития горных работ исходя из заданных параметров внешней и внутренней среды и их изменения в динамике.

Библиографический список

1. Мельник, В. В. Обоснование параметров геотехнологических систем шахт нового технического уровня [Текст] / В. В. Мельник, Л. И. Шулятьева // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2010. — № 8. — С. 229–233.
2. Кулак, В. Ю. Развитие производственной системы угольной шахты при поэтапном проектировании и управлении технологическими процессами предприятия [Текст] / В. Ю. Кулак // ГИАБ. — 2016. — № 5. — С. 238–247.

3. Ермаков, Е. А. Анализ оценок эффективности технологических схем угольных шахт [Текст] / Е. А. Ермаков, В. В. Сенкус // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 3. — С. 18–25.
4. Малкин, А. С. Основопологающие методы и процедуры решения задач проектирования шахт [Текст] / А. С. Малкин, В. В. Агафонов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2014. — № 11. — С. 350–353.
5. Валуев, А. М. Задача парето-оптимизации траектории на сети как метамодель многокритериального выбора проектных решений для горных предприятий [Текст] / А. М. Валуев // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 11. — С. 215–223.
6. Лопушанская, О. Я. Обоснование системы принятия проектных решений по рациональному использованию ресурсов угольных шахт : дис. канд. техн. наук : 25.00.21 / Лопушанская Ольга Ярославовна; Моск. гос. гор. ун-т. — Москва, 2008 — 161 с.
7. Фрумкин, Р. А. Проблемы математического описания многопараметрических горных процессов и явлений [Текст] / Р. А. Фрумкин // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск, 2013. — № 40. — С. 5–7.

© Тупицын А. В.

© Педченко М. А.

**Рекомендовано к печати д.т.н., проф. каф. РМПИ ДонНТУ Новиковым А. О.,
к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновым А. А.**

Статья поступила в редакцию 16.05.17.

асп. Тупицын О. В. (ДонНТУ, м. Донецьк, ДНР), **Педченко М. А.** (Міністерство вугілля і енергетики ДНР)

АНАЛІЗ ТЕОРЕТИЧНИХ І ПРАКТИЧНИХ ПІДХОДІВ ДО ПРИЙНЯТТЯ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ НА ВУГІЛЬНИХ ШАХТАХ

У статті викладена актуальність розвитку методології прийняття проектних рішень на вугільних шахтах, яка відповідає реаліям сучасного розвитку науки і техніки. Проаналізовано практичний підхід до вибору варіантів розвитку гірничих робіт. Зроблено аналіз розвитку теорії прийняття рішень на вугільних шахтах і викладено огляд сучасних праць. Виділено основні напрямки досліджень, спрямовані на вирішення питання конструювання оптимальних варіантів розвитку гірничих робіт. Розглянуто актуальність обліку всіх теоретичних і практичних напрацювань для створення автоматизованої системи прийняття рішень з розвитку гірничих робіт з урахуванням поточного стану шахти і перспектив розвитку.

Ключові слова: прийняття проектних рішень, теоретичний і практичний підхід, вугільна шахта.

PhD Seeker Tupitsin A. V. (DonNTU, Donetsk, DPR), **Pedchenko M. A.** (Ministry of Coal and Energy, Donetsk, DPR)

ANALYSIS OF THE THEORETICAL AND PRACTICAL APPROACHES TO TAKING PROJECT DECISIONS AT COAL MINES

The paper outlines the urgency of developing a methodology for making project decisions in coal mines, which go with the realities of modern science and technology progress. The practical approach to choosing the ways of mining development is analyzed. An analysis on the development of decision making theory at coal mines is made and an overview of modern papers is given. The main investigation directions have been singled out aimed to solve the problem of designing optimal variants for the mining operations development. The topicality of recording all theoretical and practical achievements is considered for creating an automated decision making system for mining operations development considering the current state of the mine and prospects for its development.

Key words: making project decisions, theoretical and practical approach, coal mine.

**МЕТАЛЛУРГИЯ
И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

**МЕТАЛУРГІЯ
ТА МАТЕРІАЛОЗНАВСТВО**

**METALLURGY
AND MATERIAL SCIENCES**

УДК 669. 162

д.т.н. Новохатский А. М.,
к.т.н. Должиков В. В.,
к.т.н. Диментьев А. О.,
Падалка А. В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ ТЕМПЕРАТУРА ГОРЕНИЯ В ФУРМЕННОЙ ЗОНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ ПРИ ВДУВАНИИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

Скорректирована методика расчета теоретической температуры горения в фурменной зоне доменной печи, учитывающая влияние вдуваемых параллельно с пылеугольным топливом газов (кислорода, азота и метана) и химического состава угольной пыли, температуру и влажность дутья.

Ключевые слова: доменная печь, горн, теоретическая температура горения, пылеугольное топливо, кислород, азот, природный газ, температура и влажность дутья.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Одним из основных направлений развития доменного производства на металлургических предприятиях является строительство установок для получения и вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) в горн доменной печи, что позволяет экономить кокс, полностью или частично заменить природный газ, стоимость которого за последние 20 лет значительно возросла.

В зависимости от вида вдуваемого топлива и его химического состава изменяется температура в фурменном очаге. С учетом ряда допущений такую температуру оценивают расчетным путем и называют теоретической температурой горения T_T . Она влияет на общее тепловое состояние

горна совместно с расходом кокса. Для расчета T_T предложено довольно много различных методик [1–6].

Необходимо отметить, что практически все методики максимально упрощены путем усреднения значений некоторых параметров, что обусловлено рядом причин (отсутствие данных, нацеленность на оценку изменений температуры и др.).

Изложение материала и его результаты.

Анализ отечественной литературы показывает [2, 3, 6], что для расчета теоретической температуры горения чаще всего (ПАО «АМК», ПАО «ЕМЗ», ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог») используют методику, предложенную Н. Е. Дунаевым и Т. И. Кухтиным [2]:

$$T_T = \frac{0,9341 \cdot t_0 + 8208 \cdot \omega - \phi \cdot (2402 - 1,2177 \cdot t_0) - (1,9322 + 2,235 \cdot W_{жс}^p) \cdot S_{жс} +}{1 + \omega + 2 \cdot \phi + (0,0012 + 0,0013 \cdot W_{жс}^p) \cdot S_{жс} + 0,0005 \cdot S_{тв} + 2,026 \cdot S_z} + \frac{-(0,39 + 2,2175 \cdot c_{тв}^p) \cdot S_{тв} - 2673 \cdot S_z + 94,76}{1 + \omega + 2 \cdot \phi + (0,0012 + 0,0013 \cdot W_{жс}^p) \cdot S_{жс} + 0,0005 \cdot S_{тв} + 2,026 \cdot S_z}, \quad (1)$$

где t_0 — температура дутья, °C;

ω — содержание кислорода в дутье на срезе воздушных фурм, м³/м³ сухого дутья;

ϕ — влагосодержание дутья, м³/м³ сухого дутья;

$W_{жс}^p$ — рабочая теплота горения жидкого топлива, ккал/г;

$S_{жс}$, $S_{тв}$ — расходы жидкого и твердого топлива в дутье соответственно, г/м³ сухого дутья;

$c_{тв}^p$ — содержание углерода в рабочей массе топлива, кг/кг;

S_c — расход газообразного топлива в дутье, $\text{м}^3/\text{м}^3$ сухого дутья.

Однако проведенный анализ показал, что в современных условиях металлургических предприятий ее целесообразно уточнить и скорректировать.

Для расчета количества тепла внесенного в доменную печь 1 м^3 нагретого сухого дутья использовались данные о теплосодержании двухатомных газов указанные А.Н. Раммом [2]. При этом рассматривался интервал температур от 900 до 1100 °С, чего для современных промышленных условий недостаточно, так как на многих металлургических предприятиях устанавливают воздухонагреватели конструкции Калугина, которые способны нагревать дутье до 1200 – 1300 °С.

В связи с этим необходимо заменить предложенное выражение $0,9341 \cdot t_d + 94,76$, расположенное в числителе формулы (1), на подобное, которое получено на основании данных о теплосодержании двухатомных газов в интервале температур от 1000 до 1300 °С:

$$0,9489 \cdot t_d + 78,86.$$

В своей работе Рамм А.Н. отметил, что у азота и оксида углерода теплосодержание будет выше по сравнению с водородом: при температуре от 500 °С до 1000 °С на 3 %, а при 1000 – 2500 °С на 6 %, поэтому если содержание H_2 в фурменном газе превысит 10 %, то выражение для расчета количества тепла, внесенного сухим дутьем, изменится следующим образом:

$$0,9433 \cdot t_d + 79,4.$$

В формуле (1) для определения количества тепла, образующегося при горении топлива, предложен коэффициент 8208 , который соответствует допущению, что температура кокса, поступающего на уровень воздушных фурм в доменной печи, равна 1500 °С. При наличии данных о на-

греве топлива целесообразно заменить его на выражение

$$6269,6 + 1,292 \cdot t_c,$$

где t_c — температура кокса, поступающего в фурменный очаг, °С.

В случае если температура кокса, поступающего в фурменный очаг, к примеру, увеличится на 100 °С, то теоретическая температура согласно формуле (1) повысится на 21 °С.

На современных металлургических предприятиях с целью интенсификации процесса горения ПУТ в доменной печи параллельно с угольной пылью подают кислород, в связи с чем увеличивается объем этого газа на 1 м^3 сухого дутья, что можно рассчитать по формуле

$$\omega = \frac{\omega' \cdot V_d + \omega_{дон}}{V_d + \omega_{дон}},$$

где ω — содержание кислорода в дутье на срезе воздушных фурм, доля;

ω' — количество кислорода в нагретом дутье после воздухонагревателя, доля;

$\omega_{дон}$ — расход кислорода, подаваемого в воздушную фурму параллельно с ПУТ, $\text{м}^3/\text{мин}$;

V_d — расход дутья, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Подаваемый кислород не нагревают до температуры дутья, а соответственно, тепло в доменную печь он не вносит. Поэтому в числитель формулы (1) необходимо добавить выражение

$$-(0,9489 \cdot t_d - 78,86) \cdot (\omega - \omega').$$

Предложенные коэффициенты перед расходом природного газа и ПУТ в знаменателе формулы (1) основаны на усредненных химических составах этих топлив. Проведенные расчеты теоретической температуры по формуле (1) с учетом влияния элементарного состава ПУТ показали, что при использовании разных марок углей целесообразно учитывать содержание водорода, азота и кислорода в угольной пы-

ли, поэтому вместо предложенного коэффициента в знаменателе перед S_{me} следует применить формулу

$$\kappa_{nym} = (10,75 \cdot H_{me} + 1,4 \cdot O_{me} + 0,8 \cdot N_{me} + 0,037) \cdot 10^{-3},$$

где H_{me}, O_{me}, N_{me} — содержание водорода, кислорода и азота в пылеугольном топливе, кг/кг ПУТ.

Для транспортировки пылеугольного топлива по трубопроводу используют газ, обычно это азот. Коэффициент перед расходом ПУТ этого не учитывает, поэтому его целесообразно заменить на выражение

$$(\kappa_{nym} + N_{2mp}) \cdot 10^{-3},$$

где N_{2mp} — азот, применяемый для подачи пылеугольного топлива в доменную печь, м³/кг ПУТ.

Химический состав природного газа оказывает влияние на объем образующихся газов в фурменном очаге, в связи с этим при его изменении необходимо пересчитывать коэффициент, указанный перед расходом в знаменателе формулы (1).

Обобщая все предложенные изменения в формуле (1) для расчета теоретической температуры горения при содержании водорода в фурменном газе менее 10 %, получим следующее выражение

$$T_T = \frac{0,9489 \cdot t_d + 8208 \cdot \omega - \phi \cdot (2402 - 1,2177 \cdot t_d) - (0,39 + 2,2175 \cdot c_{me}^p) \cdot S_{me} +}{1 + \omega + 2 \cdot \phi + (\kappa_{nym} + N_{2mp}) \cdot 10^{-3} \cdot S_{me} + 2,026 \cdot S_e} + \frac{-2673 \cdot S_e - (0,9489 \cdot t_d - 78,86) \cdot (\omega - \omega') + 78,86}{1 + \omega + 2 \cdot \phi + (\kappa_{nym} + N_{2mp}) \cdot 10^{-3} \cdot S_{me} + 2,026 \cdot S_e}. \quad (2)$$

С целью оценки влияния основных параметров (температура дутья, содержание в нем кислорода и влаги) на теоретическую температуру горения, полученную по формулам (1) и (2), были проведены расчеты. Исходные данные представлены в таблице 1, а результаты — в таблице 2.

Опираясь на данные в таблице 2, можно сделать вывод, что влияние основных параметров дутья на теоретическую температуру в обеих формулах практически одинаково.

Так как формулы (1) и (2) отличаются интервалом рассматриваемой температуры дутья, был проведен анализ ее влияния на T_T , результаты которого представлены в таблице 3.

Общая разность полученной теоретической температуры горения топлива, рассчитанная по формуле (1) и (2), при t_d от 900 °С до 1300 °С составила 15 °С, что составляет 0,6 % от 2350 °С.

Таблица 1

Исходные данные для расчета теоретической температуры

t_d	ω	ϕ	$S_{жс}$	S_{me}	S_e	ω'	N_{2mp}	c_{me}^p	H_{me}	O_{me}	N_{me}
°С	м ³ /м ³ су- хого ду- тья	м ³ /м ³ су- хого ду- тья	г/м ³ сухо- го дутья	г/м ³ сухо- го дутья	м ³ /м ³ су- хого ду- тья	м ³ /м ³ су- хого ду- тья	м ³ /кг ПУТ	кг/кг ПУТ	кг/кг ПУТ	кг/кг ПУТ	кг/кг ПУТ
1200°	0,23	0,01	—	80	—	0,01	0,75	0,7	0,04	0,078	0,017

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Таблица 2

Влияние параметров дутья на теоретическую температуру горения в доменной печи

Параметры дутья		Метод расчета	
		Формула (1), °C	Формула (2), °C
Изменения параметров	Базовый вариант	2278	2202
	+0,01 м ³ /м ³ сухого дутья, ω	2324	2246
	ΔT_T	46	44
	+100 °C, $t_{\bar{a}}$	2351	2272
	ΔT_T	73	70
	+ 0,01 м ³ /м ³ сухого дутья, ϕ	2236	2164
	ΔT_T	-42	-38

Таблица 3

Влияние нагрева дутья на теоретическую температуру

№	Температура дутья, °C	Теоретическая температура, °C		
		Формула (1)	Формула (2)	Разность
1	900	2058	1994	64
2	1000	2131	2063	68
3	1100	2205	2133	72
4	1200	2278	2203	75
5	1300	2351	2272	79
Разность от 900 °C до 1300 °C		293	278	15

Разница базовых вариантов в таблице 2 составила 76 °C, поэтому были проведены расчеты теоретической температуры горения при различном количестве вдуваемого

ПУТ и соответствующем ему параллельно подаваемом кислороде, результаты которых представлены в таблице 4.

Таблица 4

Влияние расхода ПУТ на теоретическую температуру горения в фурменной зоне

Расход ПУТ, г/м ³ дутья	Добавка кислорода с ПУТ, м ³ /м ³ сухого дутья	Теоретическая температура, °C		
		Формула (1)	Формула (2)	Разность
80	0,01	2278	2203	75
70	0,00875	2302	2234	68
60	0,0075	2326	2267	59
50	0,00625	2351	2300	51
40	0,005	2375	2334	41
30	0,00375	2400	2368	32
20	0,0025	2425	2404	21
10	0,00125	2450	2440	10
0	0	2475	2477	-2

Расчеты показали, что снижение расхода ПУТ приводит к уменьшению разности рассчитанной величины теоретической температуры по формуле (1) и (2). При этом основную роль в появлении разности играют вдуваемые параллельно кислород и газ, транспортирующий угольную пыль (азот).

Для транспортировки угольной пыли могут использовать природный газ, соответственно, в расчетах его расход увеличится на 0,75 м³/кг ПУТ. Опираясь на данные из таблицы 1 и указанные изменения, определили, что в этих технологических условиях теоретическая температура горения топлива в доменной печи составит 1996 °С, что на 207 °С меньше, чем при транспортировании азотом.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Скорректирована методика расчета теоретической температуры горения Н. Е. Дунаева и Т. И. Кухтина с учетом современных особенностей работы доменных печей и технологии вдувания пылеугольного топлива. Предложенная методика в основном отличается учетом влияния кислорода и азота, поступающих в металлургический агрегат вместе с пылеугольным топливом.

Влияние основных параметров дутья на теоретическую температуру, рассчитанную по формулам (1) и (2), практически одинаковое.

В основном полученная по этим методикам T_T отличается за счет расхода пылеугольного топлива, так как параллельно с ним обычно вдувают кислород для интенсификации горения угольной пыли и транспортирующий ее газ (чаще всего азот).

Библиографический список

1. Волков, Ю. П. Технолог-доменщик: справочник [Текст] / Ю. П. Волков, Л. Я. Шпарберг, А. К. Гусаров. — М. : Металлургия, 1986. — 263 с.
2. Дунаев, Н. Е. Расчеты теоретической температуры фурменных газов в доменной плавке на дутье с добавками, обогащенном кислородом [Текст] / Н. Е. Дунаев, Т. И. Кухтин // *Сталь*. — 1977. — №7. — С. 600–604.
3. Доменное производство: Справочное издание: в 2-т.: Т.1. Подготовка руд и доменный процесс / под ред. Е.Ф. Вегмана [Текст]. — М. : Металлургия, 1989. — 496 с.
4. Ефименко, Г. Г. Металлургия чугуна [Текст] / Г. Г. Ефименко, А. А. Гиммельфарб, В. Е. Левченко. — К. : Вища школа, 1981. — 496 с.
5. Писи, Дж. Г. Доменный процесс: теория и практика [Текст] / Дж. Г. Писи, В. Г. Давенпорт. — М. : Металлургия, 1984. — 142 с.
6. Касим, Д. А. Определение теоретической температуры горения при вдувании в горн доменной печи природного газа и пылеугольного топлива [Текст] / Д. А. Касим, В. П. Лялюк, А. К. Тараканов, В. С. Листопадов, Д. В. Пинчук // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. — 2016. — № 2. — С. 38–43.

© Новохатский А. М.

© Должиков В. В.

© Диментьев А. О.

© Падалка А. В.

**Рекомендована к печати к.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Ульяницким В. Н.,
нач. доменного цеха ЕМЗ, к.т.н. Кузнецовым А. М.**

Статья поступила в редакцию 13.06.17.

д.т.н. Новохатський О. М., к.т.н. Должиков В. В., к.т.н. Діментьєв О. О., Падалка О. В.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

**ТЕОРЕТИЧНА ТЕМПЕРАТУРА ГОРІННЯ ФУРМЕНІЙ ЗОНІ ДОМЕННОЇ ПЕЧІ ПРИ
ВДУВАННІ ПИЛОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА**

Скориговано методику розрахунку теоретичної температури горіння в фурменій зоні доменної печі, яка враховує вплив газів, що вдуваються паралельно з пиловугільним паливом (кисню, азоту і метану), та хімічного складу вугільного пилу, температуру і вологість дуття.

Ключові слова: доменна піч, горн, теоретична температура горіння, пиловугільне паливо, кисень, азот, природний газ, температура і вологість дуття.

Doctor of Tech. Sc. Novohatskyi A. M., PhD Dolzhikov V. V., PhD Dimentiev A. O., Padalka A. V.
(DonSTU, Alchevsk, LPR)

**THEORETICAL COMBUSTION TEMPERATURE IN TUYERE OF THE BLAST FURNACE
AT PULVERIZED COAL INJECTION**

Design procedure has been adjusted for theoretical combustion temperature in tuyere of the blast furnace that consider influence of gases like oxygen, nitrogen and methane injected concurrently with pulverized coal fuel and chemical composition of coal dust, blast temperature and humidity.

Key words: blast furnace, hearth, theoretical combustion temperature, pulverized coal, oxygen, nitrogen, natural gas, blast temperature and humidity.

УДК 669.127.44

д.т.н. Новохатский А. М.,
Филиппенко Д. Г.

(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, tafadimas@mail.ru)

ЭКСТРАКЦИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ ГЕМАТИТА ТВЕРДЫМ УГЛЕРОДОМ

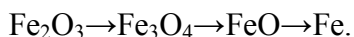
В статье рассмотрено восстановление химически чистого гематита твердым углеродом (древесным углем) мелкодисперсного фракционного состава. В динамике определена кинетика протекания реакции восстановления и степень металлизации.

Ключевые слова: гематит, твердый углерод (древесный уголь), прямое восстановление железа, губчатое железо, переплав.

Извлечение железа из богатых руд использовалось в период рождения черной металлургии. Первым металлургическим агрегатом для извлечения железа из руды была «волчья яма», который применяли в начале железного века. Данный агрегат устанавливался в местах естественного интенсивного потока воздуха у подножья горы, холма и т. д. «Волчью яму» заполняли кусковой железной рудой, смешанной с древесным углем, который исполнял роль не только восстановителя, но и топлива, при горении в потоке с кислородом воздуха развивал необходимую температуру (900–1000°C). В объеме «волчьей ямы» получалась крица, которую при кузнечной обработке превращали в монолитный кусок заготовки, используемой для различных изделий. Основными недостатками «волчьей ямы» являлись:

- 1) сезонный характер ее работы (теплое время года);
- 2) отсутствие возможности непрерывной работы;
- 3) небольшое рабочее пространство, что ограничивало массу получаемой крицы.

Для увеличения производительности получения железа в дальнейшем изобрели сыродутный горн для производства крицы. Процесс, происходящий по схеме прямого восстановления железа углеродом:



Науглероживание железа составляло приблизительно 0,1 %. Температура при

этом процессе составляла от 1000 до 1300°C. Нагнетание воздуха происходило ручными или механическими мехами. В случае механических мехов использовались механизмы, которые приводились в действие с помощью воды. При этом процессе образовывался железистый шлак $2(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot \text{SiO}_2$ (фаялит), температура плавления которого составляла 1150°C, которой достаточно для его удаления и получения вполне очищенной крицы. Крица не переходила в жидкое состояние, поскольку температура плавления чистого железа 1539°C.

Перед плавкой сырые материалы проходили предварительную подготовку. Для этих процессов добывали руду, необходимую для проведения технологии восстановления железа, классифицировали по гранулометрическому составу, удаляли влагу путем прокаливания. В качестве углерода-восстановителя использовался древесный уголь, который производился в углежогных ямах. Фракционный состав древесного угля, а также руды составлял около 40–60 мм. Древесный уголь по химическому составу довольно чистый материал, который не содержит серы, фосфора, имеет малую зольность, поэтому и произведенное губчатое железо было химически чистым. Процесс образования крицы длился от 12 до 18 часов, а выход годного составлял 20–30 %.

Недостатки сыродутного горна практически такие же, как и в «волчьей яме»:

- 1) разовое действие;

- 2) малая производительность;
- 3) выход годного составлял 20–25 %;
- 4) отсутствие аккумуляции тепла отходящих газов.

Однако при повышении температуры более 1300°C диффузия углерода увеличилась. Науглероживание до 4 % привело в конечном итоге к тому, что вместо крицы образовывался чугун, который имел температуру плавления 1280°C, вполне достаточную, чтобы его расплавленным сливать с печи в жидком виде. Древние мастера считали, что чугун являлся браком. Однако изобретение новой технологии (добавление известняка (CaCO_3) в шихту) привело к тому, что выход годного железа (чугуна) довели до 97–98 %. Жидкий шлак и чугун выпускали из летки, и разделяли при помощи скиммерной плиты, используя разный удельный вес продуктов плавки. Все это привело к рождению домницы, а в дальнейшем — доменной печи, имеющей дополнительный элемент — шахту, позволяющей утилизировать тепло отходящих газов и обеспечить протекание процессов косвенного восстановления железа. Экономика данного агрегата увеличилась за счет уменьшения расхода древесного угля.

Дальнейшее развитие доменных печей происходило за счет увеличения их полезного объема, они росли как по высоте, так и по ширине соответственно. В результате роста доменных печей с большой высотой необходимо было отказаться от древесного угля, поскольку он не выдерживал давления столба шихтовых материалов, крошился и забивал горн доменной печи; кроме того, массовая вырубка лесов являлась недопустимой.

После рождения доменного процесса, с увеличением производства жидкого чугуна были изобретены агрегаты, переплавляющие его в сталь путем окисления углерода чугуна.

В течение сотен лет существования доменного производства в плавку шли относительно богатые железные руды, которые дробили до необходимого размера, клас-

сифицировали для организации доменной плавки.

С развитием металлургии, особенно в XX в., положение существенно изменилось. Нарращивание производства черных металлов потребовало значительного роста объема добычи сырья. Большая часть богатых железных руд уже была выработана, и в металлургический передел вынуждены были вовлекать бедные руды, предварительно измельчив их до вскрытия зерен окислов железа. После обогащения бедной руды начали получать новый вид сырья — концентрат.

Концентрат подвергают процессу агломерации, а также производят окатыши, поскольку для доменной печи необходим крупный материал, способный поддерживать ее газодинамику по высоте шахты.

При добыче угля образуется приблизительно 40–60 % мелочи, которая на данный момент успешно используется для получения кокса как восстановителя и источника тепла, обеспечивающего газодинамику шахты и насадку в горне доменной печи.

Для устранения этих и других недостатков почти все руды перед использованием в доменных печах подвергают окускованию.

В общем комплексе процессов подготовки сырья главными являются обогащение и окускование, однако выполнить их можно только после ряда дополнительных операций. Поэтому вся подготовка шихтовых материалов состоит из следующих видов их обработки: дробление и измельчение, грохочение, классификация, обогащение, усреднение и окускование.

Возникшая во второй половине XIX века двухстадийная схема чугун-сталь, на данный момент является основной и считается самой эффективной. Данная схема очень сложна, требует капитальных затрат и задействования целого ряда огромных металлургических агрегатов. Причем на первой стадии в железо переходит ряд элементов, которые на второй стадии, при сталеплавильном процессе, необходимо

удалять. К ним относят фосфор, серу, углерод, неметаллические включения и т. д. Это предопределяет создание нового восстановительного процесса, осуществляемого при условиях, исключающих науглероживание железа. Учитывая, что основными шихтовыми материалами являются концентрат и угольная пыль, необходимо изучить процессы прямого восстановления железа с использованием пылевидных фракций, исключая их окускование. Известные установки прямого восстановления железа не удовлетворяют выдвигаемым требованиям, поскольку используют в качестве восстановителя природный газ, себестоимость которого постоянно растет, что экономически не выгодно.

В металлургическом производстве возникла проблема использования мелкодисперсного железорудного концентрата и угля для восстановления железа прямым путем.

Цель исследования — произвести опытные восстановления мелкодисперсного гематита, смешанного с древесным углем, по принципу нанотехнологий.

Под процессами прямого восстановления железа понимают организацию условий и реакций, которые дают возможность получать непосредственно из руды металлическое железо, минуя доменную печь. Способы прямого получения железа позволяют вести процесс, исключая металлургический кокс, заменяя его другими видами топлива. Кроме того, они позволяют получать чистый металл благодаря развитию способов глубокого обогащения руд, обеспечивающих не только получение высокого содержания железа в концентратах (до 72 %), но и полное освобождение от фосфора, серы и других примесей. При доменной плавке указанные преимущества по чистоте от вредных примесей не могут быть использованы, так как фосфор и особенно сера в больших количествах вносит кокс.

Известно, что использование железа прямого восстановления при выплавке

стали позволяет производить наиболее высококачественный, экономически выгодный (с относительно низкой энергоемкостью) и экологически чистый процесс.

В лабораторных условиях были спланированы и проведены опытные эксперименты по восстановлению измельченной гематитовой руды древесным углем. Размеры частичек гематита в среднем составляли 3–10 мкм, а форма была приближена к округлой (рис. 1).

Древесный уголь, так же как и гематит, измельчался в ступке. На рисунке 2 можно оценить крупность частиц древесного угля и их форму. Размер восстановителя составляет от 3 до 10 мкм.



Рисунок 1 Вид гематита под микроскопом

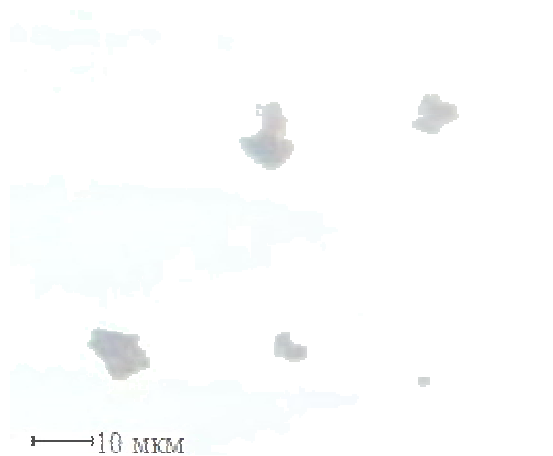


Рисунок 2 Вид древесного угля под микроскопом

С использованием такого измельчения шихтовых материалов с максимальной порозностью слоя 0,43 построена зависимость размеров частиц от площади контакта их между собой. Расчет приведен на 1 мм^3 объема материала (рис. 3).

Для эксперимента были выбраны материалы, имеющие минимальное количество пустой породы. Измельчение материалов и увеличение площади поверхности контакта при тщательном смешении окислов железа и частиц угля приводят к значительному ускорению реакций прямого восстановления железа [2].

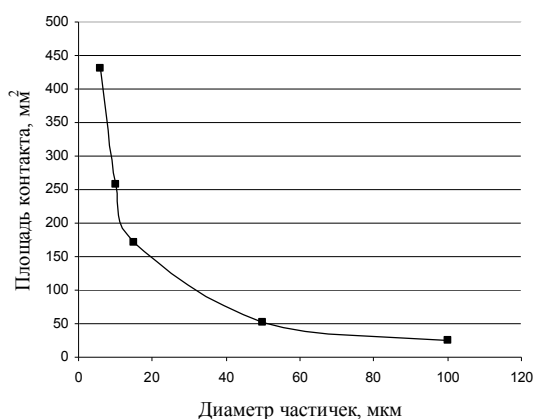
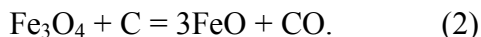


Рисунок 3 Зависимость площади контакта материала при различной крупности шихты

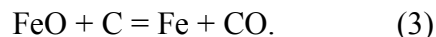
Расчетным путем было получено необходимое количество древесного угля для полного восстановления гематита. Диссоциация происходит по следующим реакциям:



По стехиометрическим коэффициентам рассчитано, что на восстановление 1 кг гематита необходимо 0,025 кг древесного угля, в результате чего получим 0,966 кг магнетита и 0,058 кг угарного газа.



Для восстановления 0,966 кг гематита необходимо 0,05 кг древесного угля, в результате чего останется 0,9 кг закиси железа, а газами удалится 0,117 кг монооксида углерода.



Конечной протекающей реакцией происходит восстановление FeO до чистого железа. На это необходимо затратить 0,15 кг углерода. Газами будет удалено 0,35 кг угарного газа. По окончании эксперимента из печи должно быть извлечено 0,7 кг чистого железа. Всего на восстановление 1 кг гематита необходимо 0,225 кг углерода.

Первые эксперименты проводились в индукционной печи. Материалы, такие как гематит и древесный уголь, тщательно измельчались до фракций $<10 \text{ мкм}$ и загружались в алундовый тигель, помещенный в графитовый тигель, который погружался в печь. Нагрев происходил от графитового тигля. Нагрев производился в пределах температур $1200\text{--}1280^\circ\text{C}$ в течение 30 мин. По истечении времени полученный материал извлекался из печи и взвешивался, расчетным путем был получен выход железа, который составлял $\approx 98\%$. Полученное восстановленное железо за время нагрева не спеклось, размеры частиц до эксперимента и после него соответствовали друг другу (рис. 4). Данный материал использовать для переплава невозможно, так как в электродуговой печи полученная мелкодисперсная пыль конвективными потоками выбросится в атмосферу, а в индукционной печи из-за мелкодисперсного ситового состава материалов не возникнут токи Фуко, поэтому материал не будет нагреваться. В течение 3 месяцев наблюдений за полученным материалом было визуально заметно изменение цвета полученного восстановленного железа, а вес материала увеличивался. Это связано с тем, что полученный материал имел большую площадь контакта с кислородом атмосферы, в результате чего железо окислилось и перешло в монооксид железа.

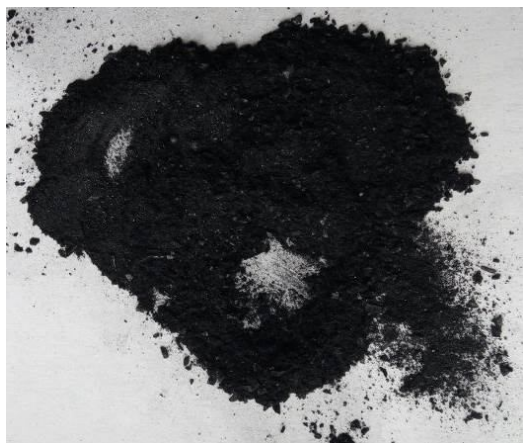
При проведении экспериментов восстановления установлено, что мелкодисперсные материалы не должны подвергаться трамбовке, поскольку с увеличением на-

грева окислов железа образованный при восстановлении СО скапливается в слое уплотненного материала, а с истечением времени происходит выброс шахтовых материалов из печи.

Проведенные лабораторные исследования при температурах 900°C, 1000°C, 1100°C, 1200°C, 1300°C показали, что для получения более качественного губчатого

железа, восстановленного твердым углеродом, оптимальная температура составляет 1100°C. Крупность измельчения составляла уже 50 мкм.

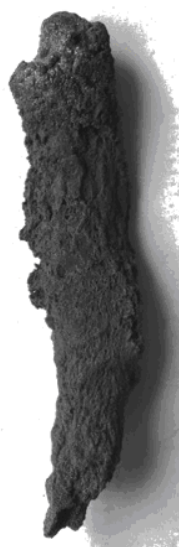
На рисунке 4 изображены полученные образцы губчатого железа. Представлена схема установки по определению восстановимости железа (рис. 5).



а)



б)



в)



г)



д)

а – губчатое железо, полученное из измельченной гематитовой руды < 10 мкм.

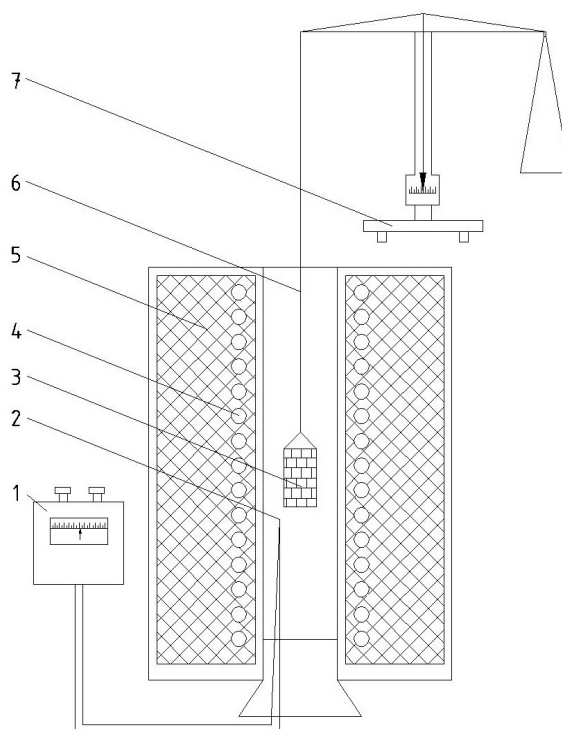
б – губчатое железо, полученное при 900°C;

в – губчатое железо, полученное при 1000°C;

г – губчатое железо, полученное при 1100°C;

д – губчатое железо, полученное при 1300°C;

Рисунок 4 Образцы, полученные при восстановлении гематитовой руды



1 – гальванометр, 2 – спай термопары, 3 – тигель, 4 – электрический нагреватель, 5 – изоляция печи, 6 – алюмелевая проволока, 7 – аналитические весы

Рисунок 5 Принципиальная схема установки для определения восстановимости железорудных материалов

При 900°C получается полувосстановленное железо, материал обладает повышенной пористостью, которая приводит к вторичному окислению железа кислородом атмосферы.

При 1100°C у губчатого железа самая большая степень металлизации и прочность, а вес материала соответствует расчетному, что указывает на полное извлечение кислорода из гематита. Данный процесс протекает без образования жидкой фазы.

При 1300°C возникают кристаллы в виде звездочек, которые со временем окисляются на воздухе. Использовать данный материал не целесообразно, поскольку производство его влечет за собой слишком большие энергетические затраты, а губчатое железо начинает плавиться. Выполняя подобную операцию в восстановительном агрегате, плавленый материал не возможно будет извлечь, поскольку будет происходить его налипание на футеровку.

В ходе эксперимента было определено время протекания процесса восстановления гематитовой руды. Для этого нагрев производился в печи, в которую был опущен тигель, прикрепленный к аналитическим весам, что позволило вести постоянный контроль изменения массы навески, которая составляла 5,55 г. Состав используемого материала: 4,44 г чистого гематита и 1,11 г углерода, что в процентном соотношении составило 80 % Fe_2O_3 и 20 % C. Общее количество железа, опускаемого в печь, составило 3,33 г.

Процесс восстановления протекает 2 часа, после чего происходит вторичное окисление железа (табл. 1). Дабы избежать этого, в рабочем пространстве печи необходимо иметь восстановительную атмосферу. Исходя из этого, следует, что данный процесс необходимо проводить в плотно изолированных от окружающей среды агрегатах, а полученное губчатое

железо требует немедленного дальнейшего переплава в электродуговой или индукционной печи. Металлизация полученного восстановленного железа составила 94,6 %.

Таблица 1

Восстановление гематитовой руды твердым углеродом

Время, мин	Температура, °C	Вес шихты, г
0	30	5,55
5	230	5,47
15	375	5,38
20	460	5,24
30	570	5,00
45	720	4,78
55	780	4,67
1ч 5	830	4,45
1ч 15	885	4,25
1ч 30	935	4,05
1ч 45	970	3,87
2ч	990	3,52
2ч 15	1025	3,77
2ч 30	1050	4,00
2ч 45	1065	4,11
3ч	1077	4,16
3ч 15	1090	4,16
3ч 30	1100	4,16
3ч 45	1100	4,16

В завершении данного исследования был произведен переплав полученного губчатого железа в индукционной печи, который позволил убедиться в возможности использования данной технологии производства металла (рис. 6).

Данная технология производства металла позволит отказаться от коксохимического, агломерационного, доменного и конвертерного производства, тем самым снизить себестоимость металла, а также сырьевые и

энергетические расходы на фоне роста мировых цен на кокс и металлолом.



Рисунок 6 Переплавленное губчатое железо

Выводы:

1. При восстановлении железа прямым путем необходимо производить его переплав в индукционной или электродуговой печи в горячем состоянии с целью экономии энергопотерь.

2. Оптимальная температура для производства губчатого железа — 1100°C, а время восстановления — 2 ч.

3. В дальнейшем необходимо произвести опыты на относительно чистых производственных материалах, имеющихся в массовом выпуске в промышленности, таких как концентрат и пыль антрацита.

4. При прохождении процесса прямого восстановления необходимо добавлять избыточный углерод, чтобы предотвратить вторичное окисление железа.

5. При использовании в холодном виде губчатое железо требует быстрого охлаждения в нейтральной среде.

6. Необходим поиск новых технических решений конструкций агрегатов, которые могут в качестве сырья перерабатывать измельченный металлургический концентрат и пылеугольное топливо.

Библиографический список

1. Казармицков, И. Т. Производство металлических конструкционных материалов: учебное пособие [Текст] / И. Т. Казармицков. — Оренбург : ГОУ ОГУ, 2004. — 247 с.

2. Щедрин, В. М. Теория доменной плавки под давлением [Текст] / В. М. Щедрин. — М. : Металлургиздат, 1962. — 454 с.

© Новохатский А. М.

© Филиппенко Д. Г.

Рекомендована к печати к.т.н., проф. каф ММК ДонГТУ Ульяницким В. Н., к.т.н., консультантом ген. директора по вопросам качества кокса и технологии доменной плавки ПАО «АМК» Кузьменко В. Ф.

Статья поступила в редакцию 19.06.17.

д.т.н. Новохатський О. М., Філіпенко Д. Г. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР, tafadimas@mail.ru)

ЭКСТРАКЦИЯ ЗАЛІЗА З ГЕМАТИТУ ТВЕРДИМ ВУГЛЕЦЕМ

У статті розглянуто відновлення хімічно чистого гематиту твердим вуглецем (деревним вугіллям) дрібнодисперсного фракційного складу. В динаміці визначена кінетика протікання реакції відновлення і ступінь металізації.

Ключові слова: гематит, твердий вуглець (деревне вугілля), пряме відновлення заліза, губчасте залізо, переплав.

Doctor of Tech. Sc. Novohatskyi A. M., Philippenko D. G. (DonSTU, Alchevsk, LPR, tafamas@mail.ru)

IRON EXTRACTION FROM HEMATITE BY SOLID CARBON

The paper concentrates on the chemical pure hematite reduction by fine grain solid carbon (charcoal). It was interactively found out the kinetics of the reduction progress and metallization degree.

Key words: hematite, solid carbon (charcoal), direct iron reduction, sponge iron, remelting.

УДК 669.013: 669.18.04:669.89

к.т.н. Куберский С. В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

РАСШИРЕНИЕ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ ДЛЯ УСЛОВИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МИКРО-ЗАВОДОВ

С использованием методов физического и математического моделирования проанализировано влияние конструкции промежуточного ковша МНЛЗ на образование циркуляционных потоков металла и рафинирование его от неметаллических включений. Предложена конструкция промежуточного ковша с электромагнитным перемешиванием расплава, а также возможность его нагрева, раскисления, легирования и рафинирования с использованием заглубленного в объем металла дугового разряда.

Ключевые слова: непрерывная разливка, промежуточный ковш, циркуляционные потоки, застойные зоны, электромагнитное перемешивание, дуговое глубинное восстановление, нагрев, раскисление, легирование, неметаллические включения, рафинирование.

Промежуточный ковш является последней металлургической емкостью, через которую поток расплавленного металла перетекает в кристаллизатор до его затвердевания. В функционально-технологическом плане он выполняет важнейшую операцию совмещения дискретной схемы подачи металла сталеразливочными ковшами с его непрерывной разливкой на МНЛЗ. В процессе транспортировки металла через промежуточный ковш имеют место снижение его температуры, контакт с огнеупорами, покровным шлаком и атмосферой, что вызывает угар некоторого количества легирующих компонентов, а также загрязнение стали неметаллическими включениями, образующимися в результате протекания различных физико-химических процессов.

Поэтому в последнее время на современных машинах непрерывной разливки стали технологи стремятся выполнять часть операций по доводке стали и ее рафинированию в промежуточном ковше. Для этого используются различного рода металлоприемники, перегородки, пороги, электромагнитные, индукционные и дуговые устройства, приспособления для гомогенизации металла по температуре и химическому составу, а также ввода различных добавок, позволяющих как удалять вредные примеси, так и насыщать металл

полезными компонентами, позитивно влияющими на уровень его эксплуатационных и механических свойств.

В настоящее время конструкция промежуточного ковша, как правило, предполагает реализацию определенных локальных задач. Однако, на наш взгляд, технологические и конструктивные решения этого важного узла МНЛЗ по созданию дополнительных возможностей для организации разливки стали с высоким выходом годной заготовки, снижения расхода огнеупоров и расходуемых материалов, а также обеспечения высокого качества заготовки далеко не исчерпаны. Поэтому актуальным является проведение глубоких фундаментальных и прикладных исследований по целому ряду важных и не нашедших на сегодняшний день ответа вопросов, к которым можно отнести:

- создание мультифункционального промежуточного ковша, объединяющего в себе технологические и конструктивные решения по использованию электрического тока и магнитных полей, для реализации в нем основных операций по внепечной обработке расплава, а именно: гомогенизации, нагреву, рафинированию, раскислению-легированию и др.;

- оценку эффективности и возможности реализации в промежуточном ковше дуго-

вого нагрева наряду с плазменным и индукционным;

- расширение возможностей по эффективному управлению процессами нагрева и направленного движения потоков расплава в промежуточном ковше за счет использования отдельных источников питания;

- разработку технических решений, позволяющих осуществлять в промежуточном ковше дораскисление стали и ее микролегирование, что особенно актуально при использовании элементов с высоким сродством к кислороду и азоту, более поздний ввод которых способствует повышению степени их усвоения.

Основная цель представленной работы заключалась в разработке конструкции многофункционального промежуточного ковша, позволяющего реализовать часть технологических операций внепечной обработки, свойственных традиционным агрегатам ковш-печь (АКП).

Особенно актуальным является использование такого промежуточного ковша в условиях микро-заводов, эксплуатирующих технологические агрегаты небольшой вместимости, для которых реализация традиционных высокоэффективных решений по внепечной обработке и, в частности, обработке на АКП не всегда представляется возможной в силу сложности организации процесса нагрева, больших потерь тепла и высоких удельных затрат на огнеупоры. Кроме того, такой промежуточный ковш может быть достаточно эффективен при разливке качественных и сложнолегированных марок сталей на заготовки малых сечений, производимых, как правило, сравнительно небольшими партиями, что затрудняет их доводку в сталеразливочных ковшах малой емкости.

Как правило, в условиях металлургических микро-заводов имеет место разливка одиночными плавками или серийная с небольшим количеством ковшей, разлитых плавка на плавку. Кроме того, для таких предприятий не всегда актуален подход, предусматривающий повышение произво-

дительности технологических агрегатов с целью снижения удельных затрат на единицу металлопродукции, что является неотъемлемым атрибутом повышения конкурентоспособности для интегрированных производств. Поэтому традиционное повышение скорости непрерывного литья для высокопроизводительных МНЛЗ в условиях микро-заводов не является актуальным, а следовательно, необходим поиск новых решений по оптимизации технологической схемы производства металлопродукции. При разливке с небольшими скоростями изменяется характер формирования заготовки и создаются более благоприятные условия для обеспечения высокого ее качества.

Микро-заводы, ориентированные на мелкооптовых, как правило, региональных потребителей и выпускающие в небольших объемах эксклюзивную с точки зрения марок и типоразмеров продукцию, могут занимать монопольное положение в секторах сталеплавильного производства, малопривлекательных для крупных металлургических комбинатов. Говоря о специфике использования качественных легированных сталей машиностроительными предприятиями, можно отметить, что их месячное потребление в виде заготовок различных марок сталей составляет, как правило, 2–5 т (по каждой марке). Собственно производство таких объемов стали нецелесообразно привязывать к крупным сталеплавильным агрегатам. Более целесообразным представляется создание технологической системы на базе плавильных агрегатов (дуговая сталеплавильная или индукционная печь) массой плавки 3–10 т.

Известно [1], что значительному сокращению издержек способствует приближение размеров непрерывнолитых заготовок к размерам готовой продукции с обеспечением минимально необходимой величины кратности обжата. В этом случае получить круглую заготовку диаметром до 100 мм или квадратную со стороной менее этого показателя в цехах, эксплуатирующих плавильные агрегаты садкой более

100 т, практически невозможно, а затраты на производство, например, катанки из квадрата 150 мм и 80 мм будут существенно отличаться. В то же время отлить на МНЛЗ (МПНЛЗ) заготовки сечением 70–80 мм из ковшей 3–10 т вполне реально.

В этих условиях промежуточный ковш должен обеспечивать решение следующих основных технологических задач:

- гомогенизацию металла по химическому составу и температуре;
- удаление неметаллических включений;
- дополнительный нагрев металла;
- легирование металла (особенно компонентами, имеющими высокое сродство к кислороду и азоту) и рафинирование его от вредных примесей;
- снижение количества шлакометаллического остатка, обусловленного эффектом воронкообразования на заключительном этапе истечения расплава из технологической емкости.

Немаловажным фактором является вместимость промежуточного ковша, которая может быть значительно больше сталеразливочного ковша для обеспечения серийной разливки или получения крупных заготовок. Особенно это актуально для предприятий, где лимитирующим звеном технологии по производительности является не выплавка стали, а разливка, и таким образом обеспечивается прием большего количества металла из более производительных плавильных агрегатов.

Кроме того, как было отмечено выше, значительное влияние на качество металла, его гомогенизацию, стойкость футеровки, количество шлакометаллического остатка и др. параметры оказывает наличие в промежуточном ковше различных конструктивных элементов.

В настоящее время наиболее часто в промежуточных ковшах используют металлоприемники, значительно снижающие кинетическую энергию струи, истекающей из сталеразливочного ковша, и придающие ей определенное направление движения, а также перегородки, позволяющие создавать

поток, способствующие рафинированию металла от неметаллических включений.

Поэтому на первом этапе исследований с использованием физического моделирования был изучен характер течения и циркуляции жидкости в промежуточных ковшах различной конструкции.

Анализ скоростей конвективных потоков в одноручьевом промежуточном ковше МНЛЗ малой производительности, полученных на гидравлической модели без перегородок и расчетных скоростей всплывания примесных образований, показывает, что среднее время перемещения неметаллических включений от поступающей струи металла до торцевой стенки составляет 50–90 с. С глубины 400–450 мм (зоны максимальных скоростей) включения размером 150 мкм всплывают за 40–200 с в ламинарном потоке и за 20–30 с в турбулентном, включения размером 500 мкм — за 5–15 с в обоих режимах движения гидравлического потока. Для включений размером 100 мкм минимальное время всплытия с этой глубины превышает 100 с (в турбулентном потоке).

Определенное повышение эффективности всплытия неметаллических включений может быть достигнуто при использовании специального порога, расположенного в зоне между стаканом-дозатором и падением струи из сталеразливочного ковша. При этом в зоне, прилегающей к перегородке, скорость движения металла достигает 0,2 м/с. Потоки в этой зоне сильно турбулизированы, так как перегородка изменяет направление движения потока, т. е. является турбулизатором. В области, локализованной над стаканом-дозатором, максимальная скорость потоков достигает 0,15 м/с. Скорость у зеркала металла — не более 0,015 м/с, т. е. активного перемешивания металла со шлаком, по-видимому, здесь не наблюдается. В области между задней стенкой ковша и защитной трубой зарождаются два вихря. Нижний вихрь, обусловленный влиянием стенки ковша на истекающий в стакан металл, имеет максимальную скорость

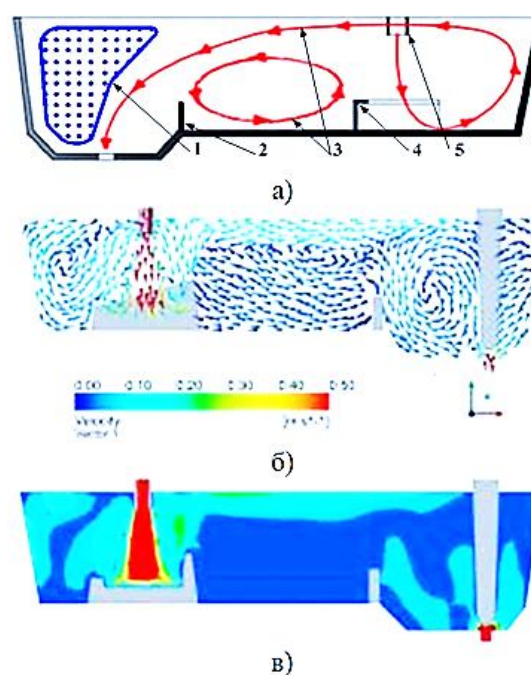
0,07 м/с. Верхний вихрь, скорость которого достигает 0,2 м/с, вызывает затягивание шлака в расплав металла.

Установлено, что изменение уровня металла в промежуточном ковше существенно влияет на вихревую структуру, особенно в верхней части жидкой ванны. С понижением уровня расплава (например, при замене сталеразливочного ковша) область перегородки становится ближе к зеркалу металла и больше турбулизирует поверхность, что может привести к более интенсивному затягиванию частиц шлака в расплав. Поэтому для промежуточных ковшей одноручьевых МНЛЗ малой производительности использование специальных перегородок или порогов представляется технически достаточно сложным проектом. Более того, падение уровня металла в промежуточном ковше более чем на 300–350 мм делает использование таких перегородок и порогов весьма проблематичным без внесения дополнительных усовершенствований в его конструкцию.

На втором этапе исследований в результате физического и математического моделирования была определена оптимальная конструкция металлоприемника типа «turbostop», а также условия расположения его и порога в промежуточном ковше. Установлено, что максимальный рафинирующий эффект достигается при применении металлоприемника с различными по высоте поперечными стенками, установленного меньшей стенкой к задней стенке промежуточного ковша (рис. 1), что обеспечивает рациональную для всплытия неметаллических включений траекторию движения циркуляционных потоков. При установке порога на расстоянии примерно 1/3 от расстояния между осью стакана-дозатора и осью падающей из сталеразливочного ковша струи со стороны стакана-дозатора вертикальный циркуляционный поток, формирующийся в области промежуточного ковша со стороны стакана-дозатора, деформируется и уменьшается в объеме. При этом в средней части промежуточного ковша кон-

вективные потоки, идущие от металлоприемника, распространяются вдоль поверхности раздела металл – шлак, что способствует удалению неметаллических включений.

При такой конструкции промежуточного ковша и расположении в нем дополнительных технологических элементов эффективность удаления неметаллических включений из жидкой ванны возрастает в результате увеличения резидентного времени пребывания металла в промежуточном ковше, а также его направленного движения вдоль поверхности шлак–металл, что создает благоприятные условия для ассимиляции неметаллических включений покровным шлаком.



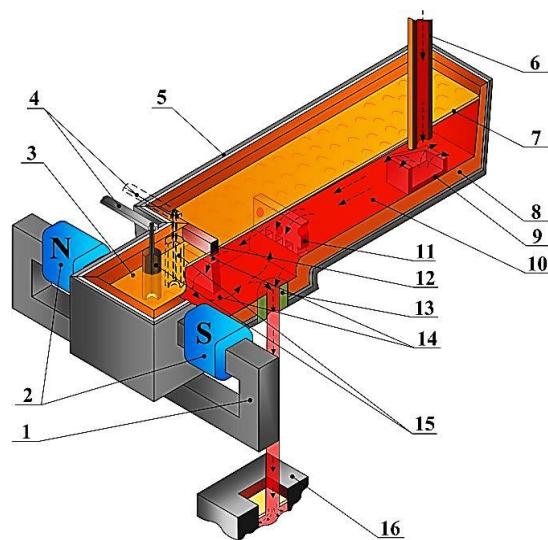
1 – застойная зона; 2 – порог; 3 – циркуляционные потоки металла; 4 – металлоприемник; 5 – защитная труба

Рисунок 1 Направление циркуляционных потоков (а), векторная (б) и контурная (в) картины результирующей скорости движения расплава в плоскости симметрии промежуточного ковша

Тем не менее даже при такой конструкции промежуточного ковша возможно образование застойных зон, в которых про-

цессы гомогенизации и рафинирования протекают достаточно медленно.

На основании результатов физического и математического моделирования был предложен представленный на рисунке 2 промежуточный ковш, в котором под действием электромагнитной силы, возникающей в результате взаимодействия скрещенных электрического и магнитного полей [2], обеспечивается возможность произвольного регулирования потоков металла по скорости и направлению для его гомогенизации и удаления неметаллических включений. Кроме того, предложенная конструкция промежуточного ковша позволяет осуществлять в нем подогрев металла, а также раскисление-легирование и рафинирование его от вредных примесей за счет восстановления необходимых для этих процессов элементов в глубине расплава в условиях низкотемпературной плазмы дугового разряда [3, 4].



- 1 – электромагнит; 2 – полюсы электромагнита;
3 – дополнительная камера; 4 – электрододержатели;
5 – кожух; 6 – защитная труба; 7 – шлак;
8 – футеровка; 9 – металлоприемник; 10 – потоки металла; 11 – фильтрационная перегородка;
12 – керамическая перегородка; 13 – стакан-дозатор;
14 – переливные каналы; 15 – дуговые блоки;
16 – кристаллизатор

Рисунок 2 Схема двухкамерного промежуточного ковша с электромагнитным перемешиванием и электродуговым раскислением-легированием металла

Особенностью такого промежуточного ковша является наличие отъемной дополнительной камеры 3, неферромагнитный кожух которой присоединяется к ферромагнитному кожуху промежуточного ковша 5 и помещается между полюсами 2 электромагнита 1.

Место расположения дополнительной камеры может быть произвольным и выбирается исходя из геометрической формы существующего промежуточного ковша (В, Т или W-образная), технических условий конкретного предприятия и необходимости реализации тех или иных технологических задач. Дополнительная камера снабжена токоподводами на обмотки электромагнита и расплав. Рабочее пространство промежуточного ковша и дополнительной камеры разделены керамической перегородкой 12, образующей верхний и нижний переливные каналы 14 для циркуляции металла.

Токоподводы на электромагнит 1 и расплав выполнены с возможностью регулирования по отдельности тока, поступающего на обмотки 2 и на металл дополнительной камеры через электрические дуги с помощью электродной системы 4.

При подаче тока в обмотки 2 электромагнита 1 и на электродную систему 4 в металле дополнительной камеры возникает магнитное поле с индукцией B и перпендикулярное ему электрическое поле тока электродной системы, поступающего через дуги, образуемые в торцевой части дуговых блоков 15. Взаимодействие этих полей формирует «моторную» силу g_e , которая алгебраически складывается с ускорением силы тяжести g .

Металл в дополнительной камере «утяжеляется» или «облегчается» в зависимости от полярности подключения тока. Под действием электромагнитного давления металл выжимается через нижний канал в рабочее пространство промежуточного ковша, а через верхний канал переливается обратно в рабочее пространство дополнительной камеры 3. При изменении полярности подключения

движение происходит в обратном направлении. Скорость потока стали, выжимаемого из камеры 3 через нижний канал, может достигать до 1,5 м/с и регулируется в широких пределах изменением электрических параметров на электромагните и дуге. Создаваемые циркуляционные потоки позволяют прокачивать металл, находящийся в промежуточном ковше, через дополнительную камеру, в которой на поверхности металла может быть наведен рафинировочный шлак для удаления вредных примесей и неметаллических включений. Уровень металла в дополнительной камере расположен несколько выше переливного канала, что препятствует захвату шлака и транспортированию его в промежуточный ковш.

Тепло, выделяющееся при вводе тока в металл дополнительной камеры 3 с помощью электрической дуги, создает условия для подогрева стали при практически отсутствии ее науглероживания электродной системой, входящей в состав дуговых блоков 15. При использовании дугового разряда в условиях электромагнитного перемешивания имеется возможность нагревать металл со скоростью 1–1,5 °/мин, что значительно превышает тепловые потери, вызванные естественным остыванием стали в промежуточном ковше (~0,5 °/мин). Поэтому температуру металла, поступающего в кристаллизаторы, можно поддерживать постоянной и регулировать с большой точностью, изменяя значение силы тока на электрических дугах. Увеличить КПД электродугового нагрева на 20–30 % возможно за счет углубления дуги в жидкий расплав. При этом эффективность предложенного способа регулирования температуры металла будет значительно выше.

Регулируемыми по скорости и направлению потоками тепло переносится по всему объему металла в промежуточном ковше, выравнивая температуру стали, поступающей в кристаллизаторы. Нагрев металла можно осуществлять с использованием представленной на рисунке 2 двух-

электродной системы, либо системы, предусматривающей наличие верхнего электрода и подового, встроенного в подину дополнительной камеры по аналогии с конструкцией электродной системы печей постоянного тока.

Организация с использованием электромагнитного воздействия на расплав потоков металла в дополнительной камере и промежуточном ковше над стаканом-дозатором, перпендикулярных к направлению истечения стали из сталеразливочного ковша, позволяет решить комплекс важных проблем, возникающих в ходе непрерывной разливки:

- уменьшить вероятность образования застойных зон (рис. 1, поз. 1);
- уменьшить скорость нисходящих потоков, образующихся в результате турбулизации расплава при истечении из сталеразливочного ковша;
- увеличить степень гомогенизации металла и его рафинирования от неметаллических включений за счет захвата их дополнительными циркуляционными потоками и транспортирования к поверхности раздела металл — шлак. Кроме того, условия всплытия включений улучшаются в результате утяжеления расплава и увеличения его кажущейся плотности под действием скрещенных электрического и магнитного полей;
- уменьшить высоту образования вихревой воронки над стаканом-дозатором при истечении последних порций металла из промежуточного ковша.

Возможность регулирования по отдельности тока, поступающего на обмотки электромагнита и на электродную систему, позволяет изменять в широких пределах соотношение между скоростями потоков металла и мощностью его подогрева дугами для выполнения различных технологических операций:

- усреднения стали в промежуточном ковше по химическому составу и температуре;
- насыщения расплава полезными элементами для корректировки его химиче-

ского состава и рафинирования от вредных примесей;

- устранения «застойных» зон в ванне промежуточного ковша;

- применения рафинирующей обработки стали шлаками для освобождения ее от эндогенных и экзогенных неметаллических включений.

Исполнение корпуса дополнительной камеры отъемным от корпуса промежуточного ковша обеспечивает удобство проведения ремонтных работ и возможность размещения одной или большего количества дополнительных «активных» камер на различных участках промежуточного ковша. Кроме того, изменяя уровень расположения нижнего переливного канала дополнительной камеры, можно организовывать горизонтальные потоки металла на различных горизонтах промежуточного ковша для предотвращения попадания в кристаллизатор витающих в них неметаллических включений, которые выносятся к поверхности контакта металла и покровного шлака. Для более эффективно рафинирования металла создаются горизонтальные потоки, скорость которых превышает усредненную скорость движения металла от бойной плиты (металлоприемника) до дозирующих устройств. Наличие циркуляционных потоков над каналом стакана-дозатора позволяет снизить высоту образования вихревой воронки при истечении последних порций металла из промежуточного ковша, что способствует уменьшению остатка и повышению выхода годной стали.

Турбулентность металла в дополнительной камере повышает интенсивность теплоотвода от электрических дуг, вследствие чего увеличивается КПД дугового нагрева.

В соответствии с проведенными исследованиями установлено, что для промышленных промежуточных ковшей в зависимости от вида выполняемых операций (перемешивание, удаление неметаллических включений, рафинирование, нагрев и т. д.) требуется обеспечивать в дополнительной камере

индукцию магнитного поля 0,3–0,6 Тл, а плотность тока $1\div 2\cdot 10^5$ А/м².

Основным преимуществом электромагнитного перемешивания расплава по предложенной технологии является исключение образования застойных зон, наличие которых характерно при использовании традиционной технологии перемешивания расплава в промежуточном ковше инертным газом.

При непрерывной разливке стали объем промежуточного ковша выбирают таким образом, чтобы порция поступающего из сталеразливочного ковша металла находилась в нем 8–10 мин. Этого времени вполне достаточно для обеспечения всплывания неметаллических включений, образующихся в результате протекания физико-химических процессов раскисления металла, зарождения и выделения их, обусловленного снижением температуры и, соответственно, растворимости неметаллических включений в жидкой стали. Использование технологических приемов, обеспечивающих дополнительное перемешивание металла в промежуточном ковше (продувка инертным газом, электромагнитное перемешивание), позволяет сократить время, необходимое для рафинирования, а следовательно, способствует увеличению скорости разливки и уменьшению технологически необходимого времени пребывания металла в промежуточном ковше или его вместимости.

При индукции магнитного поля 0,4 Тл и плотности тока на жидкой ванне активной зоны $5\cdot 10^4$ А/м² через дополнительную камеру, имеющую размеры 0,6×0,7×0,2 м и размер переливного канала 0,05×0,2 м, можно прокачать металл, находящийся в течение 10 мин в промежуточном ковше вместимостью 60 т, характерной для слабых МНЛЗ, разливающих крупные слэбы. Учитывая толщину футеровки дополнительной камеры, индукция магнитного поля и плотность тока на жидкой ванне в промышленных условиях должны быть больше в зависимости от вида используемых огнеупоров на 30–50 %.

Кратность циркуляции обеспечивается регулированием силы тока, подводимого отдельно на электродную систему и магнит. При этом возможно осуществлять одно-, двух- и многократную циркуляцию металла через дополнительную камеру.

Совместно с кондукционным электромагнитным перемешиванием металла можно осуществлять процесс дугового глубинного восстановления различных элементов из их оксидов для рафинирования и раскисления-легирования металла.

Необходимый подогрев металла и дуговое глубинное восстановление в него элементов, используемых для раскисления-легирования (марганец, кремний, хром, ванадий, титан и др.) и рафинирования (магний, кальций), осуществляется синхронизацией количества тепла, поступающего на единицу объема металла в дополнительной камере, и скорости восстановления полезных элементов. При увеличении кратности циркуляции удельные расходы тепла и восстанавливаемых элементов на единицу обрабатываемого металла пропорционально уменьшаются.

При обеспечении предложенных выше электромагнитных параметров электромагнитное «утяжеление» стали составит 2,8, что позволит увеличить кажущийся удельный вес ее примерно на 30 % ($9 \cdot 10^4$ кг/м³). Это, в свою очередь, будет положительно сказываться на скорости всплывания неэлектропроводных неметаллических включений и препятствовать затягиванию шлака в расплав.

При обработке металла в промежуточных ковшах малой вместимости (0,5–6 т) для циркуляции всего металла через объем активной зоны дополнительной камеры, имеющей размеры 0,4×0,4×0,1 м и размер переливного канала 0,04×0,1 м, достаточно иметь индукцию магнитного поля 0,2–0,3 Тл и плотность тока на жидкой ванне активной зоны $0,5 \div 1 \cdot 10^4$ А/м².

В качестве основных выводов по результатам изложенных в работе исследований можно отметить следующее:

– большое значение при разливке стали в условиях металлургических микромодулей имеют функциональные возможности промежуточного ковша;

– в результате физического и математического моделирования определены характер и скорость циркуляционных потоков, образующихся при использовании в промежуточном ковше различных конструктивных элементов;

– предложена рациональная конструкция металлоприемника и место расположения перегородки, позволяющие организовать циркуляционные потоки, способствующие уменьшению объемов застойных зон и более эффективному удалению неметаллических включений;

– для разливочных агрегатов небольшой производительности предложен многофункциональный промежуточный ковш, предусматривающий возможность электромагнитной и электродуговой обработки металла, решающих основные задачи подготовки его к разливке;

– в предложенном промежуточном ковше совместно с кондукционным электромагнитным перемешиванием металла, позитивно влияющим на удаление неметаллических включений и уменьшение объемов застойных зон, можно осуществлять процесс дугового глубинного восстановления различных элементов из их оксидов для рафинирования и раскисления-легирования металла, а также нагрев его до необходимой температуры;

– проведенные исследования позволили получить параметры, необходимые для проектирования промышленных промежуточных ковшей.

В ходе дальнейших исследований будут определены эффективные режимы эксплуатации отдельных узлов предложенного промежуточного ковша и разработаны технологические рекомендации для использования его в производственных условиях действующих металлургических предприятий.

Библиографический список

1. Смирнов, А. Н. Непрерывная разливка стали: учебник [Текст] / А. Н. Смирнов, С. В. Куберский, Е. В. Штепан. — Донецк : ДонНТУ, 2011. — 482 с.
2. Куберский, С. В. Кондукционный электромагнитный перемешиватель для стальной ванны [Текст] / С. В. Куберский, С. Б. Эссельбах // Черные металлы. — Август 2012. — С. 17–22.
3. Куберский, С. В. Электродуговое извлечение полезных примесей металлургических отходов и вторичных материалов в железоуглеродистые расплавы [Текст] / С. В. Куберский // Металлургическая и горнорудная промышленность. — 2010. — № 7. — С. 168–169.
4. Низяев, К. Г. Десульфурация чугуна и стали магнием, восстановленным в зоне погруженной в металл электрической дуги [Текст] / К. Г. Низяев, Б. М. Бойченко // Бюллетень НТЭИ. Черная металлургия. — 2007. — № 11. — С. 34–39.

© Куберский С. В.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТУ Новохатским А. М.,
зам. начальника ЦЛК ПАО «АМК» Тарасовым В. Н.**

Статья поступила в редакцию 15.06.17.

к.т.н. Куберский С. В. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

РОЗШИРЕННЯ ФУНКЦІОНАЛЬНИХ МОЖЛИВОСТЕЙ ПРОМІЖНОГО КОВША МБЛЗ ДЛЯ УМОВ МЕТАЛУРГІЙНИХ МІКРО-ЗАВОДІВ

З використанням методів фізичного і математичного моделювання проаналізовано вплив конструкції проміжного ковша МБЛЗ на утворення циркуляційних потоків металу і рафінування його від неметалічних включень. Запропоновано конструкцію проміжного ковша з електромагнітним перемішуванням розплаву, а також можливістю його нагрівання, розкислення, легування та рафінування з використанням заглибленого в об'єм металу дугового розряду.

Ключові слова: безперервне розливання, проміжний ківш, циркуляційні потоки, застійні зони, електромагнітне перемішування, дугове глибинне відновлення, нагрівання, розкислення, легування, неметалічні включення, рафінування.

PhD Kuberskiy S. V. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

EXTENSION OF POURING BOX FUNCTIONALITY IN CONTINUOUS CASTING MACHINE AT METALLURGICAL MICRO-PLANTS

Using method of physical and mathematical modelling there has been analyzed how a pouring box design of continuous casting machine influences the formation of circulating metal flows and its refining. There has been proposed the design of pouring box with electromagnetic stirring and possibility of heating, deoxidation, alloying and refining of melt using the electric arc immersed in metal volume.

Key words: continuous casting, pouring box, circulating flow, dead levels, electromagnetic stirring, arc deep reduction, heating, deoxidation, alloying, nonmetallic impurities, refining.

УДК 621.365.29

к.т.н. Мурга В. В.,
Грищенко Е. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЛАЗМОТРОНОВ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ

Приведены результаты экспериментальных исследований КПД электродуговых плазмотронов и плазмотрона с жидким электродом. Предложена методика оценки теплового поля плазмотрона с жидким электродом на основании дифференциальных уравнений. Получены количественные оценки теплового КПД различных плазмотронов и предложены рекомендации по применению плазмотронов с жидким электродом для промышленного использования.

Ключевые слова: электродуговые плазмотроны, электролитный нагрев, плазмотрон с жидким электродом, тепловой КПД, энергетическая эффективность.

В настоящее время при термообработке изделий из стали и сплавов прогрессивным направлением является использование низкотемпературной плазмы. Эффективность использования плазменного метода обработки зависит от свойств источника плазмы, т. е. плазмотрона. Наиболее изученными являются электродуговые плазмотроны как универсальные источники нагрева материалов. Однако ресурс таких устройств невелик — от 10 до 500 часов. Одним из перспективных устройств в этом классе термической обработки являются плазмотроны, у которых одним из электродов является жидкость. Такие устройства имеют неограниченный ресурс, просты в эксплуатации и имеют самую низкую себестоимость процесса термообработки. Данная работа посвящена анализу эффективности преобразования электрической энергии в тепловую в плазмотронах различных типов.

Среди всех методов термообработки плазменная отличается рядом преимуществ: достаточно высоким КПД процесса, возможностью ведения процесса без охлаждающих сред, низкой стоимостью, простотой, малыми габаритами оборудования, возможностью роботизации и автоматизации процесса, высокой производительностью [1].

Недостатком термообработки плазмотроном прямого действия является высокая ве-

роятность получения в детали больших термических напряжений, ведущих к развитию дефектов структуры. Это связано с трудностью отвода высокой плотности теплового потока плазмы. В случае с плазмотроном косвенного действия наблюдается резкое снижение общего КПД процесса [2]. Самым очевидным недостатком электродуговых плазмотронов является ресурс работы, который определяется эрозией электродов.

Применять катодный нагрев начали в середине 20 века, однако широкого распространения этот способ не получил ввиду сложности формирования разряда в парогазовой оболочке.

Разряд представляет собой множественный искровой нестационарный канал (рис. 1). Образующаяся плазма существенно неравновесная. Температура электронной и ионной составляющей отличается в разы. Однако внимание привлекает простота реализации процесса нагрева деталей и большой ресурс. На рисунке 2 представлена вольт-амперная характеристика (ВАХ) плазмотрона с жидким катодом, полученная в ходе эксперимента со стальным образцом. ВАХ имеет условный падающий участок, соответствующий образованию парогазовой оболочки.

На основе источников [2, 3] можно сопоставить значения основных параметров процесса упрочнения (см. таблицу 1).

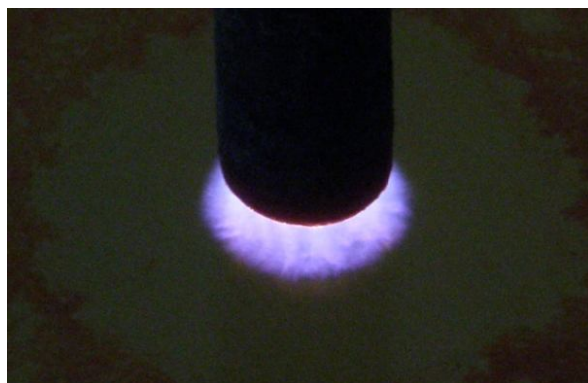


Рисунок 1 Разряд между обрабатываемой деталью и жидким катодом

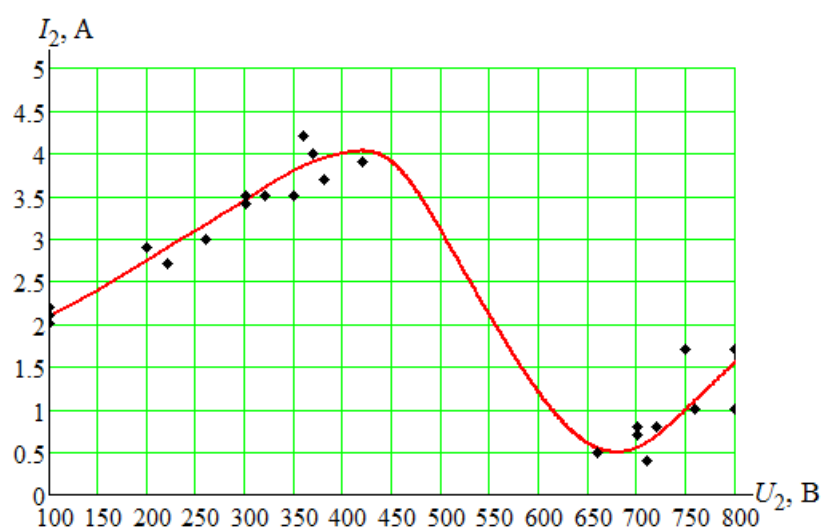


Рисунок 2 Вольт-амперная характеристика плазмотрона с жидким катодом

Таблица 1

Параметры процесса плазменного поверхностного упрочнения

Тип плазмотрона	Электродуговой прямого действия	Электродуговой косвенного действия	С жидким катодом
Пределы силы тока, А	100...350	100...250	до 10–15
Среднее значение силы тока, А	~170	~150	~9
Скорость перемещения плазмотрона, см/с	3...4	0,3...0,5	–
Глубина закалённого слоя, мм	0,8...1,2	1,5...1,8	1...10
Эффективный КПД нагрева поверхности	0,6...0,75	0,1...0,5	Нет данных
Твёрдость поверхности закалённого слоя, HRC	55...60	45...50	62...65

Как видно из таблицы 1, применение плазмотрона с жидким катодом для процесса упрочнения поверхности имеет преимущества в максимальной глубине и твёрдости упрочнённого слоя.

Сравнительный анализ эффективности плазмотронов проводился для плазмотронов трёх конструкций:

- электродугового плазмотрона постоянного тока прямого действия;
- электродугового плазмотрона постоянного тока косвенного действия;
- плазмотрона с жидким катодом.

Для определения общего КПД процесса принимались во внимание: температура генерируемой плазмы, размеры области термического воздействия, а также тепловой КПД плазмотронов. Количественные оценки КПД основывались на анализе вольт-амперных характеристик плазмотронов. Параметры электродуговых генераторов плазмы можно определить, используя методику расчёта [5].

Все три плазмотрона создают неравномерное температурное поле в зоне обработки, поэтому качество всего процесса можно оценить, определив градиенты температуры на поверхности металла (горизонтальные градиенты температур).

Для оценки зоны нагрева было исследовано распределение температуры в детали на основе решения уравнения теплопроводности в пределах зоны обработки (рис. 3).

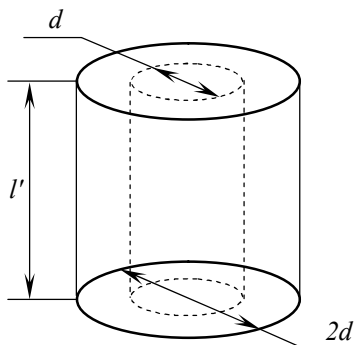


Рисунок 3 Обозначение зоны обработки: максимального (пунктир) и высокого (сплошная линия) теплового воздействия

На рисунке 3 показаны области термического воздействия:

- область максимального теплового воздействия в пределах одного диаметра сопла плазмотрона;
- область высокого теплового воздействия в пределах двух диаметров сопла.

Подобная оценка справедлива для электродуговых плазмотронов прямого и косвенного действия.

Используя данные таблицы 1, можно рассчитать энергетические параметры плазмотронов прямого и косвенного действия. Для расчёта плазмотрона прямого действия составляется система из следующих уравнений [4, 5]:

$$U = 1290 \left(\frac{I^2}{G \cdot d} \right)^{-0,15} \left(\frac{G}{d} \right)^{0,3} (p \cdot d)^{0,25}; \quad (1)$$

$$\frac{1-\eta}{\eta} = 5,85 \cdot 10^{-5} \left(\frac{I^2}{G \cdot d} \right)^{0,27} \left(\frac{G}{d} \right)^{-0,27} \times \\ \times (p \cdot d)^{0,3} \left(\frac{l}{d} \right)^{0,5}; \quad (2)$$

$$I = \varepsilon_I \cdot 100(10^3 d - 1); \quad (3)$$

$$U \cdot I \cdot \eta = G(h - h_n), \quad (4)$$

где U и I — напряжение и сила тока дуги; G — расход плазмообразующего газа (кг/с); η — тепловой КПД плазмотрона; p — давление газа на выходе из плазмотрона; h, h_n — удельные энтальпии газа на выходе из плазмотрона и на входе соответственно; d — диаметр сопла плазмотрона; l — максимальная длина дуги; ε_I — коэффициент занижения по силе тока. Уравнение (3) является условием отсутствия двойного дугообразования (привязки дуги к соплу).

Расчёт плазмотрона косвенного действия производится на основе следующей системы уравнений [4]:

$$U = 4,55 \left(1 + 4,6 \cdot 10^{-7} \frac{I}{d_2} \right) \left(\frac{G}{d_2} \right)^{0,22 \frac{2}{5}} \times \\ \times (p \cdot d)^{0,23} \left(\frac{l_2}{d_2} \right)^{0,95}; \quad (5)$$

$$U = \varepsilon_U \cdot 1290 \left(\frac{I^2}{G \cdot d_2} \right)^{-0,15} \times \\ \times \left(\frac{G}{d_2} \right)^{0,3} (p \cdot d_2)^{0,25}; \quad (6)$$

$$\frac{1-\eta}{\eta} = 5,85 \cdot 10^{-5} \left(\frac{I^2}{G \cdot d_2} \right)^{0,27} \left(\frac{G}{d_2} \right)^{-0,27} \times \\ \times (p \cdot d_2)^{0,3} \left(\frac{l_2}{d_2} + \frac{l_3}{d_3} \right)^{0,5}; \quad (7)$$

$$U \cdot I \cdot \eta = G(h - h_n), \quad (8)$$

где d_2, l_2 — диаметр и длина разрядного канала до уступа соответственно; d_3, l_3 — диаметр и длина разрядного канала после уступа соответственно; ε_U — коэффициент занижения напряжения; он учитывает, что длина дуги в плазмотроне с уступом меньше длины самоустанавливающейся дуги.

Тепловой КПД процесса оценивался по полезной мощности процесса:

$$\eta_{эф} = 1 - \frac{P_{изл} + P_{конв}}{P_{пл}}, \quad (9)$$

где $P_{изл}$ и $P_{конв}$ — мощности, затрачиваемые на излучательные и конвективные потери соответственно; $P_{пл}$ — полезная мощность плазмотрона.

Мощность потерь на излучение определяется согласно закону Стефана-Больцмана:

$$P_{изл} = \sigma T^4 S. \quad (10)$$

Мощность потерь на конвекцию оценивается согласно закону Фурье:

$$P_{конв} = \alpha(T) \cdot gradT \cdot S', \quad (11)$$

где $\alpha(T)$ — коэффициент теплопроводности среды, зависящий от температуры; $gradT$ — температурный градиент в среде; S' — характерная площадь, через которую происходит конвекция.

В случае с плазмотроном с жидким катодом необходимо учесть потери на нагрев и испарения воды:

$$P_v = \frac{\rho V}{\tau} (c_{уд} (T_{кип} - T) + r_{уд}), \quad (12)$$

где ρ и V — соответственно плотность и объем воды; τ — время, за которое нагревается и закипает данный объем воды; $c_{уд}$ и $r_{уд}$ — удельная теплоёмкость и теплота парообразования воды.

При расчёте проводилось усреднение температуры в требуемой области обработки. Считается, что большая часть частиц среды отдаёт тепло обрабатываемой детали; в частности, для плазмотрона с жидким катодом предполагается, что из-за интенсивного вскипания поверхности электролита в зоне теплового воздействия и нагрева анода в конвективных потерях участвует незначительная часть (не более 10 %) всех молекул воды.

Для плазмотрона с жидким катодом использовано предположение о том, что основные конвективные потери идут в раствор электролита, а не в окружающую деталь газовую атмосферу. При этом конвекция происходит в основном через сечение распределённого искрового разряда; данное сечение меньше площади активной области.

При упрощённой оценке качества термообработки достаточно знать температурное распределение на поверхности стальной детали. Для нахождения аналитического выражения распределения температурного поля в зоне обработки было решено уравнение (13) в цилиндрических координатах:

$$\frac{\partial U}{\partial t} = a^2 \left[\frac{\partial^2 U}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial U}{\partial r} \right] + a^2 \left[\frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 U}{\partial \phi^2} + \frac{\partial^2 U}{\partial z^2} \right], \quad (13)$$

где $U(r, \phi, z, t)$ — температура (как функция координат и времени); a — коэффициент температуропроводности, зависящий от свойств среды.

Согласно [5] коэффициент a равен:

$$a = \sqrt{\frac{\alpha}{c\rho}}, \quad (14)$$

где α и c — теплопроводность и удельная теплоёмкость среды соответственно; ρ — плотность тела (среды).

Рассмотрим стационарное температурное поле с известными краевыми условиями. При этом получим уравнение Лапласа, в котором левая часть равна нулю. В силу осевой симметрии теплового потока из сопла плазмотрона (или через парогазовую оболочку) уравнение (13) также не будет зависеть от координаты ϕ . Тогда получим:

$$\frac{\partial^2 U}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial U}{\partial r} + \frac{\partial^2 U}{\partial z^2} = 0. \quad (15)$$

Предположим, что на исследуемое тело за чрезвычайно короткое время воздействуют мощным тепловым источником. При стационарном распределении температуры получена упрощенная качественная картина температурного поля. Граничные условия для этого случая примут вид:

$$U(0,0) = T_{\text{пл}}; U(D,z) = T_{\text{к}}; U(0,L) = T_{\text{м}}, \quad (16)$$

где $T_{\text{пл}}$ — температура генерируемой плазмы; $T_{\text{к}}$ — температура воздушной среды (комнатная); $T_{\text{м}}$ — температура плавления металла на поверхности детали; D, L — характерный радиус и высота зоны обработки соответственно.

ГУ (16) для решения уравнения (15) достаточно, если считать, что характер распределения вдоль оси z не меняется: максимум

в центре и комнатная температура по краю. Уравнение (13) является однородным (не содержит функций тепловых источников) и решается в данном виде только для однородных граничных условий:

$$\left. \frac{\partial R}{\partial r} \right|_{r=0} = 0; R(D) = T_{\text{к}} - T_{\text{к}} = 0. \quad (17)$$

Уравнение (15) было решено методом Фурье:

$$\begin{aligned} U(r,z) &= R(r)Z(z) \Rightarrow \\ \Rightarrow Z \frac{\partial^2 R}{\partial r^2} + Z \frac{1}{r} \frac{\partial R}{\partial r} + R \frac{\partial^2 Z}{\partial z^2} &= 0; \\ \Rightarrow \frac{1}{R} \left(\frac{\partial^2 R}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial R}{\partial r} \right) + \frac{1}{Z} \frac{\partial^2 Z}{\partial z^2} &= 0 \Rightarrow \\ \Rightarrow \frac{\partial^2 Z}{\partial z^2} + \lambda^2 Z &= 0 \Rightarrow Z = C_1 e^{-\lambda z} + C_2 e^{\lambda z} \Rightarrow \\ \Rightarrow k^2 + \lambda^2 &= 0 \Rightarrow k = \pm i\lambda \Rightarrow \\ \Rightarrow Z(z) &= C_1 \cos \lambda z + C_2 \sin \lambda z; \\ \frac{\partial^2 R}{\partial z^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial R}{\partial r} + \lambda^2 R &= 0 \Rightarrow R(r) = J_0(\lambda r), \end{aligned}$$

где λ — собственные числа соответствующей функции; $J_0(\lambda r)$ — функция Бесселя нулевого порядка первого рода [5].

В ходе вывода оказалось, что λ должны быть одинаковыми и для $Z(z)$ и для $R(r)$. Учитывая их разную периодичность, для правильного решения определим λ через ГУ для $J_0(\lambda r)$.

Используя ГУ (17), выразим функцию R , а через неё — λ :

$$R(r) = J_0\left(\frac{\mu_n}{D} r\right) \Rightarrow \lambda = \frac{\mu_n}{D}, \quad (18)$$

где μ_n — «ноль» функции Бесселя J_0 .

Неизвестные коэффициенты можно будет найти, подставив ГУ для $r=0$. Тогда распределение температуры для нашей задачи примет вид:

$$U(r, z) = \left[C_1 \cos\left(\frac{\mu_1}{D} z\right) + C_2 \sin\left(\frac{\mu_1}{D} z\right) \right] \times \\ \times J_0\left(\frac{\mu_1}{D} r\right) + T_k. \quad (19)$$

На основании решения уравнения (19) были получены распределения теплового поля для различных плазматронов (рис. 4–5).

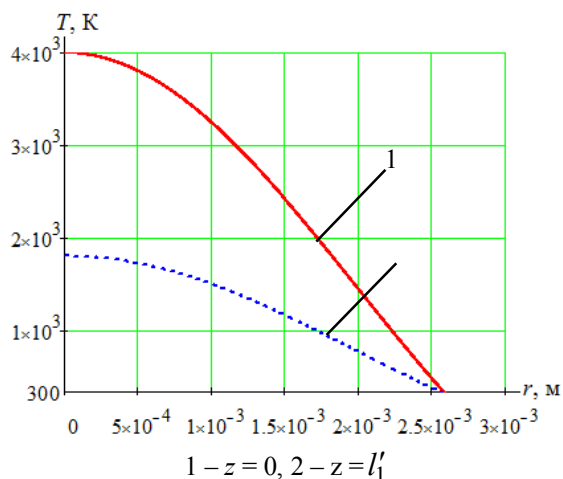


Рисунок 4 Температурное поле плазматрона прямого действия

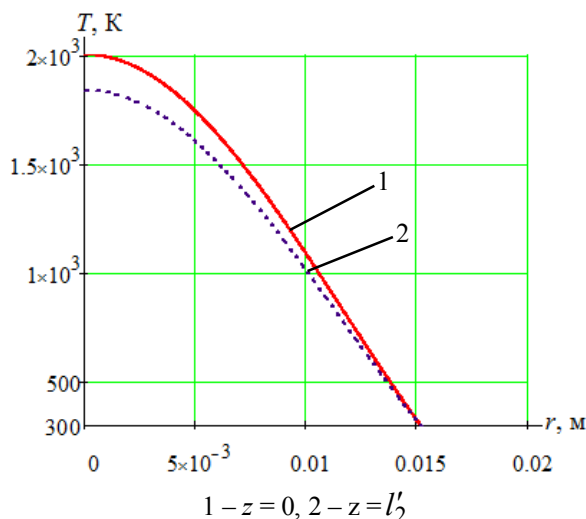


Рисунок 5 Температурное поле плазматрона косвенного действия

Предполагая, что внутри парогазовой оболочки температура постоянна, получили распределение температурного поля, создаваемого в плазматроне с жидким катодом (рис. 6).

Размер зоны, в которой будет наблюдаться изменение структуры стали при обработке, ограничена температурой 1000 К (727° С). Вычисленные параметры процесса нагрева для различных плазматронов приведены в таблице 2. Как видно из таблицы 2, нагрев металла плазматроном с жидким катодом и плазматроном прямого действия имеет близкий КПД. Наибольший тепловой КПД отмечен у плазматрона с жидким катодом. Другие показатели (температурный градиент, размеры зон нагрева) у данного плазматрона имеют промежуточное значение.

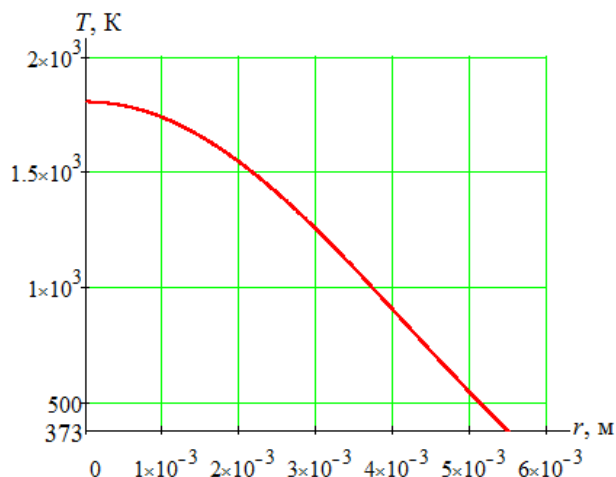


Рисунок 6 Температурное поле плазматрона с жидким катодом

Нагрев в электролите обеспечивает малую протяжённость области нагрева (2 мм). За счёт этого температура на таком промежутке меняется не так значительно, как у электродуговых плазматронов. Выгодным преимуществом плазматрона с жидким катодом являются меньшие затраты мощности, почти на порядок (2 кВт).

Выводы. При использовании плазматрона с жидким электродом имеет значение направление тока. Результаты эксперимента указывают, что процесс нагрева металла в электролите-катоде является более стабильным, чем нагрев в электролите-аноде. В первом случае разряд зажигается при меньшей силе тока и меньшем напряжении, наблюдается меньшее вскипание электролита.

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Согласно результатам расчётов эффективного КПД нагрева, у плазмотрона с жидким электродом данный показатель

(0,41) находится между значениями КПД нагрева плазмотрона прямого (0,44) и косвенного (0,32) действия.

Таблица 2

Энергетические характеристики нагрева

металла	Электродуговой прямого действия	Электродуговой косвенного действия	С жидким катодом
Полезная мощность, кВт	22,16	9,9	2
Тепловой КПД плазмотрона	0,74	0,81	0,95
КПД теплопередачи	0,6	0,4	0,41
Эффективный КПД преобразования энергии	0,44	0,32	0,41
Горизонтальный температурный градиент, К/м	$5,77 \cdot 10^5$	$9,87 \cdot 10^4$	$2,6 \cdot 10^5$
Продольный размер зоны теплового воздействия, мм	5	10	2 (парогазовая оболочка)
Радиус зоны теплового действия (выше 300 К), мм	2,6	15,2	5,7
Радиус зоны термоупрочнения (выше 1000 К), мм	1,7	10,1	3,7

При этом плазмотрон косвенного действия обеспечивает температурное поле на поверхности металла с меньшими перепадами, имеет самый высокий тепловой КПД (0,95), средние размеры зоны теплового воздействия. Явным преимуществом плазмотрона с жидким электродом является практически неограниченный ресурс рабо-

ты и сравнительно малая электрическая мощность, вкладываемая в разряд.

В операции поверхностного термоупрочнения металла в электролите следует отдавать предпочтение анодному нагреву (анодом является деталь) из-за более стабильного протекания нагрева и меньшей затрачиваемой мощности.

Библиографический список

1. Степанова, Т. Ю. Технологии поверхностного упрочнения деталей машин : учебное пособие [Текст] / Т. Ю. Степанова // Иван. гос. хим.-технол. ун-т. — Иваново, 2009. — 64 с.
2. Мурга, В. В. Изменения микроструктуры стали при обработке в плазмотроне с жидким катодом [Текст] / В. В. Мурга, И. И. Антропов, Д. К. Гамазин, А. Алкиб // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2014. — № 1 (42). — С. 152–156.
3. Мурга, В. В. Обработка стальных изделий неравновесной плазмой в водной среде [Текст] / В. В. Мурга, И. И. Антропов, Д. К. Гамазин // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2014. — № 43. — С. 118–121.
4. Мурга, В. В. Использование плазмотрона с жидким электролитным катодом для упрочнения поверхности материалов [Текст] / В. В. Мурга, Дж. Омеман, И. И. Антропов // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2011. — № 34. — С. 383–388.
5. Основы расчета плазмотронов линейной схемы [Текст] / Под ред. М. Ф. Жукова. — Новосибирск, 1979. — 146 с.

© Мурга В. В.

© Грищенко Е. А.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТУ Новохатским А. М.,
д.т.н., проф., зав. каф. ФиХ ЛНУ им. В. Даля Корсуновым К. А.*

Статья поступила в редакцию 28.06.17.

к.т.н. Мурга В. В., Грищенко Є. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ ЕНЕРГЕТИЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ПЛАЗМОТРОНІВ РІЗНИХ ТИПІВ

Наведено результати експериментальних досліджень ККД електродугових плазмотронів і плазмотрона з рідким електродом. Запропоновано методику оцінки теплового поля плазмотрона з рідким електродом на підставі диференціальних рівнянь. Отримано кількісні оцінки теплового ККД різних плазмотронів та запропоновано рекомендації щодо застосування плазмотронів з рідким електродом для промислового використання.

Ключові слова: електродугові плазмотрони, електролітний нагрів, плазмотрон з рідким електродом, тепловий ККД, енергетична ефективність.

PhD Murga V. V., Grishchenko Eu. A. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

COMPARATIVE POWER EFFICIENCY ANALYSIS OF VARIOUS TYPES OF PLASMO-TRONS

The experimental results of efficiency coefficient of electric arc plasmotrons and plasmotron with liquid electrode have been given. There has been proposed a method for thermal field assessment for plasmotron with liquid electrode basing on differential equations. The quantitative assessments of heat efficiency coefficient for various plasmotrons have been obtained and the recommendations on applying plasmotrons with liquid electrode for industrial use have been given.

Key words: electric arc plasmotrons, electrolytic heating, plasmotron with liquid electrode, heat efficiency coefficient, power efficiency.

**СТРОИТЕЛЬСТВО
И АРХИТЕКТУРА**

**БУДІВНИЦТВО
І АРХІТЕКТУРА**

**CIVIL ENGINEERING
AND ARCHITECTURE**

УДК 551.583.13

д.т.н. Дрозд Г. Я.,
Архипова Г. В.

(ИСА и ЖКХ ЛНУ им. В. Даля, г. Луганск, ЛНР, drozd.g@mail.ru)

ИНВЕНТАРИЗАЦИЯ ТБО И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИХ УТИЛИЗАЦИИ НА ЛУГАНЩИНЕ

Приведена количественная оценка отдельных фракций твердых бытовых отходов (ТБО) на Луганщине. Проанализированы возможности их переработки в потребительскую продукцию при наличии соответствующих технологий. Обосновано, что значительную часть отходов можно использовать как вторичное сырье, реализация которого на рынке может принести региону до 1 млрд рублей в год.

Ключевые слова: твердые бытовые отходы, вторичное сырье, утилизация, ресурсосбережение, цена.

Проблема переработки и утилизации бытовых отходов решается во всем мире с различной степенью эффективности. В большинстве стран Европы процент утилизации бытовых отходов в среднем составляет 60 %. Лидером же является Швеция с эффективностью использования отходов в 99 % и с амбициозными намерениями закупать в соседних странах мусор на переработку [1]. На этом фоне особенно актуальна проблема обращения с отходами для современного Донбасса.

Ранее нами была акцентирована задача создания на Луганщине сектора по обращению с отходами [2]. Вторичное использование отходов – наиболее ресурсосберегающий путь, но не всегда рентабелен как в экономическом, так и в экологическом плане. Здесь существует ряд проблем.

Первая проблема заключается в том, что прежде чем мусор использовать, его необходимо рассортировать. Бумага, металл, битое стекло и прочее должны находиться отдельно.

Вторая проблема — доставка мусора к месту переработки. Если мусора и потребителей продуктов его переработки много, то и предприятий, способных перерабатывать отходы такого типа должно быть много.

Третья проблема заключается в том, что мусор – сырьё принципиально нестандартное, т. е. каждая новая партия мусора, поступившая на переработку, будет заметно отличаться от предыдущей по целому ряду параметров. Поэтому мусор невозможно использовать как сырьё для производства высококачественной продукции.

Цель работы — оценить количественно-видовой состав твердых бытовых отходов (ТБО), образующихся в ЛНР, и обосновать экономическую эффективность от их рационального использования.

Результаты и обсуждение. Исходя из данных, приведенных в [2], при населении в 1,5 млн человек в ЛНР образуется в год 800 тыс. м³ или 300 тыс. т ТБО. Ориентируясь на усредненный морфологический состав ТБО в крупных городах Донбасса [2], приведем количественно-видовой состав твердых бытовых отходов (табл. 1).

Необходимо отметить, что приведенные данные приблизительны, т. к. не учтена сезонность и местные особенности образования отходов и их влажность. Тем не менее порядок величин дает возможность осуществлять оценочные действия.

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

Таблица 1

Усредненный годовой количественно-видовой состав твердых бытовых отходов в ЛНР

Фракция	Содержание, %	Масса, т
Пищевые отходы	40	120000
Бумага	6	18000
Металл	3	9000
Полимерная упаковка, тара	8	24000
Текстиль	3	9000
Дерево	1	3000
Резина, кожа	1	3000
Строительный мусор	5	15000
Опасные отходы	1	3000
Стекло	7	21000
Сор (смет)	25	75000

Для пищевых отходов существует классический опыт утилизации – компостирование с последующим использованием компоста в аграрном секторе. В приведенной таблице отсутствуют данные о коммунальных отходах – осадках сточных вод (ОСВ), образующихся на очистных сооружениях канализации при очистке канализационных стоков. Только в Луганске ежегодно на иловых площадках образуется более 10 тыс. т таких осадков, а суммарно по Республике – более 30 тыс. т. Повышенное содержание в осадках солей тяжелых металлов ограничивает применение их в качестве удобрений при использовании в сельском хозяйстве.

Однако совместное их вермикомпостирование с пищевыми отходами позволяет получать почвогрунты (табл. 2), пригодные для использования в садовом хозяйстве и полеводстве, со свойствами, аналогичными компостным смесям [3].

Эффект снижения опасности от действия тяжелых металлов достигается за счет разбавления (30 тыс. т ОСВ смешивается с 120 тыс. т пищевых отходов и вермикомпостируется). Вермикультура на 55 % снижает негативное действие токсикантов.

При этом получают почвогрунт с насыпной плотностью 0,6–0,8 т/м³ общей массой 150 тыс. т объемом примерно 210 тыс. м³. Предприятие или ряд предприятий по производству компоста или почвогрунта желательно располагать на предприятиях водоканала. Для вычленения пищевых отходов из общей массы ТБО необходимо проводить их ручную или механизированную сортировку (табл. 3). Таким образом, реализация на рынке продукта переработки пищевых отходов в виде компоста или почвогрунта по самым скромным подсчетам составит 400 руб./м³ × 210000 м³ = более 80 млн рублей.

Большинство представленных в таблице 1 фракций (бумага, металл, стекло, резина, кожа, пластиковые материалы, некоторые опасные отходы) являются классическим вторичным сырьем. Оно может использоваться на специализированных предприятиях по прямому назначению как сырье, а при отсутствии таких предприятий – через посредников (приемные пункты вторсырья) организовано собираться и поставляться предприятиям на другие территории.

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

Таблица 2

Стоимость компоста, почво грунта (опт) [4]

№ п/п	Наименование	Цена за 1м ³ , руб., самовывоз	Цена за 1м ³ , руб., доставка от 100 м ³	Цена с доставкой за машину 20 м ³ , руб.
1	Почво грунт (чернозем + компост)	400	990	20000–22000
2	Почво грунт «садовый» (чернозем + компост + пе- сок)	400	1100	20000–22000
3	Чернозем (100 %)	500	1400	25000–28000
4	Компост (перегной)	400	980	20000–22000

Таблица 3

Фасованная продукция [4]

№ п/п	Наименование	Цена за 5 кг, самовывоз с площадки, руб.	Цена за 1 мешок (30 кг), самовывоз, руб.
1	Биогумус (вермикомпост)	70	250
2	Почвогрунт «садовый» (чернозём + +компост +песок)	80	250

Потребность во вторсырье сформировала и цены на сырье, и определенные требования к его качеству, строго регламентируемые рынком вторичного сырья.

Бумага. Макулатура – очень популярный вид вторсырья. Цены на макулатуру в Украине разные и отличаются для каждого города. В основном за 1 кг макулатуры приемные пункты предлагают от 40 коп. Цена зависит и от сорта бумаги (табл. 4), которых существует довольно много. В мелких розничных пунктах приема обычно не особо уделяют внимание качеству материала и принимают обычно либо бумагу, либо картон. А вот если сдать макулатуру в Украине оптом, то тут цена зависит как от ее сорта, так и от пункта приема непосредственно.

Реализация на рынке вторичного сырья макулатуры по средней цене 1120 грн. $\times 2 = 2240$ руб. за тонну позволит получить: $2240 \times 18000 = 40,4$ млн руб.

Металл. Цена на металлолом в Украине зависит от качества материала, содержания в нем других веществ, а также от его объема. Цены на лом различаются и зависят как от самого материала (табл. 5, 6), так и от конкретного города и ценовой политики конкретного пункта. Прием металлолома оптом в Украине обходится дороже и является выгодной сделкой для обеих сторон. Реализация на рынке вторичного сырья черных металлов по средней цене 2500 грн. $\times 2 = 5000$ руб. $\times 4500 = 22,5$ млн руб. и цветного лома металлов по средней цене 25000 грн. $\times 2 = 50000$ руб. $\times 4500 \text{ т} = 225$ млн руб. позволит получить: $22,5 + 225 = 247,5$ млн руб.

Стеклотара. Цены на стеклотару в Украине различаются. Каждый приемный пункт также устанавливает свою ценовую политику (табл. 7). Обычно приемные пункты стеклотары принимают пивные бутылки, бутылки из-под водки и шампанского.

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

Таблица 4

Стоимость макулатуры в Украине [4, 5]

Сорт макулатуры	За 1 кг, грн.	За 1 т, грн.
МС-1А	0,4–1,4	от 1100 до 2600
МС-2А		от 1000 до 2400
МС-3А		от 900 до 1400
МС-4а		От 900 до 1500
МС-5Б		от 1100 до 1600
МС-6Б		от 1100 до 1600
МС-7Б		от 1100 до 1600
МС-8В		от 400 до 800
МС-9В		от 400 до 800
МС-10В		от 400 до 800
МС-11В		от 400 до 800
МС-12В		от 400 до 800
МС-13В		от 400 до 600

Таблица 5

Цена черного лома в Украине, грн./т [4, 5]

Марка лома	Розница	Опт
3А	от 2000 до 2700	от 2200 до 2900
5А	от 2000 до 2700	от 2200 до 2900
12А1	от 2000 до 2700	от 2200 до 2900
17А	от 2000 до 2700	от 2200 до 2900
Оцинкованная сталь	от 750 до 950	от 800 до 1000

Таблица 6

Цена цветного лома в Украине, грн./кг [4, 5]

Марка лома	Розница	Опт
Медь	от 60 до 64	от 64 до 66
Бронза	от 36 до 40	от 40 до 43
Алюминий (микс)	от 10 до 14	от 14 до 16
Алюминий (банки)	от 6 до 9	от 9 до 12
Алюминий (эл. тех.)	от 12 до 16	от 16 до 18
Нерж. сталь от 8 %	от 10 до 14	от 14 до 16
Свинец	от 10 до 14	от 14 до 16
Магний	от 5 до 8	от 8 до 10
Титан	от 23 до 26	от 26 до 28
Латунь	от 36 до 40	от 40 до 43
ЦАМ	от 5 до 8	от 8 до 10
ТНЖ	от 6 до 8	от 8 до 10

Таблица 7

Приемочная стоимость стеклянной тары[4, 5]

Вид тары	Цены за 1 ед.
бутылки из-под пива	от 15 до 30 коп.
бутылки из-под шампанского	от 10 до 15 коп.
бутылки из-под водки	от 10 до 25 коп. (от объема)
банка 0,5 л	от 12 до 15 коп.
банка 1 л	от 25 до 35 коп.
банка 3 л	от 1,25 до 1,70 грн.
жестяная банка	от 5 до 10 коп.

Также идут в ход и жестяные банки, однако цена на них обычно меньше. Некоторые пункты принимают и банки объемом 0,5 л, 1 л и 3 л. Стеклобой принимают по цене 500 грн/т.

Реализация на рынке стеклотары и стеклобой отходов стекла по цене 500 грн. $\times 2 = 1000$ руб. $\times 21000 = 21$ млн руб.

Изделия из пластмасс. Полимерная упаковка. Пластиковые изделия (канистры, флаконы, садовая мебель, ПЭТ бутылки различного цвета, пленка высокого давления, пленка прозрачная термоусадочная, стретч-пленка, полимерные пакеты, упаковочная тара) по своему составу весьма разнообразны: полистирол, поливинилхлорид, пропилен, полиэтилен высокого, среднего и низкого давлений и прочее. В зависимости от многих параметров (вида материала, цвета, степени загрязнения и прочего) стоимость вторсырья колеблется в пределах 6–8 тыс. грн. за тонну.

Реализация на рынке вторичных ресурсов полимерных отходов по цене 7000 грн. $\times 2 = 14000$ руб. $\times 24000 = 336$ млн руб.

Аккумуляторы, батарейки. Из всего объема мирового производства батареек и аккумуляторов перерабатывается только 3 %. На мировом рынке переработка батареек и аккумуляторов — довольно ограниченный, сложный и трудоемкий, но одновременно довольно выгодный процесс, поэтому и стоимость аккумуляторных отходов от 250 \$ за тонну (табл. 8). Реализация на рынке вторичных ресурсов аккумуляторных отходов по цене 250 \$ $\times 60 =$

$= 15000$ руб. $\times 3000 = 45$ млн руб. позволит получить 45 млн руб.

Таблица 8

Стоимость материала на тонну аккумуляторов и батарей

Состав аккумулятора	Стоимость материала (за тонну)
Литий-кобальт-оксидный	25000 \$
Литий-железо-фосфатный	400 \$
Свинцово-кислотный	1500 \$

Завершая экономическую оценку бытового мусорного богатства Луганщины, можно констатировать, что компостирование биоразлагаемой части отходов может принести от 80 млн руб., а реализация некоторой части отходов как вторичных ресурсов дополнительно принесет еще 690 млн руб. дохода в бюджет республики. Глубокая переработка отходов и тщательная сортировка могут дополнительно повысить качество и цену сырья, что делает реальным достижение дохода в 1 млрд рублей.

Выводы.

1. Годовое образование твердых бытовых отходов в ЛНР объемом 300000 т при соответствующей организации может быть вовлечено в хозяйственный оборот с экономическим эффектом до 1 млрд рублей.

2. Рациональное обращение с ТБО в ЛНР позволит 70 % их массы использовать эффективно с получением доходов и только 30 % не подлежащих утилизации фракций следует захоронять на полигоне.

Библиографический список

1. "Безотходная" жизнь в Швеции: почему шведы закупают чужой мусор [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.vesti.ru/doc.html?id=947922&cid=2161>.
2. Дрозд, Г. Я. Развитие сектора обращения с твердыми бытовыми отходами на Луганщине — настоятельная необходимость [Текст] / Г. Я. Дрозд // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. — Алчевск, 2017. — Вып. 48. — С. 74–88.
3. Дрозд, Г. Я. Биотехнологические вопросы утилизации осадков сточных вод [Текст] / Г. Я. Дрозд, Е. Н. Папутина, С. И. Давыдов // Вода и экология. Проблемы и решения. — Санкт-Петербург, 2014. — Вып. 2. — С. 66–78.
4. Вторичные ресурсы [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://vtorresurs.com.ua>.
5. У Швеции закончился собственный мусор [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.vesti.ru/doc.html?id=947922&cid=2161>

© Дрозд Г. Я.

Рекомендована к печати и.о. заведующего каф. СК ДонГТУ, к.т.н., доц. Псюком В. В., директором ИСА и ЖКХ ЛНУ им. В. Даля, д.т.н., проф. Андрийчуком Н. Д.

Статья поступила в редакцию 29.05.17.

д.т.н. Дрозд Г. Я., Архипова Г. В. (ІБА і ЖКГ ЛНУ ім. В. Даля, м. Луганськ, ЛНР, [drozd.g@mail.ru](mailto:drozdg@mail.ru))

ІНВЕНТАРИЗАЦІЯ ТПВ І ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ЇХ УТИЛІЗАЦІЇ НА ЛУГАНЩИНІ

Наведена кількісна оцінка окремих фракцій твердих побутових відходів (ТПВ) на Луганщині. Проаналізовані можливості їх переробки в споживчу продукцію за наявності відповідних технологій. Обґрунтовано, що значну частину відходів можна використовувати як вторинну сировину, реалізація якої на ринку може принести регіону до 1 млрд рублів на рік.

Ключові слова: *тверді побутові відходи, вторинна сировина, утилізація, ресурсозберігання, ціна.*

Doctor of Tech. Sci. Drozd G. Ya., Arkhipova G. V. (V. Dahl ICEA and BCU LSU, Lugansk, LPR) MONITORING OF MUNICIPAL SOLID WASTES AND THE ECONOMIC EFFICIENCY OF THEIR RECYCLING IN LUGANSCHINA

There has been given a quantity assessment for separate fractions of municipal solid waste (MSW) in Luganshina. There have been analyzed feasibilities for their recycling into consumer products if adequate technologies are available. It has been proved that the major part of wastes can be used as a secondary raw material with annual 1 billion rubles benefit after they are sold.

Key words: *municipal solid waste, secondary raw materials, recycling, resource, saving, cost.*

УДК 666.945

д.т.н. Дрозд Г. Я.

(ИСА и ЖКХ ЛНУ им. В. Даля, г. Луганск, ЛНР, drozd.g@mail.ru)

ШЛАКОЩЕЛОЧНАЯ СТРОИТЕЛЬНАЯ ИНДУСТРИЯ — ВОЗМОЖНАЯ ПЕРСПЕКТИВА ДЛЯ ЛУГАНЩИНЫ

В статье поднимается вопрос развития на Луганщине промышленности строительных материалов, основанной на использовании в качестве сырья местных отходов промышленности: доменных шлаков металлургических предприятий и щелочных отходов химических производств. Приведена характеристика получаемой продукции — шлакощелочных вяжущих и бетонов на их основе, а также технологические схемы для их производства. Показано, что строительная отрасль, основанная на утилизации промышленных отходов, является самодостаточной, позволяет насытить рынок востребованной строительной продукцией, создать новые рабочие места и одновременно улучшить экологическую ситуацию в регионе за счет вовлечения в хозяйственный оборот крупномасштабных промышленных отходов.

Ключевые слова: промышленные отходы, доменный шлак, шлакощелочные вяжущие и бетоны, строительные материалы, утилизация.

Проблемы промышленных отходов

Объем образования промышленных отходов (ПО) в Украине, которые рассматриваются как вторичное сырье и учитываются по отдельной форме статистической отчетности № 14-мтп (всего 60 видов ПО), в период 2007–2011 гг. составлял в среднем 354,7 млн т/год. Площадь, которую занимают ПО в промышленно развитых регионах Украины составляет 160–165 тыс. га. Структура накопления ПО, которые рассматриваются как вторичное сырье, приведена на рисунке 1 [1].

Приведенные данные свидетельствуют о том, что отходы металлургического производства Украины являются крупнотоннажными техногенными месторождениями, которые содержат значительные запасы стратегически ценного сырья для строительства. Средний показатель использования отходов как вторичного сырья составляет в Украине 53,4 % от их образования. Применимо к отходам металлургии этот показатель не превышает 20 %, в то время как в развитых странах он достигает 55–80 % [1].



Рисунок 1 Усреднённая структура накопления ПО за 2005–2011 гг.

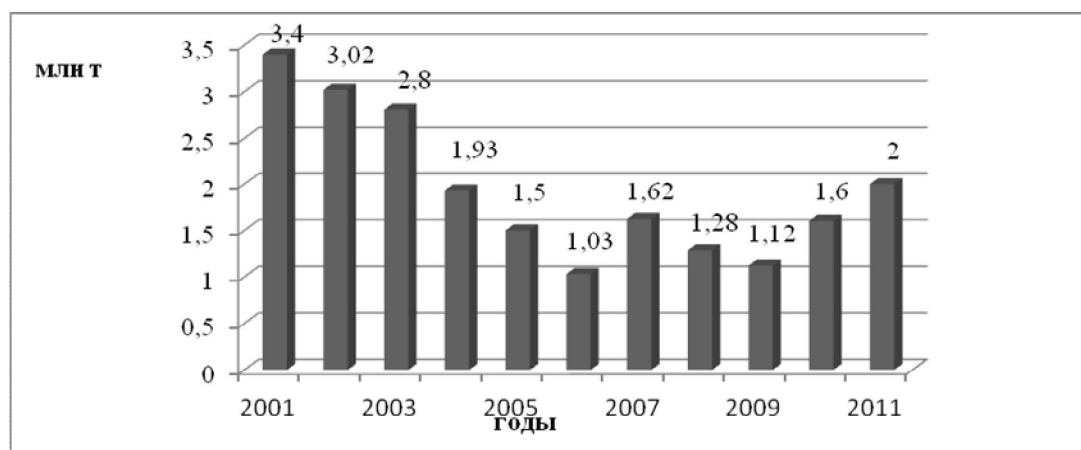


Рисунок 2 Динамика использования отходов металлургии Украины за 2001–2011 гг., млн т

Динамику использования отходов металлургии Украины характеризует диаграмма, приведенная на рисунке 2. Бывшие Донецкая и Луганская области в довоенное время были «обладателями» около 8 млрд т промышленных отходов. На данный момент на территории ЛНР сосредоточено более 1,5 млрд т ранее накопленных промышленных отходов.

Крупнейшим производителем ПО на Луганщине является ПАО «Алчевский металлургический комбинат».

Химический состав образующихся на комбинате отходов в сравнении со строительными цементами приведен в таблице 1.

Процент утилизации отходов на АМК значительно ниже, чем в среднем по Украине. Уникальный химический состав отходов (шлаков) не используется при их

вовлечении в хозяйственный оборот, поэтому их утилизация сводится только к применению при отсыпке дорог либо при производстве шлаковых блоков и плит в строительной сфере.

Мировой опыт свидетельствует: из отраслей-потребителей промышленных отходов наиболее емкой является промышленность строительных материалов. Известно, что использование промышленных отходов позволяет покрыть до 40 % потребности строительства в сырьевых ресурсах. Применение промышленных отходов позволяет на 10...30 % снизить затраты на изготовление строительных материалов по сравнению с производством их из природного сырья, экономия капитальных вложений достигает 35...50 % [2].

Таблица 1

Химический состав отходов АМК

Материал	Химический состав, %						
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	GaO	MgO	S	FeO	Fe ₂ O ₃
Доменный шлак	38	6,7	48,3	3,7	1,55	0,4	
Мартеновский шлак	23,4	4,1	38,5	10,2	0,47	14,3	3,2
Конверторный шлак	14,5	2,1	24,1	2	0,25	31,6	14,4
Портландцемент	22,5	6,5	62	1	Н.свед.		
Глиноземистый цемент	7,5	45	40	0,5	Н.свед.		
Известь гашеная	1,3	0,3	70,7	1,1	0,02		

Производство портландцемента, который является основным гидравлическим вяжущим в строительстве, в ЛНР отсутствует, поэтому альтернативой ему со всеми присущими экономическими выгодами, приведенными выше, являются бесклнкерные гидравлические вяжущие типа шлакощелочных. Соответствующее эколого-химическое и технологическое обоснование утилизации доменных шлаков в производстве вяжущих строительных материалов приведено в работах [3–7].

Шлакощелочные вяжущие на основе отходов – это гидравлические вяжущие вещества, получаемые измельчением гранулированных шлаков совместно со щелочными компонентами или затворением молотых шлаков растворами соединений щелочных металлов (натрия или калия), дающих щелочную реакцию.

Шлакощелочные вяжущие предложены и исследованы под руководством В. Д. Глуховского в Киевском национальном университете строительства и архитектуры.

Для получения шлакощелочных вяжущих применяют гранулированные шлаки — доменные, электротермофосфорные, цветной металлургии. Необходимое условие активности шлаков — это наличие стекловидной фазы, способной взаимодействовать со щелочами. Тонкость помола должна соответствовать удельной поверхности не менее $3000 \text{ см}^2/\text{г}$.

В качестве щелочного компонента применяют каустическую и кальцинированную соду, поташ, растворимый силикат натрия и др. Обычно используют также попутные продукты промышленности: плав щелочей (содовое производство); содощелочной плав (производство капролактама); содопоташную смесь (производство глинозема); цементную пыль и т. п. Использование щелочесодержащих отходов позволяет получать значительные объемы шлакощелочных вяжущих. Оптимальное содержание щелочных соединений в вя-

жущем в пересчете на Na_2O составляет 2–5 % массы шлака.

Для шлаков с модулем основности (МО) больше единицы могут применяться все щелочные соединения или их смеси, дающие в воде щелочную реакцию, для шлаков с $\text{МО} < 1$ — только едкие щелочи и щелочные силикаты с модулем 0,5–2, несиликатные соли слабых кислот и их смеси могут быть использованы только в условиях тепловлажностной обработки [4].

Высокая активность соединений щелочных металлов, по сравнению с соединениями кальция, дает возможность получить быстротвердеющие высокопрочные вяжущие. Наличие щелочей интенсифицирует разрушение и гидролитическое растворение шлакового стекла, образование щелочных гидроалюмосиликатов и создание среды, способствующей образованию и высокой устойчивости низкоосновных кальциевых гидросиликатов. Малая растворимость новообразований, стабильность структуры во времени являются решающими условиями долговечности шлакощелочного камня.

Начало схватывания этих вяжущих не ранее 30 мин, а конец — не позже 12 ч от начала затворения.

По пределу прочности при сжатии через 28 суток шлакощелочные вяжущие подразделяют на марки от М300 до М1200. Для ускорения набора прочности и уменьшения деформативности в вяжущее вводят добавку цементного клинкера (2–6 %, масс). Предел прочности при сжатии быстротвердеющего шлакощелочного вяжущего в возрасте 3 суток для марок М400 и М500 составляет не менее 50 % марочной прочности, а для марок М600–М1200 — не менее 30 МПа.

Шлакощелочные вяжущие восприимчивы к действию тепловлажностной обработки. При температуре пропаривания 80–90°C цикл обработки может быть сокращен до 6–7 ч, активная часть режима составляет 3–4 ч. Можно значительно снизить и максимальную температуру пропар-

ривания, а также использовать ступенчатые и пиковые режимы обработки.

Контракция шлакощелочных вяжущих в 4–5 раз меньше, чем у портландцемента, вследствие чего они имеют более низкую пористость, что обеспечивает их высокую водонепроницаемость, морозостойкость, относительно низкие показатели усадки и ползучести. Несмотря на интенсивный рост прочности в ранние сроки твердения, тепловыделение у них невысоко (в 1,5–2,5 раза меньше, чем у портландцемента).

Шлакощелочные вяжущие обладают высокой коррозионной стойкостью и биостойкостью. Щелочные компоненты выполняют роль противоморозных добавок, поэтому вяжущие интенсивно твердеют при отрицательных температурах [5].

Исследованиями В. Д. Глуховского, П. В. Кривенко, Е. К. Пушкаревой, Р. Ф. Руновой и других разработан ряд специальных шлакощелочных вяжущих: высокопрочных, быстротвердеющих, безусадочных, коррозионностойких, жаростойких, тампонажных.

Экономическая эффективность их высока. Удельные капиталовложения на производство этих вяжущих в 2–3 раза меньше, чем при производстве портландцемента, так как от-

сутствуют фондо-, капитало- и материалоемкие технологические операции: не нужны разработка месторождений, подготовка сырья, дробление, обжиг и др. Например, сравнивая затраты на производство шлакощелочных вяжущих марок М600–М1200 и портландцемента марки М600, увидим, что их себестоимость ниже в 1,7–2,9 раза, удельный расход условного топлива — в 3–5, электроэнергии — в 2, приведенные затраты в 2–2,5 раза меньше, чем при производстве портландцемента [3, 6].

Процесс изготовления вяжущего включает операцию сушки шлака до остаточной влажности 0–1 % и совместный помол компонентов (рис. 3). Для изготовления шлакощелочного вяжущего шлак и активная минеральная добавка со склада 1 поступают в сушильный барабан 2. Добавка после сушки измельчается на вальцах 3. Подсушенные силикатные компоненты загружают в расходные бункера 4 и 5. Щелочь является гигроскопичным материалом, поэтому ее вводят в бетонную смесь с водой затворения. Если в качестве активатора используется кальцинированная сода или содосодержащие отходы производства, то целесообразно их измельчить совместно со шлаком.

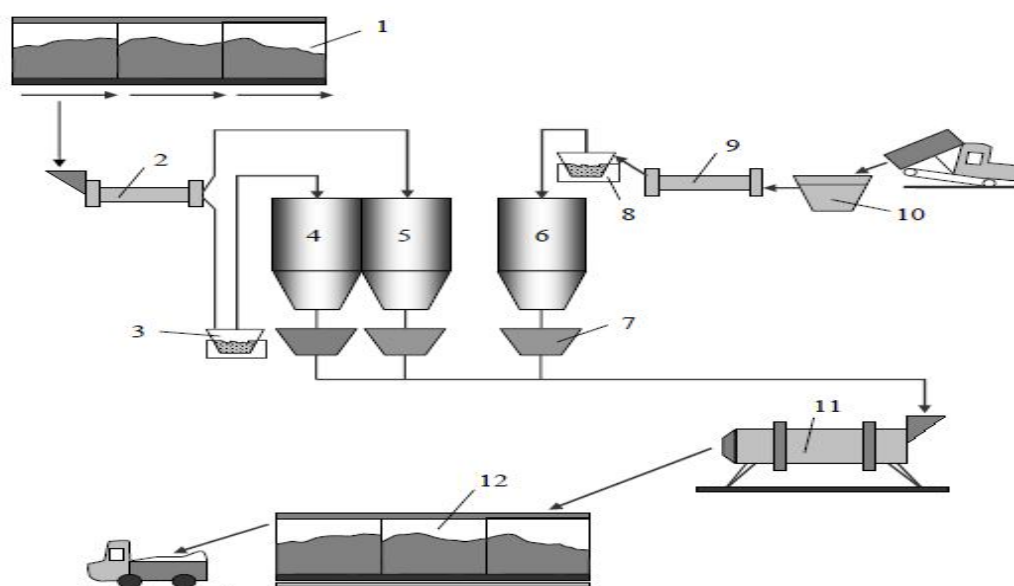


Рисунок 3 Технологическая схема получения шлакощелочного вяжущего

В этом случае активатор со склада 10 поступает в сушильный барабан 9 и измельчается на вальцах 8, после чего загружается в бункер 6. Из расходных бункеров отдозированные компоненты через дозаторы 7 загружают в мельницу 11, где их измельчают до удельной поверхности $3000...3500 \text{ см}^2/\text{г}$. Изготовленное вяжущее поступает на склад 12. При использовании гигроскопичного щелочного компонента, растворимого стекла они вводятся с водой затворения непосредственно в бетономешалку при приготовлении бетонной смеси. Плотность раствора в зависимости от вида щелочного компонента находится в пределах $1,15...1,3 \text{ г/см}^3$. В данном случае помолу подвергается только шлак или шлак с алюмосиликатными добавками.

Технология изготовления конструкций из шлакощелочных бетонов состоит из таких операций, как приготовление бетонной смеси, подготовка формы (чистка, смазка, армирование), формование изделия и тепловлажностная обработка. При использовании готового шлакощелочного цемента возможны два варианта приготовления бетонной смеси:

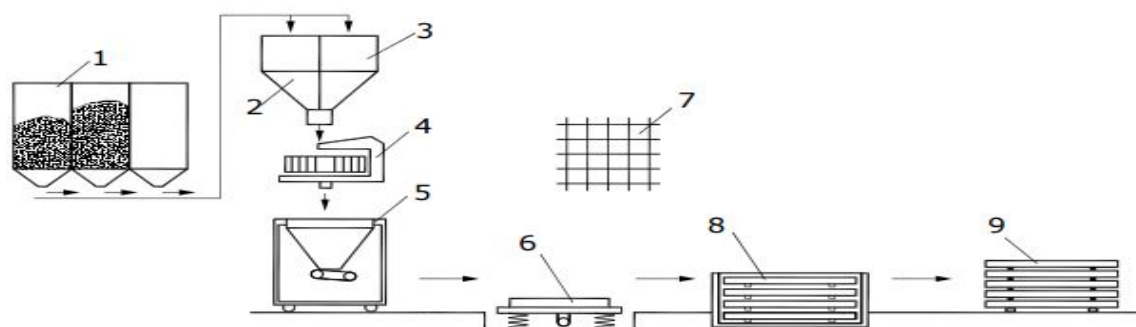
1) одноступенчатый, при котором все компоненты смеси загружают и перемешивают в смесителе;

2) двухступенчатый, при котором для улучшения условий растворения щелочно-

го компонента шлакощелочной цемент предварительно затворяют в специальном смесителе горячей водой, перемешивают в течение 5 мин, затем подают в бетономешалку принудительного действия, где он перемешивается с заполнителем. При помолу шлака без щелочного компонента приготовление бетонной смеси также осуществляется двухступенчатым способом: щелочной компонент в специальном смесителе затворяют водой и перемешивают до полного растворения, затем раствор подают в бетономешалку и перемешивают с заполнителями.

Процессы подготовки опалубки и оснащение ее арматурой не отличаются от аналогичных операций при производстве армированных изделий на других вяжущих (рис. 4). Бетонную смесь приготавливают в смесительных агрегатах 4, куда со склада 1 через расходные бункера 2 и 3 подают сырьевые компоненты. Увлажненную и перемешанную смесь выгружают в бетоноукладчик 5, с помощью которого транспортируют к месту укладки.

При использовании дисперсных заполнителей для приготовления шлакощелочных бетонов перемешивание необходимо производить в бетоносмесителях, обеспечивающих высокую гомогенизацию бетонной смеси.



1 – склад заполнителя и шлакощелочного вяжущего; 2, 3 – расходные бункера; 4 – бетоносмеситель; 5 – бетоноукладчик; 6 – виброустановка; 7 – арматурный цех; 8 – термообработка; 9 – склад изделий и конструкций

Рисунок 4 Технологическая схема производства изделий и конструкций из шлакощелочных бетонов

В этих случаях целесообразно применять двухстадийное перемешивание и последовательное введение компонентов в смесь. На первой стадии готовится вяжущее тесто: в воду затворения с растворенным в ней активатором твердения вводится последовательно вяжущее, а затем дисперсный наполнитель. Для повышения производительности на этом этапе вяжущее и наполнитель могут вводиться совместно в виде заранее приготовленной смеси. Однако целесообразность такой процедуры перемешивания должна быть предварительно проверена с точки зрения возможного снижения прочностных характеристик бетона. На второй стадии полученное вяжущее тесто перемешивается с мелким и крупным заполнителем.

Бетонные смеси с высоким содержанием дисперсного наполнителя или минеральной добавки характеризуются низкой пластичностью. Такие смеси могут формироваться при интенсивном вибрационном уплотнении, а также виброуплотнении с пригрузом, а особо жесткие смеси – при вибропрессовании или прессовании.

В целом технология шлакощелочных бетонов сходна с традиционными технологиями цементного бетона. Это позволяет без значительных затрат на техническое перевооружение перевести производство железобетонных конструкций и бетонных изделий на основе портландцемента на аналогичные изделия из шлакощелочного бетона или бетона на основе других видов вяжущих щелочной активации, а именно:

минерально-щелочных, геошлаковых, геосинтетических, геополимерных и др.

Расчеты Л. И. Дворкина затрат на производство шлакощелочных вяжущих марок 600...1200 и портландцемента марки 600 показывают, что у шлакощелочных вяжущих по сравнению с портландцементом ниже: себестоимость — в 1,7...1,9 раза, удельный расход топлива – в 3...5 раз, электроэнергии – в 2 раза, приведенные затраты — до 2...2,5 раза.

При производстве бетонов на основе шлакощелочных вяжущих используют и заполнители различных видов из шлакового сырья: шлаковый щебень отвалных металлургических шлаков или литой шлаковый щебень, пористые шлаки, шлаковый наполнитель, легкие шлаковые заполнители, гранулированный шлак, шлаковую пемзу.

Выводы

1. Для Луганщины с ее высокой техногенной нагрузкой представляется уникальная возможность создания строительной индустрии, основанной на использовании в качестве сырья шлаков металлургических предприятий и щелочных отходов химических производств.

2. Осуществление этого проекта позволит улучшить экологическую ситуацию в регионе за счет вовлечения в хозяйственный оборот отходов промышленности, создать новые конкурентоспособные предприятия и новые рабочие места, насытить рынок востребованной продукцией и существенно укрепить экономику.

Библиографический список

1. Ковалев, А. А. Повышение экологической безопасности золоотвалов предприятий промышленной энергетики путем извлечения и утилизации из отходов соединений ванадия [Текст]: дис. соиск. ст. канд. техн. наук / А. А. Ковалев. — Донецк, 2013. — 20 с.
2. Дворкин, Л. И. Строительные материалы из отходов промышленности [Текст] : учеб. пособие. / Л. И. Дворкин, О. Л. Дворкин. — Ростов н/Д : Феникс, 2007. — 369 с.
3. Хоботова, Э. Б. Эколого-химическое обоснование утилизации отвалных доменных шлаков в производстве вяжущих материалов [Текст] / Э. Б. Хоботова, Ю. С. Калмыкова // Экологическая химия, 2012. — Вып. 21(1). — С. 27–37.

4. Артамонова, А. В. Шлакощелочные вяжущие на основе доменных гранулированных шлаков центробежно-ударного измельчения [Текст] / А. В. Артамонова, К. М. Воронин // Цемент и его применение, 2011. — С.108–113.

5. Черепанов, К. А. Утилизация вторичных материальных ресурсов в металлургии [Текст] / К. А. Черепанов, Г. И. Черныш, В. М. Динельт, Ю. И. Сухарев. — М. : Металлургия, 1994. — 224 с.

6. Микульский, В. Г. Строительные материалы. Материаловедение и технология [Текст] / В. Г. Микульский, Г. И. Горчаков, В. В. Козлов и др. — М., 2002. — 536 с.

© Дрозд Г. Я.

Рекомендована к печати директором Института строительства, архитектуры и ЖКХ ЛНУ им. В. Даля, д.т.н., проф. Андрійчуком Н. Д., и.о. заведующего каф. СК ДонГТУ к.т.н., доц. Псюком В. В.

Статья поступила в редакцию 29.05.17.

д.т.н. Дрозд Г. Я. (ІБА і ЖКГ ЛНУ ім. В. Даля, м. Луганськ, ЛНР, drozd.g@mail.ru)

ШЛАКОЛУГОВА БУДІВЕЛЬНА ІНДУСТРІЯ — МОЖЛИВА ПЕРСПЕКТИВА ДЛЯ ЛУГАНЩИНИ

У статті піднімається питання розвитку на Луганщині промисловості будівельних матеріалів, заснованій на використанні в якості сировини місцевих відходів промисловості: доменних шлаків металургійних підприємств і лужних відходів хімічних виробництв. Наведена характеристика отримуваної продукції – шлаколугових в'язучих і бетонів на їх основі, а також технологічні схеми для їх виробництва. Показано, що будівельна галузь, заснована на утилізації промислових відходів, є самодостатньою, дозволяє наситити ринок затребуваною будівельною продукцією, створити нові робочі місця і одночасно поліпшити екологічну ситуацію в регіоні за рахунок залучення до господарського обороту великомасштабних промислових відходів.

Ключові слова: промислові відходи, доменний шлак, шлаколугові в'язучі і бетони, будівельні матеріали, утилізація.

Doctor of Tech. Sci. Drozd G. Ya (V. Dahl ICEA and BCU LSU, Lugansk, LPR, drozd.g@mail.ru)

THE SLAG-ALKALI CONSTRUCTION INDUSTRY AS POSSIBLE CHANCE FOR LUGANSKCHINA

The paper brings up a point of developing the building materials industry in Luganskchina based on using industrial wastes as a raw material produced by the local industry e.g. blast furnace slag from iron-and-steel production and alkaline wastes from chemical production. There has been given the characteristics of products produced – the slag-alkali binders and concrete on its base as well the flow diagrams for their producing. It is shown that civil engineering based on industrial waste reuse is sustainable and allows to flood the market with high-demand building materials, create new workplaces and simultaneously improve ecological situation in the region involving large industrial waste stocks into economic circulation.

Key words: industrial waste, blast-furnace slag, slag-alkali binders, concrete, building materials, reuse.

УДК 624.042.65

к.т.н. Псюк В. В.,
к.т.н. Балашова О. С.,
Никишина И. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СВАРКИ ДЛЯ РЕГУЛИРОВАНИЯ ОСТАТОЧНОГО НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ

В статье рассматривается влияние остаточных напряжений на несущую способность сварных строительных конструкций, а также возможность регулирования остаточного напряженного состояния с помощью накладки электродуговой сваркой холостых валиков. Приведен алгоритм расчета параметров электродуговой сварки в зависимости от количества наносимых швов, остаточного прогиба элемента.

Ключевые слова: остаточное напряженное состояние, электродуговая сварка, остаточный прогиб, сжатые элементы.

Остаточные напряжения оказывают влияние на несущую способность, устойчивость и деформативность сварных строительных конструкций. Это влияние неоднозначно, поэтому актуальным является вопрос об изучении распределения остаточных напряжений, а также о регулировании внутреннего напряженно-деформированного состояния конструкций. В полной мере этот вопрос представляет интерес и для конструкций из труб квадратного сечения.

Необходимость в проведении настоящих исследований возникла в связи с отсутствием в действующей нормативной литературе СНиП II-23-81* [1] и ДБН В.2.3-14:2006 [2] рекомендаций по определению ОНС и его учета при расчетах сжатых элементов из стальных труб.

Температурное состояние металла сварного соединения определяется количеством вносимого тепла, продолжительностью нагрева, теплофизическими характеристиками металла, геометрическими размерами изделия.

Сварочная дуга является мощным концентрированным источником теплоты. Большая часть электрической энергии, потребляемой дугой, превращается в тепловую. Эффективная тепловая мощность сварочной дуги определяется по формуле (1):

$$q = \eta \cdot I_{св} \cdot U_{св}, \quad (1)$$

где η — эффективный КПД процесса нагрева; $I_{св}$ — сварочный ток, А; $U_{св}$ — напряжение дуги, В.

Погонная энергия сварки, которая характеризует количество теплоты, вводимое в 1 см длины однопроходного шва или валика, определяется по формуле (2):

$$q_n = \frac{q}{v_{св}}, \quad (2)$$

где $v_{св}$ — скорость сварки.

Погонная энергия является основным показателем для выбора режима сварки. Параметрами, по которым осуществляется подбор режима сварки, являются ток $I_{св}$ и скорость сварки $v_{св}$. Величина тока в наибольшей степени определяет тепловую мощность дуги. С увеличением тока возрастают длина и ширина сварочной ванны, а также глубина проплавления металла. При назначении тока учитывают толщину свариваемого металла, диаметр электрода, тип шва и положение его в пространстве. Диаметр электрода подбирают с учетом толщины металла. Величину тока можно определить, пользуясь эмпирической формулой (3):

$$I_{св} = (20 \pm 6 \cdot d_э) \cdot d, \quad (3)$$

где $d_э$ — диаметр электрода, мм.

Напряжение дуги при ручной дуговой сварке изменяется в узких пределах (20–36 В) и при расчетах режима сварки не регламентируется. Скорость сварки определяется по формуле:

$$v_{св} = \frac{\alpha_n \cdot I_{св}}{F \cdot \varphi}, \quad (4)$$

где α_n — коэффициент наплавки, г/А·ч; F — площадь поперечного сечения однопроходного шва, мм²; φ — плотность наплавленного металла, г/см³.

На основе общих принципов расчета сварочных деформаций, предложенных Н. О. Окербломом [3], можно рассчитать количество теплоты, необходимое для осуществления предварительного напряжения центрально- и внецентренно-сжатых элементов из труб квадратного сечения.

Для создания минимальных остаточных деформаций стержня задаемся остаточным прогибом элемента из труб квадратного сечения, который возникает после наплавки холостых валиков по образующим:

$$f = -\frac{L}{1000}, \quad (5)$$

где L — длина трубы, см.

Учитываем, что холостой валик наплавляется на части длины элемента, поэтому его прогиб посередине длины определяется по формуле:

$$f = \chi_{mp} \cdot \frac{a}{4} \cdot \left(L - \frac{a}{2} \right), \quad (6)$$

где χ_{mp} — общая кривизна трубы после наплавки холостого валика сварного шва;

a — участок, на котором наплавлялся холостой валик сварного шва, первоначально задается $a = 0,1 \times L$, мм.

Наплавку холостого валика выполняют в средней части длины трубы в направле-

нии от центра к краям (рис. 1), при этом длина швов составляет $l_{шв} = a/2$.

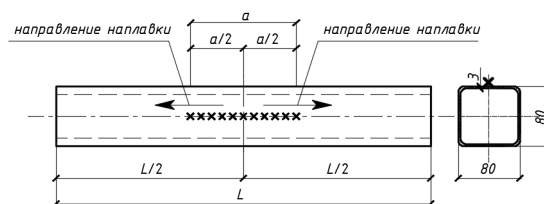


Рисунок 1 Схема расположения и направления наплавки холостых валиков

Приравняв уравнения (5) и (6), получаем:

$$-\frac{L}{1000} = \chi_{mp} \cdot \frac{a}{4} \cdot \left(L - \frac{a}{2} \right). \quad (7)$$

Преобразовав уравнение (7), определяем общую кривизну трубы:

$$\chi_{mp} = -\frac{8 \cdot L}{1000 \cdot a \cdot (2 \cdot L - a)}. \quad (8)$$

Определяем погонную энергию сварки при наплавке одного или нескольких холостых валиков по образующим на трубчатых элементах, пользуясь общей формулой расчета:

$$q_{nm} = \frac{\chi_{mp} \cdot I_x}{\mu \cdot \sum y'}, \quad (9)$$

где μ — коэффициент, учитывающий тип металла, см³/кал;

I_x — момент инерции сечения трубы относительно оси x , см⁴;

$\sum y'$ — сумма расстояний от главной центральной оси до сварных швов холостых валиков, см.

При внецентренном сжатии необходимо наплавлять один или два холостых валика по образующим (рис. 2, 3) со стороны приложения нагрузки для обеспечения рационального перераспределения остаточных напряжений в элементе из труб квадратного сечения.

При наплавке одного валика в формулу (9) подставляют значение $y' = r$.

При центральном сжатии рационально наплавлять четыре холостых валика под углом 90° (рис. 4). При этом $\sum y' = 0$ ($\sum x' = 0$). В данном случае погонная энергия сварки определяется как для одного холостого валика, наплавленного по одной из главных осей трубы.

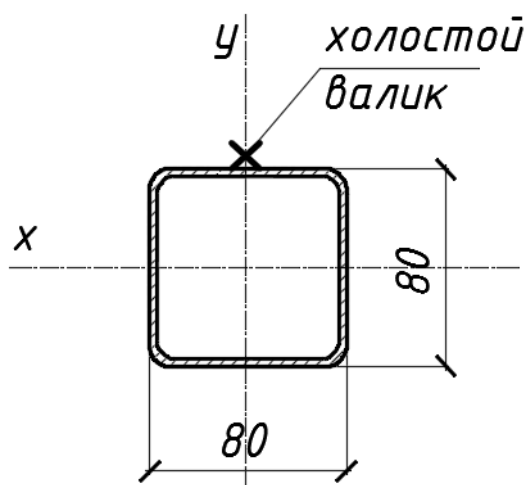


Рисунок 2 Схема наплавки одного холостого валика по одной из главных осей трубчатого элемента

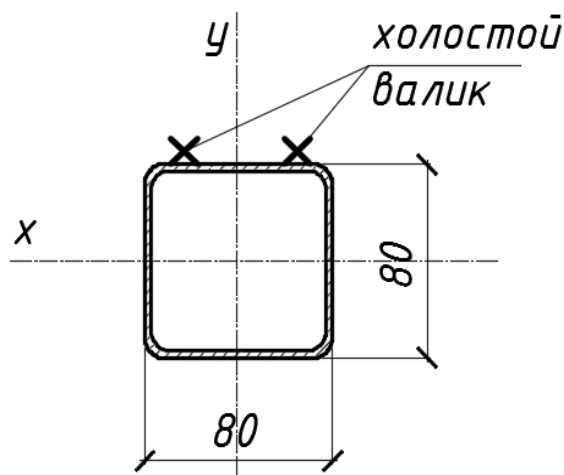


Рисунок 3 Схема наплавки двух холостых валиков с одной стороны главной оси трубчатого элемента

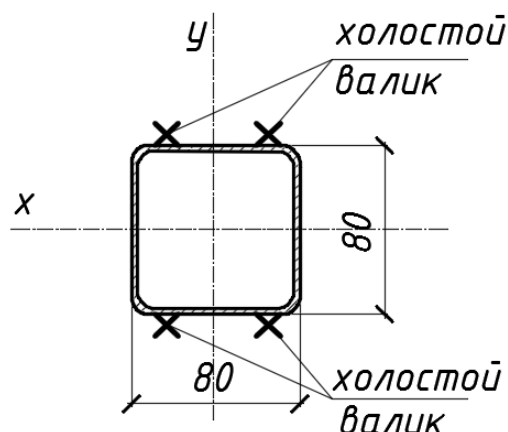


Рисунок 4 Схема наплавки четырех холостых валиков с обеих сторон главной оси трубчатого элемента

Выполняем проверку условия:

$$0 < \frac{q_{nm}}{A_{mp}} < 625 \left(\frac{\text{Дж}}{\text{см}^3} \right), \quad (10)$$

где A_{mp} — площадь поперечного сечения трубы, см^2 .

Если условие не выполняется, тогда изменяем длину участков, на которые наплавляют холостые валики, исходя из условия допустимого прогиба, и выполняем расчет заново.

Определяем величину тока:

$$I_{св} = \frac{v_{св} \cdot q_{nm}}{0,24 \cdot U \cdot \eta}, \quad (11)$$

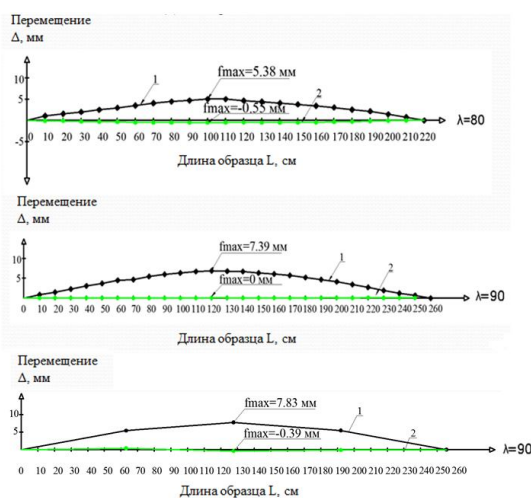
где $v_{св}$ — скорость сварки, принимают $v_{св} = 1,0 \div 1,2$ см/сек, U — напряжение дуги, принимают $U = 20 \div 36$ В; η — коэффициент КПД нагрева изделия для дуговой сварки, принимают $\eta = 0,6 \div 0,85$; 0,24 — коэффициент, учитывающий влияние, оказываемое несинусоидальностью кривых напряжения и тока на мощность дуги при сварке на переменном токе.

В ходе расчетов уточняем длину участков, на которые наплавляется холостой валик, исходя из условия допустимого прогиба.

Данная методика была использована

для правки элементов из труб квадратного сечения различной гибкости, которые имели остаточный прогиб после проведения испытания на устойчивость.

Для этого уточнялась стрела остаточного прогиба каждого образца: по длине образца были размечены точки с интервалом 10 см и в каждой точке при помощи прогибомера определялась величина остаточного прогиба. Результаты измерений образцов 2ГК8-2.5, 3ГК8-2.8, 9ГК8-2.8 приведены на рисунке 5.



1 – остаточный прогиб после испытания на устойчивость; 2 – остаточный прогиб после правки сваркой

Рисунок 5 График распределения остаточного прогиба ($f_{ост}$) по длине образцов 2ГК8-2.5 (а), 3ГК8-2.8 (б), 9ГК8-2.8 (в)

На основе предложенной методики и справочных данных [4] было определено количество теплоты, необходимое для осуществления предварительного напряжения элементов из труб квадратного сечения.

Таким образом, были установлены параметры сварки, необходимые для правки элементов из труб квадратного сечения с остаточным прогибом. Были приняты электроды типа АНО-21, диаметр электродов \varnothing 3–4 мм, максимальная сила тока и напряжение достигали 140 А и 30 В соответственно, катет шва — 5 мм, высота шва — 2–5 мм, общая длина шва — 80 см.

Правка элементов выполнялась путем наплавки валиков сварных швов на растянутой стороне образцов (рис. 6).

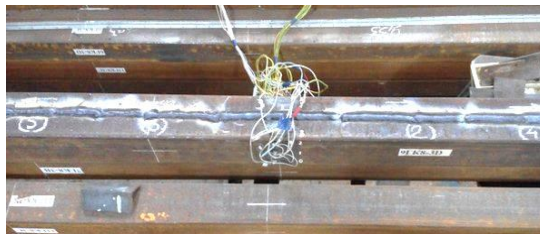


Рисунок 6 Правка элементов путем наплавки валиков сварных швов на растянутой стороне образцов

После правки повторно определялась стрела остаточного прогиба каждого образца (рис. 5).

Как видно из полученных результатов, предложенная методика позволила определить достоверные параметры наплавки холостых валиков на образцах из труб квадратного сечения, имеющих остаточный прогиб, для их правки. При этом данный процесс сопровождается изменением остаточного напряжённого состояния в сечении элемента [5]. Исследование устойчивости образцов после правки [6] показало, что образцы, которые подверглись регулированию остаточного напряжённого состояния путём наложения сварного шва, имели несущую способность на 10–20 % выше исходных образцов.

Выводы:

1. Предложена методика определения необходимого количества тепловой энергии, вводимой в элемент после выполнения регулирования ОНС путем наплавки холостых валиков сварных швов на элементы из труб квадратного сечения, с учетом остаточных деформаций.

Методика позволяет при заданной величине относительного прогиба определить параметры технологического процесса сварки (подобрать диаметр электрода, напряжение и силу тока).

После наплавки сварного шва по предлагаемой методике в элементе практически отсутствует остаточный прогиб.

2. Данная методика позволяет производить регулирование ОНС элементов из труб квадратного сечения как на стадии проектирования для создания предварительного

напряжения элементов в состоянии поставки, так и для правки элементов, имеющих остаточные прогибы при их усилении.

Библиографический список

1. СНиП II-23-81*. Стальные конструкции [Текст]. — М. : ЦИТП Госстроя СССР, 1990. — 96 с.
2. ДБН В.2.6-163:2010. Конструкції будівель та споруд. Сталеві конструкції. Норми проектування, виготовлення, монтажу [Текст]. — К. : Мінрегіонбуд України, 2010. — 202 с.
3. Очерблом, Н. О. Расчет деформаций металлоконструкций при сварке [Текст] / Н. О. Очерблом. — М.; Л. : Машигиз, 1955. — 212 с.
4. Малышев, Б. Д. Сварка и резка в промышленном строительстве: справочник строителя [Текст] / Б. Д. Малышев, А. И. Акулов, Е. К. Алексеев и др. — М. : Стройиздат, 1989. — 590 с.: ил.
5. Псюк, В. В. Распределение остаточных напряжений в стальных трубах квадратного сечения [Текст] / В. В. Псюк, И. А. Никишина // Збірник наукових праць Українського інституту сталевих конструкцій імені В. М. Шимановського. — К. : Вид-во "Сталь", 2014. — Вип. 14. — С. 129–135.
6. Псюк, В. В. Расчёт сталежелезобетонных перекрытий с учётом влияния неупругих свойств железобетона [Текст] / В. В. Псюк, В. В. Риблов, Е. В. Кондратюк // Вестник строительства и архитектуры. — Орел : ООО ПФ «Картуш», 2015. — Вып. 4. — С. 56–61.
7. Голоднов, А. И. Использование термических воздействий при усилении строительных конструкций металлическими элементами [Текст] / А. И. Голоднов // Буд. конструкції: Міжвідом. наук.-техн. зб. — К. : НДІБК, 2003. — Вип. 58. — С. 14–20.

© Псюк В. В.

© Балашова О. С.

© Никишина И. А.

Рекомендована к печати заведующим каф. АПиИГ ДонГТУ, к.т.н., доц. Бондарчуком В. В., д.т.н., проф. каф. ГиПС ИСАиЖКХ ЛНУ им. В. Даля Дроздом Г. Я.

Статья поступила в редакцию 14.06.17.

к.т.н. Псюк В. В., к.т.н. Балашова О. С., Нікішина І. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ЗВАРЮВАННЯ ДЛЯ РЕГУЛЮВАННЯ ЗАЛИШКОВОГО НАПРУЖЕНОГО СТАНУ

В статті розглянуто вплив залишкових напружень на несучу здатність зварних будівельних конструкцій, а також можливість регулювання залишкового напруженого стану за допомогою накладки електродуговим зварюванням холостих валиків. Наведено алгоритм розрахунку параметрів електродугового зварювання в залежності від кількості нанесених швів, залишкового прогину елемента.

Ключові слова: залишковий напружений стан, електродугове зварювання, залишковий прогин, стиснуті елементи.

PhD Psiuk V. V., PhD Balashova O. S., Nikishina I. A. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

DETERMINING THE WELDING PARAMETERS FOR CONTROLLING THE RESIDUAL STRESS

The paper examines influence of residual stresses on bearing capacity of welded building constructions as well the possibility to control the residual stress by welding on idler spindles using electric arc welding. There has been given the calculation scheme for electric arc welding parameters depending on number of bead joints and residual element deflection.

Key words: residual stress, electric arc welding, residual deflection, compressed elements.

УДК 624.012.45

к.т.н. Емец Е. В.,
 Коняшкина О. А.,
 Никишина И. А.
 (ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПРОДОЛЬНЫХ УСИЛИЙ НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МНОГОЭТАЖНЫХ РАМ НА НЕРАВНОМЕРНО ДЕФОРМИРУЕМОМ ОСНОВАНИИ

Исследовано напряженно-деформированное состояние многоэтажных рам при воздействии на них перемещений основания. Проанализированы факторы влияния продольных усилий, вызванных вертикальными нагрузками, на напряженно-деформированное состояние многоэтажных рам.

Ключевые слова: перемещение оснований, деформированное основание, напряженно-деформированное состояние, рамные системы, жесткость.

Характер влияния продольных усилий, возникающих в стойках рамы от вертикальных нагрузок, на величины расчетных изгибающих моментов в сечении элементов рассмотрен при каждом виде воздействия перемещений основания отдельно:

- симметричные и несимметричные оседания;
- симметричные и несимметричные горизонтальные перемещения;
- крен здания.

При этом за 100 % были приняты величины моментов в сечениях, полученные из статического расчета рамы с учетом податливости основания. Воздействие общего крена основания при статическом расчете можно заменить горизонтальными составляющими нагрузок в уровне соответствующих перекрытий.

Величина горизонтальных составляющих нагрузок принималась равной произведению суммарных вертикальных нагрузок по перекрытию и величины крена основания. Расчетная схема рамы на симметричные и несимметричные перемещения основания приведена на рисунке 1.

На рисунках 2–8 приведены графики изменения величин изгибающих моментов в сечениях элементов рамы (в процентном отношении при возрастании вертикальных нагрузок от нуля до критического значения).

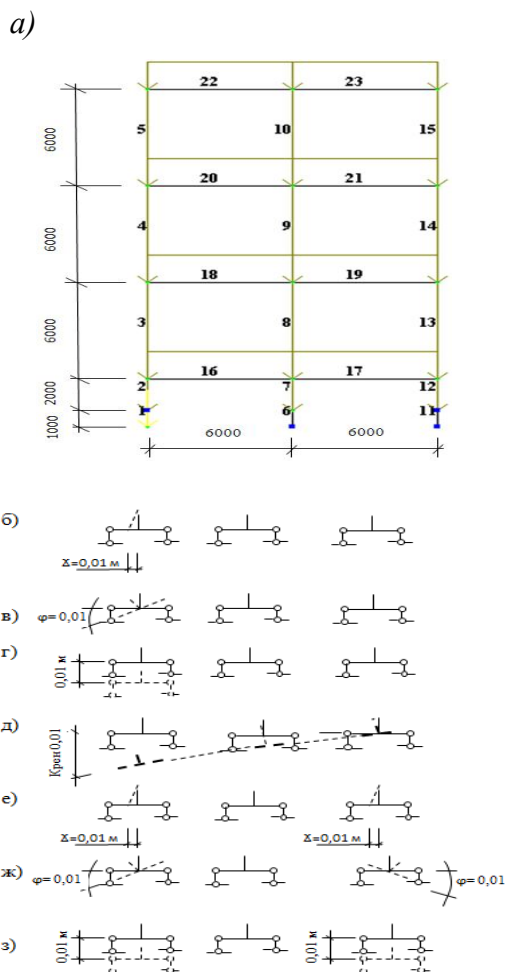


Рисунок 1 Расчетная схема многоэтажной рамы на симметричные и несимметричные перемещения основания

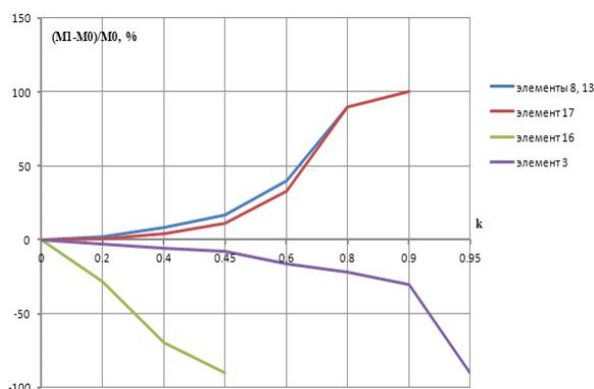


Рисунок 2 Влияние продольного изгиба на величины расчетных усилий в опорных сечениях элементов рамы при воздействии несимметричных горизонтальных перемещений основания

Несимметричные горизонтальные перемещения основания (рис. 1, б) вызывают максимальные по абсолютной величине усилия в колоннах и ригелях первого этажа. При этом наибольшие значения усилий возникают в сечениях колонны, под фундаментом которой происходят горизонтальные перемещения основания, а также в сечении ригеля, примыкающего к этой колонне. С возрастанием вертикальных нагрузок (рис. 2) усилия в сечениях нагруженной колонны (элемент 3 узел ригеля и колонны и узел колонны и фундамента) и в сечении примыкающего к ней ригеля (элемент 16) незначительно уменьшаются. Из рисунка видно, что при отношении вертикальных нагрузок и их критических значений, равном 0,5 ($k = 0,5$), изменения расчетных усилий не превышают 10 %. Значительное уменьшение изгибающих моментов в узле сопряжения ригеля и колонны не может сильно повлиять на напряженно-деформированное состояние рамы, так как по величине это усилие на порядок меньше усилий в других сечениях элементов первого этажа. Усилия в остальных сечениях ненагруженных элементов первого этажа при возрастании вертикальных нагрузок возрастают пропорционально уменьшению усилий в нагруженных элементах. При $k = 0,5$ они из-

меняются не более чем на 10 %, а при $k = 0,8$ – до 35 %.

Несимметричные повороты основания (рис. 1, в) вызывают наибольшие по абсолютной величине усилия в сечениях элементов первого этажа. С возрастанием вертикальных нагрузок (рис. 3) усилия в сечениях стойки, воспринимающей поворот (элемент 3 узел ригеля и колонны и узел колонны и фундамента), и в сечении примыкающего к ней ригеля (элемент 16) значительно уменьшаются. При этом отмечается, что чем больше по абсолютной величине усилие, тем медленнее оно уменьшается. А именно, при отношении вертикальных нагрузок к их критическим значениям $k = 0,5$ наибольшее значение изгибающего момента уменьшается на 16 % (элемент 3), а усилие в сечениях элементов 3, 16 изменяется более чем в 2 раза. Причем изменения значений усилий не только в численном выражении, но и в знаковом.

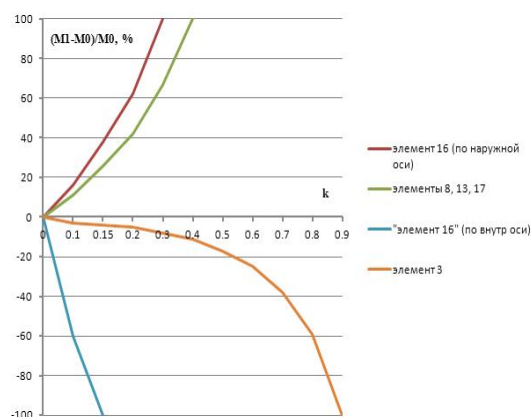


Рисунок 3 Влияние продольного изгиба на величины расчетных усилий в опорных сечениях элементов рамы при воздействии несимметричных поворотов основания

При $k = 0,8$ усилия в сечениях элемента 3 (узел колонны и фундамента) уменьшаются на 55 %, а в сечениях элементов 3 (узел ригеля колонны), 16 более чем в 4 раза. Усилия в сечениях ненагруженных элементов первого этажа при возрастании вертикальных нагрузок возрастают пропорционально уменьшению усилий в нагруженных элементах. При $k = 0,5$ они увеличены на 75 %.

Несимметричные оседания основания (рис. 1, г) вызывают значительные усилия по всем этажам рамы (рис. 2). Наибольшие по абсолютной величине усилия при этом возникают в ригелях. Максимальные усилия в колоннах возникают в сечениях крайних рядов колонн и в нижнем этаже среднего ряда. Во втором и третьем этаже усилия в колоннах среднего ряда на порядок меньше. При увеличении вертикальных нагрузок (рис. 4) усилия в сечениях ригелей, примыкающих к колонне, фундамент которой оседает (элементы 16, 18, 20), уменьшаются, а в симметричных им относительно оси рамы сечениях незагруженных ригелей (элементы 17, 19, 21) увеличиваются.

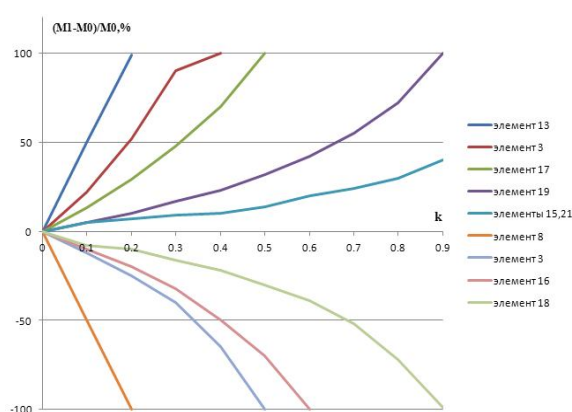


Рисунок 4 Влияние продольного изгиба на величины расчетных усилий в опорных сечениях элементов рамы при воздействии несимметричных осадок основания

При этом во втором и третьем этажах для симметричных сечений имеет место обратно пропорциональная зависимость. При отношении вертикальных нагрузок к их критическим значениям $k = 0,5$ в сечениях ригелей и колонн верхнего этажа усилия изменяются на 5–15%, второго этажа — на 25–35%. При $k = 0,8$ эти изменения составляют соответственно 15–20 %, 40–70 %.

В сечениях элементов первого этажа (элементы 3, 8, 13, 16, 17) расчетные усилия при возрастании вертикальных нагрузок более резко изменяются, а в отдельных

сечениях (элементы 3, 8, 16) меняют знак на противоположный. Так, в сечениях ригеля, примыкающего к загруженной колонне (элемент 16), усилия уменьшаются при $k = 0,5$ на 40–70 %, а при $k = 0,8$ — более чем в 2 раза и меняют знак. В верхних сечениях загруженной колонны (элемент 3) и средней колонны (элемент 8) уже при $k = 0,5$ усилия уменьшаются более чем в 2 раза. В нижних сечениях колонн первого этажа (элементы 3, 8, 13) и в верхнем сечении правой незагруженной колонны (элемент 13) усилия резко возрастают, и при $k = 0,5$ наблюдается рост значений усилий более чем в 2 раза.

Расчет рамной системы от воздействия крена основания, вызванного горными выработками, позволяет определить величины изгибающих моментов во всех сечениях рамы (рис. 5), которые значительно превышают полученные в результате статического расчета.

Так, при $k = 0,5$ разница в величинах расчетных усилий для сечений ригелей верхнего этажа (элемент 20) составляет 25 %, второго этажа (элемент 18) — почти 40 %, первого этажа (элемент 16) — 75 %, для сечений колонн верхнего этажа (элементы 5, 10) — до 25 %, второго этажа (элементы 4, 9) — 30–50 %, первого этажа (элементы 3, 8) — более 90 %. При соотношении $k = 0,8$ учет продольного изгиба дает величины усилий в сечениях элементов нижних этажей, более чем в 2 раза превышающие расчетные усилия, полученные при статическом расчете.

При симметричных относительно основания рамы перемещениях расчет рамы на неравномерные воздействия основания дает более точные величины расчетных усилий в сечениях элементов (рис. 6, 7, 8), которые при отношении величин вертикальных нагрузок к их критическим значениям $k < 0,5$ не превышают 5 %, при $k = 0,5$ –10 %, и только при $k = 0,8$ достигают 20 %.

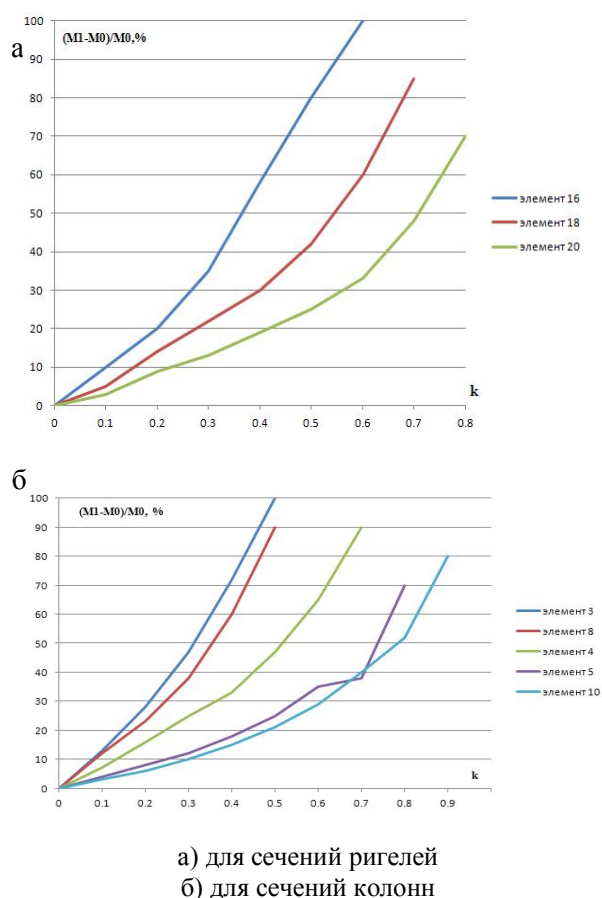


Рисунок 5 Влияние продольного изгиба на величины расчетных усилий в опорных сечениях элементов рамы при воздействии общего крена основания

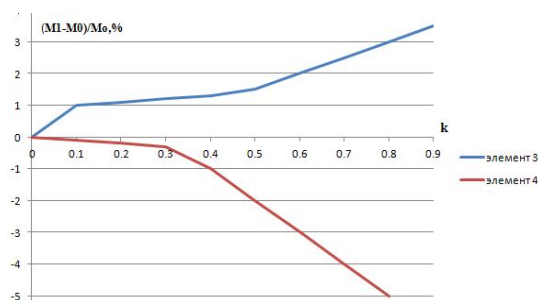


Рисунок 6 Влияние продольного изгиба на величины расчетных усилий в опорных сечениях элементов рамы при воздействии симметричных перемещений основания (горизонтальных перемещений)

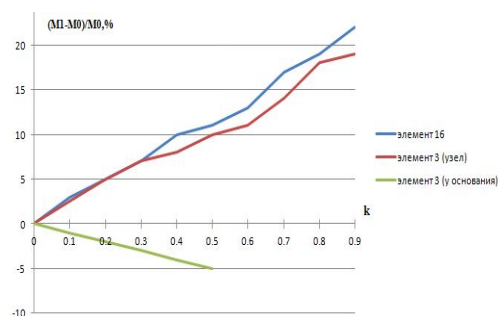


Рисунок 7 Влияние продольного изгиба на величины расчетных усилий в опорных сечениях элементов рамы при воздействии симметричных перемещений основания (поворотов)

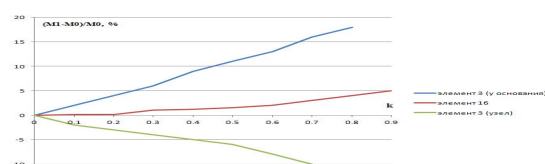


Рисунок 8 Влияние продольного изгиба на величины расчетных усилий в опорных сечениях элементов рамы при воздействии симметричных перемещений основания (осадок)

Вывод:

1. Учет податливости основания при расчете многоэтажных рам на воздействие горизонтальных перемещений основания снижает величины максимальных расчетных усилий в ригелях первого этажа на 40–50 %, а в колоннах первого этажа — на 50–80 %.

2. При расчете многоэтажных рам на воздействия поворотов основания учет податливости защемления фундамента снижает величины расчетных усилий на 75 %.

3. Учет податливости основания при расчете рамных систем на воздействие неравномерных оседаний основания снижает величины максимальных расчетных усилий на 70 %.

4. Наибольшее влияние на величины расчетных усилий в элементах многоэтажных рам при расчете их на горизонтальные перемещения основания и повороты оказывает податливость основания, обусловленная неравномерным сжатием грунта.

5. Расчет рамы на воздействие несимметричных горизонтальных перемещений основания с учетом изгибающего влияния продольных усилий при $k < 0,5$ не превышают 5 %, при $k = 0,5$ –10 %, и только при $k = 0,8$ достигают 20 %.

6. Влияние изгибающего воздействия продольных усилий возрастает при приближении величин вертикальных нагрузок к критическим значениям.

7. Статический расчет рам на воздействие несимметричных поворотов и оседаний основания не отражает фактического напряженного состояния многоэтажных рам. Так, при вертикальных нагрузках, составляющих 10 % от критических, разница в усилиях, полученных в результате статического расчета и с учетом изгибающего влияния продольных усилий, составляет 50 %. Этот факт важно учитывать при расчете рам на подрабатываемых территориях, особенно когда здание расположено вблизи мульды сдвижения.

8. Статический расчет многоэтажных рам каркасных зданий на общий крен осно-

вания дает удовлетворительные результаты только при вертикальных нагрузках, составляющих не более 10 % от их критических значений. При более высоких значениях вертикальных нагрузок учет изгибающего влияния продольных усилий изменяет напряженно-деформированное состояние в сторону увеличения расчетных усилий в сечениях конструкций. Этот факт необходимо учитывать при проектировании высотных каркасных зданий, в которых продольные усилия в колоннах нижних этажей достигают максимальных величин, а воздействия горизонтальных перемещений, поворотов и оседаний основания могут быть частично локализованы в уровне фундаментов путем устройства их в виде сплошных плит, перекрестных балок.

9. При вертикальных нагрузках, не превышающих 50 % их критических значений, расчет на симметричные относительно оси рамы перемещения основания можно выполнять без учета изгибающего влияния продольных усилий.

Библиографический список

1. Клепиков, С. Н. Расчет сооружений на деформируемом основании [Текст] / С. Н. Клепиков. — К. : НИИСК, 1996. — 204 с.
2. Малышев, М. В. Прочность грунтов и устойчивость оснований [Текст] / М. В. Малышев. — М. : Стройиздат, 1977. — 176 с.
3. Гольшев, А. Б. Железобетонные конструкции [Текст] / А. Б. Гольшев, В. П. Полищук, В. Я. Бачинский. — К. : Логос, 2001. — 420 с.
4. Эренбург, В. М. Эксплуатационные пластические шарниры в железобетонных ригелях рамных каркасов общественных зданий [Текст]: автореф. дис. канд. техн. наук / В. М. Эренбург. — М., 1994. — 24 с.
5. Емец, Е. В. Совершенствование методов расчета конструкций каркасных зданий при неравномерных осадках основания [Текст] / Е. В. Емец // Современные проблемы строительства: ежегодный научно-технический сборник. — Донецк : Донецкий ПромстройНИИпроект, ООО «Лебедь», 2003. — Вып. 1(6). — С. 46–50.

© Емец Е. В.

© Коняшкина О. А.

© Никишина И. А.

Рекомендована к печати и.о. заведующего каф. СК ДонГТУ, к.т.н., доц. Псюком В. В., д.т.н., проф. каф. ГиПС ИСАиЖКХ ЛНУ им. В. Даля Дроздом Г. Я.

Статья поступила в редакцию 22.05.17.

к.т.н. Ємець О. В., Коняшкіна О. А., Нікішина І. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

АНАЛІЗ ВПЛИВУ ПОЗДОВЖНІХ ЗУСИЛЬ НА НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНІЙ СТАН БАГАТОПОВЕРХОВИХ РАМ НА НЕРІВНОМІРНО ДЕФОРМОВАНІЙ ОСНОВІ

Досліджено напружено-деформований стан багатопверхових рам при впливі на них переміщень основи. Проаналізовані фактори впливу поздовжніх зусиль, викликаних вертикальними навантаженнями, на напружено-деформований стан багатопверхових рам.

Ключові слова: *переміщення основ, деформована основа, напружено-деформований стан, рамні системи, жорсткість.*

PhD Yemets E. V., Koniashkina O. A., Nikishina I. A. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

ANALYZING ON THE INFLUENCE OF AXIAL FORCES ON STRESS-STRAIN STATE OF MULTISTORY BENTS WITH UNEQUALLY DEFORMED BASEMENT

The stress-strain state of multistory bents has been examined when the basement displacement influenced them. The influences of axial forces caused by vertical loads on the stress-strain state of multistory bents have been analyzed.

Key words: *basement displacement, deformed basement, stress-strain state, framed systems, rigidity.*

**МАШИНОСТРОЕНИЕ
И МАШИНОВЕДЕНИЕ**

**МАШИНОБУДУВАННЯ
ТА МАШИНОЗНАВСТВО**

**MECHANICAL ENGINEERING
AND MACHINE SCIENCE**

УДК 669.1

Сахаров Б. А.,
к.т.н. Ульяницкий В. Н.,
к.т.н. Левченко Э. П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР),
к.т.н. Бурцев Г. Г.
(ЛНАУ, г. Луганск, ЛНР)

ИССЛЕДОВАНИЕ, АНАЛИЗ И СРАВНЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ КОНСТРУКЦИЙ ШПИНДЕЛЬНОГО СОЕДИНЕНИЯ РАБОЧИХ КЛЕТЕЙ 1250 И 1300

Проведены исследования надежности шарниров клеток 1250 и 1300 со стороны двигателей. Получены законы распределения отказов. В соответствии с полученными данными проведен сравнительный анализ конструкций шпиндельных соединений, а также дано обоснование целесообразности этих конструкций в зависимости от технического и экономического факторов.

Ключевые слова: надежность, отказ, шарнир, законы распределения отказов, шпиндельное соединение, прокатная клеть.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Одной из главных задач повышения надежности металлургического оборудования, в том числе тяжело нагруженных опор прокатных станов, является период безотказности его работы. Основным видом отказов при этом является выход из строя шарниров шпиндельных узлов в приводных линиях обжимных клетей.

Известны различные способы определения количественных показателей надежности [1], однако наиболее достоверные результаты дают стендовые лабораторные испытания или исследования оборудования в реальных условиях эксплуатации.

Исследование надежности металлургического оборудования при эксплуатации почти не поддается планированию и требует больших затрат времени на получение заданного объема однородных исходных данных. Отчасти обусловлено это тем, что фиксация отказов в технической документации ведется разными лицами. Преимущества этого способа — низкая цена испытаний и полное соответствие экспериментальных результатов условиям эксплуатации.

Методика определения количественных значений показателей надежности сводится к последовательному решению таких

задач: сбор данных, их анализ, установление вида закона отказов, степени близости эмпирического и теоретического распределения, вычисления параметров закона отказов и показателей надежности исследуемого изделия [2, 3].

Сведения об отказах получают в виде выборок из генеральной совокупности, представляющих собой полную историю эксплуатации машин. С увеличением объема выборки функция распределения исследуемого параметра приближается к функции его распределения для генеральной совокупности. Поэтому их значения можно получить из выборки лишь с некоторой вероятностью в виде оценки функции распределения генеральной совокупности как статистической функции распределения [1].

Постановка задачи. Задачей исследований является анализ и сравнение надежности конструкций шарнирных соединений шпиндельных устройств рабочих клетей 1250 и 1300 в условиях действующего производства.

Изложение материала и его результаты. Эффективность шарнирных соединений на подшипниках качения комбинированного шпиндельного соединения клетки 1300 оценивается гистограммой распреде-

ления наработки на отказ (рис. 1), когда предварительно можно предположить, что для них свойственен нормальный закон распределения отказов [4, 5].

Данный закон характерен для времени возникновения отказов, вызванных старением на основе оценки надежности изделий при наличии постепенных (связанных с износом) отказов.

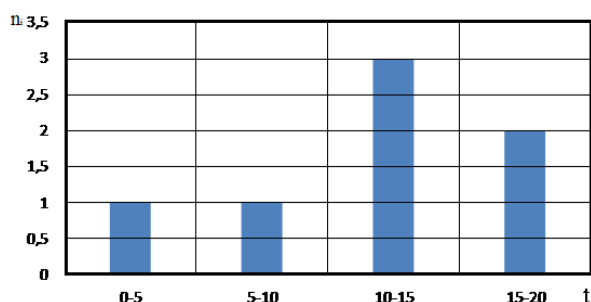


Рисунок 1 Периоды наработки на отказ

На рисунках 2–5 соответственно изображены функция распределения, вероятность безотказной работы, плотность распределения и интенсивность отказов шпиндельного шарнира на подшипниках качения.

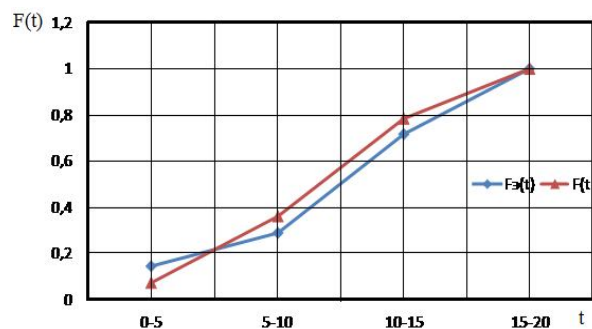


Рисунок 2 Функция распределения

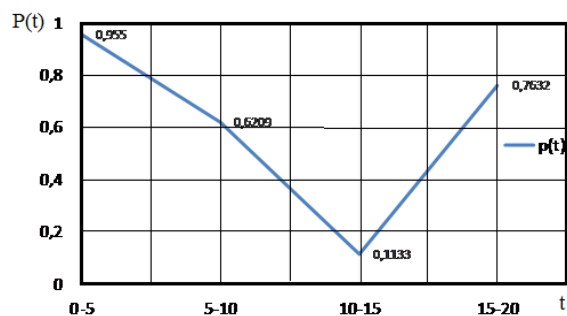


Рисунок 3 Вероятность безотказной работы

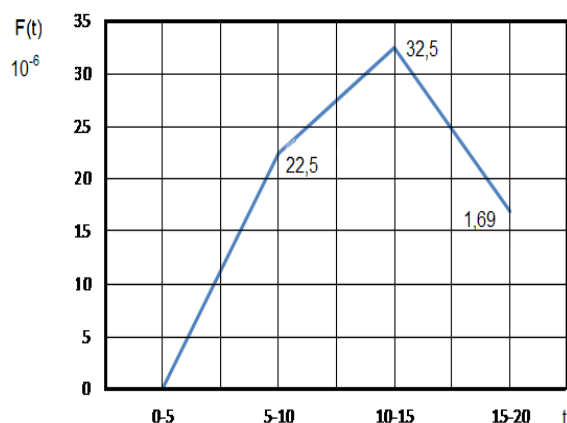


Рисунок 4 Плотность распределения

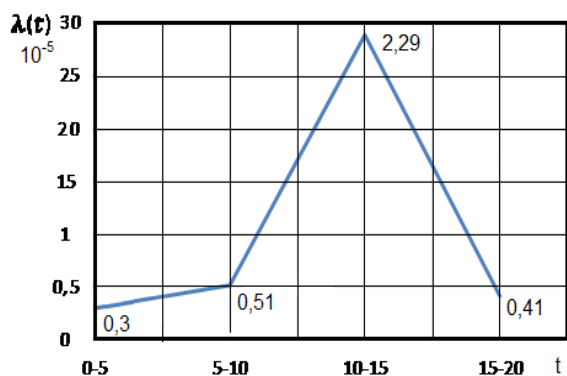


Рисунок 5 Интенсивность отказов

Статистическая обработка отказов привода и построение гистограммы показывают, что отказы шарнира на подшипниках качения распределяются по усеченному нормальному закону распределения.

Проведем оценку надежности универсальных шарниров на бронзовых вкладышах шпиндельного соединения клетки 1250.

На рисунке 6 представлена гистограмма распределения наработки на отказ этих шарниров. Предварительно можно предположить, что для шарниров на бронзовых вкладышах характерен экспоненциальный (показательный) закон распределения отказов [6]. Данный закон распределения отказов хорошо описывает надёжность техники, эксплуатируемой после окончания приработки и до существенного проявления постепенных отказов, т. е. в период нормальной эксплуатации, когда преобладают внезапные отказы [6].

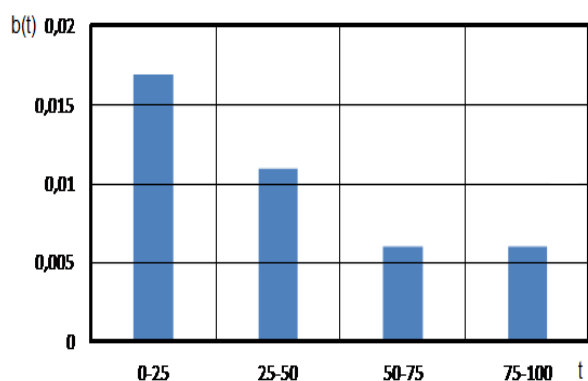


Рисунок 6 Гистограмма распределения наработки на отказ шарнира на подшипниках скольжения

На рисунках 7 и 8 соответственно изображены гистограмма распределения и кривая функции надежности шарнира $f(t)$ на бронзовых вкладышах.

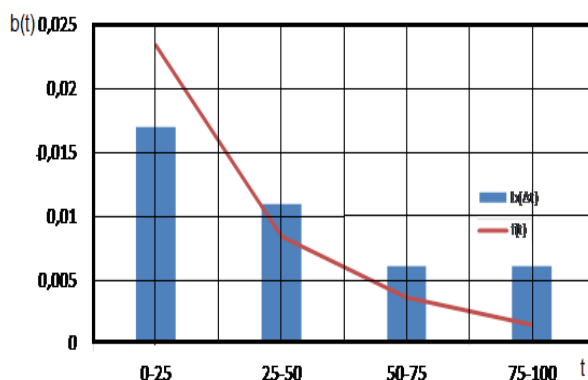


Рисунок 7 Гистограмма распределения и кривая функции $f(t)$

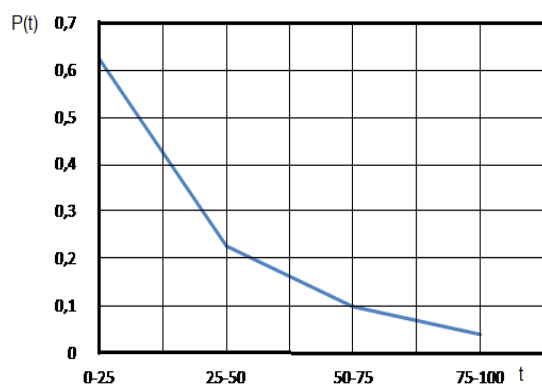


Рисунок 8 Функция надежности

Статистическая обработка результатов отказов привода и построение гистограммы показывают, что отказы распределяются по экспоненциальному (показательно-му) закону распределения.

Опираясь на проведенные исследования можно сделать вывод, что надежность универсального шарнира шпинделя на бронзовых вкладышах (со стороны привода) клетки 1250 неудовлетворительная, т. к. наблюдается тенденция к аварийным отказам шарнира. Это явствует из полученного экспоненциального закона распределения отказов шарнира на бронзовых вкладышах в процессе эксплуатации. Также с уверенностью можно сказать, что надежность комбинированного универсального шарнира на подшипниках качения (со стороны привода) клетки 1300 является удовлетворительной, на что указывает полученный нормальный закон распределения отказов шарнира на подшипниках качения в процессе эксплуатации.

Исходя из вышеперечисленного, можно сделать вывод, что комбинированная конструкция шпиндельного соединения рабочей клетки 1300 более надежна, чем конструкция в клетке 1250.

Анализ основных положительных и отрицательных факторов сравниваемых шпиндельных соединений показал следующее.

Универсальный шпиндель на подшипниках скольжения отличается высокой прочностью шарнирных элементов и компактностью, однако обладает рядом недостатков:

- бронзовые вкладыши шарнира со стороны привода быстро изнашиваются, их замена производится не реже одного раза в три месяца (со стороны привода);

- как конструкционный материал бронза обладает высокой стоимостью. Кроме того, замена двух вкладышей со стороны привода четыре раза в год существенно повышает затраты на ремонт;

- в результате истирания контактных поверхностей вкладыша между ним и головкой шпинделя образуются дополни-

тельные увеличенные зазоры, что отрицательно влияет на качество поверхности прокатываемых листов;

- шарнир на бронзовых вкладышах не позволяет использовать рациональный и малозатратный метод смазывания через открытую конструкцию этого шарнира.

В то же время комбинированный универсальный шпиндель имеет такие положительные стороны:

- углы перекося в шарнирных головках могут изменяться в широких пределах (до 18°);
- удобство сборки и разборки, удобство ремонта;
- быстрое соединение с двигателем и простота эксплуатации;

- в подшипниковых узлах смазка удерживается более длительное время [7].

Выводы и направление дальнейших исследований.

Комбинированная конструкция шпиндельного соединения является предпочтительным вариантом и обладает более высокой надежностью в целом, чем конструкция шпиндельного соединения клетки 1250. Это подтверждено проведенными исследованиями.

Отсутствие дорогостоящих бронзовых часто заменяемых вкладышей не только снижает стоимость конструкции, но и способствует потерям производства из-за аварийных отказов шарнирных соединений рабочих клеток прокатного стана.

Библиографический список

1. Плахтин, В. Д. Надежность, ремонт и монтаж металлургических машин [Текст] / В. Д. Плахтин. — М.: Металлургия, 1983. — 414 с.
2. Шторм, Р. Теория вероятности и математическая статистика [Текст] / Р. Шторм. — М.: Мир. 1970. — 368 с.
3. Лапач, С. Н. Статистика в науке и бизнесе [Текст] / С. Н. Лапач, А. В. Чубенко, П. Н. Бабич. — К.: Морион, 2002. — 640 с.
4. Теоретические законы распределения отказов [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.obzh.ru/nad/4-3.html>.
5. Критерий Пирсона [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://matstats.ru/pirs.html>.
6. Экспоненциальное распределение и его свойства [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.statistica.ru/theory/eksponentsialnoe-raspredelenie/>.
7. Продукция ЭЗТМ [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.eztm.ru/products/sepun/shpindels/>.

© Сахаров Б. А.

© Ульяницкий В. Н.

© Левченко Э. П.

© Бурцев Г. Г.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А., д.т.н., проф., зав. каф. МОЗЧМ ДонНТУ Еронько С. П.

Статья поступила в редакцию 12.06.17.

Сахаров Б. О., к.т.н. Ульяницкий В. Н., к.т.н. Левченко Е. П. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР), к.т.н. Бурцев Г. Г. (ЛНАУ, м. Луганськ, ЛНР)

ДОСЛІДЖЕННЯ, АНАЛІЗ ТА ПОРІВНЯННЯ НАДІЙНОСТІ КОНСТРУКЦІЙ ШПИНДЕЛЬНОГО З'ЄДНАННЯ РОБОЧИХ КЛІТЕЙ 1250 ТА 1300

Проведено дослідження надійності шарнірів клітей 1250 та 1300 зі сторони двигунів. Отримано закони розподілення відмов. У відповідності з отриманими даними проведено порів-

няльний аналіз конструкцій шпиндельних з'єднань, а також дано обґрунтування доцільності цих конструкцій в залежності від технічного та економічного факторів.

Ключові слова: надійність, відмова, шарнір, закони розподілення відмов, шпиндельне з'єднання, прокатна кліть.

Sakharov B.A., PhD Uliianitskiy V.N., PhD Levchenko E.P. (DonSTU, Alchevsk, LPR), PhD Burtsev G.G. (LNAU, Lugansk, LPR)

INVESTIGATION, ANALYSIS AND COMPARISON ON STRUCTURAL RELIABILITY OF THE SPINDLE JUNCTION OF WORKING STANDS 1250 AND 1300

Investigations on the reliability of the stands joints 1250 and 1300 on the motors side were carried out. The laws for failures distribution are obtained. According to the data obtained, a comparative analysis of the spindle joints structures has been made, and the feasibility of these structures has been justified depending on the technical and economic factors.

Key words: reliability, failure, hinge, failure distribution laws, spindle joint, rolling stand.

УДК 669. 002

к.т.н. Ульяницкий В. Н.,
Петров П. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

ИССЛЕДОВАНИЕ НАГРУЗОК РЕЗАНИЯ БИМЕТАЛЛА ГИЛЬОТИННЫМИ НОЖНИЦАМИ С КРОМОЧНЫМИ НОЖАМИ

В статье изложены результаты экспериментального и аналитического исследований характера изменения нагрузок в процессе резания катаных многослойных пакетов гильотинными ножницами, дооборудованными кромочными ножами.

Ключевые слова: гильотинные ножницы, кромочные ножи, катаные пакеты, совместное резание, кромка.

Производство биметаллов имеет существенное значение для химического и других важных направлений машиностроения. Наиболее распространёнными способами получения биметаллических листов являются: специальная технология литья, электродуговая наплавка, использование энергии взрыва и прокатка специально подготовленных пакетов. Наиболее производительная технология – это прокатка нагретых в методических печах пакетов в цехах толстолистовых станов [1]. После обрезки (вдоль и по торцам) кромки из одного пакета получают два биметаллических листа толщиной $h_{Bl} = 1/2h$ (см. рис. 1).

Однако порезка катаных пакетов до необходимой толщины в потоке стана по технологическим причинам невозможна. Предложенные конструкции для выполнения упомянутой операции резки применения не нашли, так как требовали отдельно стоящей установки [2] измельчения отрезанной продольной кромки или дисковых ножниц [3], не пригодных для резания толстолиствого проката. В своё время, когда особо повысился спрос (например, судостроительной отрасли) на биметаллические листы, на толстолистовом стане 2800 (ныне 3000) ПАО «Алчевский металлургический комбинат» была введена в эксплуатацию механизированная линия для порезки пакетов в холодном состоянии.

Для экспериментального исследования усилий резания использовали гильотинные

ножницы, оборудованные основными и кромочными ножами. Фиксация величины усилий осуществлялась хорошо известным методом тензометрии. Датчики сопротивления помещались (наклеивались) на шатунах как наиболее доступных нагруженных деталях механизма резания.

Объектом исследования были раскаты пакетов для получения двухслойных листов, характерная особенность которых заключалась в их толщине (до 48 мм) и увеличенной (до 260 мм) ширине отрезаемой продольной кромки.

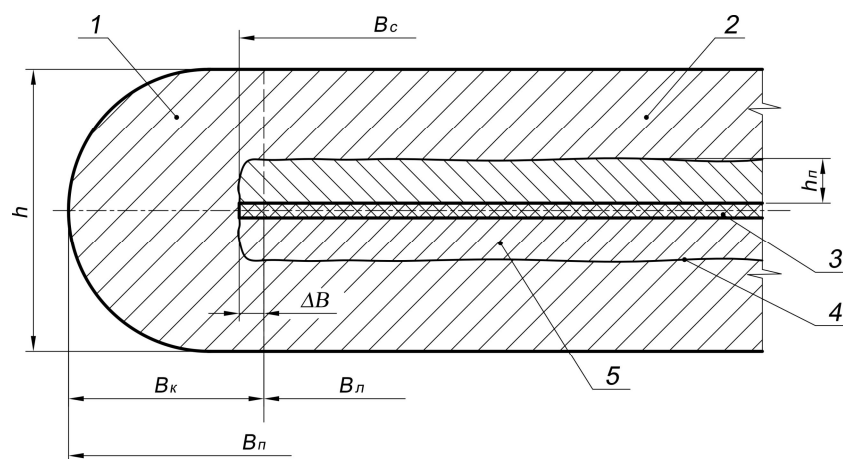
Ширина B_k кромки заложена в конструктивных размерах поперечного сечения (см. рис. 1) катаного пакета, являющегося заготовкой двух двухслойных заказных листов.

Из рисунка 1 следует, что ширина удаляемой кромки определяется из выражения:

$$B_k = (B_n - B_l) / 2.$$

Величина размера ΔB необходима для свободного отделения верхнего биметаллического листа от нижнего. Имевшее место схватывание в процессе прокатки пакета концевых участков плакирующих пластин затрудняло операцию разделения листов после отрезания кромки.

Как подтвердила практика обработки пакетов, величина ΔB не превышала $(0,5 \dots 0,6) h_{II}$ плакирующего металла.



- 1 – отрезаемая кромка; 2 – основной (наружный) слой металла; 3 – материал разделительного слоя;
4 – граница (поверхность сваривания) соединяемых слоёв 2 и 5;
5 – плакирующий слой из нержавеющей металла;

B_n , B_c , B_k – соответственно ширина пакета, плакирующих слоёв и удаляемой кромки; B_λ – ширина товарного биметаллического листа; h – толщина пакета после прокатки; ΔB – участок смятых боковых поверхностей плакирующих пластин (слоев); h_λ – толщина плакирующей пластины (слоя)

Рисунок 1 Фрагмент поперечного сечения катаного пакета

Процесс отрезки катаного пакета заключается в отделении боковой кромки сначала продольными ножами и отрезании её «на меру» поперечными (кромочными) ножами в конце хода верхнего суппорта (см. рис. 2).

В процессе отделения от пакета кромка под усилием резания получает сложную деформацию, что обуславливает её несколько винтообразную форму.

С целью установления наибольшего усилия резания одновременно продольными и поперечными ножами в эксперименте использовали пакеты толщиной 44 и 48 мм, при ширине удаляемой кромки от 150 до 260 мм.

Проведенные исследования [4] позволили получить зависимости величин нагрузок на шатуны гильотинных ножниц (при обработке ряда марок сталей) от толщины листа и ширины отрезанной кромки в случае совместной работы основными наклонными ($\alpha = 5^\circ 45'$ для верхнего ножа) и кромочными параллельными ножами.

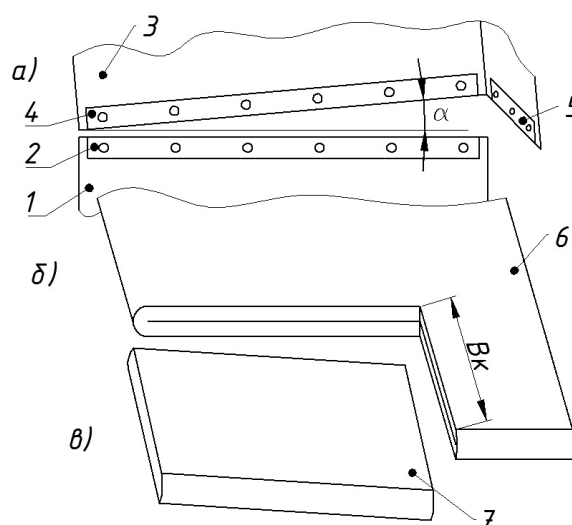
Анализ данных эксперимента в производственных условиях показал следующее.

Вид характера нагрузки шатунов гильотинных ножниц при комбинированном резе показан на осциллограмме (рис. 3). Верхняя кривая 1 осциллограммы принад-

лежит шатуну, к которому начало реза ближе, нижняя дорожка 2 относится к шатуну (сторона крепления кромочных ножей), возле которого происходит отделение кромки поперечными (кромочными) ножами и заканчивается рез.

Из осциллограммы можно сделать следующий вывод: начало реза практически воспринимается обоими шатунами одновременно. Однако нагрузка на шатуне, к которому начало реза ближе, мгновенно достигает наибольшей величины (участок ab). За то же время нагрузка на шатуне, возле которого крепятся кромочные ножи, достигает только некоторой небольшой величины. В момент внедрения ножа в металл возникает неустановившийся процесс, который длится несколько долей секунды и в течение которого в линии привода выбираются зазоры.

После этого наступает установившийся процесс (участок bc), который продолжается до момента вступления в работу кромочных параллельных ножей. В момент врезания кромочных ножей происходит увеличение нагрузки на шатуне со стороны крепления этих ножей, что отчетливо видно по скачку (участок $c'd'$).



1, 3 – нижний и верхний суппорты; 2, 4 – нижний и верхний продольные ножи; 5 – поперечные (кромочные) ножи; 6 – обрабатываемый пакет двухслойных листов; 7 – отрезанная от пакета кромка; B_k – ширина отделённой кромки; α – угол наклона верхнего основного ножа, поперечные ножи параллельны горизонтали. Нижний кромочный нож условно не показан.

Рисунок 2 Вид расположения ножей (а); формы поверхности реза пакета гильотинными ножницами, дооборудованными поперечными ножами (б); отделённая «на меру» кромка пакета (в)

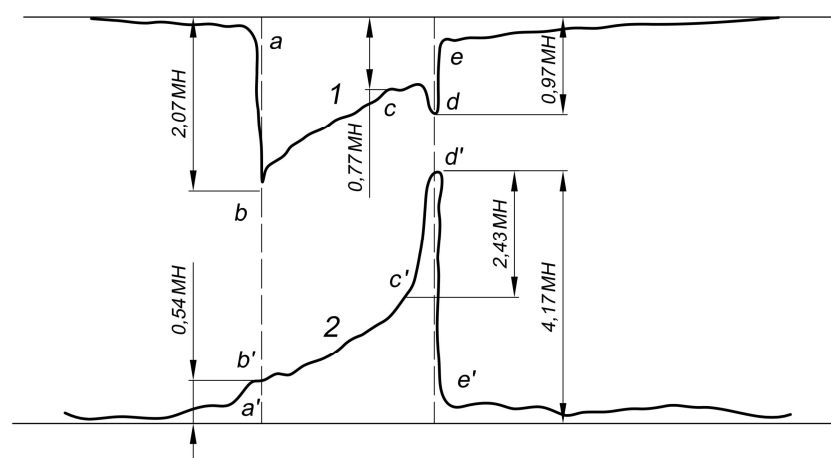


Рисунок 3 Вид характера изменения нагрузки на шатуны гильотинных ножниц, дооборудованных кромочными ножами, при резании пакета 16ГС/ОХ13, $h = 44$ мм, $B_k = 240$ мм

Установившийся процесс резания (участок $b'c'$) нарушается. Резкое увеличение нагрузки на шатуне, где расположены кромочные ножи, вызывает незначительное увеличение нагрузки на шатун, возле которого начинается рез.

В конце реза усилие, достигнув максимальной величины, почти мгновенно уменьшается до нуля (участки de и $d'e'$).

Для сопоставления экспериментальных данных с аналитическими величинами усилий резания, определённых по известной методике [5] расчётных процедур, выбирали те же пакеты, что были обработаны в промышленных условиях.

Усилие резания основными ножами (верхний наклонный) вычислили по формуле

$$P_o = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \frac{2 - \varepsilon_n}{2 \tan \alpha} \cdot \sigma_b \cdot h^2 \cdot \varepsilon_n, \text{ Н.} \quad (1)$$

Величину нагрузки резания параллельными (кромочными) ножами рассчитывали по зависимости:

$$P_k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \sigma_b \cdot B_k \cdot h \cdot \varepsilon_H, \text{ Н,} \quad (2)$$

где k_1 — коэффициент, учитывающий отношение касательного напряжения среза τ к пределу прочности σ_b при растяжении:

$$k_1 = \tau / \sigma_b = 0,7 \dots 0,75;$$

k_2 — коэффициент, учитывающий повышение усилий резания при затуплении режущей кромки ножей; при холодной резке стали $k_2 = 1,25 \dots 1,35$;

k_3 — коэффициент, учитывающий увеличение зазора между ножами; $k_3 = 1,3 \dots 1,4$;

σ_b — предел прочности стали, Н/мм²;

h — толщина разрезаемого листа (пакета), мм;

B_k — ширина отрезаемой кромки раската, мм;

ε_n — относительная глубина надреза, зависящая от пластических свойств металла: $\varepsilon_n = (1,2 \dots 1,6) \cdot \delta$, где δ — относительное удлинение;

$\alpha = 5^\circ 45'$ — угол наклона основного верхнего ножа.

При совместном резе продольными и кромочными ножами результирующая расчетная величина усилия, необходимая для обрезки и отделения кромки «на меру», определяется как сумма усилий, вычисленных по формулам 1 и 2:

$$P_p = P_o + P_k. \quad (3)$$

Некоторые результаты экспериментальных измерений и расчёта максимального значения усилия резания двухслойных и многослойных пакетов из различных марок стали при совместной работе продольных и поперечных параллельных ножей, в зависимости от толщины листа и ширины отрезаемой кромки, представлены в таблице 1.

Таблица 1

Максимальное значение усилий резания

Марки сталей в структуре пакета	Размеры, мм		Усилия реза, тс (МН)		
	Толщина пакета	Ширина отрезаемой кромки	Результирующее		На шатуне со стороны крепления кромочных ножей, экспериментальное
			расчётное	экспериментальное	
16ГС	48	180	686 (6,86)	517 (5,17)	402 (4,02)
X18H10T					
20К	48	260	765 (7,65)	558 (5,58)	438 (4,38)
X18H10T					
16ГС	48	150	522 (5,22)	436 (4,36)	330 (3,30)
ОХ13					
09Г2С	48	240	894 (8,94)	584 (5,84)	453 (4,53)
X17H13M2T					
Ст.3	44	180	580 (5,80)	404 (4,04)	294 (2,94)
ОХ13					

Для определения расчётной величины усилия реза использовали механические характеристики (см. табл. 2) сталей пакета, взя-

тых из сертификата испытаний в механической лаборатории предприятия и работы [6].

Таблица 2

Основные механические параметры сталей пакетов

Механические параметры	Марки сталей						
	Основной слой				Плакирующий слой		
	16ГС	09Г2С	20К	Ст3	X18H10T	X17H13M2T	OX13
Предел прочности σ_b , МПа	470	545	445	425	509	530	422
Предел текучести $\sigma_{0,2}$, МПа	315	295	245	235	206	296	294
Относительные удлинения при растяжении, %	21	22	22	24	43	37	23

Как следует из таблицы 1, суммарное экспериментальное усилие резания при отрезании и отделении кромки шириной до 260 мм для пакетов толщиной 48 мм не превышает допустимую для ножниц паспортную нагрузку 600 тс (6 МН), но шатун со стороны крепления кромочного ножа при вступлении в работу последнего несколько перегружается. Исходя из этого исследования, установили предельную ширину удаляемой кромки пакета при совместной одновременной работе основных и кромочных ножей.

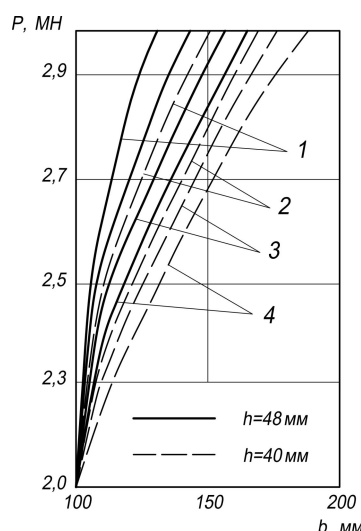


Рисунок 4 График определения предельной ширины отрезаемой кромки для катаных пакетов:

- 1 - 16ГС/X18H10T; 16ГС/X17H13M2T;
- 2 - 09Г2С/X18H10T; 16ГС/OX13;
- 3 - 20К/X17H13M2T; 20К/OX13;
- 4 - 09Г2С/X17H13M2T;
- 20К/X18H10T; Ст3/X17H13M2T;
- Ст3/X18H10T.

Для выбора допускаемой ширины кромки, в зависимости от толщины пакета и марок сталей в нём построен график (см. рис. 4). Если $B_k > 260$ мм, то процесс отделения продольной кромки выполняют в два приема.

Исследуя процесс порезки листов на гильотинных ножах, дооборудованных кромочными ножами, установили, что шатуны, а следовательно, и все детали ножниц, связанные с шатунами, подвергаются дополнительным нагрузкам.

На основании проведенного анализа и экспериментальных данных разработана методика расчета усилий, возникающих при резании металла одновременно основными и кромочными ножами.

Суммарное усилие резания, определенное экспериментальным путем, несколько ниже расчетного усилия резания вследствие недостаточной определенности вводимых коэффициентов в формулах (1) и (2).

Выводы

1. Определены максимальные значения усилия резания двухслойных пакетов из сталей различных марок в зависимости от толщины и ширины обрезаемой кромки пакета.

2. Установлена возможность порезки гильотинными ножницами, дооборудованными кромочными ножами, пакетов биметаллов с уширенной кромкой.

3. Обоснована методика определения суммарного усилия резания, которая рекомендована к применению в расчетах нагрузок при реконструкции и проектировании ножниц с кромочными ножами.

Библиографический список

1. Быков, А. А. Состояние производства биметаллов и перспективы его развития [Текст] / А. А. Быков. — Сталь, 1982. — № 10. — С. 61–64.
2. А.С. № 893421 СССР В23Д 31/04 УДК 621.961 (088.8). Ножницы для измельчения листовой обрэзи / В. Н. Карпушин, И. И. Кошеленко, Б. И. Кушнир, В. И. Роспасиенко, М. А. Сигалов, Г. П. Шелестин; опубл. 30.12.1981, Бюл. № 48.
3. А.С. № 1377171 СССР В12Д 19/04 УДК 621.961 (088.8). Устройство для обрэзи и крошения кромок полосового материала / И. И. Бондяев, П. И. Смирнов, И. И. Ошеверов, В. М. Сергиенко; опубл. 29.02.1988, Бюл. № 8.
4. Ульяницкий, В. Н. Исследование работы гильотинных ножниц с кромочным ножом [Текст] / В. Н. Ульяницкий, В. С. Мумриенко, Г. В. Роспасиенко // Металлургическое металловедение и ремонт оборудования: темат. отраслевой сборник. — М. : Металлургия, 1978. — № 7. — С. 26–29.
5. Королёв, А. А. Конструкция и расчёт машин и механизмов прокатных станков : учеб. пособие для вузов [Текст] / А. А. Королёв. — М. : Металлургия, 1985. — 480 с.
6. Марочник сталей и сплавов / В. Г. Сорокин, В. А. Волосникова, С. А. Вяткин и др.; под общ. ред. В. Г. Сорокина. — М. : Машиностроение, 1989. — 640 с.

© Ульяницкий В. Н.

© Петров П. А.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А.,
зав. каф. МОЗЧМ ДонНТУ, д.т.н., проф. Еронько С. П.**

Статья поступила в редакцию 13.06.17.

к.т.н. Ульяницкий В. Н., Петров П. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

**ДОСЛІДЖЕННЯ НАВАНТАЖЕНЬ РІЗАННЯ БІМЕТАЛУ ГІЛЬЮТИННИМИ
НОЖИЦЯМИ З КРОМОЧНИМИ НОЖАМИ**

У статті викладено результати експериментального та аналітичного досліджень характеру зміни навантажень у процесі різання катаних багатошарових пакетів гільютинними ножницями, дообладнаними кромочними ножами.

Ключові слова: гільютинні ножниці, кромочні ножи, катані пакети, сумісне різання, кромка.

PhD Ulianitskiy V.N., Petrov P.A. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

**INVESTIGATION OF THE BIMETAL CUTTING LOADS USING THE GUILLOTINE
SHEARS WITH EDGE KNIVES**

There have been given the results of experimental and analytical researches on loads behavior when cutting the rolled multiple sandwiches with guillotine shears equipped with edge knives.

Key words: guillotine shears, edge knives, rolled sandwiches, concurrent cutting, edge.

УДК 621.926.9

Власенко Д. А.,
к.т.н. Левченко Э. П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ЗАГРУЗКИ МОЛОТКОВОЙ ДРОБИЛКИ ПРИ ДРОБЛЕНИИ ФЛЮСОВ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ И СТЕПЕНЬ ДРОБЛЕНИЯ ШИХТОВЫХ КОМПОНЕНТОВ В АГЛОМЕРАЦИОННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

На основании данных, полученных при проведении промышленного эксперимента дробления флюсов на стадии их подготовки в агломерационном производстве, определена зависимость производительности молотковой дробилки и степени измельчения сырья от режима ее загрузки. В результате исследований определен предпочтительный режим подачи материала, при котором выявлено повышение производительности дробильного комплекса и увеличение степени дробления флюсового доломита.

Ключевые слова: агломерационное производство, молотковая дробилка, флюсы, флюсовый доломит, производительность дробилки, степень дробления.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Качество подготовки сырья, характеризующееся однородностью состава и газопроницаемостью шихты, определяется параметрами работы технологического оборудования и физико-химическими параметрами компонентов и существенно влияет на процесс агломерации [1].

Процессы дробления являются весьма распространенными в металлургии черных металлов. В агломерационном процессе они применяются для диспергирования флюсов и твердого топлива. Однако они являются весьма энергоемкими и сопряжены с большой потерей металла из-за износа рабочих элементов.

Поэтому изучение и усовершенствование этих процессов с целью увеличения производительности являются весьма актуальными и существенно влияют на экономические показатели агломерационного производства.

Анализ исследований и публикаций.

Существует целесообразность измельчения известняка до крупности 0–3 мм при его подаче в поток аглошихты [2]. Измельчение позволяет повысить эффективность применения флюсов, уменьшить на 10–20 % его расход и снизить потребность в твердом

топливе на агломерационный процесс за счет использования технологии спекания аглошихты [3, 4].

Наибольшее распространение при дроблении известняка в агломерационном производстве получили молотковые дробилки [5]. В данном типе дробилок измельчение достигается за счет удара молотков по материалу, взаимодействия удара кусков об отбойные плиты и истирания о колосниковую решетку. Затем продукт выгружается через разгрузочное окно, расположенное в нижней части корпуса.

Как показывает опыт дробления флюса в условиях агломерационного цеха, данный технологический процесс обеспечивает лишь частичную (в пределах 60–80 %) подготовку сырья по фракционному составу. Значительная часть этого компонента шихты имеет размеры, превышающие допускаемые по условиям агломерации шихтовых компонентов. Для обеспечения подготовки флюса необходимой фракции следующей стадией является отделение возврата при помощи виброгрохота.

При таких условиях производительность дробилки зависит не от объема переработанного в ней сырья, а от следующих факторных показателей: сколько ма-

териала после дробления поступило в производство и какая массовая доля возврата вернулась на повторное измельчение.

Цель (задачи) исследований.

Целью данных исследований является определение зависимости производительности дробилки и степени дробления флюсов от режима ее загрузки.

Изложение материалов исследований.

В условиях агломерационного цеха ПАО «АМК» дробильный комплекс представляет собой систему, включающую шихтовый бункер, трубоконвейер типа 79-ТС, молотковую дробилку ДМРиЭ 14,5×13 и виброгрохот ГИСТ-72 с ситами, позволяющими отсеивать фракцию < 5 мм.

В ходе эксперимента использовался доломит флюсовый (ТУ У 14.1-00191856-008:2007, класса крупности 4, фракцией 40–80 мм), подача которого производится из бункера посредством трубоконвейера.

Режим загрузки дробильного комплекса определяется производительностью питателя, которая, в свою очередь, зависит от силы тока, подаваемого на катушки возбуждения двигателя вибратора.

Эксперимент заключается в следующем: за счет изменения силы тока, подаваемого на двигатель трубоконвейера в диапазоне 5–20 А загружалось различное количество

доломита в рабочую зону дробилки. После стадии дробления и прохождения через виброгрохот материал отбирался с участков ленты длиной 0,5 м на конвейерах возврата и подачи готовых флюсов на агломерацию. Затем производилось разделение при помощи мерных сит на фракции 0–3 мм, 3–5 мм и > 5 мм и дальнейшее провешивание каждой составляющей на лабораторных весах.

В результате было получено распределение фракционного состава флюсов после измельчения при различных режимах загрузки в зависимости от силы тока, подаваемого на двигатель трубоконвейера (табл. 1), и на основании этих данных были определены зависимости, отображенные в графиках (рис. 1).

Таблица 1

Распределение фракционного состава флюсов после дробления в молотковой дробилке при различных режимах загрузки

Сила тока, А	> 5 мм, кг	3-5 мм, кг	0-3 мм, кг	Общая масса, кг
20	5,0	1,6	4,9	11,5
15	4,2	1,4	2,7	9,3
10	2,6	1,2	1,6	5,4
5	1,1	0,2	0,9	2,2



Обозначения: 1 – фракция > 5 мм (возврат); 2 – фракция 3–5 мм; 3 – фракция 0–3 мм

Рисунок 1 График зависимости содержания фракций в шихте при различных режимах загрузки дробилки

При анализе полученных данных было определено, что в режимах работы с более интенсивной загрузкой рабочего пространства дробилки наблюдается увеличение содержания частиц размерами < 5 мм

по отношению к общей массе загружаемого материала в дробилку и уменьшение массовой доли возврата, а значит, увеличивается производительность (рис. 2).



Рисунок 2 График содержания фракции < 5 мм в общей массе дробленого материала

Также наблюдается увеличение содержания фракции 0–3 мм в готовом продукте (рис. 3, 4), которая наиболее оптимально

отвечает условиям спекания аглошихты и позволяет интенсифицировать процесс агломерации железорудного сырья [1].

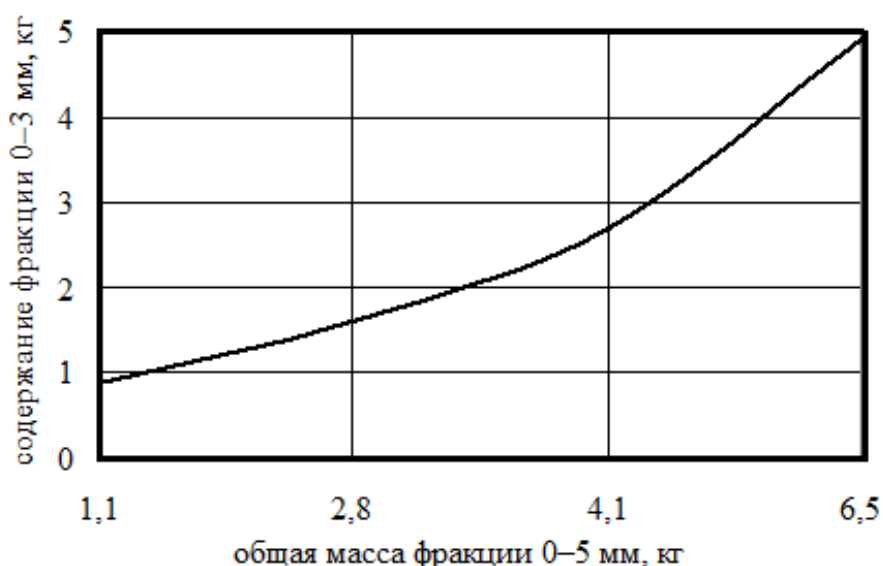


Рисунок 3 График содержания фракции 0–3 мм в готовом продукте



Рисунок 4 График процентного содержания фракции 0–3 мм в готовом продукте в зависимости от режима загрузки

Из графика, отображенного на рисунке 4 видно, что процентное содержание фракции 0–3 мм при увеличении количества подаваемого материала в измельчитель сначала резко уменьшается, а затем начинает расти (в режимах работы свыше 12 А).

Но использование дробильного комплекса с низкой степенью заполнения рабочей камеры дробилки неэффективно с точки зрения экономических показателей из-за слишком малого количества материала на выходе. В настоящее время подача сырья на диспергирование осуществляется в режимах загрузки от 8–10 А.

Одним из основных показателей эффективности работы дробилок является степень дробления – показатель измельчения сырья, численно равный отношению среднего диаметра кусков до дробления D_{cp} к средним диаметрам частиц продукта после диспергирования d_{cp} [6]:

$$i = \frac{D_{cp}}{d_{cp}}. \quad (1)$$

Учитывая данные, полученные при исследовании, формула (1) принимает следующий вид:

$$i = \frac{D_{cp} \cdot M}{(d_{cp1} \cdot m_1 + d_{cp2} \cdot m_2 + d_{cp3} \cdot m_3)}, \quad (2)$$

где M – общая масса дробимого материала; d_{cp1} , m_1 – средний диаметр кусков и массовая доля фракции 0–3 мм; d_{cp2} , m_2 – средний диаметр кусков и массовая доля фракции 3–5 мм; d_{cp3} , m_3 – средний диаметр кусков и доля фракции > 5 мм (при дроблении доломита в ходе проведения эксперимента было установлено, что средний диаметр кусков возврата составляет 12 мм).

График зависимости степени дробления доломита при различных режимах загрузки дробильного комплекса представлена на рисунке 5, из которого видно, что с повышением интенсивности загруженности рабочего пространства дробилки увеличивается степень дробления, а значит, растет производительность процесса подготовки флюсов.



Рисунок 5 График зависимости степени дробления от режима работы дробилки

Выводы.

В ходе исследований было установлено, что наибольшая производительность молотковой дробилки обеспечивается при питании приводов трубоконвейера и дробилки током 15-20 А.

При таких условиях диспергирования достигается повышение следующих показателей работы дробильного комплекса: содержание готового доломита в дробленом продукте, процентное содержание фракции 0–3 мм в шихте, а также степень дробления флюсов и производительность в целом.

Перспективным направлением исследования процесса дробления флюсов в молотковых дробилках ударного действия является изучение процесса подготовки доломита в агломерационном производстве с целью определения степени увеличения прироста выхода годной фракции в каждой стадии измельчения и всего процесса в целом.

В настоящее время такие работы проводятся в Донбасском государственном техническом университете с привязкой к агломерационному и коксохимическому производству ПАО «Алчевский металлургический комбинат».

Библиографический список

1. Мищенко, И. М. *Черная металлургия и охрана окружающей среды : учебное пособие [Текст] / И. М. Мищенко. — Донецк : ГВУЗ "ДонГТУ", 2013. — 452 с.*
2. Каплун, Л. Л. *Экспериментальное исследование процесса горения твердого агломерационного топлива [Текст] / Л. Л. Каплун, А. В. Александров, Л. К. Герасимов // Проблемы теории и технологии подготовки железорудного сырья для доменного процесса и бескоксовой металлургии: тез. докл. всесоюзной научно-технической конференции. — Днепропетровск : Изд-во ДМЕТИ, 1990. — С. 74–76.*
3. Мных, А. С. *Повышение энергоэффективности тепловых процессов окускования сыпучих материалов при интенсификации сегрегации в стационарных слоях [Текст] : дис. ... д-ра. техн. наук: 05.14.06 / Мных Антон Сергеевич; Запорожская гос. инженерная академия. — Запорожье, 2016. — 354 с.*
4. Старк, С. Б. *Пылеулавливание и очистка газов в металлургии [Текст] / С. Б. Старк. — М. : Металлургия, 1977. — 328 с.*

5. Клушанцев, Б. В. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации [Текст] / Б. В. Клушанцев, А. И. Косарев, Ю. А. Муйземнек. — М. : Машиностроение, 1990. — 320 с.
6. Андреев, С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых [Текст] / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверевич. — М. : Недра, 1980. — 415 с.

© Власенко Д. А.

© Левченко Э. П.

*Рекомендована к печати к.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Ульяницким В. Н.,
д.т.н., проф., зав. каф. МОЗЧМ ДонНТУ Еронько С. П.*

Статья поступила в редакцию 13.06.17.

Власенко Д. О., к.т.н. Левченко Е. П. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

АНАЛІЗ ВПЛИВУ РЕЖИМУ ЗАВАНТАЖЕННЯ МОЛОТКОВОЇ ДРОБАРКИ ПРИ ДРОБЛЕННІ ФЛЮСІВ НА ПРОДУКТИВНІСТЬ І СТУПІНЬ ДРОБЛЕННЯ СИРОВИНИ В АГЛОМЕРАЦІЙНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

На підставі даних, отриманих при проведенні промислового експерименту дроблення флюсів на стадії їх підготовки в агломераційному виробництві, визначена залежність продуктивності молоткової дробарки і ступеня подрібнення сировини від режиму її завантаження. У результаті досліджень визначено кращий режим подачі матеріалу, при якому виявлено підвищення продуктивності дробильного комплексу та збільшення ступеня дроблення флюсового доломіту.

Ключові слова: агломераційне виробництво, молоткова дробарка, флюси, флюсовий доломіт, продуктивність дробарки, ступінь дроблення.

Vlasenko D.A., PhD Levchenko E.P. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

ANALYZING THE INFLUENCE OF LOADING CONDITIONS OF HAMMER CRUSHER AT FLUX CRUSHING ON PRODUCTION AND THE BURDEN CRUSHING DEGREE IN AGGLOMERATE PRODUCTION

Based on data obtained during the industrial flux crushing experiment at their preparation stage in agglomerate production, the dependence of hammer crusher capacity and degree of raw material crushing from its loading conditions has been determined. The research resulted in determination the preferable regime for material feed whereby there has been found out increasing capacity of crushing complex and enhancement the crushing degree of flux dolomite.

Key words: agglomerate production, hammer crusher, fluxes, flux dolomite, crusher capacity, crushing degree.

**ИНФОРМАЦИОННЫЕ
МАТЕРИАЛЫ**

**ІНФОРМАЦІЙНІ
МАТЕРІАЛИ**

**INFORMATION
MATERIALS**

УДК 622+378(470+571):620.9

*проф. Воробьев А. Е.
(ИПК ТЭК Минэнерго РФ),
проф. Таикулова Г. К.*

(АГУ при президенте Кыргызской Республики)

О ПРОГРАММЕ ЭФФЕКТИВНОГО РАЗВИТИЯ КРСУ — ЧЕРЕЗ ПРИЗМУ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ С ТЭК

Показана актуальность развития университетов в привязке к ведущим отраслям национальной экономики: для Кыргызстана это отрасли ТЭК. Детализированы количественные параметры российских университетов, обеспечивающих восполнение высококвалифицированных кадров для предприятий топливно-энергетического комплекса: общее количество ВУЗов, численность научно-педагогических работников, необходимое время профессионального становления преподавателей, количество обучаемых студентов (по направлениям) и др. В соответствии с выделенным трендом развития российских минерально-сырьевых (ресурсных) университетов представлены данные по деятельности Кыргызско-российского славянского университета и раскрыта программа его дальнейшего развития.

Ключевые слова: Кыргызско-российский славянский университет, статистика деятельности, развитие, программ.

Развитие современных университетов целесообразно связывать с ведущими отраслями (профильными для ВУЗа), действующими в стране, или имеющими приоритетное значение для обеспечения национальной безопасности [3]. Для Кыргызстана это отрасли ТЭК. В частности, разведанные запасы угля в Кыргызстане составляют 1,3 млрд т, а доказанные запасы природного газа в республике оцениваются значением в 6 млрд м³ [13]. Однако современная добыча угля составляет 1,4 млн т (при потребности страны около 3 млн т в год), а добыча природного газа в Кыргызстане составляет около 30 млн м³ в год (при его потреблении в республике населением и промышленностью около 300 млн м³ в год).

В ближайшие 3 года российский «Газпром» запланировал выделить 34 млрд руб. для инвестирования в национальную экономику Кыргызстана (прежде всего — в сферу ТЭК). Кроме этого, участие «Газпрома» в газовом рынке Кыргызстана является залогом бесперебойного газоснабжения потребителей республики.

По такому же примерно пути взаимодействия с приоритетными национальными от-

раслями начинает развиваться значительная часть российских университетов [2, 7, 8].

Программа дальнейшего развития КРСУ должна учитывать имеющийся позитивный опыт российских университетов (в том числе ресурсных), их основные особенности и традиции.

В частности, в настоящее время в Российской Федерации функционируют [7] 75 ВУЗов (65 подведомственны Минобрнауки России, 4 — другим федеральным органам исполнительной власти, 1 — Правительству Российской Федерации, 2 муниципальных и 3 частных), подготавливающих высококвалифицированный персонал для различных предприятий ТЭК. Кроме этого, подготовку специалистов с высшим образованием для предприятий ТЭК дополнительно осуществляют еще 36 филиалов различных ВУЗов.

В 2016 г. средняя численность профессорско-преподавательского состава (ППС) российских ВУЗов, подготавливающих кадры для предприятий ТЭК, составляла 277 человек (при среднем возрасте 50,86 лет).

Средняя численность НПП ВУЗов, реализующих учебные программы для сферы

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

ТЭК, имеющих ученые степени кандидата или доктора наук, в расчете на 100 студентов составила 4,81 (при среднем значении этого показателя по всем ВУЗам Российской Федерации — 2,78).

Определенный интерес представляет анализ статистических данных, связанных с продолжительностью получения той или иной ученой степени. Так, например, в УГТУ среднее число ежегодных защит кандидатских диссертаций за период 1998–2008 гг. составляло 6,5, а докторских — 1,8 [6]. При этом средний возраст преподавателя УГТУ кандидата наук составляет 53,1 лет, а средний возраст преподавателя доктора наук — 64,7 лет. Если учесть, что молодой специалист получает высшее образование в 22,5 года, то ему требуется $34,8 - 22,5 = 12,3$ лет, чтобы достичь первой ступени научной карьеры — защиты кандидатской диссертации. Таким образом, преподавателю, защитившему кандидатскую диссертацию и намеревающемуся защитить докторскую, для достижения этой цели в среднем требуется $53,5 - 34,8 = 18,7$ лет, т. е. примерно в 1,5 раза больше времени, чем для написания кандидатской диссертации.

Важно отметить, что из числа ППС российских ВУЗов, реализующих образовательные программы высшего образования для предприятий ТЭК, опыт практической деятельности на профильных предприятиях имеют около 50 %.

В целом во всех ВУЗах РФ на образовательных программах для ТЭК обучается 98 тыс. студентов [7]:

- «Нефтегазовое дело» — 54 тыс.;
- «Горное дело» — 27,6 тыс.;
- «Прикладная геология» — 8,8 тыс.;
- «Технология геологической разведки» — 4,2 тыс. человек.

Только за период с 2015 по 2017 гг. общее количество приема студентов на бюджетной основе в РФ по специальностям и направлениям отраслей ТЭК составило 15,2 тыс. мест. Необходимо отметить, что бюджетные места распределяются Минобр с учетом отраслевой потребности и

имеющихся запросов субъектов РФ, а также существующих потенциалов ВУЗов.

В образовательную структуру КРСУ входят [12]:

- университетский кампус — 16 корпусов;
- технологический колледж;
- средняя общеобразовательная школа;
- центр довузовской подготовки;
- центр образования, науки и культуры;
- медицинская клиника на 100 коек;
- художественная галерея, музей, студенческие клубы и студии;
- учебно-оздоровительный лагерь «Жаштык» на озере Иссык-Куль.

В настоящее время в КРСУ осуществляется подготовка студентов на **8** факультетах, **80** кафедрах, в **6** научно-исследовательских институтах, **15** научных и образовательных центрах и **12** научно-учебных лабораториях по **39** направлениям бакалавриата, **8** направлениям магистратуры и **6** специальностям, а также в аспирантуре по **14** направлениям и **50** профилям. При этом общее количество студентов составляет **9180** человек по очной и **620** человек по заочной (с использованием дистанционных технологий) формам обучения, а также **297** аспирантов и **29** соискателей степени кандидата и доктора наук.

Общее количество научно-педагогических работников КРСУ составляет **1973** человека (из них основной /штатный/ персонал — 949 человек), т. е. на 1 НПП приходится всего лишь 4,6 студента (хотя в других российских ВУЗах это показатель гораздо выше). Так, существующее в настоящее время соотношение численности студентов и ППС сложилось в 1987 г. и было количественно изменено в 2001 г. в зависимости от формы обучения [4]:

- дневная (очная) форма — 1:10;
- вечерняя (очно-заочная) — 1:15;
- заочная — 1:35.

При этом значение рассматриваемого соотношения выше даже у Федеральных университетов (табл. 1), которым Министерство образования и науки РФ предоставило возможность его снижать.

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Таблица 1

Соотношение численности ППС и студентов в 2010 г. в структурных подразделениях Южного федерального университета [10]

Структурное подразделение	Численность ППС, чел.	Контрольные цифры приема студентов на дневное отделение, чел.	Фактическая норма соотношения численности ППС и студентов
ЮФУ-центр	1 867	10 588	1:6
Таганрогский технологический институт ЮФУ	787	5 858	1:7
Педагогический институт ЮФУ	830	4 105	1:5
Институт архитектуры и искусств ЮФУ	296	1 360	1:5
Средняя фактическая норма соотношения численности ППС и студентов	3 780	21 911	1:6

Кроме этого, недостатком кадрового обеспечения КРСУ является довольно значительная доля штатных преподавателей в возрасте старше 60 лет — 249 человек

(27 %), привлекаемых для осуществления образовательной деятельности (табл. 2). При этом, например, средний возраст преподавателя в УГТУ составляет 49 лет [6].

Таблица 2

Распределение НППР КРСУ по квалификации и возрастным группам

		До 35 лет	До 59 лет	60 лет и более
ППС	Ед.	222	478	249
	%	25	49	27
Доктора наук	Ед.	0	52	90
	%	-	36	64
Кандидаты наук	Ед.	57	244	160
	%	13	53	36
Научные работники	Ед.	26	7	4
	%	70	19	11
Кандидаты наук	Ед.	1	4	3
	%	12	50	38

При этом средний возраст заведующих кафедрой, деканов и проректоров в УГТУ составляет 55,3 : 54,6 : 47,2 лет, т.е. четко уменьшается с ростом должности.

Обычно в структуре должностей АУП преобладают специалисты и старшие — ведущие специалисты (рис. 1), что объясняется ориентацией этого подразделения на выполнение базовых задач, стоящих в университете [1].

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ



Рисунок 1 Структура должностей АУП в ТГУ

Другим весьма важным аспектом развития ресурсных ВУЗов является финансовая составляющая их деятельности. Так, российскими ВУЗами, реализующими образовательные программы, ориентированные на подготовку кадров для предприятий ТЭК, в среднем привлекается свыше 420 млн рублей средств, что значительно выше аналогичных показателей остальных ВУЗов Российской Федерации (составляющих 54 млн рублей).

Необходимо отметить, что здесь важен анализ не абсолютных цифр (значений финансов в университете), а рассмотрение изменения их во времени, т.е. динамики процесса. Так, за период 2014–2015 гг. общий консолидированный бюджет КРСУ возрос лишь с 509,2 млн. руб. до 590,5 млн руб., т.е. на 15,9 %, однако данная динамика полностью лежит в границах 2 летней инфляции (значения того периода времени).

Причем в суммарном объеме финансирования доля средств, поступивших по договорам о субсидиях из **Российской Федерации** в КРСУ, составила 24,5 %. Доля же финансирования из республиканского бюджета **Кыргызской Республики** составила за 2 года 11,3 %, а на долю **собственных средств** университета от оказания платных образовательных услуг приходится 64,2 %.

Кроме этого, весьма важными параметрами анализа являются показатели научной деятельности ресурсных университетов.

Так, в период с 2015 по 2016 гг. Минобрнауки России были поддержаны научно-исследовательские, опытно-конструкторские и технологические работы ВУЗов по направлениям, соответствующим приоритетам развития ТЭК, в том числе [7]:

117 проектов в рамках федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014–2020 годы» с объемом бюджетного финансирования 2 675 млн рублей, а внебюджетное финансирование имело значение 2 593,2 млн рублей.

20 проектов в рамках постановления Правительства Российской Федерации от 9 апреля 2010 г. № 218 «О мерах государственной поддержки развития кооперации российских образовательных организаций высшего образования, государственных научных учреждений и организаций, реализующих комплексные проекты по созданию высокотехнологичного производства» с объемом бюджетного финансирования 1 157,2 млн рублей, а внебюджетное финансирование имело значение 1 188,8 млн рублей.

В среднем объем средств ВУЗов ТЭК на научно-исследовательскую деятельность на **1 НПП** составляет **327,6 тыс** рублей в год, что почти в 5 раз выше соответствующих средних значений по Российской Федерации [7].

В настоящее время на 1 НПП КРСУ приходится научного финансирования от 35 до

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

65 тыс. руб. в год (что даже не в 5, а в 10 раз меньше показателей других ресурсных ВУЗов), из которых доля бюджетного финансирования научно-исследовательской деятельности составляет порядка 30 %, а 70 %

приходится на внебюджетное финансирование прикладных научно-исследовательских, опытно-конструкторских работ, выполняемых по заказу предприятий, организаций и международных фондов (табл. 3).

Таблица 3

Финансирование научно-исследовательской деятельности

Организации	2014	2015
Министерство образования и науки Кыргызской Республики	6846,1	8721,3
Министерство образования и науки Российской Федерации, российские фонды	37829,5	31460,7
Международные фонды	6874,4	25023,2
Хоз. договоры	19061,8	15869,9
Всего	70611,8	81075,1

Также весьма важна публикационная активность НПР ресурсных университетов (табл. 4). Так, анализ показателей публикационной активности ведущих ВУЗов нефтегазового и горно-геологического профиля в 2015–2016 годах свидетельствует об определенном росте средних показателей количества цитирований публикаций в расчете на 100 научно-педагогических работников [7]:

- индексируемых в Российском индексе научного цитирования — с **291,4** до **554,3**;
- индексируемых в информационно-аналитической системе научного цитирования Scopus — с **43,4** до **71,2**;
- индексируемых в информационно-аналитической системе научного цитирования Web of Science — с **39,5** до **58,1**.

Таблица 4

Публикационная активность Северо-Кавказского горно-металлургического университета		
Общие показатели (дата обновления 02.09.2015):		
	Общее число публикаций организации в РИНЦ	4164
	Суммарное число цитирований публикаций организации	2932
	Число авторов	531
	Число авторов, зарегистрированных в Science Index	428
	h-индекс (индекс Хирша)	16
	g-индекс	23
	i-индекс	8
	Общее число публикаций за 5 лет	2203

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Продолжение таблицы 4

Публикационная активность Северо-Кавказского горно-металлургического университета		
	Число публикаций в зарубежных журналах	14 (0,6%)
	Число публикаций в российских журналах	1570 (71,3%)
	Число публикаций в российских журналах из перечня ВАК	957 (43,4%)
	Число публикаций в российских переводных журналах	85 (3,9%)
	Число публикаций в журналах, входящих в Web of Science или Scopus	45 (2,0%)
	Число публикаций в журналах с импакт-фактором >0	1289 (58,5%)
	Число публикаций, процитированных хотя бы один раз	354 (16,1%)
	Число публикаций, выполненных в сотрудничестве с другими организациями	679 (30,8%)
	Число публикаций с участием зарубежных авторов	14 (0,6%)
	Число авторов	408
	Число авторов, имеющих публикации в журналах, входящих в Web of Science или Scopus	27 (6,6%)
	Число цитирований в РИНЦ	912
	Средневзвешенный импакт-фактор журналов, в которых были опубликованы статьи	0,172
	Среднее число публикаций в расчете на одного автора	5,40
	Среднее число цитирований в расчете на одну публикацию	0,41
	Среднее число цитирований в расчете на одного автора	2,24
	Число самоцитирований (из публикаций этой же организации)	408 (44,7%)

В 2015 г. НПП КРСУ было опубликовано **1153** статьи (что в 3 раза меньше публикаций СКГМИ/ТУ или удельно – 92 статьи на 100 НПП), из них: **112** статей в зарубежных журналах; **22** статьи в научных журналах, индексируемых в базах данных Web of Science и Scopus; **481** статья в российских научных журналах, включенных в РИНЦ.

Дальнейшее развитие российских минерально-сырьевых университетов имеет выраженные акценты по участию компаний-недропользователей в подготовке кадров: открытие специализированных кафедр, целевая подготовка студентов (табл. 5), участие в подготовке программ обучения, проведение занятий со студентами-работниками компаний, осуществление программ практик (стажировок) и трудоустройства, оказание спонсорской помощи и т. д.

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Таблица 5

Сведения о количестве заключенных контрактов между студентами и работодателями в рамках целевой контрактной подготовки специалистов в ТГУ [11]

№ п/п	Факультет	Количество обучающихся всего (человек)	Из них в рамках контрактов между студентами и работодателями	
			человек	%
1	Технологический	869	217	25
2	Аграрных технологий	343	61	18
3	Экологический	357	33	9
4	Новых социальных технологий	278	25	9
5	Финансово-экономический	330	48	14
6	Управления	326	32	10
7	Инженерно-экономический	469	68	14
8	Информационных систем в экономике и юриспруденции	136	26	19
9	Фармацевтический	121	20	17
10	Лечебный	405	129	32

Например, ПАО «Газпром» принимает довольно деятельное и непосредственное участие в разработке и реализации различных совместных образовательных программ [7]. Так, в рамках сотрудничества с OMV Aktiengesellschaft и Университетом Леобена (Австрия), совместно с ФГБОУ ВО «Российский государственный университет нефти и газа (национальный исследовательский университет) им. И. М. Губкина» осуществляется разработка магистерской программы «Современные технологии строительства нефтегазовых скважин на суше и на море».

Кроме этого, существуют совместные магистерские программы ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» и

Университета Хериот-Ватт (Шотландия, г. Эдинбург) «Нефтяной инжиниринг» и «Геология нефти и газа», а также магистерская программа «Технология освоения морских нефтегазовых месторождений», разработанная ФГБОУ ВО «Российский государственный университет нефти и газа (национальный исследовательский университет) им. И. М. Губкина» совместно с Университетом Ставангера (Норвегия), которые также являются востребованными в ПАО «Газпром».

В рамках реализации постановления Правительства Российской Федерации от 9 апреля 2010 г. № 220 «О мерах по привлечению ведущих ученых в российские образовательные учреждения высшего профессионального образования, научные

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

учреждения государственных академий наук и государственные научные центры Российской Федерации» осуществляется государственная поддержка инновационной инфраструктуры ВУЗов, направленная на привлечение ведущих мировых ученых в Россию, создание под их руководством конкурентоспособных лабораторий мирового уровня, выполнение в них прорывных научных исследований и подготовку высококвалифицированных научных кадров. В настоящее время на базе **79** российских ВУЗов и научных организаций уже создано **160 лабораторий по 27 областям наук**.

Такой подход объясняется тем, что материально-техническая база многих российских минерально-ресурсных ВУЗов пока еще значительно отстает от должного уровня и потребностей современного производства, а приобрести требуемое новое современное учебно-лабораторное оборудование зачастую просто невозможно (по финансовым причинам) [9]. Выход один — кооперация с наиболее передовыми профильными предприятиями, размещение на их базе филиалов кафедр с тем, чтобы студенты проходили в них подготовку и имели доступ к современным технологиям, т. е. речь идет о создании учебно-научно-производственных объединений или кластеров.

Ведущие российские ВУЗы нефтегазового и горно-геологического профиля активно сотрудничают с ведущими зарубежными образовательными организациями более 35 государств, среди которых: Австралия, Австрия, Алжир, Белоруссия, Великобритания, Венгрия, Вьетнам, Гвинея, Германия, Греция, Дания, Индия, Испания, Италия, Казахстан, Канада, Киргизия, Китай, Латвия, Македония, Малайзия, Марокко, Монголия, Норвегия, Польша, Сербия, Словакия, Словения, США, Таджикистан, Швейцария, Швеция, Узбекистан, Украина, Франция, Чехия, Черногория, Япония и другие.

Сотрудничество ВУЗов с зарубежными организациями в основном предполагает:

- подписание меморандумов, а также участие в международных ассоциациях и

объединениях университетов, заключение договоров о реализации совместных образовательных программ и прохождении практик;

- открытие в ВУЗах представительств иностранных исследовательских институтов;

- организация гостевых лекций и семинаров преподавателей иностранных ВУЗов, а также совместных академических и научных мероприятий (с привлечением представителей иностранных компаний);

- организация образовательных программ академической мобильности, а также обмен профессорами, преподавателями, учеными и студентами;

- заключение договоров с иностранными фирмами об оснащении их профильной продукцией учебно-исследовательских лабораторий;

- участие сотрудников и студентов российских ВУЗов в международных научных проектах;

- реализация различных программ стажировок и профессиональных переподготовок для сотрудников иностранных компаний.

В качестве примера позитивных результатов совместных образовательных программ высшего образования ведущих российских ВУЗов нефтегазового и горно-геологического профиля с зарубежными образовательными организациями особо стоит отметить [7]:

- **более 100** подготовленных специалистов высокого уровня по результатам реализации 9 совместных международных магистерских программ ФГБОУ ВО «Российский государственный университет нефти и газа (национальный исследовательский университет) им. И.М. Губкина с Французским университетом нефти (Франция), Университетом Ставангера (Норвегия), Королевским технологическим институтом (Швеция), Университетом «Ай энд Эм» (США), Университетом Хериот-Уотт (Великобритания), Фрайбергской горной академией (Германия), Южно-Казахстанским университетом

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

им. М.А. Ауэзова (Казахстан) и Университетом Молде (Норвегия);

- **210 человек**, прошедших обучение по результатам совместных образовательных программ ФГБОУ ВО «Тюменский индустриальный университет» с Китайским нефтяным университетом (г. Циндао, КНР), Университетом прикладных наук Миккели (г. Миккели, Финляндия), Французским университетом нефти (Франция), Фрайбергской горной академией (Германия) и Университетом прикладных наук им. Бойта (Германия).

Кроме того, ежегодно около **200 студентов** ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет» всех уровней подготовки проходят обучение по программам включенного обучения в течение как минимум одного семестра в зарубежных ВУЗах, а также в среднем **150 аспирантов** принимают участие в стажировках на базе ведущих профильных университетов и компаний мира, около **230 студентов зарубежных ВУЗов** ежегодно проходят обучение в этом ВУЗе.

Среди наиболее распространенных направлений совместной деятельности минерально-сырьевых (ресурсных) ВУЗов и работодателей выделяются [5]:

- практическое обучение студентов на реальных рабочих местах;
- расширение спектра образовательных услуг ВУЗов, востребованных на соответствующем рынке труда;
- определение требований к качеству подготовки специалистов, а в последнее время — экспертиза основных образовательных программ, разработанных структурными подразделениями ВУЗов в соответствии с требованиями ФГОС ВПО на предмет включения в ООП дополнительных компетенций с учетом мнения ведущих региональных работодателей, а также разработка и рецензирование учебно-программной документации;
- проведение представителями работодателей (специалистами-практиками) учебных занятий для студентов ВУЗов (в том числе лекционных курсов, семинаров,

мастер-классов, деловых игр, практикумов и др.);

- участие работодателей в итоговой государственной аттестации выпускников;
- стажировка преподавателей на реальных рабочих местах профильных предприятий;
- повышение квалификации представителей работодателей в ВУЗе;
- участие работодателей в научно-практических конференциях, учебных проектах, научных сессиях, днях науки в ВУЗах и т. д.;
- проектная интеграция (совместные научные исследования, открытие базовых кафедр ВУЗа на предприятиях работодателей, создание совместных малых наукоемких компаний и др.);
- трудоустройство выпускников;
- организация и совместное участие в региональных консультативных советах и объединениях (с целью совершенствования содержания профессионального образования с учетом потребностей конкретных регионов и др.).

В частности, в Майкопском государственном технологическом университете в состав ГАК по каждой специальности входят в среднем 25–30 % (от численного состава комиссии) представителей работодателей.

В результате активного использования подобного подхода в обучении студенты выстраивают весьма тесные отношения с конкретными работодателями, получая довольно важный опыт практической работы на современном оборудовании и одновременно повышая свои шансы на трудоустройство на эффективном предприятии.

Однако необходимо отметить, что несмотря на всю актуальность и важность развития университета через активное взаимодействие с реальным сектором национальной экономики — работодателями, в КРСУ существуют определенные, все еще не решенные проблемы:

- в недостаточном объеме осуществляется целевая контрактная подготовка на

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

основе трехсторонних договоров «студент–КРСУ–реальное предприятие»;

- недостаточен удельный вес выпускных квалификационных работ, выполняемых по заявкам отраслевых предприятий;
- существует слабое взаимодействие выпускающих кафедр в научной деятельности работодателей (заключение договоров на НИР).

Тем не менее при активном использовании подобных подходов на базе КРСУ вполне возможно будет сформировать довольно эффективный региональный образовательный кластер, что позволит заложить дальнейшую правовую и финансовую основу встраивания этого ВУЗа в инновационную и технологическую инфраструктуру экономики Центрально-Азиатского региона в целом.

Библиографический список

1. Анализ практики участия персонала в разработке целевой модели развития университета [Электронный ресурс] / Режим доступа: <http://kursak.net/kursovaya-rabota-analiz-praktiki-uchastiya-personala-v-razrabotke-celevoj-modeli-razvitiya-universiteta-na-materiale-tgu>.
2. Воробьев, А. Е. Современные ВУЗы: многообразие стратегий развития [Текст] / А. Е. Воробьев, Г. К. Ташкулова // Аккредитация в образовании. — 2016. — № 8 (92). — С. 33–35.
3. Воробьев, А. Е. Целесообразность опережающего развития сырьевых университетов СНГ [Текст] / А. Е. Воробьев, Г. К. Ташкулова // Горные науки и технологии. — 2016. — № 3 — С. 61–73.
4. Гераскин, Н. И., Зайцев К. С., Крючков Э. Ф. Совершенствование норматива соотношения профессорско-преподавательского состава и студентов в федеральных и национальных исследовательских университетах [Электронный ресурс] / Режим доступа: <http://ecsocman.hse.ru/data/2010/05/18/1214035133/2008-5-5.pdf>.
5. Давыденко, Т. М. Роль работодателей в процессе развития профессиональных компетенций студентов при реализации учебных и производственных практик [Текст] / Т. М. Давыденко, А. П. Пересыпкин, Л. В. Верзунова // Современные проблемы науки и образования. — 2012. — № 2.
6. Данилов, Г. В. Анализ возрастной структуры профессорско-преподавательского состава регионального ВУЗа [Текст] / Г. В. Данилов // Известия Коми научного центра УРО РАН — 2010. — № 3 (3). — С. 95–98.
7. Информационные материалы о подготовке кадров (инженерно-технических, юридических, финансово-экономических и рабочих специальностей) для топливно-энергетического комплекса. — М., 2017.
8. Лисов, В. И. Современные механизмы, пути и возможности совершенствования образовательной деятельности в РГГРУ-МГРИ [Текст] / В. И. Лисов, А. Е. Воробьев // Альма-матер : Вестник высшей школы. — 2016. — № 1. — С. 6–12.
9. Новые подходы привлечения работодателей к подготовке кадров [Электронный ресурс] / Режим доступа: // http://ksu.edu.kz/partnership/vzaimodejstvie_s_rabotodateljami/novye_podhody_privlecheniya_rabotodatelej_k_podgotovke_kadrov.
10. Нормирование труда в вузах: анализ норм труда профессорско-преподавательского состава [Электронный ресурс] / Режим доступа: // <http://hr-portal.ru/article/normirovanie-truda-v-vuzah-analiz-norm-truda-professorsko-prepodavatel'skogo-sostava>.
11. О развитии системы взаимодействия с работодателями при подготовке специалистов в университете [Электронный ресурс] / Режим доступа: // <http://rudocs.exdat.com/docs/index-382691.html>.
12. Программа развития Кыргызско-Российского Славянского университета на 2017–2019 годы. — Бишкек : КРСУ, 2016.
13. Хабиров, В. В. Теоретические основы развития горнодобывающих и перерабатывающих производств Кыргызстана [Текст] / В. В. Хабиров, А. Е. Воробьев ; под ред. акад. Н. П. Лаверова. — М. : Недра, 1993. — 316 с.

© Воробьев А. Е.

© Ташкулова Г. К.

Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СГ ДонГТУ Литвинским Г. Г.

Статья поступила в редакцию 24.05.17.

д.т.н., проф. Воробйов А. Є. (ІПК ПЕК Міненерго РФ, м. Москва, Росія), **д.е.н., проф. Ташкулова Г. К.** (Киргизький економічний університет ім. А. Рискулбекова, м. Бішкек, Киргизька Республіка)

ПРО ПРОГРАМУ ЕФЕКТИВНОГО РОЗВИТКУ КРСУ — ЧЕРЕЗ ПРИЗМУ ВЗАЄМОДІЇ З ПЕК

Показана актуальність розвитку університетів в прив'язці з провідними галузями національної економіки: для Киргизстану це галузі ПЕК. Деталізовані кількісні параметри російських університетів, що забезпечують заповнення висококваліфікованих кадрів для підприємств паливно-енергетичного комплексу: загальна кількість ВНЗ, чисельність науково-педагогічних працівників, необхідний час професійного становлення викладачів, кількість тих, хто навчається студентів (за напрямками) і ін. Відповідно до виділених трендом розвитку російських мінерально-сировинних (ресурсних) університетів представлені дані по діяльності Киргизько-російського слов'янського університету і розкрита програма його подальшого розвитку.

Ключові слова: прийняття проектних рішень, теоретичний і практичний підхід, вугільна шахта.

Doctor of Tech. Sciences, prof, Vorobiiov A. E. (Institute of professional development for fuel and energy complex of Ministry of Energy of the Russian Federation, Moscow, Russia), **Doctor of Economics, prof. Tashkulova G. K.** (M. Ryskulbekov Kyrgyz Economic University, Bishkek, Kyrgyz Republic)
ON THE PROGRAM OF EFFECTIVE DEVELOPMENT OF KEU — IN THE LIGHT OF INTERACTION WITH FEC

The urgency of the universities' development in relation to the leading sectors of the national economy is shown: for Kyrgyzstan these are the branches of fuel and energy sector. The quantitative parameters of the Russian universities providing highly qualified personnel for the fuel and energy complex enterprises are detailed: the total number of HEIs, the number of scientific and pedagogical workers, the required time for the professional formation of teachers, the number of students being trained (by directions), etc. In accordance with identified development trends of Russian Mineral-raw (resource) universities there have been presented data on the activities of the Kyrgyz-Russian Slavic University and the program of its further development is presented.

Key words: making design decisions, theoretical and practical approach, coal mine.

УДК 622+378(470+571):620.9

А. Н. Колосов
(д.э.н., профессор кафедры менеджмента
Луганского Национального Университета имени Т. Шевченко)

80 ЛЕТ ПРОФЕССОРУ ГОНЧАРОВУ В. Н. — ОСНОВАТЕЛЮ ЛУГАНСКОЙ НАУЧНОЙ ШКОЛЫ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА И МЕНЕДЖМЕНТА

Читатель, желающий узнать жизненный путь профессора Гончарова В. Н., получит исчерпывающую информацию из биографической справки, приведенной в конце статьи. Нам же, друзьям и коллегам юбиляра, хотелось бы представить читателю сам облик, образ жизни этого удивительного человека.

Профессор Валентин Николаевич Гончаров, достигший значительных высот в науке, до сих пор более всего занят своей работой и полон энергии, новых задумок, планов работы с молодыми учеными. Это, пожалуй, и есть главная черта его личности — врожденная и воспитанная жизнью потребность трудиться на радость себе и во благо людей.

Результаты труда В. Н. Гончарова — в сотнях его научных статей и десятках монографий и учебных пособий, во множестве публичных выступлений, участии во внедрении научных рекомендаций в практику, учебный и воспитательный процесс, в подготовке десятков ученых и сотен специалистов.

К началу своего трудового пути в должности главного инженера, а затем — молодого руководителя производственного предприятия, Валентин Николаевич получил два высших образования: сначала в Новочеркасском политехническом институте, а потом — в Московском институте управления, который был флагманом проводимых научных исследований, а также внедрения в стране теории и практики современного управления. Затем предстояло пройти тернистый путь восхождения по научным ступеням защиты кандидатской и

докторской диссертаций, получения высоких ученых званий.

В дальнейшем вся деятельность В. Н. Гончарова посвящена становлению и развитию возглавляемых им кафедр: вначале в Луганском машиностроительном институте (ныне — Восточноукраинский национальный университет имени Владимира Даля), а потом в Луганском национальном аграрном университете. Здесь проявился особый менеджерский талант В. Н. Гончарова в умении находить, мобилизовать, интегрировать способности, исследовательский дар очень разных, порой с непростыми характерами, ученых, целых научных коллективов в единый научный поток. Активная научная деятельность В. Н. Гончарова началась в период формирования и развития современных концепций организации, планирования и управления производственными процессами, когда был заложен фундамент научных основ управления предприятиями в рыночной среде. В этом процессе активное участие принимали ученые Украины, прежде всего, из Харькова, Киева, Донецка, Львова. В этой связи следует особо отметить, что благодаря личному трудолюбию Валентина Николаевича, его организаторскому таланту ярко засияло на научной карте Украины имя Луганска.

Ученый не сможет быть успешным в науке, если не будет придерживаться диалектического понимания развития науки на основе ее тесной связи с реальной жизнью. Теория, а она — сердце науки, развивается по неизбежному закону «теория — практика — теория» и нет другого критерия

истинности науки, как ее проверка практикой. Этому постулату в своей профессиональной деятельности всегда следует профессор В. Н. Гончаров.

Опираясь на богатейшую промышленную базу города и региона, В. Н. Гончарову удавалось создавать высокопрофессиональные коллективы, способные эффективно сотрудничать с десятками предприятий. Результаты этого взаимовыгодного сотрудничества со временем стали давать серьезные научные плоды. Именно профессор В. Н. Гончаров сделал ставку в научной работе возглавляемых им коллективов на решение практических проблем предприятий в производственной, социально-экономической и других сферах. Десятилетиями, двигаясь в общем потоке развития науки на потребность практике, проводя громадную исследовательскую работу на многочисленных предприятиях, он, как руководитель, и каждый член его научного коллектива приобретали опыт, добивались успехов, терпели и горечь неудач на научной стезе. Но в целом это формировало мощную потребность проведения глубоких исследований, изложение интересных научных результатов на страницах монографий и специализированных журналов. Именно этот симбиоз теоретической и практической работы стал неисчерпаемым источником плодотворной научной деятельности профессора В. Н. Гончарова.

Одной из первых, еще небольших монографий, которые вывели научный коллектив Луганска на общесоюзную арену, стала изданная в 1987 году в издательстве «Экономика» (г. Москва) работа «Оперативное управление производством. Опыт разработки и совершенствования систем» В. Н. Гончарова, А. Н. Колосова и Г. И. Дибниса, в которой авторам удалось теоретически обобщить опыт создания систем оперативного управления производством в тот период, когда задача рационального использования производственных мощностей была актуальной для сотен и тысяч предприятий. В ней авторам

удалось свести множество действующих в то время систем оперативного управления производством к двум принципиальным типам, основанным либо на производственных циклах, либо на производственных заделах, что упрощало и ускоряло цикл внедрения научной организации производства в практику предприятий.

Проблемы оперативного управления производством и далее исследовались В. Н. Гончаровым, свидетельством чему стал выход в том же году в Киевском издательстве «Техника» монографии «Сбалансированное планирование заготовительного производства» (авторы: В. Н. Гончаров, А. В. Козаченко, А. К. Дубина). В изданной в украинском издательстве «Вища школа» в 1989 году монографии «Совершенствование организации машиностроительного производства» (авторы: В. Н. Гончаров, А. Н. Колосов, С. И. Радомский) были представлены решения актуальных проблем организации производственных процессов не только в аспекте оперативного управления, но и совершенствования внутренней специализации предприятий, ставших в то время составными частями производственных объединений.

Результаты исследования проблематики управления производственными процессами в условиях интенсификации нашли отражение в ряде монографий, таких как «Обновление парка оборудования в условиях интенсификации производства» (Киев: Техника, 1990), «Адаптация промышленных предприятий к научно-техническим нововведениям» (Киев: Техника, 1992). В последней монографии, изданной по материалам докторской диссертации В. Н. Гончарова, впервые понятие «адаптации» введено в сферу экономики предприятий не просто как системная категория, а как инструмент их научно-технического перевооружения.

Являясь истинным и преданным последователем современной школы управления, Гончаров В. Н. много сил приложил к исследованию проблем мотивации челове-

ка в управленческом процессе, которые всегда актуальны, как бы ни изменялись производственные и социально-экономические условия. Результаты исследований его научной лаборатории раскрыты во многих монографиях, таких как «Формирование системы мотивации на предприятиях в условиях перехода к рыночной экономике» (В. М. Гончаров и С. И. Радомский. — К.: Техника, 1999), «Гуманизация труда: адаптация организационно-технических систем к человеку» (В. Н. Гончаров, В. В. Дорофиев, С. И. Радомский. — Донецк: Альма-тео, 2005) и др.

Сегодня, оглядываясь на годы активной научной деятельности профессора Гончарова В. Н., с уверенностью можно считать его основателем луганской научной школы организации производства и менеджмента.

Научные работы Гончарова В. Н. и коллектива его коллег, многочисленных учеников, единомышленников отличает своевременность, актуальность, поэтому и в изменившихся условиях сегодняшнего дня они не только познавательны, исторически важны, но и остаются составной частью научной платформы для дальнейшего развития науки при решении вновь возникающих задач.

Если попробовать сформулировать телагаемые успеха научной лаборатории профессора В. Н. Гончарова, которые сыграли решающую роль в его деятельности, то неизбежно придется признать следующие существенные моменты, характеризующие стиль научной работы юбиляра.

Первое — это живая связь науки и практики, не как банальный девиз, а как принцип выбора актуальных направлений исследований, которые не только опираются на результаты прежней работы, а именно отвечают насущным потребностям практики. Профессор В. Н. Гончаров своим научным опытом подтвердил жизнеспособность данного принципа, следуя которому ученый неизбежно должен перестраивать свои научные исследования, переосмысливать ранее полученные результаты, при-

менять их в тех направлениях, которых требует жизнь.

Второе — это командная работа, которой десятилетиями привержен профессор В. Н. Гончаров, это особый демократический стиль работы его научной команды, каждый член которой — от руководителя научной школы до начинающего исследователя — имеет равный голос во всем, что направлено на научный результат.

Третье — это меморандум В. Н. Гончарова, его требование, которое он выставляет как условие всем, с кем сотрудничает, всем членам своей научной команды, кафедры, коллектива молодых ученых, аспирантов, докторантов, — требование активно, последовательно и слаженно работать на научный результат.

И четвертое — это человечность, которую В. Н. Гончаров как научный руководитель постоянно проявляет заботой о своих коллегах, во всесторонней помощи, которую только он в состоянии оказать каждому, кто в ней нуждается.

Биографическая справка.

Гончаров Валентин Николаевич — заслуженный деятель науки и техники Украины (1995), доктор экономических наук (1989), профессор (1991), академик Академии экономических наук (1998), предпринимательства и менеджмента Украины (1993), Международной академии науки и практики организации производства (1995, г. Москва, Россия), Международной академии экологии и безопасности жизнедеятельности (1999, г. Санкт-Петербург, Россия), Международной академии труда и занятости (2001, г. Ижевск, Россия), член-корреспондент Инженерной академии Украины (1992), член-корреспондент Европейской академии наук, искусств и гуманитарных наук (г. Париж, Франция, ЮНЕСКО, 2003). Почетный профессор Восточноукраинского университета им. В. Даля (2001), почетный профессор Донецкой академии управления (2004), почетный доктор Воронежского технического университета, почетный гражданин

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

г. Луганска (1997), городов Хендерсена, Килгор и штата Техас (США, 1996).

Подготовил более 50 кандидатов экономических наук и 11 докторов, среди которых есть аспиранты из Германии, Эфиопии, Индии, Кубы. Является автором свыше 30 монографий, 40 учебных пособий.

Опубликовано 300 научных статей в сборниках научных трудов ведущих и специализированных учебных центров Украины и России, 50 статей издано за рубежом, в том числе в Германии, Польше, Венгрии, Чехии, Болгарии, Румынии, Греции, Норвегии, США.

ТРЕБОВАНИЯ
к рукописям научных статей в сборник научных трудов
ГОСУДАРСТВЕННОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО УЧРЕЖДЕНИЯ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
ЛУГАНСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
«ДОНБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Научные статьи, предоставляемые в редакцию, должны соответствовать требованиям ВАК МОН ДНР (Приложение 1 к правилам формирования в уведомительном порядке перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора (п.4)) и базовым издательским стандартам по оформлению статей по ГОСТ 7.5-98 «Журналы, сборники, информационные издания».

Сборник научных трудов издается 1-4 раза в год. Сборник формирует информационный отдел: 94204, г. Алчевск, пр. Ленина, 16, ДонГТУ, тел/факс (06442) 2-68-87, e-mail: info@dstu.education (тема: для редакции сборника научных трудов ГОУВПО ЛНР «ДонГТУ»), секретарь редакционной коллегии Скомская Светлана Анатольевна.

Сборник содержит следующие разделы: «Науки о земле», «Металлургия и материаловедение», «Машиностроение и машиноведение», «Строительство и архитектура».

Содержание статей должно отвечать новым достижениям науки и техники, их практическому значению, соответствовать технической направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

В статье должно быть кратко изложено то новое и оригинальное, что разработано авторами, показано преимущество перед аналогами предлагаемых разработок, описаны их особенности и практическая значимость. Результаты работы не должны предоставляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, несоблюдение действующих стандартов и за недостоверность приведенных в статье данных полностью несут авторы статьи.

Статья должна сопровождаться:

- подписью корректора издательско-полиграфического центра (каб. 2115);
- внутренней и внешней рецензиями (на усмотрение автора, рекомендовано два вида рецензий: рецензия в произвольном изложении; международная форма рецензирования статьи);
- лицензионным договором с автором(и);

Текст статьи предоставляется на электронном носителе и в печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

Рекомендуемое количество авторов статьи до 3-х человек. При необходимости, по решению редколлегии, количество авторов может быть увеличено до 5-ти.

Языки предоставления статей: русский, английский, украинский.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц в книжной ориентации, на белой бумаге формата А4 (210x297 мм), с полями: верхнее, нижнее — 27 мм; левое — 23 мм, правое — 25 мм. Различать колонтитулы четных и нечетных страниц: от края до верхнего колонтитула — 2 см.; от края до нижнего колонтитула — 2 см. Страницы не нумеруются. Рукопись статьи оформляется с применением редактора MS Word (не ниже версии 6.0 и не старше версии 11(2003)) шрифтом Times New Roman, размером 12 пт, одинарным интервалом, выравниванием по ширине, абзацным отступом 0,5 см. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть активирована. Весь материал подается в черно-белом оформлении (без градиентов серого или цветовой палитры). Не допускается использование списков (маркированных и нумерованных) и элементов «Надпись». Запрещается вставлять в рукопись сканированные рисунки (графики, диаграммы) и другие неизменяемые объекты (формулы).

Оформление статей

Статья подается отдельным файлом «Статья.doc».

УДК проставляется сверху, выравнивание по левому краю, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал — ученая степень, фамилия, инициалы, разделенные пробелом. С новой строки в круглых скобках — название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую. Шрифт полужирный, курсив, выравнивание по правому краю, без абзацного отступа.

С новой строки — название статьи, выравнивание по центру, шрифт Ariel, полужирный, видоизменение: все прописными, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца — 12 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Не допускается набор всего названия заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация на языке публикации, курсивом, размером 11 пт.

После аннотации с новой строки — ключевые слова (6–8 слов на языке статьи), курсивом, размером 11 пт, интервал после абзаца — (Авто). Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

С новой строки — текст статьи в две колонки, интервал между колонками 0.5 см.

Слова «рисунок» и «таблица» в упоминаниях по тексту пишутся полностью (Пример: «... на рисунке 2 ...»), а в ссылках в конце предложения пишется сокращенно в скобках (Примеры: «... схема инвертора (рис. 2).», «... получены экспериментальные данные (табл. 4).»).

После текста статьи полужирным шрифтом размером 11 пт, располагается заголовок «Библиографический список», интервал перед абзацем — 12 пт, после абзаца — 8 пт, выравнивание по левому краю.

Библиографический список оформляется согласно ГОСТ 7.1-2003 «Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления» размером 11 пт, курсивом и должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу заключаются в квадратные скобки. Рекомендованное количество ссылок — не более восьми источников с датой их издания не ранее чем 20 лет назад.

Через один интервал — ученая степень, фамилия, инициалы, полное название организации, название статьи, аннотации и ключевые слова приводятся на оставшемся языке из двух (русский, украинский), размером шрифта 11 пт.

Ученая степень, фамилия, инициалы оформляются полужирным шрифтом, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. В круглых скобках, курсивом, через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора.

С новой строки, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю — название статьи заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация, курсивом.

С новой строки — ключевые слова, курсивом. Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

Оформление аннотаций отдельным файлом

Аннотация и ключевые слова дополнительно подаются на двух языках (русский, украинский) отдельным файлом «*Аннотация.doc*», размером шрифта 11 пт.

Ученая степень, фамилия, инициалы оформляются полужирным шрифтом, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. В круглых скобках, курсивом через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора. С новой строки, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю — название статьи заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация, курсивом.

С новой строки — ключевые слова, курсивом. Фраза «Ключевые слова» выделяется полужирным начертанием.

Не допускается внедрение в текст аннотации объектов (формул, рисунков, и т. д.).

Оформление рефератов отдельным файлом

Реферат подаётся на двух языках (русский, украинский) отдельным файлом «*Реферат.doc*», размером шрифта 11 пт, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть выключена.

Фамилия, имя, отчество оформляются полужирным шрифтом.

С новой строки — ученая степень, должность.

С новой строки — название подразделения.

С новой строки через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора.

Через интервал повторить данные для каждого автора.

Через интервал — название статьи (полужирным начертанием).

Через интервал — реферат. Реферат объемом от 200 до 300 слов исключительно общепринятой терминологии должен быть структурированным и содержать следующие элементы: цель, методика, результаты, научная новизна, практическая значимость. Фразы «Цель.», «Методика.», «Результаты.», «Научная новизна.», «Практическая значимость.» (на русском языке), «Мета.», «Методика.», «Результати.», «Наукова новизна.», «Практична значущість.» (на украинском языке), «Aim.», «Technique.», «Results.», «Scientific novelty.», «Practical significance.» (на английском языке) размещаются с новой строки и выделяются полужирным начертанием. Реферат не должен повторять название статьи.

Не допускается внедрение в текст реферата объектов (формул, рисунков, и т. д.).

Рисунки

Рисунки вставляются в текст единым объектом и могут быть представлены:

– *растровыми форматами* — gif, tiff, jpg, bmp и им подобными (качество 300 dpi);

– *векторными форматами* — emf, wmf.

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторные.

Графический материал следует располагать непосредственно после текста, в котором он упоминается впервые или на следующей странице. Все позиции, обозначенные на рисунке, должны быть объяснены в тексте и нанесены слева направо, сверху вниз. Перед рисунком интервал 12 пт. Выравнивание по центру, ширина в одну колонку (большие рисунки располагают на ширину страницы, вверху или внизу страницы). Рисунки размещают в тексте (не в таблицах), обтекание рисунка — «в тексте». Все рисунки подаются дополнительно отдельными файлами.

Допускается размещение пояснительных данных под иллюстрацией (подрисуночный текст) с выравниванием по центру без абзацного отступа, размером 10 пт.

Под каждым рисунком (подрисуночным текстом) располагается надпись в формате «Рисунок № Название» с выравниванием по центру без абзацного отступа, интервалом перед и после абзаца — (Авто), размером 11 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Статья не должна заканчиваться рисунком. Рекомендуется, чтобы площадь, занятая рисунками, составляла не более 25% общего объема.

Формулы

Абзац, содержащий формулы, должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца 6 пт, позиции табуляции — 3,75 см по центру (для расположения формулы) и 7,85 см по правому краю (для расположения номера формулы). Формулы целиком (включая размерности) выполняются с помощью редактора формул Microsoft Equation 3 математическим стилем, обычное начертание шрифта (нормальный), со следующими размерами:

Full (обычный).	12 pt
Subscript/Superscript (крупный индекс)	9 pt
Sub-Subscript/Superscript (мелкий индекс)	7 pt
Symbol (крупный символ)	14 pt
Sub-Symbol (мелкий символ)	12 pt
Формат	по центру
Междустрочный интервал	200%

Недопустимо масштабирование формул и размещение формул в табличном формате. В одном блоке формулы, попадающем на границу колонок, допускается только одна строка (многострочные формулы разбиваются на блоки). Упоминание элементов формул по тексту статьи также выполняется в редакторе формул.

Таблицы

Все таблицы располагаются после упоминания в тексте и должны иметь нумерационный заголовок и название, размер шрифта 11 пт. Нумерационный заголовок (*Таблица 1*) выравнивается по правому краю над таблицей, курсив, интервал перед абзацем — 12 пт. С новой строки помещают название выравниванием по центру, без абзацного отступа, интервал после абзаца — 6 пт с запретом автоматического переноса слов в абзаце.

Таблица выравнивается по центру контейнера, в книжной ориентации, шириной в 1 колонку (большие таблицы располагаются на ширину страницы, вверху или внизу страницы). Текст в таблице оформляется размером шрифта 11 пт или 12 пт, без абзацного отступа. Не допускается заливка ячеек таблицы цветом. Запрещается располагать таблицу в альбомной ориентации. После таблицы отступается один интервал.

СОДЕРЖАНИЕ

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

Литвинский Г. Г. ЗАПРЕДЕЛЬНОЕ ПОВЕДЕНИЕ ПОРОД ВОКРУГ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ (ПОРОЖДАЮЩЕЕ РЕШЕНИЕ).....	5
Литвинский Г. Г. ОБОСНОВАНИЕ МИНИМАЛЬНОГО ОТПОРА КРЕПИ В ГОРНОЙ ВЫРАБОТКЕ.....	15
Финкельштейн З. Л., Бойко Н. З. МАЛОГАБАРИТНЫЙ ВЫСОКОМОМЕНТНЫЙ ГИДРОМОТОР ДЛЯ ГОРНЫХ МАШИН	26
Тупицын А. В., Педченко М. А. АНАЛИЗ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ И ПРАКТИЧЕСКИХ ПОДХОДОВ К ПРИНЯТИЮ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ	31

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Новохатский А. М., Должиков В. В., Диментьев А. О., Падалка А. В. ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ ТЕМПЕРАТУРА ГОРЕНИЯ В ФУРМЕННОЙ ЗОНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ ПРИ ВДУВАНИИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА.....	43
Новохатский А. М., Филиппенко Д. Г. ЭКСТРАКЦИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ ГЕМАТИТА ТВЕРДЫМ УГЛЕРОДОМ.....	49
Куберский С. В. РАСШИРЕНИЕ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ ДЛЯ УСЛОВИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МИКРО-ЗАВОДОВ.....	57
Мурга В. В., Грищенко Е. А. СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЛАЗМОТРОНОВ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ	66

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

Дрозд Г. Я., Архипова Г. В. ИНВЕНТАРИЗАЦИЯ ТБО И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИХ УТИЛИЗАЦИИ НА ЛУГАНЩИНЕ	77
Дрозд Г. Я. ШЛАКОЩЕЛОЧНАЯ СТРОИТЕЛЬНАЯ ИНДУСТРИЯ — ВОЗМОЖНАЯ ПЕРСПЕКТИВА ДЛЯ ЛУГАНЩИНЫ.....	83
Псюк В. В., Балашова О. С., Никишина И. А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СВАРКИ ДЛЯ РЕГУЛИРОВАНИЯ ОСТАТОЧНОГО НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ	90
Емец Е. В., Коняшкина О. А., Никишина И. А. АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПРОДОЛЬНЫХ УСИЛИЙ НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МНОГОЭТАЖНЫХ РАМ НА НЕРАВНОМЕРНО ДЕФОРМИРУЕМОМ ОСНОВАНИИ.....	95

МАШИНОСТРОЕНИЕ И МАШИНОВЕДЕНИЕ

Сахаров Б. А., Ульяницкий В. Н., Левченко Э. П., Бурцев Г. Г. ИССЛЕДОВАНИЕ, АНАЛИЗ И СРАВНЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ КОНСТРУКЦИЙ ШПИНДЕЛЬНОГО СОЕДИНЕНИЯ РАБОЧИХ КЛЕТЕЙ 1250 И 1300.....	103
--	-----

Ульяницкий В. Н., Петров П. А. ИССЛЕДОВАНИЕ НАГРУЗОК РЕЗАНИЯ БИМЕТАЛЛА ГИЛЬОТИННЫМИ НОЖНИЦАМИ С КРОМОЧНЫМИ НОЖАМИ.....	108
Власенко Д. А., Левченко Э. П. АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ЗАГРУЗКИ МОЛОТКОВОЙ ДРОБИЛКИ ПРИ ДРОБЛЕНИИ ФЛЮСОВ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ И СТЕПЕНЬ ДРОБЛЕНИЯ ШИХТОВЫХ КОМПОНЕНТОВ В АГЛОМЕРАЦИОННОМ ПРОИЗВОДСТВЕ	114
ИНФОРМАЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ	
Воробьев А. Е., Ташкулова Г. К. О ПРОГРАММЕ ЭФФЕКТИВНОГО РАЗВИТИЯ КРСУ — ЧЕРЕЗ ПРИЗМУ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ С ТЭК	123
Колосов А. Н. 80 ЛЕТ ПРОФЕССОРУ ГОНЧАРОВУ В. Н. — ОСНОВАТЕЛЮ ЛУГАНСКОЙ НАУЧНОЙ ШКОЛЫ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА И МЕНЕДЖМЕНТА.....	134

ЗМІСТ

НАУКИ ПРО ЗЕМЛЮ

Литвинський Г. Г. ПОЗАМЕЖНА ПОВЕДІНКА ПОРІД НАВКОЛО ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ (ПОРОДЖУЮЧЕ РІШЕННЯ)	5
Литвинський Г. Г. ОБҐРУНТУВАННЯ МІНІМАЛЬНОГО ОПОРУ КРІПЛЕННЯ В ГІРНИЧІЙ ВИРОБЦІ	15
Фінкельштейн З. Л., Бойко М. З. МАЛОГАБАРИТНИЙ ВИСОКОМОМЕНТНИЙ ГІДРОМОТОР ДЛЯ ГІРНИЧИХ МАШИН	26
Тупіцин О. В., Педченко М. А. АНАЛІЗ ТЕОРЕТИЧНИХ І ПРАКТИЧНИХ ПІДХОДІВ ДО ПРИЙНЯТТЯ ПРОЕКТ- НИХ РІШЕНЬ НА ВУГІЛЬНИХ ШАХТАХ	31

МЕТАЛУРГІЯ ТА МАТЕРІАЛОЗНАВСТВО

Новохатський О. М., Должиков В. В., Діментьєв О. О., Падалка О. В. ТЕОРЕТИЧНА ТЕМПЕРАТУРА ГОРІННЯ ФУРМЕНІЙ ЗОНІ ДОМЕННОЇ ПЕЧІ ПРИ ВДУВАННІ ПИЛОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА	43
Новохатський О. М., Філіпенко Д. Г. ЕКСТРАКЦІЯ ЗАЛІЗА З ГЕМАТИТУ ТВЕРДИМ ВУГЛЕЦЕМ.....	49
Куберський С. В. РОЗШИРЕННЯ ФУНКЦІОНАЛЬНИХ МОЖЛИВОСТЕЙ ПРОМІЖНОГО КОВША МБЛЗ ДЛЯ УМОВ МЕТАЛУРГІЙНИХ МІКРО-ЗАВОДІВ.....	57
Мурга В. В., Грищенко Є. О. ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ ЕНЕРГЕТИЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ПЛАЗМОТРОНІВ РІЗНИХ ТИПІВ.....	66

БУДІВНИЦТВО ТА АРХІТЕКТУРА

Дрозд Г. Я., Архипова Г. В. ІНВЕНТАРИЗАЦІЯ ТПВ І ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ЇХ УТИЛІЗАЦІЇ НА ЛУГАНЩИНІ	77
Дрозд Г. Я. ШЛАКОЛУГОВА БУДІВЕЛЬНА ІНДУСТРІЯ — МОЖЛИВА ПЕРСПЕКТИВА ДЛЯ ЛУГАНЩИНИ.....	83
Псюк В. В., Балашова О. С., Нікішина І. О. ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ЗВАРЮВАННЯ ДЛЯ РЕГУЛЮВАННЯ ЗАЛИШКОВОГО НАПРУЖЕНОГО СТАНУ	90
Ємець О. В., Коняшкіна О. А., Нікішина І. О. АНАЛІЗ ВПЛИВУ ПОЗДОВЖНИХ ЗУСИЛЬ НА НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН БАГАТОПОВЕРХОВИХ РАМ НА НЕРІВНОМІРНО ДЕФОРМОВАНИЙ ОСНОВІ...	95

МАШИНОБУДУВАННЯ ТА МАШИНОЗНАВСТВО

Сахаров Б. О., Ульяницький В. Н., Левченко Е. П., Бурцев Г. Г. ДОСЛІДЖЕННЯ, АНАЛІЗ ТА ПОРІВНЯННЯ НАДІЙНОСТІ КОНСТРУКЦІЙ ШПИНДЕЛЬНОГО З'ЄДНАННЯ РОБОЧИХ КЛІТЕЙ 1250 ТА 1300.	103
Ульяницький В. Н., Петров П. О. ДОСЛІДЖЕННЯ НАВАНТАЖЕНЬ РІЗАННЯ БІМЕТАЛУ ГІЛЬЙОТИННИМИ НОЖИЦЯМИ З КРОМОЧНИМИ НОЖАМИ.....	108

Власенко Д. О., Левченко Е. П.

АНАЛІЗ ВПЛИВУ РЕЖИМУ ЗАВАНТАЖЕННЯ МОЛОТКОВОЇ ДРОБАРКИ ПРИ
ДРОБЛЕННІ ФЛЮСІВ НА ПРОДУКТИВНІСТЬ І СТУПІНЬ ДРОБЛЕННЯ СИРОВИНИ
В АГЛОМЕРАЦІЙНОМУ ВИРОБНИЦТВІ 114

ІНФОРМАЦІЙНІ МАТЕРІАЛИ

Воробйов А. Є., Ташкулова Г. К.

ПРО ПРОГРАМУ ЕФЕКТИВНОГО РОЗВИТКУ КРСУ — ЧЕРЕЗ ПРИЗМУ ВЗАЄМОДІЇ З
ПЕК..... 123

Колосов А. М.

80 РОКІВ ПРОФЕСОРУ ГОНЧАРОВУ В. М. — ЗАСНОВНИКУ ЛУГАНСЬКОЇ
НАУКОВОЇ ШКОЛИ ОРГАНІЗАЦІЇ ВИРОБНИЦТВА І МЕНЕДЖМЕНТУ 134

CONTENT

GEOSCIENCES

Litvinsky Garry G. POST ULTIMATE BEHAVIOR OF ROCK MASS AROUND MINE WORKINGS (GENERATING SOLUTION).....	5
Litvinsky Garry G. THE JUSTIFICATION OF MINIMUM RESISTANCE FOR THE MINING SUPPORTS	15
Finkelshtein Z. L., Boiko N. Z. SMALL-SIZED HIGH-COMPRESSIVE HYDROMOTOR FOR MINING MACHINES	26
Tupitsin A. V., Pedchenko M. A. ANALYSIS OF THE THEORETICAL AND PRACTICAL APPROACHES TO TAKING PRO-JECT DECISIONS AT COAL MINES	31

METALLURGY AND MATERIAL SCIENCES

Novohatskyi A. M., Dolzhikov V. V., Dimentiev A. O., Padalka A. V. THEORETICAL COMBUSTION TEMPERATURE IN TUYERE OF THE BLAST FURNACE AT PULVERIZED COAL INJECTION	43
Novohatskyi A. M., Philippenko D. G. IRON EXTRACTION FROM HEMATITE BY SOLID CARBON	49
Kuberskiy S. V. EXTENSION OF POURING BOX FUNCTIONALITY IN CONTINUOUS CASTING MA-CHINE AT METALLURGICAL MICRO-PLANTS	57
Murga V. V., Grishchenko Eu. A. COMPARATIVE POWER EFFICIENCY ANALYSIS OF VARIOUS TYPES OF PLASMO-TRONS	66

CIVIL ENGINEERING AND ARCHITECTURE

Drozd G. Ya., Arkhipova G. V. MONITORING OF MUNICIPAL SOLID WASTES AND THE ECONOMIC EFFICIENCY OF THEIR RECYCLING IN LUGANSCHINA	77
Drozd G. Ya. THE SLAG-ALKALI CONSTRUCTION INDUSTRY AS POSSIBLE CHANCE FOR LUGANSCHINA	83
Psiuk V. V., Balashova O. S., Nikishina I. A. DETERMINING THE WELDING PARAMETERS FOR CONTROLLING THE RESIDUAL STRESS	90
Yemets E. V., Koniashkina O. A., Nikishina I. A. ANALYZING ON THE INFLUENCE OF AXIAL FORCES ON STRESS-STRAIN STATE OF MULTISTORY BENTS WITH UNEQUALLY DEFORMED BASEMENT.....	95

MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE SCIENCE

Sakharov B. A., Uliianitskiy V. N., Levchenko E. P., Burtsev G. G. INVESTIGATION, ANALYSIS AND COMPARISON ON STRUCTURAL RELIABILITY OF THE SPINDLE JUNCTION OF WORKING STANDS 1250 AND 1300	103
--	-----

Ulianitskiy V. N., Petrov P. A. INVESTIGATION OF THE BIMETAL CUTTING LOADS USING THE GUILLOTINE SHEARS WITH EDGE KNIVES	108
--	-----

Vlasenko D. A., Levchenko E. P. ANALYZING THE INFLUENCE OF LOADING CONDITIONS OF HAMMER CRUSHER AT FLUX CRUSHING ON PRODUCTION AND THE BURDEN CRUSHING DEGREE IN AGGLOMERATE PRODUCTION	114
---	-----

INFORMATION MATERIALS

Vorobiiiov A. E., Tashkulova G. K. ON THE PROGRAM OF EFFECTIVE DEVELOPMENT OF KEU — IN THE LIGHT OF INTERACTION WITH FEC	123
---	-----

Kolosov A. N. 80 YEARS TO PROFESSOR GONCHAROV V.N. – A FOUNDER OF LUGANSK SCIENTIFIC SCHOOL OF ORGANIZATION OF PRODUCTION AND MANAGEMENT.....	134
--	-----

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 65.011.56 + 621.3 + 33 + 621.37 + 1

**Збірник наукових праць
Донбаського державного
технічного університету**

Збірник

Випуск 6 (49) 2017

**Засновник:
Донбаський державний технічний
університет**

*Свідоцтво Міністерства інформації,
друку і масових комунікацій ЛНР
про державну реєстрацію засобу масової
інформації МІ-СГР ПІ 000003
від 05.02.2016*

*Наказом Міністерства освіти і науки Донецької
Народної Республіки від 2 травня 2017 р № 464
збірник наукових праць включений до Переліку
рецензованих наукових видань, в яких повинні
бути опубліковані основні наукові результати
дисертацій на здобуття наукового ступеня
кандидата наук, на здобуття наукового ступеня
доктора наук, затверджений наказом
Міністерства освіти і науки Донецької Народної
Республіки від 1 листопада 2016 р № 1134, згідно
з додатком І.*

*Рекомендовано Вченою радою
ДСУ ВПО ЛНР «ДонДТУ»
(Протокол № 11 від 30.06.2017)*

Включений до наукометричної бази даних РІНЦ

Формат 60×84¹/₈.
Ум. друк. арк. 17,3
Зам. № 170
Наклад 100 пр.

Видавництво не несе відповідальності за зміст
матеріалу, наданого автором до друку.

Адреса редакції, видавця
та виготовлювача:
ДСУ ВПО ЛНР
«Донбаський державний технічний університет»
пр. Леніна, 16, м. Алчевськ, ЛНР, 94204.
E-mail: info@dstu.education
Web-site: [http:// www.dstu.education](http://www.dstu.education)

ВИДАВНИЧО-ПОЛІГРАФІЧНИЙ ЦЕНТР,
ауд. 2113, т / факс 2-58-59
Свідоцтво про державну реєстрацію видавця,
виготовлювача
і розповсюджувача засобу масової інформації
МІ-СГР ВД 000055 від 05.02.2016.

Головний редактор

Зінченко А. М. — к.е.н., в.о. ректора

Заступник головного редактора

Новохатський А. М. — д.т.н., проф.

Редакційна колегія:

Литвинський Г. Г. — д.т.н., проф.
Фінкельштейн З. Л. — д.т.н., проф.
Корнєєв С. В. — д.т.н., проф.
Леонов А. О. — к.т.н., доц.
Харламов Ю. А. — д.т.н., проф.
Ульяницький В. Н. — к.т.н., проф.
Зелінський А. М. — к.т.н., проф.
Куберський С. В. — к.т.н., проф.
Денищенко П. М. — к.т.н., доц.
Дрозд Г. Я. — д.т.н., проф.
Шолух М. В. — д. арх., проф.
Бондарчук В. В. — к.т.н., доц.
Псюк В. В. — к.т.н., доц.
Скомська С. А. — секретар редакційної
колегії.

Для наукових співробітників, аспірантів,
студентів вищих навчальних закладів

Мова видання:

російська, українська та англійська

Ісмаїлова Л. М. — коректор

© ДСУ ВПО ЛНР «ДонДТУ», 2017
© Чернишова Н. В., художнє
оформлення обкладинки, 2017

Distribution and replication is forbidden without official allowance of DonSTU

**UDK 622(06) + 669(06) + 69(06) +
+ 65.011.56 + 621.3 + 33 + 621.37 + 1**

**Collection of scientific papers
of Donbass State Technical
University**

Collection

Issue 6 (49) 2017

**Establisher: Donbass
State Technical
University**

*Certificate of Ministry of Information,
Press and Mass Communication of LPR
for mass media registration
MI-SGR PI 000003
dated 05.02.2016*

*By order of the Department of Education and
Science of Donetsk People Republic of 2 May
2017 № 464 the Collection of scientific papers
is being offered in the list of peer-reviewed
scientific editions with required publications
of the main scientific PhD and Doctor's thesis
results, approved by an order of the Department
of Education and Science of Donetsk People
Republic of 1 November 2016 № 1134,
according to annex 1.*

*Recommended by academic council of DonSTU
(Record № 11 dated 30.06.2017)*

Added to scientometrical data base of RSCI

Format 60×84%.
Conventional printed sheet 17,3
Order № 170
Circulation 100 copies
Pub lishing office is not responsible for
material content giving by author for
publishing.

Address of editorial office,
publishing and establishing:
Donbass State Technical University
Lenin avenue, 16, Alchevsk, LPR
94204

E-mail: info@dstu.education
Web-site: <http://www.dstu.education>

PUBLISHING AND PRINTING CENTER,
Room 2113, tel/fax 2-58-59
Certificate of State registration for mass
media publisher, owner and distributor
MI-SGR ID 0000055 dated 05.02.2016

Editor-in-chief

Zinchenko A. M. — PhD in Engineering,
acting rector

Deputy chief editor

Novohatskyi A. M. — Doctor of tech. sc., prof.

Editorial board:

Litvinskyi G. G. — Doctor of tech. sc., prof.

Finkelstein Z. L. — Doctor of tech. sc., prof.

Korneiev S. V. — Doctor of tech. sc., prof.

Leonov A. A. — PhD in Engineering

Kharlamov Yu. A. — Doctor of tech. sc., prof.

Uliianitskyi V. N. — PhD in Engineering, prof.

Zelinskyi A. N. — PhD in Engineering, prof.

Kuberskyi S. V. — PhD in Engineering, prof.

Denisschenko P. N. — PhD in Engineering

Drozd G. Ya. — Doctor of tech. sc., prof.

Sholukh N. V. — Doctor of arch., prof.

Bondarchuk V. V. — PhD in Engineering

Psjuk V. V. — PhD in Engineering

Skomskaia S. A. — Secretary to the editorial board

For research scientists, PhD seekers, students of
higher educational institutions.

Issue language:

Russian, Ukrainian, English

Ismailova L. M. — proofreader

© SEIHPE «DonSTU», 2017

© Chernyshova N.V., graphic, 2017