

ДОНБАССКИЙ  
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ  
ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ

*Выпуск 19 (62) 2020*



СБОРНИК  
НАУЧНЫХ ТРУДОВ

**Сборник  
научных трудов  
Донбасского государственного технического  
университета**

Сборник  
Выходит 1–4 раза в год  
Основан в июне 1999 г.  
Выпуск 19 (62) 2020

**Collection of Scientific Papers of DonSTU**

Collection  
Publishing 1–4 times a year  
Founded in June 1999  
Issue 19 (62) 2020

Алчевск  
2020

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 19 (62) 2020

**Основатель:  
ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»**

*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 включён в Перечень  
рецензируемых научных изданий, в которых  
должны быть опубликованы основные научные  
результаты диссертаций на соискание учёной  
степени кандидата наук, на соискание учёной  
степени доктора наук, утверждённый приказом  
Министерства образования и науки Донецкой  
Народной Республики от 1 ноября 2016 г. № 1134,  
согласно приложению 1*

*Приказом МОН ЛНР № 911-ОД от 10.10.2018  
сборник научных трудов ДонГТУ внесён в Перечень  
рецензируемых научных изданий, в которых  
должны быть опубликованы основные научные  
результаты диссертаций на соискание учёной  
степени кандидата наук, на соискание учёной  
степени доктора наук, утверждённый приказом  
Министерства образования и науки Луганской  
Народной Республики от 15 мая 2018 г. № 477-ОД*

*Рекомендовано учёным советом  
ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»  
(Протокол № 10 от 29.06.2020)*

*Включён в наукометрическую базу данных РИНЦ*

Формат 60×84½  
Усл. печат. л. 12,5  
Заказ № 269  
Тираж 100 экз.

Издательство не несёт ответственности за содержание  
материала, предоставленного автором к печати

Адрес редакции, издателя и основателя:  
ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»  
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., ректор

**Заместитель главного редактора**

Куберский С. В. — к.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.

Зелинский А. Н. — к.т.н., проф.

Должиков В. В. — к.т.н., доц.

Денищенко П. Н. — к.т.н., доц.

Андрійчук Н. Д. — д.т.н., проф.

Пилавов М. В. — 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  
коллекции

Для научных сотрудников, аспирантов,  
студентов высших учебных заведений.

Язык издания:  
русский, английский

Компьютерная вёрстка  
Исмаилова Л. М.

© ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020  
© Чернышова Н. В., художественное  
оформление обложки, 2020

**НАУКИ О ЗЕМЈЕ**

---

**GEOSCIENCES**



УДК 622.831.2

*д.т.н., проф. Литвинский Г. Г.,  
к.т.н., доц. Смекалин Е. С.,  
Кладко В. И.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, ligag@ya.ru)*

## МЕТОДИКА ОЦЕНКИ И КРИТЕРИИ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

*В статье рассмотрены вопросы обработки и анализа шахтных наблюдений смещений контура горных выработок на примере грузового уклона гор. 956 м шахты «Самсоновская-Западная». Описаны и проанализированы результаты инструментальных измерений смещений пород в горной выработке за 19 лет. Впервые предложен коэффициент качества паспорта проходки выработки и обоснованы его граничные значения. Исследован и обоснован критерий устойчивости горных выработок для оценки ее эксплуатационного состояния. Показано возможное практическое применение предложенных критериев в практике проектирования горных выработок. Теоретические разработки подкреплены демонстрационными расчетами для типичной выработки.*

**Ключевые слова:** капитальная горная выработка, горное давление, смещение пород, устойчивость, пучение пород, оценка качества проходки, критерий устойчивости, проектирование выработок.

### **1 Актуальность и цель исследований**

Современная технология добычи угля основана на проведении комплекса подготовительных горных выработок (ПГВ) большой протяженности (в среднем 5...10 м на 1000 т товарного угля), что требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат. Поэтому стоимость проведения, крепления и поддержания ПГВ в значительной степени предопределяет технико-экономические показатели всего горного предприятия.

Для изучения проявлений горного давления (ПГД) в горных выработках проводятся шахтные инструментальные наблюдения по утвержденным методикам [1, 2], и к настоящему времени горными инженерами и исследователями накоплен огромный фактический материал. Его обработка и осмысление позволили выявить основные закономерности ПГД в различных горно-геологических условиях и разработать различной детальности классификации ПГД и методы его расчета и прогноза [3, 4 и др.]. Однако существующие методы прогноза ПГД остаются недостаточно достоверными и требуют постоянных коррек-

тировок с учетом особенностей горно-геологических условий и технологии проходки выработок.

Для контроля состояния ПГВ в процессе их сооружения и эксплуатации проводятся регулярные маркшейдерские наблюдения за соблюдением нормативных габаритных размеров и смещениями окружающих пород. Эти замеры в своей массе по всем объектам съемок содержат ценный фактический материал, позволяющий судить об устойчивости горных выработок и оценить особенности проявлений горного давления. Однако до настоящего времени эта информация, за редким исключением, не используется должным образом и в полной мере, постепенно накапливаясь в архивах маркшейдерских отделов. Как правило, не проводится анализ геомеханической обстановки и причинно-следственных связей между проявлениями горного давления и основными влияющими на поведение окружающих пород факторами.

Такое положение объясняется отсутствием соответствующей методики обработки и анализа такого рода шахтных инструментальных наблюдений, нет общеприня-

тых методик критериев качества проходки и критериев устойчивости выработки для оценки ее эксплуатационного состояния и принятия обоснованных решений по ее поддержанию.

**Основная идея** — использовать методологию классификации и ранжирования результатов наблюдений для оценки устойчивости горных выработок.

**Объект исследования** — грузовой уклон гор. 956 м (ГУ) ш. «Самсоновская-Западная» — капитальная горная выработка, которая вскрывает угольный пласт  $k_2^H$  и горизонт 1180 м шахты.

**Предмет исследования** — методика и критерии оценки устойчивости горных выработок.

Цель и задачи исследования:

- разработка методики анализа и статистической обработки шахтных наблюдений;
- обоснование коэффициентов оценки качества проходки горной выработки;
- разработка основных положений методики и критериев эксплуатационного состояния (устойчивости) горной выработки.

Для наглядности и демонстрации результатов исследования все вычисления и геометрические построения проводятся на примере конкретной достаточно типичной горной выработки — грузового уклона гор. 956 м ш. «Самсоновская-Западная». Выбор был обусловлен тем, что выработка расположена на большой глубине разработки в породах средней прочности, имеет достаточную длину и длительный срок эксплуатации.

## **2 Горно-геологические условия объекта исследования**

Грузовой уклон гор. 956 м (ГУ), выбранный в качестве демонстрационного примера, предназначен для доставки материалов и оборудования, выпуска исходящей струи воздуха с западного крыла шахты, имеет проектное поперечное сечение в проходке  $15,9 \text{ м}^2$ , в свету  $12,8 \text{ м}^2$ . Уклон был пройден буровзрывным способом, закреплен стальной податливой арочной

трехзвенной крепью КМПА3/13,8 из профиля СВП-27 с железобетонной и деревянной затяжкой межрамного пространства. Выработка имеет длину 1317 м, первые 646 м (пикеты ПК0...ПК65) проведены по пустым породам, следующие 671 м (пикеты ПК66...ПК131) — по пласту  $k_2^H$ . Угол наклона от  $0^\circ$  до  $17^\circ$ .

ГУ пересекает следующие 3 зоны пород, которые различаются по своим физико-механическим показателям и которые следует выделить для обработки шахтных замеров и анализа устойчивости ГУ:

1. ПК0...ПК22 — чередующиеся слои пород мощностью 1,4...2,3 м (глинистые сланцы, аргиллиты, алевролиты слабой устойчивости, находящиеся между тремя пластами трещиноватого серого песчаника, каждый мощностью 2...2,7 м средней устойчивости), участок уклона проведен в 2001–2003 гг. длиной 220 м и углом наклона  $12\text{--}15^\circ$ .

2. ПК22...ПК65 — слои песчаника серого и светло-серого цвета, косослоистой текстуры, с переменной структурой от мелкозернистой в верхней части слоя до крупнозернистой в нижней, скрепленного глинисто-кремнистым и известковистым цементом, слабо и сильно трещиноватого, преимущественно устойчивого, пройден в 2003–2006 гг. длиной 426 м и углом наклона  $15^\circ$ .

3. ПК65...ПК130 — 671 м пройден по угольному пласту  $k_2^H$  со смешанной подрывкой в слоистых породах под преимущественно устойчивым песчаником в кровле и с аргиллитом тёмно-серого цвета, полосчатой текстуры, плитчатым, с тонкими линзами сидеритового состава, сильно трещиноватого, склонного к пучению в боках и почве.

Работы по проведению ГУ были закончены в 2008 году, в 2010 году выработка сдана в эксплуатацию.

Для анализа устойчивости будем рассматривать два разнородных по горно-геологическим условиям участка ГУ (рис. 1):

- породный (полевой) (ПК22...ПК65) с углом наклона  $15\text{--}16^\circ$ , пройденный по

переслаивающимся породам спокойного моноклиального залегания;

– пластовый (ПК65...ПК130) с углом наклона  $7...8^\circ$ . На пластовом участке ГУ в пределах пикетов ПК114...ПК118 пересекает мелкоамплитудную дизъюнктивную дислокацию в виде надвига.

Основное проявление горного давления в ГУ выразилось в пучении пород почвы. В ходе эксплуатации выработки скорость смещения пород почвы в среднем оказалась равной  $10...15$  см/год. Ремонтные работы и подрывка почвы осуществлялись на отдельных участках ГУ суммарной длиной 892 м. Требуемая величина подрывки почвы составляла  $1,3...1,6$  м, поперечное сечение в свету уменьшалось с  $12,8$  м<sup>2</sup> до  $8,1$  м<sup>2</sup>.

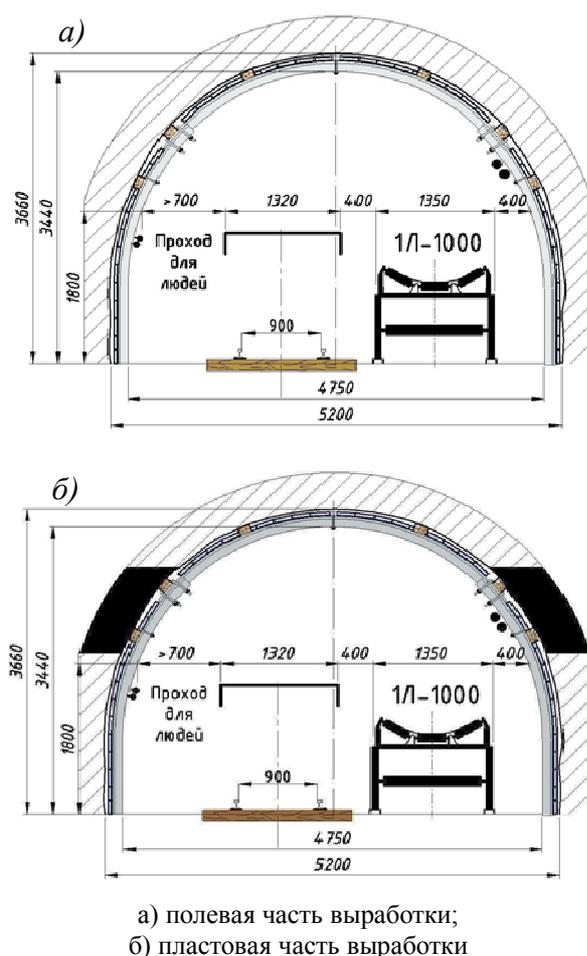


Рисунок 1 Поперечные сечения ГУ

Затраты на проведение ГУ составили 47,1 млн руб. За время эксплуатации выработки затраты на её поддержание и обеспечение допустимых зазоров составили 13,5 млн руб., или 28,7 % от всей стоимости проведения.

### 3 Шахтные замеры устойчивости грузового уклона

В процессе проведения ГУ и при его эксплуатации ежегодно проводились маркшейдерские съемки в соответствии с инструкцией [1]. Контроль состояния горных выработок производился путем измерения ширины и высоты выработки один раз в год по пикетам через 20 м. Высоту в свету измеряли между верхняком и почвой выработки. Ширину измеряли по почве выработки между стойками постоянной крепи КМПА3/13,8. Попутно отметим, что правильнее измерять ширину на уровне зазора между крепью и транспортным сосудом. Дополнительно фиксировали зазоры между подвижным составом, оборудованием (конвейером) и рамами крепи. Со стороны людского прохода зазор измеряли на высоте 1,8 м.

Замеры проводило звено из двух маркшейдеров мерной линейкой и тесьмянной рулеткой с точностью  $\pm 5$  см: один фиксировал начало отсчета рулетки «0», второй — размер измеряемого параметра в пределах допустимой погрешности. Результаты замеров вносили в «Журнал замеров состояния горных выработок». После замеров проводили обработку результатов и выявляли отклонения от параметров, регламентируемых правилами безопасности.

Таким образом, методика шахтных замеров существенно не отличалась от общепринятой, а точность замеров высоты и ширины выработки не превышала  $\pm 50$  мм, поскольку на каждом из пикетов не было четкой фиксации точек отсчета замеров, особенно в почве и на стойках крепи.

На первом этапе при обработке замеров оценивалось соответствие паспорту крепи

ления (рис. 1) исходных размеров ГУ (высота  $h$  и ширина  $b$ ).

Замеры показали, что после проходки размеры в свету ГУ на породном участке  $h=3,44$  м были вполне приемлемы (разброс относительно паспорта крепления  $\Delta h/[h] \cdot 100 \% < \pm 5 \%$ ). Этот разброс показан на рисунке 2 в виде графика распределения частоты отклонений относительной высоты  $\Delta h/[h] \cdot 100 \%$ . Как свидетельствует график эмпирической частоты распределения, точки разброса находятся вблизи нормального распределения Гаусса [5].

В то же время высота на пластовом участке при проходке составила в среднем всего 2,65 м (вместо 3,44 м) с колебаниями от 3,0 до 2,25 м, а ширина — 4,38 м (вместо 4,75 м) с размахом от 4,6 до 4,2 м. Следовательно, еще до начала проявлений горного давления размеры ГУ не соответствовали паспортным данным.

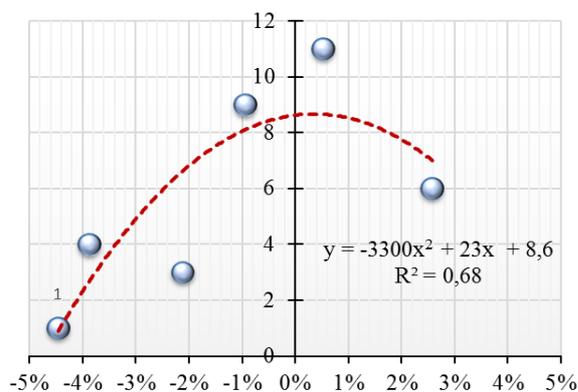


Рисунок 2 Эмпирическая частота распределения разброса высоты  $\Delta h/[h] \cdot 100 \%$  при проходке ГУ на породном участке

#### 4 Оценка качества проходки выработок

До настоящего времени не существует методики и числовых оценок состояния горной выработки в момент ее приемки после проходки и во время ее эксплуатации.

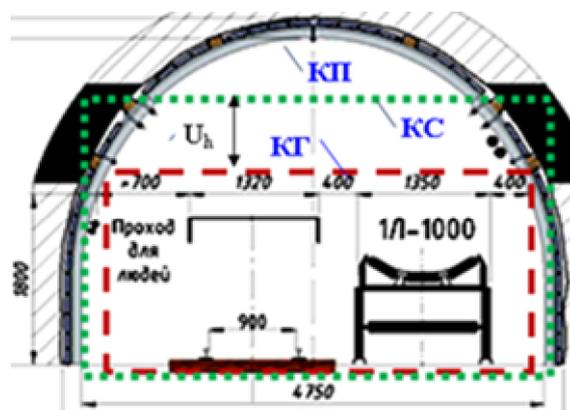
Рассмотрим возможные объективные критерии качества ее проходки и эксплуатационного состояния. Воспользуемся заданными паспортными размерами выработки и нормативными зазорами согласно

ПБ с учетом прогнозируемых смещений породного контура по высоте и ширине. Тогда при обосновании паспорта крепления можно рекомендовать следующий порядок построений (рис. 3):

1) выбираем минимально необходимый габаритный контур КГ выработки с учетом размещения оборудования, транспорта и зазоров;

2) на его основе строим контур КС с учетом прогнозируемых смещений пород по вертикали и с боков выработки;

3) выбираем проектное поперечное сечение выработки в свету с учетом требований ПБ (вентиляция, газовый фактор и пр.) и принятого типа крепления (КП).



КГ — габаритный контур,  
КС — контур с учетом смещений пород,  
КП — принятый по паспорту крепления

Рисунок 3 Построение контуров поперечного сечения выработки

Каждый из построенных контуров КГ, КС, КП при выборе формы и поперечного сечения горной выработки характеризуется набором размеров, которые необходимо соблюдать при проведении и эксплуатации выработки. В простейшем случае в качестве такого минимального набора размеров можно считать два показателя: высоту  $h$  и ширину  $b$  рассматриваемого контура выработки.

Габаритный контур КГ следует считать минимально возможным и его размеры целесообразно положить в основу оценки

устойчивости выработки. Для этого предлагается ввести критерии качества соблюдения проектных размеров в паспорте крепления

$$K_{II} = a_i / [a_i] \cdot 100\%, \quad (1)$$

где  $a_i$ ,  $[a_i]$  — соответственно измеренный текущий и предельно допустимый (например, размер по паспорту крепления) размеры выработки (высота, ширина, зазоры и т. д.).

Следовательно, критериев качества  $K_{II}$  может быть несколько в зависимости от поставленной задачи и выбранного размера выработки. Для оценки качества соблюдения размеров при проходке ГВ целесообразно использовать ее высоту  $[h_{II}]$  и ширину  $[b_{II}]$  в свету, заданные паспортом крепления. Тем самым мы получаем метод численной оценки качества соблюдения паспорта в процессе проведения выработки.

Однако необходимо задаться численными границами критерия оценки, которые дадут возможность четко различить разные условия соблюдения паспорта проходки. Таким безразмерным критерием может служить выражение (1), физический смысл которого состоит в фиксации отклонения текущего размера выработки от заданного паспортом проходки.

Оценку качества проходки предлагается производить, основываясь на значениях коэффициента вариации критерия устойчивости (1), выбранных по результатам шахтных наблюдений, которые дали следующие граничные значения для коэффициента  $K_{II}$  (табл. 1).

Таблица 1

Коэффициент качества проходки  $K_{II}$ 

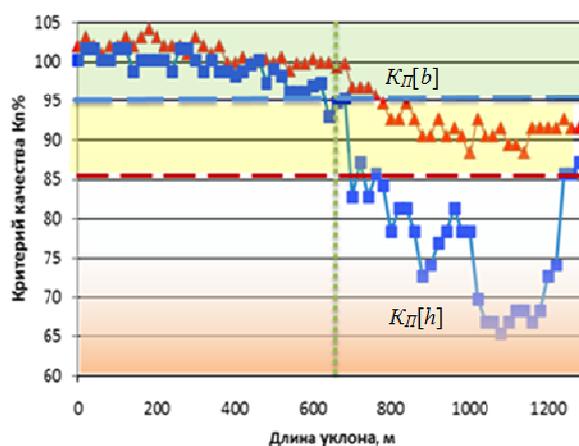
Коэффициент $K_{II}$ , %	Категория качества	
$95 < K_{II} \leq 105$	I	хорошее
$85 < K_{II} \leq 95$	II	приемлемое
$K_{II} \leq 85$	III	плохое

Сами по себе численные значения коэффициентов качества проходки не являются догмой и могут после соответствующего обоснования изменяться уже на стадии проектирования в зависимости от значимости выработки и требований заказчика.

Следовательно, если значения коэффициентов качества  $K_{II}$  по высоте  $h$  и ширине  $b$  в свету в заданном сечении выработки при ее проходке оказываются меньше граничного значения (в нашем случае 85 %), то необходимо произвести ремонт выработки. Применяя этот подход ко всей выработке независимо от горно-геологических условий ее проведения, на основании простейших маркшейдерских замеров можно выделить участки, где следует выполнить ремонтные работы.

Как было указано в разделе 3, зафиксированные размеры выработки в свету на первом году существования каждого из ее пикетов показали, что на породном участке ГУ вариация коэффициента качества  $K_{II}$  по высоте выработки не превышала  $\pm 5\%$ , т. е. качество проходки было хорошее.

На пластовом участке уклона наблюдалось совсем иное его состояние. Коэффициент вариации коэффициента  $K_{II}$  (относительной высоты) оказался равным  $K_{II} = 77\% \ll 85\%$  для высоты выработки и несколько лучше для ширины в свету  $K_{II} = 92 < 95\%$ .

Рисунок 4 Коэффициент качества проходки вдоль ГУ по высоте  $K_{II}[h]$  и ширине  $K_{II}[b]$

Кроме того, размеры в свету ГУ на пластовом участке оказались заметно меньше: высота при проходке составила в среднем 2,65 м (вместо 3,44 м) с колебаниями от 3,0 до 2,25 м, а ширина — 4,38 м (вместо 4,75 м) с размахом от 4,6 до 4,2 м.

Значит, даже по осредненным данным для всей длины пластового участка ГУ качество проходки следует признать плохим, т. е. здесь ГУ требовал ремонта.

Однако фиксация отклонений от паспортных размеров в виде коэффициентов качества проходки еще не дает достаточной информации, чтобы судить о возможности безопасной эксплуатации выработки в условиях уменьшения размеров с учетом запасов на осадку. Они обычно предусматриваются при проектировании податливых параметров устанавливаемой крепи. Отсюда возникает необходимость разработки методики определения степени эксплуатационной устойчивости выработки.

### **5 Методика оценки и критерии устойчивости выработки**

Вышеприведенную методику по определению коэффициентов качества проходки можно распространить и для оценки устойчивости выработок, находящихся в эксплуатации. Для этих целей целесообразно ввести коэффициент устойчивости  $K_y$ , физический смысл которого состоит в определении степени отклонения (в %) реальных размеров выработки от граничных минимальных, допускаемых правилами безопасности, размеров выработки в свету

$$K_y = a_i / [a_G] \cdot 100\%, \quad (2)$$

где  $a_i$ ,  $[a_G]$  — соответственно измеренный текущий и предельно допустимый габаритный размеры выработки (высота, ширина, зазоры и т. д.).

В отличие от коэффициента качества  $K_{\text{Д}}$  проведения выработки, где в качестве базы для сравнения принимаются размеры и зазоры выработки, заданные паспортом крепления в свету, коэффициент устойчиво-

сти  $K_y$  в качестве базовых размеров учитывает предельно допустимые по ПБ.

Очевидно, значение коэффициента устойчивости  $K_y < 100\%$  в данном поперечном сечении хотя бы по одному размеру является неприемлемым с точки зрения эксплуатации выработки и указывает на ее неустойчивость и необходимость ремонта.

Напротив, если для данного сечения получено  $K_y > 100\%$  для всех контролируемых размеров (например, ширины, высоты, транспортных зазоров, прохода для людей и пр.), то следует вывод, что выработка устойчива, т. е. находится в пригодном для эксплуатации состоянии. Степень превышения  $K_y$  порогового значения  $100\%$  численно показывает «запас» устойчивости горной выработки по каждому контролируемому размеру.

Очевидно, что если в рассматриваемом сечении выработки контролируют несколько размеров, то в результате получают столько же коэффициентов устойчивости. При этом об устойчивости выработки судят, принимая во внимание из всех полученных лишь минимальное значение  $K_y$ , что идет в запас надежности решений о состоянии выработки.

Рассмотрим анализ коэффициента соблюдения паспорта крепления на примере ГУ протяженностью около 1300 м (70 пикетов) после 19 лет его эксплуатации, в течение которых производились неоднократные подрывки пород почвы (рис. 5).

Для оценки критерия устойчивости необходимо ввести численные его значения. С этой целью предлагается ввести следующие критериальные его градации (табл. 2).

Исходя из общетехнических требований о допустимой инженерной точности прогноза горного давления в пределах 20–25 %, что обусловлено неконтролируемой изменчивостью и неопределенностью горно-геологических и горнотехнических условий сооружения горных выработок, используем для оценки устойчивости три градации (категории):

– если  $K_y < 100$  %, то хотя бы один из габаритных размеров поперечного сечения выработки в свету не отвечает требованиям правил безопасности, т. е. выработка находится в аварийном состоянии и нуждается в ремонте (ошибка проектирования первого рода ОП-I: горное давление недооценено);

– при условии  $100 < K_y < 125$  % для всех габаритных размеров выработки можно считать выработку устойчивой, и нет ошибок при ее проектировании (ОП-0);

– если  $125 \% < K_y$  для одного или нескольких габаритных размеров выработки, то эти размеры спроектированы с избытком, т. е. допущена ошибка проектирования второго рода (ОП-II — принят излишний запас поперечного сечения выработки).

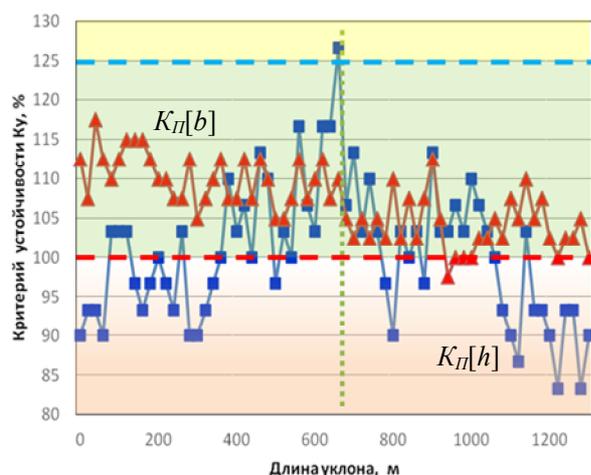


Рисунок 5 Критерии устойчивости ГУ после ремонтов крепи и подрывок почвы по высоте  $K_y[h]$  и ширине  $K_y[b]$

Таблица 2

Критерии устойчивости  $K_y$  горных выработок

$K_y$ , %	Оценки устойчивости	
	Категории	Ошибки проектирования ОП
$K_y < 100$	аварийно	ОП-I
$100 < K_y < 125$	норма	ОП-0
$125 < K_y$	избыточно	ОП-II

Как видно из графиков, представленных на рисунке 5, коэффициент качества после многочисленных подрывок почвы и ремонтов кровли и боков на породном участке до ПК-35 оказался в основном на приемлемом уровне (II категория качества). На пластовом участке ГУ высота сечения значительной части пикетов оказалась III категории коэффициента качества (ниже 85 % от паспортной высоты).

Нельзя упускать из виду возможные случаи, когда критерии устойчивости  $K_y$  окажутся различными для размеров в одном и том же сечении ГВ. Тогда следует оценивать устойчивость ГВ по самому худшему варианту сочетания критериев устойчивости.

Представляет интерес сравнить, насколько совпадают расчетные согласно нормативному документу и средние измеренные смещения в выработке. Сравнение проведено отдельно для протяженностей полевой (породной) и пластовой части ГУ, причем при оценке полученных согласно маркшейдерским замерам смещений приняты во внимание и выполненные работы по ремонтам в кровле и боках выработки.

Данные об измеренных и расчетных смещениях пород в выработку показаны в таблице 3.

Таблица 3

Величина смещений контура выработки в свету

Смещения $U$ , см			
Место измерения	Расчетные	Средние измеренные	Откл-е $\Delta$ , %
<b>Породная часть ГУ</b>			
кровля	34	25	136
почва	34	70	49
бока	9	34	26
<b>Пластовая часть ГУ</b>			
кровля	47	42	112
почва	75	220	34
бока	11	58	19

Как следует из таблицы 3, расчетные смещения существенно отличаются от измеренных как в большую, так и в меньшую сторону. Расхождение в ряде случаев превышает 2...5 раз. Причем изменчивость измеренных смещений пород вдоль выработки (рис. 5) оказалась необычайно высокой. Так, коэффициент вариации смещений относительно их среднего значения по выработке оказался в диапазоне  $k_V = 0,25...0,3$  и более, несмотря на то, что каждая часть ГУ была пройдена примерно в одних и тех же горно-геологических условиях. Это еще раз подтверждает необходимость учитывать при прогнозе смещений их вероятностную (стохастическую) компоненту, что полностью игнорируется в нормативных документах по проектированию выработок.

Если проследить изменчивость критерия устойчивости  $K_V$  вдоль выработки для ее высоты и ширины (рис. 6, 7), то получим вероятностный разброс такого же рода. В качестве минимально (*min*) допустимых размеров выработки были приняты размеры стальной крепи КМП-А3/13,8 с учетом ее податливости по вертикали (300...400 мм) и по ширине (200...300 мм).

Данные были получены по всем 130 пикетам ГУ на конечный период эксплуатации (19 лет) после проведения всех работ по подрывке пород почвы (для устранения последствий пучения), ремонтам рельсового пути и элементов крепления.

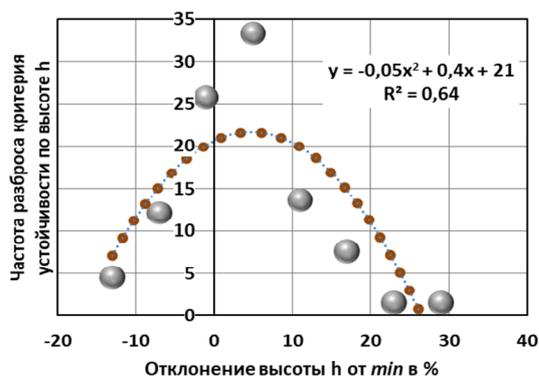


Рисунок 6 Вероятностный разброс критерия устойчивости по высоте  $K_V[h]$

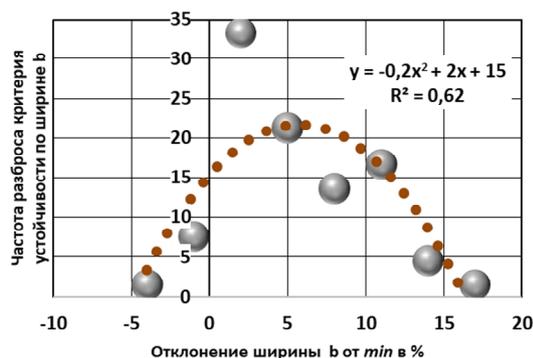


Рисунок 7 Вероятностный разброс критерия устойчивости по ширине  $K_V[b]$

Полученные графики показывают, что разброс критериев устойчивости  $K_V$  после ремонтов также достаточно заметен, причем высота выработки отличается от минимально допустимой в пределах от  $-15$  до  $+30$  % со смещением на  $5-10$  % в сторону запаса устойчивости.

Примерно такой же характер имеет разброс критерия устойчивости  $K_V[b]$  и для ширины выработки ( $-5...+17$  %). В обоих случаях получены вполне сопоставимые удовлетворительные значения достоверности аппроксимации  $R^2$  в пределах  $0,62...0,64$ .

Следует заметить, что общая конфигурация экспериментальных линий тренда разброса замеров смещений и критериев устойчивости близка к нормальному закону распределения Гаусса. Значит, для обработки стохастической компоненты смещений контура горных выработок можно использовать хорошо разработанный аппарат теории вероятности и математической статистики.

Следовательно, предложенные критерии устойчивости  $K_V[h]$  и  $K_V[b]$  могут служить определяющими ориентирами для суждения о качестве соблюдения размеров выработок при их проходке и на любом этапе эксплуатации. Более того, эти критерии позволяют перейти к надежному обоснованию условий оптимизации проектирования размеров горных выработок и выбора из способов и средств по управлению проявлениями горного давления, крепления, поддержания и охраны.

Искусство проектирования паспорта ГВ состоит в том, чтобы не допускать слишком большого разброса критериев устойчивости в поперечном сечении ГВ и обеспечивать их оптимальное соотношение, избегая ошибок проектирования I или II рода.

Перспективным направлением дальнейших исследований по оптимизации проектных решений при составлении паспортов крепления выработки можно считать обоснование допустимых вероятностных границ ошибок I или II рода при прогнозируемых экономических последствиях в процессе проведения и эксплуатации горных выработок.

### **Выводы**

Проведенные исследования позволили получить следующие результаты:

1. В настоящее время отсутствуют общепринятые стандартизованные методы и критерии оценки эксплуатационного состояния горных выработок.

2. Большой массив информации, получаемый в результате регулярных маркшейдерских съемок, остается без должных обработок и анализа.

3. На основе соответствующей аналитической обработки маркшейдерских замеров линейных размеров горной выработки можно получить обоснованные выводы о ее эксплуатационном состоянии.

4. Для получения обоснованных оценок качества проведения горной выработки на основе анализа соблюдения ее паспортных размеров поперечного сечения в свету был впервые предложен коэффициент качества паспорта и обоснованы его граничные значения.

5. Впервые предложен критерий оценки устойчивости выработок, в котором учитываются возможные и недопустимые деформации поперечного сечения в свету, что позволяет обоснованно принимать решения по управлению эксплуатационным состоянием выработки.

6. Показаны недопустимые различия прогнозируемого и реального состояния устойчивости выработок, что обосновывает необходимость пересмотра существующих методик по прогнозу проявлений горного давления, в первую очередь с учетом вероятностного их характера.

### **Библиографический список**

1. КД 12.06.203-2000. Маркшейдерские работы на угольных шахтах и разрезах. Инструкция. [Текст]. — Введ. 2001.07.01. — Украинский государственный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела (УкрНИИМ) и НПЦ «Геотехнология» ДНЦ АГНУ, 2001. — 132 с.

2. Методические указания по исследованию горного давления на угольных и сланцевых шахтах [Текст]. — Л. : ВНИИМ, 1973. — 102 с.

3. Литвинский, Г. Г. Основные закономерности проявлений горного давления на малых и больших глубинах [Текст] / Г. Г. Литвинский // Горное давление в капитальных и подготовительных выработках : материалы Міжнародної конференції «Форум гірників – 2009». — Днепропетровск : НГУ, 2009. — С. 13–21.

4. Александров, С. Н. Деформирование породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением [Текст] / С. Н. Александров, Н. Н. Касьян, А. О. Новиков, И. Н. Шестопалов // Горный информационно-аналитический бюллетень : научно-технический журнал. — 2012. — № 6. — С. 125–134.

5. Пугачев, В. С. Теория вероятностей и математическая статистика [Текст] : учебное пособие / В. С. Пугачев. — [2-е изд.]. — М. : Физматгиз, 2002. — 496 с.

© Литвинский Г. Г.

© Смекалин Е. С.

© Кладко В. И.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зам. директора по научной работе  
РАНИМИ МОН ДНР Дрибаном В. А.,  
к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Мележиком А. И.*

*Статья поступила в редакцию 29.05.20.*

**Doctor of Technical Sciences, Prof. Litvinsky G. G., Assistant Professor Smekalin E. S.,  
Kladko V. I. (DonSTU, Alchevsk, LPR, ligag@ya.ru)**

#### **ASSESSMENT METHODS AND CRITERIA FOR THE STABILITY OF MINE WORKINGS**

*The article deals with the processing and analysis of mine observations of shifts in the contour of mine workings on the example of load slope level 956m “Samsonovskaya-Zapadnaya” mine. There have been described and analyzed the results of instrumental measurements of rock shifts in the mine workings for 19 years. For the first time, the quality coefficient of passport of the tunnel driving is proposed and its boundary values are justified. The criterion of mine workings stability for assessing its operational condition is investigated and justified. The possible real-world application of the proposed criteria in practice of mining design is given. Theoretical developments are corroborated by illustrating calculations for typical working.*

**Key words:** *permanent mine working, rock pressure, rock shift, stability, rock heaving, assessment of the quality of sinking, stability criterion, design of workings.*

УДК 622.75

д.т.н. Зубков В. Е.,  
к.т.н. Кизияров О. Л.,  
к.т.н. Левченко Э. П.,  
к.т.н. Чебан В. Г.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

## ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БЛОКИРОВАННОГО ПСЕВДООЖИЖЕННОГО СЛОЯ КАК СРЕДЫ ДЛЯ СЕПАРАЦИИ МАТЕРИАЛОВ ПО ПЛОТНОСТИ

*Работа посвящена обоснованию параметров новой сепарирующей системы блокированного псевдоожигенного слоя, предназначенной для сепарации различных материалов по плотности. Предложена методика, позволяющая выполнить расчеты рациональных геометрических и аэродинамических параметров БПС при различных конструктивных исполнениях сепараторов.*

*Ключевые слова:* сепарация, плотность, блокированный псевдоожигенный слой, компоненты.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Наиболее эффективными являются способы сепарации компонентов в средах промежуточной плотности, в которых возможно их полное разделение [1]. Недостатком способов является смачивание компонентов, нарушение состава среды и расход жидкости. Поэтому постоянно ведутся разработки и совершенствуются технологии других способов сепарации. С технологической и экономической точки зрения представляют интерес «сухие» способы сепарации, имеющие ряд преимуществ в сравнении с тяжелосредными [2–4].

**Объектом исследования** является технологический процесс сепарации различных материалов по плотности в блокированном псевдоожигенном слое (БПС).

**Предмет исследования** — закономерности влияния параметров блокированного псевдоожигенного слоя на его эффективную плотность.

**Задачи исследования** — определение параметров блокированного псевдоожигенного слоя, при которых достигается эффективная плотность, промежуточная между плотностями разделяемых компонентов.

**Методика исследований.** Эффективная плотность блокированного псевдоожигенного слоя определялась замерами выталкивающих сил, действующих на по-

гружаемые в слой тела, путем их взвешивания в БПС.

**Изложение материала и его результаты.** Одной из перспективных систем для сепарации является псевдоожигенный слой сыпучего материала. Он обладает способностью разделять тела по плотности.

Однако использование псевдоожигенного слоя на практике сдерживается из-за нарушения состава и расхода твердой его фазы.

Избежать этих недостатков возможно, если зерна твердой фазы псевдоожигенного слоя соединить гибкой нитью в блоки (гирлянды) и прикрепить их одними концами к воздухораспределительной решетке [5].

Подавая воздушный поток через воздухораспределительную решетку в пространство, занятое гирляндами, можно получить перепад статического давления по высоте БПС, что и обуславливает действие на погружаемые в него тела выталкивающей силы.

Сепарирующую способность БПС по выталкивающим силам можно оценивать соответствующими эффективными плотностями среды, обуславливающими эти силы.

Для получения контрастного разделения (расслоения) компонентов следует решать задачу стабилизации по глубине эффективной плотности БПС.

Для определения геометрических и аэродинамических параметров гирлянд, ко-

торые в состоянии обеспечить постоянную по глубине эффективную плотность БПС, используем полученные экспериментальным путем графики зависимостей эффективной плотности БПС по его высоте при различных скоростях воздушного потока.

Сделаем допущение, что точки пересечения горизонтали с экспериментальными кривыми эффективной плотности показывают, какие значения скоростей воздушного потока следует развивать по глубине, чтобы эффективная плотность БПС стала величиной постоянной.

По этим экспериментальным данным построим график (рис. 1) зависимости по высоте слоя скоростей воздушного потока, соответствующих эффективной плотности БПС, равной  $\rho_3 = 1400 \text{ кг/м}^3$  (промежуточной между плотностями разделяемых компонентов).

Исходя из уравнения расхода, тот же результат может быть достигнут путем снижения площади просветов между гирляндами, в сечении слоя, нормальном потоку.

Для дальнейших расчетов используем следующее равенство. Площадь решетки, приходящаяся на одну гирлянду

$$\frac{f_1}{N} = a_0 \cdot b_0, \quad (1)$$

где  $f_1$  — площадь решетки, на которой выполнен слой;  $N$  — число гирлянд в слое;  $a_0, b_0$  — стороны прямоугольника на решетке, по углам которого закреплены гирлянды.

Минимальное значение площади просветов между дисками в сечении слоя, нормальном потоку, будет равно

$$f_2 = f_1 - N \cdot S_{\partial}, \quad (2)$$

где  $S_{\partial}$  — площадь диска гирлянды.

Разделив обе части равенства (2) на  $f_1$  и считая  $f_2/f_1 = \varphi_0$  минимальным удельным просветом между дисками гирлянд в слое, а  $N/f_1 = q_0$  — плотностью расположения гирлянд на решетке, получим формулу для расчета  $\varphi_0$

$$\varphi_0 = 1 - S_{\partial} \cdot q_0. \quad (3)$$

При этом зависимость между  $a_0, b_0$  и  $q_0$  будет следующей

$$\frac{1}{q_0} = a_0 \cdot b_0. \quad (4)$$

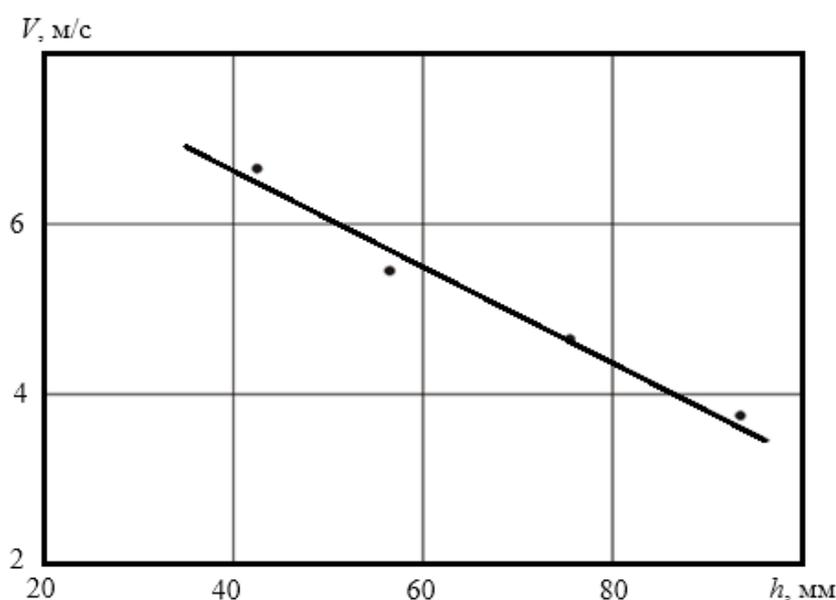


Рисунок 1 Зависимость скорости воздушного потока по высоте БПС при постоянной эффективной плотности  $\rho_3 = 1400 \text{ кг/м}^3$

Для определения величины просвета в БПС с постоянной по глубине эффективной плотностью составим уравнение расхода при движении воздуха в БПС с плоской решеткой в сечении, нормальном потоку

$$V_0 \cdot f_2 = V_h \cdot f_h, \quad (5)$$

где  $V_0$  — скорость воздушного потока, приведенная к площади решетки;  $V_h$  — скорость воздушного потока, необходимая для получения постоянной эффективной плотности, которая для расчета берется из графика, полученного экспериментальным путем, в точках пересечения линии постоянной плотности ( $\rho_0 = 1400 \text{ кг/м}^3$ ) с кривыми эффективной плотности [5].

Обозначим  $f_h$  площадь просвета на некоторой глубине БПС, при которой достигается постоянная эффективная плотность.

Разделив обе части (5) на  $f_1$  и обозначив  $\varphi_h = f_h/f_1$ , определим величину просвета, достаточную для получения постоянной эффективной плотности в БПС с плоской решеткой

$$\varphi_h = \frac{V_0}{V_h} \cdot \varphi_0. \quad (6)$$

Если БПС выполнен на внешней поверхности цилиндрической решетки, то удельный просвет в нем рассчитывается по формуле, представленной в (5). Для практического использования этой формулы при расчете величины просвета с постоянной по глубине БПС эффективной плотностью необходимо внести некоторые поправки.

Поскольку в БПС, выполненном на внешней поверхности цилиндра, происходит падение скорости воздушного потока от решетки к поверхности, то из уравнения расхода при движении воздуха в расходящемся БПС (т. е. выполненном на внешней поверхности цилиндра) будем иметь

$$V_{оц} = V_0 \cdot \left(1 + \frac{H-h}{R}\right)^{-1}, \quad (7)$$

где  $V_{оц}$  — скорость воздушного потока в сечении БПС, эквидистантном решетке.

Согласно уравнению расхода, скомпенсировать падение скорости воздушного потока в расходящемся БПС можно путем снижения просвета на величину  $\left(1 + H - \frac{h}{R}\right)$ . Заменяя в формуле  $V_0$  на  $V_{оц}$ , получим выражение для расчета просвета с постоянной эффективной плотностью в БПС как с плоской, так и цилиндрической решеткой

$$\varphi_p = \varphi_0 \cdot \frac{V_0}{V_h} \cdot \left(1 + H - \frac{h}{R}\right)^{-1}. \quad (8)$$

Площадь диска при этом определится

$$S_{\delta} = \frac{1 - \varphi_p}{q_p}, \quad (9)$$

где  $q_p$  — плотность расположения гирлянд по глубине БПС в сечении, эквидистантном решетке,

$$q_p = \frac{q_0}{1 + H - \frac{h}{R}}. \quad (10)$$

Если диск имеет круглую форму, то его диаметр можно вычислить по формуле

$$d_{\delta} = \left(\frac{4}{\pi} \cdot \frac{1 - \varphi_p}{q_p}\right)^{0,5}. \quad (11)$$

В качестве примера определим диаметр концевой диска в БПС с постоянной эффективной плотностью и со следующими параметрами:  $\varphi_0 = 0,38$ ,  $R = 210$ ,  $t_{\delta} = d_{\delta} = 8$  мм,  $\delta_{\delta} = 1,5$  мм.

Расчеты велись для высоты БПС величиной  $h = 60$  мм.

Расчетные значения  $q_p = 0,95$ ;  $\varphi_p = 0,17$ ;  $d_{\delta} = 10,5$  мм.

Для сравнения, если БПС выполнен на плоской решетке, то при тех же  $\varphi = 0,38$ ,  $t_{\delta} = d_{\delta} = 8$  мм,  $\delta_{\delta} = 1,5$  мм,  $h = 60$  мм,  $\varphi_h = \frac{V_0}{V_h} \cdot \varphi_0$ , а диаметр концевой диска  $d_{\delta} = 8,9$  мм.

Экстраполяция диаметра диска до  $H = 132$  мм показала, что для принятого нижнего диаметра, равного 8 мм, диамет-

ры дисков на незакрепленных концах гирлянд будут от 10 мм в БПС с плоской решеткой до 14 мм с радиальной, что несколько выходит за пределы обоснованных ранее размеров частиц (от 3 до 12 мм).

Пересчитаем диаметры дисков, приняв нижний диск у основания гирлянды равным 6 мм, оставив при этом неизменным  $\varphi_0 = 0,38$ .

В этом случае изменится  $q_0$ , которое определится по формуле

$$q_0 = \frac{1 - \varphi_0}{S_\partial} \quad (12)$$

С учетом того, что  $S_\partial = \frac{\pi \cdot d_\partial^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,6^2}{4} = 0,28 \text{ см}^2$ , получим  $q_0 = 2,2 \text{ шт/см}^2$ .

С учетом полученного  $q_0$  определим  $q_p$

$$q_p = \frac{q_0}{1 + \frac{H}{R}} = \frac{2,2}{1 + \frac{60}{210}} = 1,71.$$

Соответственно  $\varphi_p = 0,17$ .

Диаметр концевой диска в БПС с цилиндрической решеткой для  $H = 60$  будет  $d_\partial = 7,7$  мм, а в БПС с плоской решеткой при  $\varphi_h = 0,22$  —  $d_\partial = 6,7$  мм.

С определенными допущениями можно принять закономерность изменения диаметров дисков на гирлянде по прямой линии.

С учётом этого экстраполяция графиков до высоты  $H = 132$  мм показала, что если диаметр нижнего диска у решетки принять равным 6 мм, то диаметр верхнего (концево-

го) в БПС с плоской решеткой будет 7,2 мм, а в БПС с радиальной решеткой — 9,8 мм.

В БПС с постоянной по высоте статической плотностью эффективная плотность возрастает с погружением тела, поэтому для ее стабилизации по глубине диаметры дисков гирлянд необходимо увеличивать дополнительно в направлении от решетки к поверхности слоя. Причиной этого является то обстоятельство, что БПС сравним с жидкостью только до определенного предела. В жидкости на полностью погруженное тело действует постоянная выталкивающая сила, не зависящая от его дальнейшего погружения.

В БПС геометрическая структура в области погружения тела нарушается, что дает другие закономерности изменения выталкивающей силы по её глубине. Изменять же в желаемом направлении выталкивающую силу можно с помощью перераспределения по высоте БПС удельного аэродинамического сопротивления способами, указанными выше.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Предлагаемая методика позволяет выполнить расчеты рациональных геометрических и аэродинамических параметров БПС при проектировании сепараторов различных конструкций.

Дальнейшие исследования будут посвящены определению рациональных параметров непрерывного технологического процесса разделения компонентов на основе БПС.

### Библиографический список

1. Баранова, Т. В. Обогащение руд процессом тяжелосредной сепарации [Текст] / Т. В. Баранова, Л. С. Соловьева // Золотодобыча. — 2008. — № 118. — С. 17–22.
2. Пилов, П. И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых [Текст] : учебное пособие / П. И. Пилов. — Днепропетровск : Изд-во Нац. горн. унив.-та, 2010. — 127 с.
3. Белоусов, В. А. Перспективные методы обогащения угольных шламов [Текст] / В. А. Белоусов // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. — 2014. — № 4. — С. 15–17.
4. Пат. 2659296 Российская Федерация, МПК<sup>13</sup> В 07 В 4/08. Устройство пневматической сепарации, способ и установка сухого обогащения угля / А. Н. Терешенков ; заявитель и патентообладатель ООО «ОФИС». — № WO2017115790 ; заявл. 04.05.17 ; опубл. 29.06.18, Бюл. № 19. — 13 с. : ил.

5. Зубков, В. Е. Сепарация сыпучих материалов [Текст] / В. Е. Зубков. — Lambert Academic Publishing, 2011. — 364 с.

© Зубков В. Е.  
© Кизияров О. Л.  
© Левченко Э. П.  
© Чебан В. Г.

*Рекомендована к печати д.т.н., зав. каф. АТ ЛНУ им. В. Даля Замотой Т. Н.,  
д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А.*

*Статья поступила в редакцию 28.02.20.*

**Doctor of Technical Sciences Zubkov V. E., PhD in Engineering Kiziyarov O. L., PhD in Engineering Levchenko E. P., PhD in Engineering Cheban V. G. (DonSTU, Alchevsk, LPR)**

**SUBSTANTIATING THE PARAMETERS OF THE BLOCKED FLUIDIZED BED AS A MEDIUM FOR SEPARATING MATERIALS BY DENSITY**

*The paper is devoted to substantiating the parameters of a new separation system of the blocked fluidized bed designed to separate different materials by density. The proposed method allows to perform calculations of rational geometric and aerodynamic parameters of BFB with different versions of separator design.*

**Key words:** separation, density, blocked fluidized bed, components.

УДК 622.7

*к.т.н. Науменко В. Г.*  
(ДонГТУ, г. Донецк, ДНР, [andiline.mail@gmail.com](mailto:andiline.mail@gmail.com))

## ОБОГАЩЕНИЕ АНТРАЦИТОВЫХ ШЛАМОВ ЛАТЕКСНЫМИ ФЛОКУЛЯНТАМИ

*Методом планирования эксперимента разработана и проанализирована регрессионная модель процесса селективной флокуляции антрацитовых шламов бутадиен-стирольным латексом БС-30Ф. Установлено, что зависимость извлечения угольных фракций в концентрат  $E$  от расхода флокулянта носит экспоненциальный характер, а характер зависимостей извлечения  $E$  от интенсивности и времени перемешивания суспензии — экстремальный. В целом антрациты требуют более высоких расходов флокулянта и более интенсивного турбулентного перемешивания на стадии флокуляции, чем каменные угли.*

**Ключевые слова:** антрацитовые шламы, синтетические латексы, селективная флокуляция, планирование эксперимента, регрессионная модель.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Серьезным недостатком традиционной технологии обогащения угольных шламов — пенной флотации — является низкая селективность разделения частиц крупностью менее 50–60 мкм. Их повышенная концентрация в исходном питании приводит к ухудшению флотации как более крупных, так и тонких частиц и как следствие — к значительным потерям органической массы углей с флотоотходами.

Одним из наиболее эффективных путей повышения селективности разделения угольных шламов является внедрение технологии флокуляционно-флотационного обогащения с применением в качестве селективного флокулянта синтетических латексов [1]. Технология прошла широкую лабораторную, а также опытно-промышленную апробацию на ряде углеобогатительных фабрик Донбасса [1, 2]. Однако эти исследования проводились в основном на различных марках каменных коксующихся углей — Г, Ж, К и ОС. В то же время проблема глубокого обогащения тонких классов энергетических углей и антрацитов стоит не менее остро, чем коксующихся. Внедрение технологии флокуляционно-флотационного обогащения на антрацитовых шламах позволит существенно снизить зольность топлива, а также расширить сырьевую базу современной теплоэнергетики.

**Целью** данной работы является изучение закономерностей процесса селективной флокуляции антрацитовых шламов синтетическими латексами.

**Объект исследования** — технология обогащения угольных шламов.

**Предмет исследования** — закономерности селективной флокуляции антрацитовых шламов латексным флокулянтном БС-30Ф.

**Задачи** исследования:

- разработка регрессионной модели процесса селективной флокуляции антрацита флокулянтном БС-30Ф;
- определение характера и степени влияния на процесс селективной флокуляции исследуемых параметров.

**Методика исследования.** Флокуляционно-флотационный способ обогащения углей и антрацитов — сложный, многоступенчатый процесс, эффективность которого зависит от целого ряда технологических факторов. Исследования показывают, что наиболее существенными из них являются расход флокулянта ( $q_n$ ), время ( $\tau_{фл}$ ) и интенсивность турбулентного перемешивания ( $Re$  или  $n_{фл}$ ) на стадии флокуляции. Для оценки характера и степени влияния на процесс указанных параметров было принято решение о разработке статистической модели в виде уравнения регрессии, полученной по результатам активного многофакторного эксперимента.

При разработке регрессионной модели процесса был реализован центральный композиционный рототабельный план (ЦКРП) для трех факторов. Подобные планы обладают высокими статистическими характеристиками оптимальности и обеспечивают одинаковую точность модели во всех направлениях гиперпространства при минимальном количестве опытов [3]. Априорная информация показала, что линейные модели неадекватны процессу флокуляции, поэтому была поставлена задача разработки модели второго порядка в виде полного квадратичного полинома

$$Y = A_0 + \sum_{i=1}^k A_i X_i + \sum_{i=1}^k \sum_{j=i+1}^k A_{ij} X_i X_j + \sum_{i=1}^k A_{ii} X_i^2,$$

где  $Y$  — целевая функция;  $A_i$ ,  $A_{ij}$ ,  $A_{ii}$  — расчетные коэффициенты модели;  $k$  — число факторов.

Объектом флокуляции являлись антрацитовые шламовые воды ЦОФ «Комендантская» с содержанием твердого  $150 \text{ кг/м}^3$  и зольностью твердой фазы 32 %. В качестве флокулянта применялся латекс БС-30Ф производства Воронежского завода синтетических каучуков. Для повышения точности дозировки латекс разбавлялся водой в соотношении 1:100. После разведения водой рабочая концентрация флокулянта составляла 0,5 % основного вещества, латекс обладал достаточной агрегативной устойчивостью, о чем свидетельствовало полное отсутствие коагулюма.

Селективная флокуляция шлама осуществлялась в смесителе емкостью  $750 \text{ см}^3$ , оборудованном импеллерной мешалкой с регулируемым приводом. Режим флокуляции ( $q_{\text{л}}$ ,  $\tau_{\text{фл}}$ , и  $n_{\text{фл}}$ ) задавался в соответствии с планом эксперимента. Отделение сфлокулированного продукта от минерализованной суспензии проводилось в камере лабораторной флотомашини типа ФЛ-1 с объемом камеры  $750 \text{ см}^3$ . Режим флотационного разделения во всех экспериментах был постоянным: расход реагента-собирателя (керосина) — 2000 г/т

шлама; расход реагента-вспенивателя («Оксаль») — 150 г/т шлама; время кондиционирования пульпы с реагентами — 30 с; частота вращения импеллера —  $1750 \text{ мин}^{-1}$ ; удельный расход воздуха —  $2 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2$ ; время флотации — 2 минуты.

Продукты разделения — концентрат и отходы — обезвоживали, высушивали, взвешивали и определяли их зольность по стандартной методике. По полученным данным рассчитывали величину извлечения концентратных фракций в концентрат  $E$  по формуле

$$E = \frac{\gamma_k (100 - A_k^d)}{100 - A_u^d}, \%,$$

где  $\gamma_k$  — выход концентрата;  $A_k^d$  и  $A_u^d$  — зольность концентрата и исходного шлама соответственно. Величина  $E$  использовалась в данных исследованиях как целевая функция. Разработка и анализ плана осуществлялись с помощью модуля «Планирование эксперимента» программы Statgraphics 5.0 Plus.

Трехфакторный ЦКРП состоял из восьми опытов в ядре матрицы, шести звездных точек и шести опытов в центре плана. Величина звездного плеча  $\alpha = 1,682$ .

Факторы и уровни их варьирования приведены в таблице 1.

Матрица планирования, экспериментальные и расчетные значения извлечения  $E$  в точках плана приведены в таблице 2.

Проверка значимости коэффициентов модели осуществлялась с использованием Парето-карты (см. рис. 1). Вертикальная линия на графике отвечает 95%-ному доверительному интервалу. Как видно, статистически значимыми являются все коэффициенты модели, за исключением  $A_{13}$  и  $A_{23}$ , столбчатые диаграммы которых не достигают отмеченной вертикальной линии.

Высокое значение коэффициента детерминации ( $R^2 = 94,85 \%$ ) свидетельствует об адекватности полученной регрессионной модели изучаемому процессу. Адекватность модели также подтверждается тем фактом, что  $p$ -уровень теста Lack-of-fit (потери согласия модели), равный 0,0674, превышает критическое значение ( $p_{\text{кр}} = 0,05$ ) [4, 5].

Таблица 1

Факторы и уровни их варьирования

Переменные	Код переменной	Единицы измерения	Интервал варьирования	Верхний уровень (+)	Основной уровень (0)	Нижний уровень (-)
Расход латекса	X <sub>1</sub>	г/т	100	300	200	100
Интенсивность перемешивания	X <sub>2</sub>	Re	0,6·10 <sup>5</sup>	3,4·10 <sup>5</sup>	2,8·10 <sup>5</sup>	2,2·10 <sup>5</sup>
Время флокуляции	X <sub>3</sub>	с	45	135	90	45

Таблица 2

Матрица планирования и результаты экспериментов

№ п/п	X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	X <sub>3</sub>	E <sub>эксп.</sub> , %	E <sub>расч.</sub> , %
1	-1	-1	-1	87,19	87,62
2	1	-1	-1	89,81	89,83
3	-1	1	-1	86,95	86,58
4	1	1	-1	90,57	90,23
5	-1	-1	1	87,60	87,87
6	1	-1	1	89,10	89,39
7	-1	1	1	86,27	86,18
8	1	1	1	89,64	89,14
9	-1,682	0	0	86,25	86,07
10	1,682	0	0	90,13	90,41
11	0	-1,682	0	89,90	89,26
12	0	1,682	0	87,42	88,16
13	0	0	-1,682	88,72	88,84
14	0	0	1,682	88,15	88,13
15	0	0	0	90,72	90,47
16	0	0	0	90,35	90,47
17	0	0	0	90,97	90,47
18	0	0	0	90,34	90,47
19	0	0	0	90,22	90,47
20	0	0	0	90,25	90,47

Standardized Pareto Chart for E

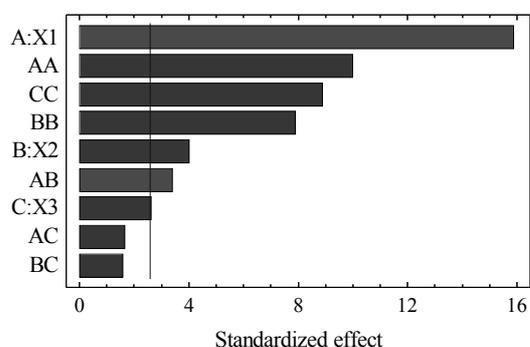


Рисунок 1 Парето-карта коэффициентов модели

С учетом статистической незначимости коэффициентов  $A_{13}$  и  $A_{23}$ , уравнение регрессии имеет следующий вид

$$E = 90,47 + 1,291X_1 - 0,325X_2 - 0,219X_3 + 0,359X_1X_2 - 0,789X_1^2 - 0,623X_2^2 - 0,703X_3^2.$$

На рисунке 2 представлены частные трехмерные сечения поверхности отклика, а также их контурные кривые.

Анализ полученных графиков показывает, что зависимость извлечения  $E$  от расхода флокулянта ( $X_1$ ) носит экспоненци-

альный характер, а характер зависимостей извлечения  $E$  от интенсивности ( $X_2$ ) и времени ( $X_3$ ) перемешивания суспензии — экстремальный.

Оптимизация полученного уравнения регрессии средствами того же программного модуля позволила определить координаты экстремума-максимума целевой функции в  $n$ -мерном пространстве:

– в кодированных значениях  $X_1 = 0,84$ ;  
 $X_2 = 0,016$ ;  $X_3 = -0,26$ ;

– в натуральном выражении  $q_l = 285$  г/т;  
 $Re = 2,81 \cdot 10^5$ ;  $\tau_{фл} = 78$  с.

Точки на графиках контурных кривых (см. рис. 2) соответствуют оптимальным значениям исследуемых параметров.

Предсказанное значение целевой функции в точке экстремума составляет  $E = 91,04$  %. В результате реализации опыта в точке экстремума получен концентрат с извлечением концентратных фракций в концентрат  $E = 91,15$  %. Близость экспериментальных и расчетных значений целевой функции в точке экстремума является еще одним подтверждением адекватности полученного уравнения регрессии.

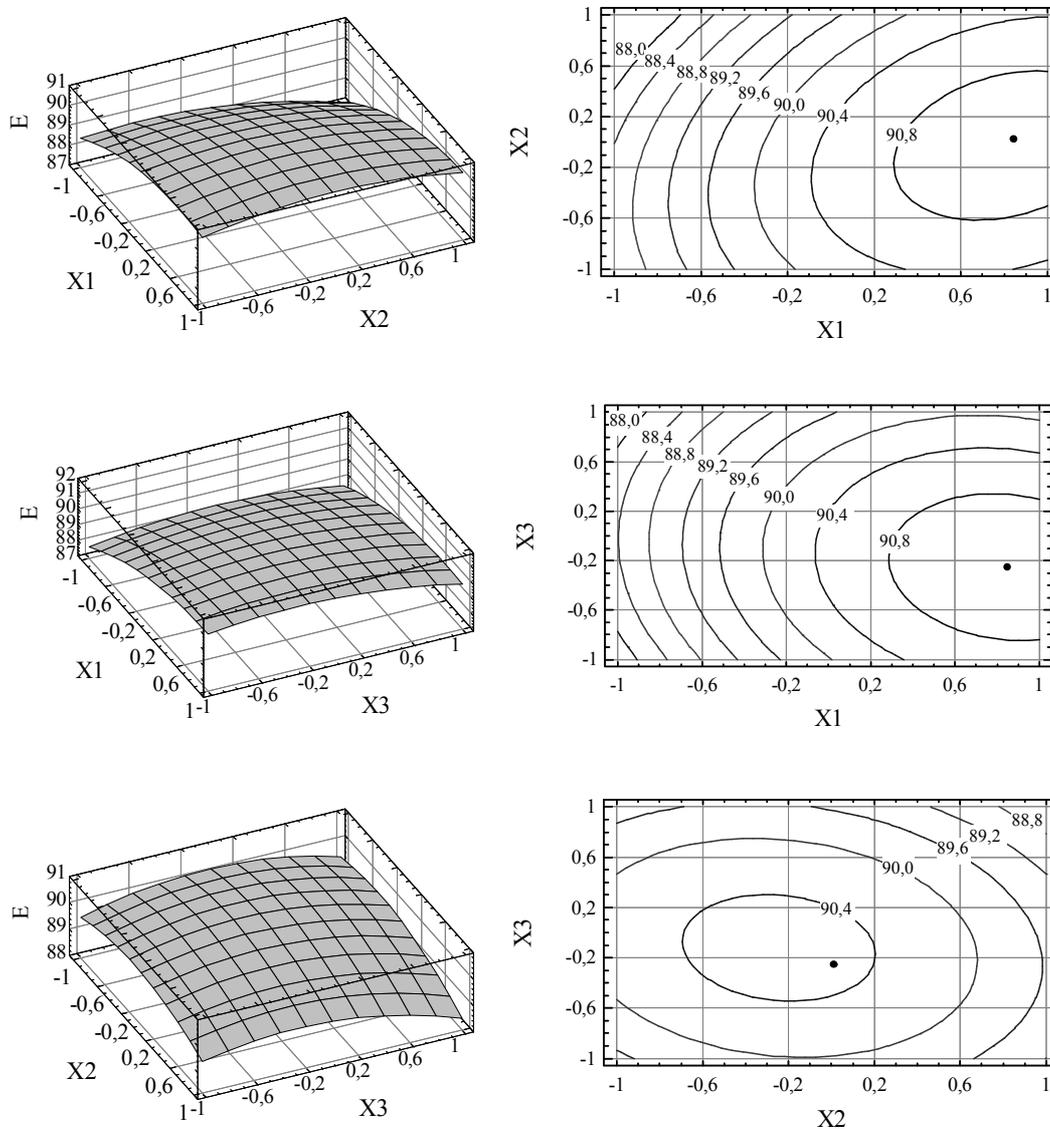


Рисунок 2 Частные трехмерные сечения поверхности отклика и их контурные кривые

**Выводы и направление дальнейших исследований:**

1. Полученное уравнение регрессии адекватно описывает процесс селективной флокуляции антрацитовых шламов синтетическим латексом.

2. В целом следует отметить, что антрациты требуют более высоких расходов флокулянта и более интенсивного турбулентного перемешивания на стадии флокуляции, чем каменные угли.

Проведенные исследования по определению характера и степени влияния на процесс флокуляции антрацитовых шламов основных технологических факторов позволили оценить области рациональных значений режимных параметров процесса, что, в свою очередь, дает возможность приступить к этапу опытно-промышленной апробации технологии на обогатительных фабриках Донбасса.

**Библиографический список**

1. Нікітін, І. М. Селективна флокуляція вугільних шламів латексами [Текст] / І. М. Нікітін, П. В. Сергєєв, В. С. Білецький. — Донецьк : ДонДТУ, Східний видавничий дім, 2001. — 152 с.
2. Сергєєв, П. В. Селективна флокуляція вугільних шламів органічними реагентами [Текст] : монографія / П. В. Сергєєв, В. С. Білецький. — Донецьк : Східний видавничий дім, редакція гірничої енциклопедії, 2010. — 240 с.
3. Сергєєв, П. В. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин [Текст] : практикум / П. В. Сергєєв, В. С. Білецький. — Маріуполь : Східний видавничий дім, 2016. — 119 с.
4. Дюк, В. Обработка данных на ПК в примерах [Текст] / В. Дюк. — СПб. : Питер, 1997. — 240 с.

© Науменко В. Г.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СЗПСиГ ДонНТУ Борщевским С. В., к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновым А. А.*

*Статья поступила в редакцию 02.03.20.*

**PhD in Engineering Naumenko V. G. (DonNTU, Donetsk, DPR, andiline.mail@gmail.com)**  
**ENRICHMENT OF ANTHRACITE SLURRIES WITH LATEX FLOCCULANTS**

*A regression model of selective flocculation of anthracite slurries with BS-30F butadiene-styrene latex was developed and analyzed using the experimental planning method. There has been determined that the dependence of extraction of coal fractions in the concentrate E from the flocculant consumption is of exponential nature, and the nature of the dependency extraction E from intensity and suspension mixing time is extreme. In general, anthracites require higher flocculant consumption and more intensive turbulent mixing at the flocculation stage than coal.*

**Key words:** *anthracite slurries, synthetic latexes, selective flocculation, experiment planning, regression model.*

УДК 622.831.312:552.122

к.т.н. Касьяненко А. Л.  
(ДонГТУ, г. Донецк, ДНР, [rpm@mine.donntu.org](mailto:rpm@mine.donntu.org))

## ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА МЕХАНИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОЧНЫЙ СЛОЙ ПОРОД ПОЧВЫ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЕЁ УСТОЙЧИВОСТИ

*Приведены результаты лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов. Для уменьшения смещений пород почвы используется механическое воздействие на прочный слой для предотвращения его разлома до наступления второго этапа деформирования. В качестве способа механического воздействия предложено создавать систему «прочный слой — крепь усиления — рама основной крепи» путем установки крепи усиления, контактирующего с прочным слоем через продольный лежень. Применение разработанного способа эффективно на первом этапе деформирования пород почвы, при этом смещения контура почвы могут быть снижены в 1,5–2 раза по сравнению с моделями без мероприятий.*

**Ключевые слова:** горная выработка, породы почвы, прочный слой, эквивалентные материалы, зона разрушенных пород, критерий подобия.

**Актуальность, цель и задачи исследований.** Ранее выполненные исследования [1] позволили установить, что наличие прочного слоя в почве выработки и его параметры (мощность, прочность, глубина залегания от контура почвы) оказывают влияние на её устойчивость. При этом наибольшее влияние оказывает толщина и прочность. Деформирование пород почвы с прочным слоем происходит в два этапа: на 1-м этапе складкообразование слоев происходит только над прочным слоем; на 2-м этапе происходит изгиб и разлом прочного слоя и увеличение смещений пород почвы.

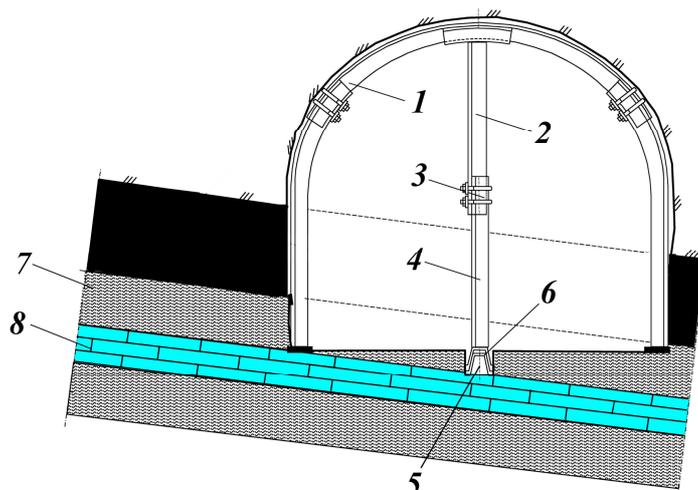
Таким образом, вопрос использования несущей способности прочного слоя в почве выработки для повышения её устойчивости и изучение процесса деформирования пород почвы при наличии в их текстуре прочного слоя является актуальной научно-технической задачей.

**Постановка задачи.** Задача данных исследований — установить возможность использования несущей способности прочного слоя на устойчивость пород почвы.

**Изложение материала и его результаты.** Наиболее перспективным направлением обеспечения устойчивости горных выработок является механическое силовое

воздействие на вмещающий массив горных пород, позволяющее использовать их несущую способность [2–6]. Исходя из вышесказанного, был предложен способ механического воздействия [7, 8], заключающийся в создании системы «прочный слой — крепь усиления — рама основной крепи» с помощью упорно-лежневой крепи усиления (рис. 1).

Сущность данного способа заключается в следующем. Под верхняк основной крепи 1 последовательно устанавливаются вдоль выработки крепь усиления, которая состоит из верхней 2 и нижней 4 частей стойки из отрезков металлического профиля, соединенных между собой замковым соединением 3. В почве выработки 7 сооружают канавку 5, в которую укладывают лежень 6. Глубина канавки определяется глубиной залегания прочного слоя 8. На уложенный лежень 6 устанавливают крепь усиления таким образом, чтобы нижняя часть стойки крепи усиления 4 входила в зацепление с лежнем 6 посредством жестко закрепленного на ней отрезка металлического профиля, а верхняя часть стойки крепи усиления 2 посредством жестко соединенного с ней отрезка металлического профиля входила в зацепление с верхняком основной крепи 1.



1 — рама основной крепи; 2 — верхняя часть стойки крепи усиления; 3 — замок крепи усиления; 4 — нижняя часть стойки крепи усиления; 5 — продольная канавка; 6 — продольный лежень в канавке; 7 — почвы выработки, 8 — прочный слой пород почвы

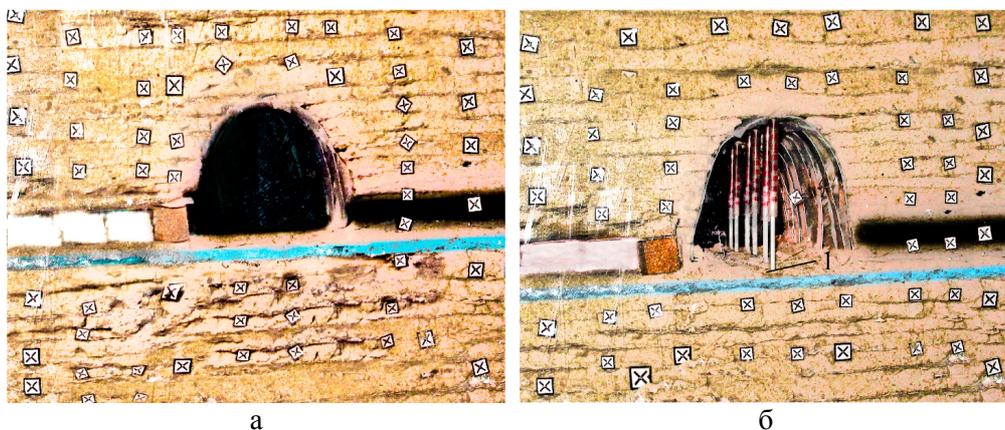
Рисунок 1 Общий вид предлагаемого способа

Для оценки эффективности способа были проведены исследования на моделях из эквивалентных материалов с использованием плоского стенда с внутренними рабочими размерами  $76 \times 58 \times 16$  см, обеспечивающими соблюдение граничных условий при выбранном масштабе моделирования 1:50. Процессы деформирования моделируемого породного массива изучались в одиночной пластовой выработке шириной  $B$  при механическом воздействии на прочный слой в почве. За прочный слой

принимался слой пород, прочность которого на 50 % и более превышает прочность остальных вмещающих пород.

Было отработано 12 моделей со следующими параметрами прочного слоя: толщина  $m_{np}=0,1B$  и  $m_{np}=0,3B$ ; глубина залегания  $h_{np}=0,1B$  и  $h_{np}=0,3B$ ; прочность  $\sigma_{сж}=60$  МПа,  $\sigma_{сж}=80$  МПа и  $\sigma_{сж}=120$  МПа.

Состояние выработок без мероприятий и с их применением на момент начала моделирования показаны на рисунке 2.



1 — упорно-лежневая крепь усиления, контактирующая с прочным слоем почвы

Рисунок 2 Общее состояние выработок в начале моделирования:  
а) без мероприятий; б) с мероприятиями

Результаты исследований обрабатывались в виде графиков смещений величины почвы от вертикального пригруза. На рисунке 3 пунктиром показаны полученные результаты с мероприятиями, а сплошной линией — без их применения в аналогичных моделях в ранее выполненных исследованиях [1].

Эффективность предлагаемого способа оценивалась с помощью коэффициента  $k_{\mathcal{E}}$ , определяемого по формуле

$$k_{\mathcal{E}} = \frac{U_{np}^B}{U_{np}^M},$$

где  $U_{np}^M$ ,  $U_{np}^B$  — смещения пород почвы с применением мероприятий по обеспечению устойчивости почвы выработки и без их применения.

На рисунке 4 представлены графики зависимостей коэффициента  $k_{\mathcal{E}}$  от величины пригруза  $P$ .

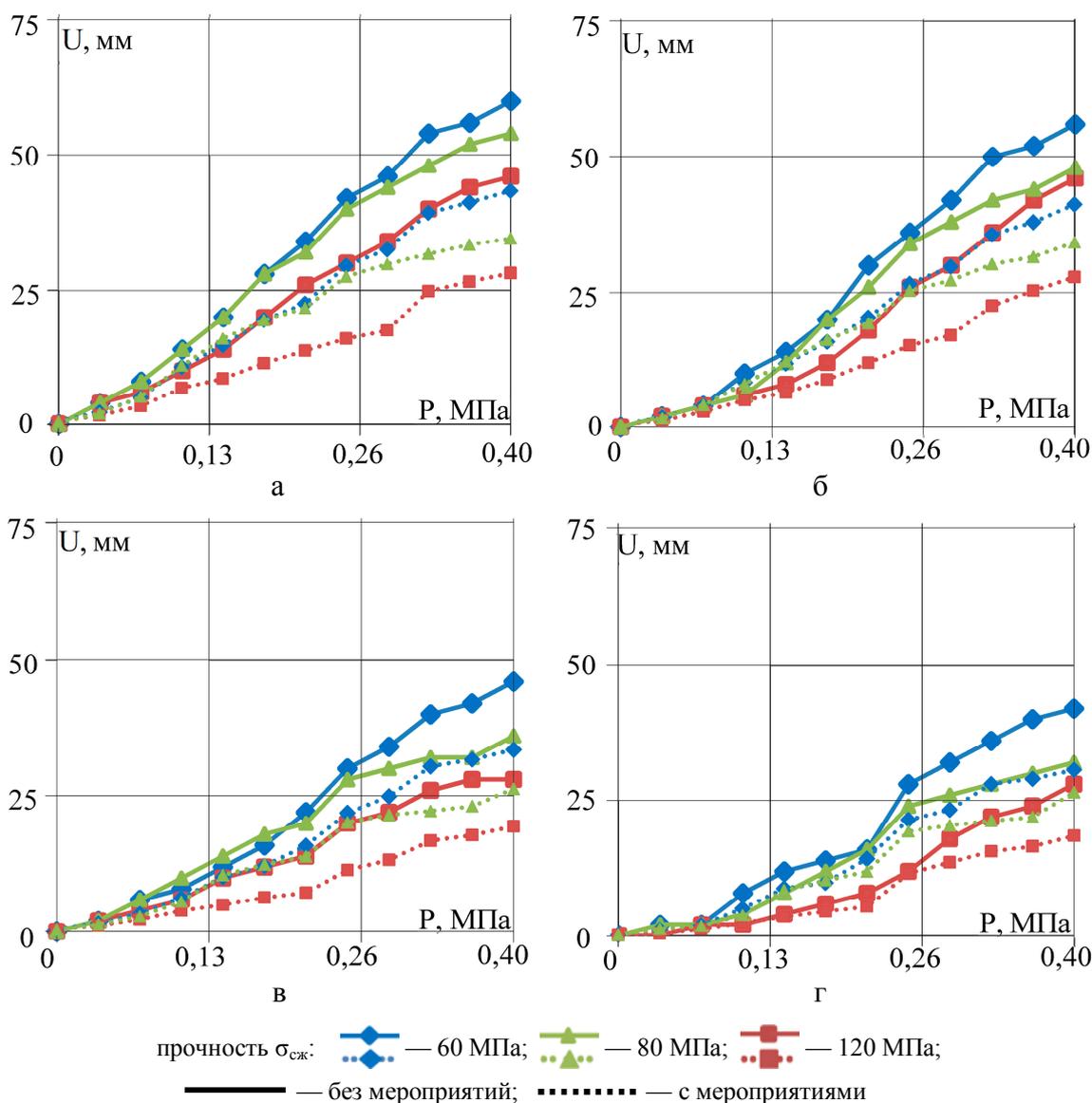


Рисунок 3 Графики зависимостей смещений контура почвы  $U$  от величины пригруза  $P$  в моделях с прочным слоем со следующими его параметрами:

а)  $m_{np}=0,1B$  и  $h_{np}=0,1B$ ; б)  $m_{np}=0,1B$  и  $h_{np}=0,3B$ ;

в)  $m_{np}=0,3B$  и  $h_{np}=0,1B$ ; г)  $m_{np}=0,3B$  и  $h_{np}=0,3B$

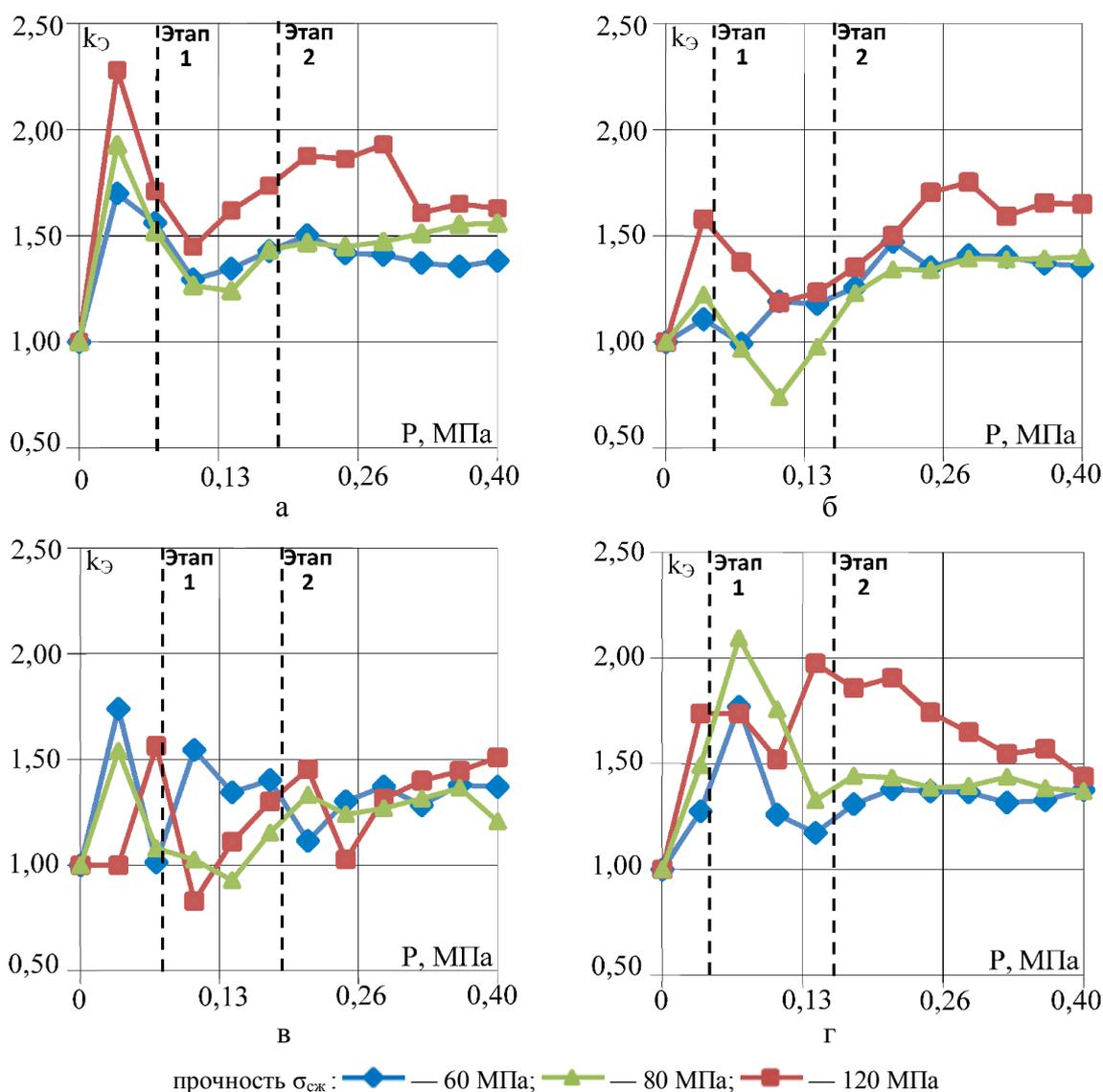


Рисунок 4 Графики зависимостей коэффициента эффективности  $k_{\text{э}}$  от величины пригруза  $P$  в моделях при механическом воздействии на прочный слой со следующими его параметрами:

а)  $m_{np}=0,1B$  и  $h_{np}=0,1B$ ; б)  $m_{np}=0,1B$  и  $h_{np}=0,3B$ ;

в)  $m_{np}=0,3B$  и  $h_{np}=0,1B$ ; г)  $m_{np}=0,3B$  и  $h_{np}=0,3B$

Из рисунка 4 видно, что при  $k_{\text{э}} > 1$  предлагаемый способ эффективен. При этом для условий  $m_{np}=0,1B$  и  $h_{np}=0,1B$ ,  $m_{np}=0,3B$  и  $h_{np}=0,3B$  эффект наблюдается на всех этапах деформирования пород почвы для всех прочностей. А для условий  $m_{np}=0,1B$  и  $h_{np}=0,3B$ ,  $m_{np}=0,3B$  и  $h_{np}=0,1B$  при прочности слоя 60 МПа положительный эффект от способа наблюдается только на втором этапе деформирования пород почвы. При  $k_{\text{э}} < 1$  отсутствие эффекта от применения

данного способа объясняется нарушением сплошности прилегающих к контуру выработки пород почвы в процессе установки лежня и крепи усиления, что вызывает и увеличение смещений на первом этапе деформирования.

Приведенные результаты показывают, что величина смещений контура почвы на первом этапе деформирования для моделируемой прочности слоя  $\sigma_{сж}=60$  МПа уменьшилась в 1,17–1,77 раза, при

$\sigma_{сж} = 80$  МПа — в 1,15–2,10 раза, при  $\sigma_{сж} = 120$  МПа — в 1,11–1,98 раза по сравнению с моделями без предложенного способа. На втором этапе деформирования величина смещений контура почвы для моделируемой прочности слоя  $\sigma_{сж} = 60$  МПа уменьшилась в 1,11–1,50 раза, при  $\sigma_{сж} = 80$  МПа — в 1,21–1,56 раза, при  $\sigma_{сж} = 120$  МПа — в 1,32–1,93 раза по сравнению с моделями без предложенного способа.

В целом, сравнивая полученные результаты с ранее выполненными исследованиями [1], можно сделать вывод, что при использовании предлагаемого способа величина смещений поднятия почвы выработки снизилась в 1,5–2 раза. При этом,

путем разборки модели по срезам почвы (рис. 5), было установлено, что без предложенных мероприятий при деформировании пород почвы происходит разлом прочного слоя за счет складкообразования нижележащих слоев 1 (см. рис. 5, а). После разлома прочного слоя охранное сооружение начинает воздействовать на породы почвы как штамп, спровоцировав дальнейший рост их смещений. Создание системы «прочный слой — крепь усиления — рама основной крепи» стабилизировало и уменьшило процесс складкообразования 2 (см. рис. 5, б), вызванный нижележащими породами, что позволило сохранить целостность прочного слоя и обеспечило устойчивость пород почвы.

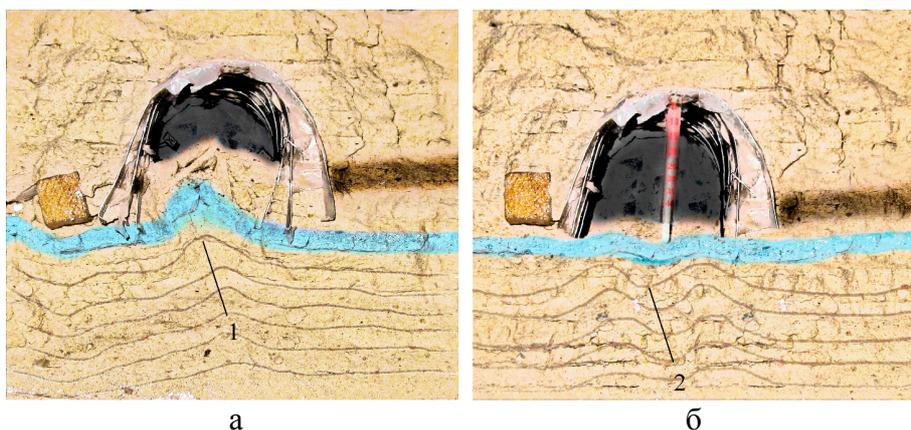


Рисунок 5 Общее состояние выработок в виде срезов моделей в конце моделирования:

а) без мероприятий; б) с мероприятиями; складкообразование пород почвы:

1 — нижележащих слоев; 2 — от механического воздействия

**Выводы.** Таким образом, проведённые исследования позволили сделать следующие выводы:

1) с целью уменьшения смещений пород почвы необходимо дополнительное механическое воздействие на прочный слой для предотвращения его разлома до наступления второго этапа деформирования;

2) в качестве способа механического воздействия было предложено создавать систему «прочный слой — крепь усиления — рама основной крепи» путем установки крепи усиления, контактирующего с прочным слоем через продольный лежень;

3) применение разработанного способа оказывает наибольший эффект на первом этапе деформирования пород почвы, при этом смещения контура почвы уменьшились в 1,5–2 раза по сравнению с моделями без мероприятий;

4) оптимальной областью применения разработанного способа являются следующие условия: прочный слой с толщиной  $m_{np} = 0,1В$  и глубиной залегания от контура почвы  $h_{np} = 0,1В$  и прочностью  $\sigma_{сж} = 60$  МПа и более.

**Библиографический список**

1. Касьян, Н. Н. Исследование влияния прочного слоя в составе пород почвы выработки на её устойчивость [Текст] / Н. Н. Касьян, Ю. А. Петренко, А. Л. Касьяненко // Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ». — 2019. — № 14 (57). — С. 5–11.
2. Экспериментальные исследования пучения пород почвы подготовительных выработок на пологих пластах Донбасса [Текст] : монография / В. И. Бондаренко, И. А. Ковалевская, Г. А. Симанович [и др.]. — Днепропетровск : ЛізуновПрес, 2014. — 224 с.
3. Геомеханика нагружения крепи очистных и подготовительных выработок в слоистом массиве слабых пород [Текст] : монография / В. И. Бондаренко, И. А. Ковалевская, Г. А. Симанович, В. Г. Черватюк. — Днепропетровск : ООО «ЛизуновПресс», 2012. — 236 с.
4. Халимендик, Ю. М. Влияние отпора крепи на деформирование подготовительных выработок в зоне воздействия очистных работ [Текст] / Ю. М. Халимендик, А. С. Барышников // Розробка родовищ : зб. наук. пр. — Дніпропетровськ : Літограф, 2015. — Т. 9. — С. 85–91.
5. Сарычев, В. И. Расчетная модель геомеханической системы «комбинированная крепь — слоистый массив пород» [Текст] / В. И. Сарычев, С. И. Шестаков // Известия Тульского государственного университета. Естественные науки. — Тула, 2009. — Вып. № 3. — С. 272–281.
6. Литвинский, Г. Г. Влияние пассивного отпора пород на работоспособность арочной рамной крепи [Текст] / Г. Г. Литвинский, Е. Е. Павлов // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2010. — Вып. 30 — С. 5–15.
7. Пат. 99028 Україна, МПК<sup>8</sup> E21D 11/14. Спосіб підтримання гірничих виробок / Г. І. Соловійов, А. Л. Касьяненко ; заявник і власник Донецький національний технічний університет. — № a201015254 ; заявл. 25.06.12 ; опубл. 10.07.12, Бюл. № 13. — 2 с.
8. Пат. 103110 Україна, МПК<sup>8</sup> E21D 11/00, E21D 20/00, E21C 41/18. Спосіб охорони виїмкових виробок у шаруватих породах підошви, схильних до зривання / Г. І. Соловійов, А. Л. Касьяненко, Е. В. Поляков ; заявник і власник Донецький національний технічний університет. — № a201203091 ; заявл. 16.03.12 ; опубл. 10.09.13, Бюл. № 17 — 8 с.

© Касьяненко А. Л.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. ДонНТУ Клочко И. И.,  
к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновым А. А.**

Статья поступила в редакцию 22.04.20.

**PhD in Engineering Kasyanenko A. L. (DonNTU, Donetsk, DPR, rpm@mine.donntu.org)  
JUSTIFICATION OF THE METHOD OF MECHANICAL IMPACT ON THE SOLID  
BEDROCK LAYER TO ENSURE ITS STABILITY**

*The laboratory findings on equivalent models are presented. To reduce the shifts of soil rocks, it was proposed to apply mechanical action on the solid layer to prevent it from breaking before the second stage of deformation. As a method of mechanical action, it was proposed to create a system “solid layer — reinforcement support — frame of the main support” by installing a reinforcement support that contacts the solid layer through a longitudinal sill. The application of the developed method is effective at the first stage of deformation of soil rocks, while the shift of the soil contour has decreased by 1,5–2 times compared to models without measures.*

**Key words:** mine working, soil rocks, solid layer, equivalent material, area of the destroyed rocks, similarity parameter.

УДК 622.416

Поповский В. Н.  
(НТЦ ПБ, г. Луганск, ЛНР),  
к.т.н. Чебан В. Г.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ЛАВ КРУТОГО ПАДЕНИЯ

*Проанализировано влияние движущегося угольного потока на эффективность проветривания добычных участков, обрабатывающих пласты крутого падения. Выявлены основные факторы, влияющие на количество воздуха, эжектируемого потоком падающего угля. Проведены исследования по определению значения данного количества воздуха для различных горнотехнических условий.*

**Ключевые слова:** механизированная лава, вентиляционная струя, количество воздуха, аэродинамическое сопротивление, угольный поток, эжекция.

**Постановка проблемы, обоснование ее актуальности.** Описанная в работе [1] методика расчета количества воздуха, необходимого для проветривания механизированных лав крутого падения, основана на статистически-вероятностных свойствах газовыделения. Эта методика является обобщенной и приемлема для всего Центрального района Донбасса. Однако из-за обобщенности этой методики значения коэффициента неравномерности газовыделения могут быть завышены или занижены для конкретных горнотехнических условий. Для исключения неточностей расчет количества воздуха для механизированных лав крутого падения необходимо производить с учетом эжектирующего действия движущегося угольного потока.

Эжектирующее действие угольного потока заключается в следующем. При работе выемочной машины в лаве крутого падения под воздействием угольного потока, движущегося с большой скоростью вдоль забоя, сокращается количество воздуха, поступающего в лаву. Отбитый уголь транспортируется самотеком, накапливается в нижней части лавы в магазинном уступе и периодически выгружается в вагонетки. По мере накопления угля перекрывается свободный проход, и расход воздуха уменьшается (см. рис. 1). Из-за

неритмичной работы транспорта, недостаточной емкости магазинного уступа возможна полная подсыпка лавы, перекрытие вентиляции и резкое повышение концентрации метана.

При восходящем проветривании очистного забоя депрессия, создаваемая движущимся потоком угля, достигает величины в 20–25 даПа и может превысить депрессию участка. Поэтому в период работы выемочной машины в лаве с восходящим проветриванием всегда уменьшается расход воздуха по участку. В некоторых случаях это приводит к опрокидыванию струи. При этом концентрация метана в исходящей струе может возрасти в 2–6 раз, что приведет к превышению допустимой концентрации метана, срабатыванию аппаратуры газовой защиты и простоя участка. Наряду с этим, как правило, в лаве наблюдается локальное опрокидывание струи и некоторая часть воздуха, эжектируемая потоком падающего угля, начинает двигаться вниз по направлению к магазинному уступу.

Количество воздуха, эжектируемого угольным потоком, зависит от следующих факторов:

- производительность выемочной машины  $m_m$ , кг/с;
- поперечное сечение лавы  $S$ , м<sup>2</sup>;

- скорость движения угля  $v_m$ , м/с;
- высота падения угля  $H$ , м;
- удельный вес угля  $\gamma$ , кг/м<sup>3</sup>;
- аэродинамическое сопротивление лавы  $R_a$ , Мюрг;
- средний эквивалентный диаметр куска угля  $d_э$ , м.

То есть

$$Q_{эж} = f(m_m, S, v_m, H, \gamma, R_a, d_э), \text{ м}^3/\text{с}. \quad (1)$$

Процесс локального опрокидывания вентиляционной струи в лаве можно представить следующим образом. В начале цикла, при работе комбайна в нижней части лавы, энергия, сообщаемая воздушному потоку падающим углем, незначительна ввиду малой высоты падения и скорости движения угля. В этом случае энергия воздушного потока  $E_n$ , движущегося вверх по лаве, больше энергии  $E_y$ , сообщаемой воздушному потоку движущимся углем, то есть  $E_n > E_y$ , и опрокидывание воздушной струи не происходит.

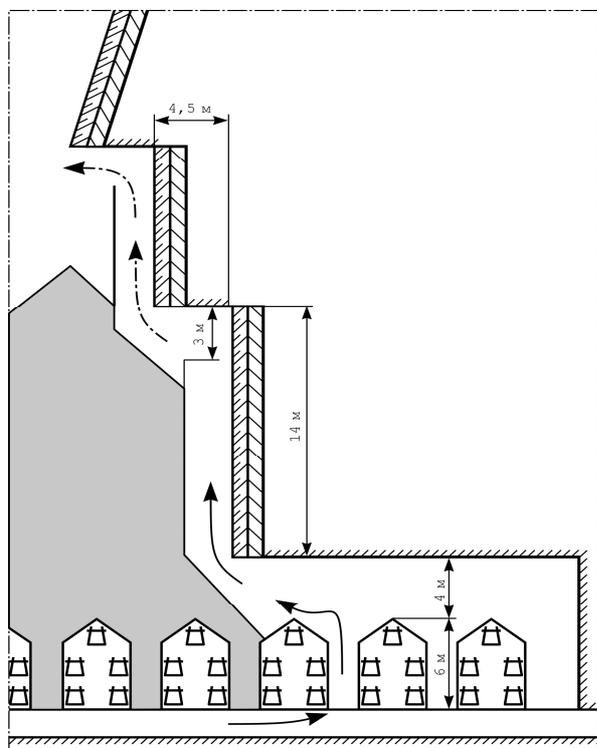


Рисунок 1 Схема подсыпки лавы

По мере движения выемочной машины вверх  $E_y$  увеличивается и может стать равной  $E_n$ , что приведет к прекращению проветривания призабойной части лавы, а воздушный поток переместится от забоя в сторону выработанного пространства. При дальнейшем движении комбайна вверх по лаве  $E_y$  становится гораздо больше  $E_n$ , что приведет к локальному опрокидыванию вентиляционной струи.

Таким образом, качество проветривания призабойного пространства лавы зависит от сочетания факторов, представленных в выражении (1). Так как во время работы выемочной машины происходит интенсивное газовыделение из движущегося угольного потока, обнаженной поверхности пласта и угля в магазинном уступе, то концентрация метана в районе комбайна может достигнуть опасной концентрации. Поскольку эффективность проветривания машинной части лавы определяется количеством воздуха, эжектируемого падающим угольным потоком, то установление зависимости взаимовлияния величин, представленных в выражении (1), является актуальной задачей.

**Целью работы** является определение количества воздуха, необходимого для проветривания механизированных лав крутого падения с учетом эжектирующего действия движущегося угольного потока.

**Идея работы** заключается в изучении влияния основных горнотехнических факторов на величину количества воздуха, эжектируемого потоком падающего угля в механизированных лавах крутого падения.

**Объект исследований** — процесс взаимодействия падающего угольного потока и воздушной струи при восходящих схемах проветривания механизированных лав крутого падения.

**Предмет исследований** — изучение влияния основных горнотехнических факторов на образование эжектируемого потока воздуха в механизированных лавах крутого падения.

**Задача исследования** — получение зависимости величины количества эжекти-

руемого угольным потоком воздуха от основных горнотехнических факторов.

**Изложение материала и его результаты.** Известные методы расчета количества воздуха, эжектируемого сыпучими материалами, решают задачу применительно к движению материала по желобам [2, 3]. При этом допускается, что материал по сечению желоба рассредоточен равномерно.

Однако движение угольного потока по лаве при механизированной выемке угля нельзя рассматривать с этой точки зрения. В таких случаях уголь рассредоточен по сечению лавы неравномерно. Основная масса угольного потока движется между забоем и первым рядом призабойной крепи. Можно считать, что уголь рассредоточен равномерно только в этой зоне. Тогда предположив, что скорость угольного потока и эжектируемого им воздуха в поперечном сечении лавы постоянны, можно записать следующую систему уравнений

$$m_c = m_m + m_g; \quad (2)$$

$$S_c = S_m + S_g; \quad (3)$$

$$m_m = \rho_m \cdot v_m \cdot S_m = \rho_m \cdot v_g \cdot S \cdot \beta; \quad (4)$$

$$m_g = \rho_g \cdot v_g \cdot S_g = \rho_g \cdot v_g \cdot S \cdot (1 - \beta); \quad (5)$$

$$m_c \cdot v_c = m_m \cdot v_m + m_g \cdot v_g, \quad (6)$$

где  $m$  — массовый расход, кг/с;

$S$  — площадь поперечного сечения, м<sup>2</sup>;

$\beta$  — объемная концентрация угля в сечении;

$v$  — скорость движения, м/с;

$\rho$  — плотность, кг/м<sup>3</sup>;

индексы:

$m$  — угольный поток;

$v$  — воздух;

$c$  — смесь угля и воздуха.

Угольный поток можно рассматривать как неполную свободную струю сыпучего материала, движение которого происходит в однородном поле силы тяжести при квадратичном законе сопротивления воздуха. Тогда изменение количества движения элементарного объема воздуха за время  $dt$

равно импульсу равнодействующих внешних сил, приложенных к этому объему

$$d(m_g \cdot v_g) = F dt. \quad (7)$$

Равнодействующая внешних сил, равная сумме сил лобового сопротивления движению частиц угля в потоке воздуха, определяется из выражения

$$F = \sum_{i=1}^n F_i = \sum_{i=1}^n K_{cn} \cdot S_{ci} \cdot \frac{(v_{mi} - v_{gi})^2}{2} \cdot \rho_g, \quad (8)$$

где  $F_i$  — сила лобового сопротивления движению частицы в потоке воздуха;

$K_{cn}$  — коэффициент лобового сопротивления частиц, учитывающий их взаимное влияние, равный

$$K_{cn} = \frac{K_u \cdot K_\phi}{(1 - \beta)^2 \cdot n}, \quad (9)$$

где  $K_u$  — коэффициент лобового сопротивления одиночного шара;

$K_\phi$  — коэффициент формы частиц ( $K_\phi = 2,2$ );

$S_u$  — площадь щелевого сечения русла угля, м<sup>2</sup>

$$S_u = \frac{\pi \cdot d_g^2}{4}, \text{ м}^2, \quad (10)$$

где  $d_g$  — эквивалентный диаметр частицы, м.

Угольный поток является полифракционным сыпучим материалом. Однако известно, что его можно представить как монофракционный, используя средний эквивалентный диаметр кусков. Для монофракционного сыпучего материала равнодействующая внешних сил равна

$$F = N \cdot K_{cn} \cdot S_u \cdot \frac{(v_m - v_g)^2}{2} \cdot \rho_g = \frac{6 \cdot m_m}{n \cdot d_g^2 \cdot \rho_m} \cdot K_{cn} \cdot S_u \cdot \frac{(v_m - v_g)^2}{2} \cdot \rho_g. \quad (11)$$

После подстановки уравнений (5), (9), (10) и (11) в (7), получим следующее дифференциальное уравнение эжектирования воздуха движущимся угольным потоком

$$d[\rho_g \cdot v_g^2 \cdot S \cdot (1 - \beta)] = \frac{3 \cdot m_m \cdot \rho_g \cdot K_{uu} \cdot K_{\phi}}{4 \cdot \rho_m \cdot (1 - \beta)^2 \cdot n^2} \cdot (v_m - v_g)^2 dt. \quad (12)$$

Это выражение можно упростить, если учесть, что объемная концентрация угля  $\beta \approx 0$  ( $\beta = 0,005 - 0,0001$ ), а

$$v_g = \lambda \cdot v_m, \quad (13)$$

где  $\lambda$  — коэффициент скольжения фаз.

Тогда получим выражение

$$(2 \cdot v_g) dv_g = \left[ \frac{3 \cdot m_m \cdot \rho_g \cdot K_{uu} \cdot K_{\phi}}{4 \cdot \rho_m \cdot n^2} \cdot (1 - \lambda)^2 \cdot v_m^2 \right] dt. \quad (14)$$

На основании математической обработки экспериментальных данных получены корреляционные зависимости для определения скорости и времени движения угля в лаве:

– корреляционное отношение 0,83

$$v_m = 1,76 \cdot \alpha^{1,69} \cdot L^{0,36}; \quad (15)$$

– корреляционное отношение 0,89

$$t = 0,48 \cdot \alpha^{-1,69} \cdot L^{0,64}, \quad (16)$$

где  $\alpha$  — угол падения пласта, рад;

$L$  — длина лавы, м.

На рисунке 2 представлены кривые зависимости  $v_m$  и  $t$  от  $L$ .

Дифференцируя уравнения (15) и (16) по длине лавы  $L$ , получим

$$\frac{dv_m}{dL} = 0,63 \cdot \alpha^{1,69} \cdot L^{-0,64}, \quad (17)$$

$$\frac{dt}{dL} = 0,3 \cdot \alpha^{-1,69} \cdot L^{-0,36}. \quad (18)$$

Разделив (17) на (18), после преобразования получим

$$dt = \frac{L^{0,28}}{2,1 \cdot \alpha^{3,4}} dv_m. \quad (19)$$

Подставляя значение  $dt$  из (19) в (14), получим дифференциальное уравнение

$$(2 \cdot v_g) dv_g = \frac{3 \cdot m_m \cdot \rho_g \cdot K_{uu} \cdot K_{\phi} \cdot L^{0,28}}{4 \cdot \rho_m \cdot n^2 \cdot 2,1 \cdot \alpha^{3,4}} \times (1 - \lambda)^2 \cdot v_m^2 \cdot dv_m. \quad (20)$$

Экспериментальные исследования движущихся по желобам сыпучих материалов показали, что после некоторого расстояния от места истечения коэффициент скольжения фаз изменяется медленно. Это позволяет принять его постоянным при интегрировании уравнения (20).

Учитывая, что при  $v_m = 0$ ,  $v_g = 0$  пределы интегрирования для левой части уравнения (20) от 0 до  $v_{mk}$ . После интегрирования уравнения (20) и замены  $v_{гк}$  на  $v_{mk}$  получим квадратное уравнение относительно коэффициента скольжения фаз

$$\lambda^2 \cdot (A \cdot v_{mk}^3 - 3 \cdot v_{mk}^2) - 2 \cdot \lambda \cdot A \cdot v_{mk}^3 + A \cdot v_{mk}^3 = 0, \quad (21)$$

где

$$A = \frac{3 \cdot m_m \cdot \rho_g \cdot K_{uu} \cdot K_{\phi} \cdot L^{0,28}}{4 \cdot \rho_m \cdot n^2 \cdot 2,1 \cdot \alpha^{3,4}}. \quad (22)$$

После решения уравнения (21) получим

$$\lambda_{1,2} = \frac{A \cdot v_{mk} \pm \sqrt{31 + v_{mk}}}{A \cdot v_{mk} - 3}. \quad (23)$$

Очевидно, что для выполнения соотношения (13) перед корнем в (23) следует установить знак минус. Определив из (23) коэффициент скольжения фаз, получим количество воздуха, эжектируемого движущимся угольным потоком

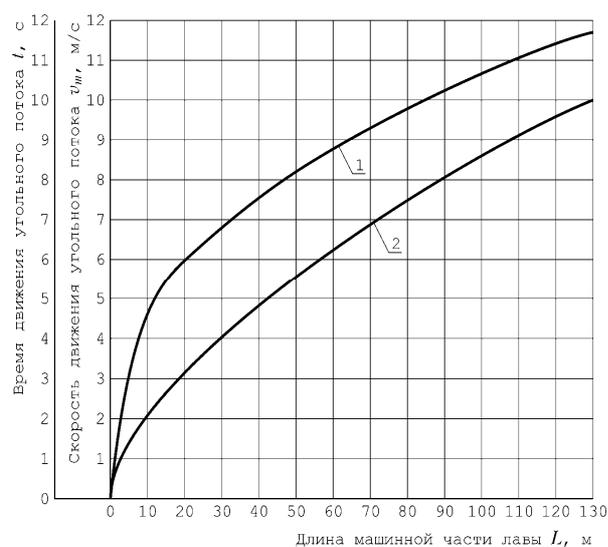
$$Q_{эж} = 60 \cdot \lambda \cdot v_m \cdot S_y, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (24)$$

где  $S_y$  — сечение части призабойного пространства, по которому движется угольный поток, равное

$$S_y = b_y \cdot m, \text{ м}^2, \quad (25)$$

где  $b_y$  — ширина призабойного пространства, по которому движется основная масса угля ( $b_y = 1,3\text{--}1,5$  м), м;

$m$  — мощность пласта, м.



1 —  $v_m = f_1(L)$ ; 2 —  $t = f_2(L)$

Рисунок 2 Зависимость скорости и времени движения потока угля в механизированном очистном забое от длины машинной части лавы при  $\alpha = 60^\circ$

### Библиографический список

1. Поповский, В. Н. Совершенствование методики расчета количества воздуха для проветривания механизированных лав крутого падения [Текст] / В. Н. Поповский, В. Г. Чебан // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. — Вып. 18 (61). — С. 27–34.
2. Болбат, И. Е. Исследование скорости движения угля в очистных забоях крутых пластов [Текст] / И. Е. Болбат // Вопросы проветривания и безопасности в угольных шахтах. — Донецк : Донбасс, 1970. — С. 67–78.
3. Нейлов, С. Д. Расчет воздухообменов в аспирируемых укрытиях дробильных фабрик [Текст] / С. Д. Нейлов // Сборник научных трудов ИГД им. Федорова. — М. : Государственное научно-политическое издательство по горному делу, 1972. — Вып. 1. — С. 88–98.
4. Рекомендации по обеспечению нормального проветривания комбайновых лав на крутых пластах с учетом влияния падающего угля и устранения опасности подсыпки угля [Текст] : утв. Минуглепромом Украины 28.10.1974. — Донецк : Министерство угольной промышленности УССР, 1975. — 13 с.

Необходимое количество воздуха для проветривания механизированных лав, оборудованных выемочными машинами, окончательно определяем из выражения

$$Q_{уч} = Q_p + Q_{эж}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (26)$$

где  $Q_p$  — расчетное количество воздуха, определенное из [1], где коэффициент неравномерности принимается для нерабочих смен по [4];

$Q_{эж}$  — количество воздуха, эжектируемого движущимся угольным потоком, вычисляется по (24).

### Выводы и направление дальнейших исследований:

1. При восходящем проветривании депрессия, создаваемая падающим углем, достигает величины в 20–25 даПа и может превысить депрессию вентиляционной сети участка, обуславливая опасность опрокидывания воздушной струи в лаве и загазирования добычного участка.

2. Определено влияние основных горнотехнических факторов на величину количества воздуха, эжектируемого движущимся угольным потоком, в механизированных лавах крутого падения.

3. Получена зависимость величины количества воздуха, эжектируемого движущимся угольным потоком в механизированных лавах крутого падения, от основных горнотехнических факторов.

© Поповский В. Н.

© Чебан В. Г.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновым А. А.,  
д.т.н., проф., зав. каф. ГД АФГДиТ ЛНУ им. В. Даля Рябичевым В. Д.*

*Статья поступила в редакцию 20.05.20.*

**Popovskiy V. N.** (STC IS (Scientific and Technical Centre of Industrial Safety), Lugansk, LPR), **PhD in Engineer Cheban V. G.** (DonSTU, Alchevsk, LPR)

**DETERMINATION THE AMOUNT OF AIR TO VENTILATE MECHANIZED STEEP-DROP LONGWALL**

*There has been analyzed the influence of a moving coal stream on the efficiency of ventilation the mining sites that work out steep drop layers. The main factors affecting the amount of air ejected by the stream of falling coal are identified. Studies have been conducted to determine the value of this amount of air for various mining conditions.*

**Key words:** *mechanized longwall, air flow, amount of air, wind resistance, coal stream, ejection.*

УДК 622.831.312

асс. Малышева Н. Н.

(ДонГТУ, г. Донецк, ДНР, rpm@mine.donntu.org)

## ВЛИЯНИЕ ВРЕМЕНИ ВСТУПЛЕНИЯ В РАБОТУ ОХРАННОГО СООРУЖЕНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПОДДЕРЖАНИЯ ВЫРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «ЩЕГЛОВСКАЯ-ГЛУБОКАЯ»

*Работа посвящена исследованию влияния времени вступления в работу охранного сооружения (наличия/отсутствия зазора между кровлей и охранным сооружением), а также его несущей способности на эффективность поддержания выработки. Предложено охранное сооружение, вступающее в работу в течение суток. Обоснованы его рациональные параметры.*

**Ключевые слова:** охранное сооружение, тумба с распором, Ansys, площадь под кривой, доля объясненной дисперсии, модуль деформации.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Эксплуатационное состояние подготовительных выработок обуславливается в основном эффективностью работы околоштрекового охранного сооружения. Традиционно применяемые способы охраны выработок, проводимые за лавой, — бутовые полосы, костры, бутокости, БЖБТ и др. Несмотря на различие в технологии сооружения и разную жёсткость охранных сооружений, все они вступают в работу не сразу после возведения, а после исчерпания зазоров и определённой усадки полосы, которое реализуется за счёт сближения кровли и почвы. При этом несущая способность полос возрастает со временем и достигает рабочего режима на значительном расстоянии от лавы. Отсутствие существенного сопротивления смещения пород кровли в направлении извлечённого лавой пласта приводит к их прогибу, расслоению, вызывает рост зоны разрушения вглубь массива, что обуславливает асимметричное нагружение крепи выработки и значительную потерю её высоты. Это приводит к необходимости проведения дополнительных мероприятий, направленных на обеспечение эксплуатационного состояния выработок.

Таким образом, разработка новых и модернизация существующих способов охраны и поддержания горных выработок после прохода очистного забоя, позво-

ляющих минимизировать или ликвидировать указанные недостатки, является одной из актуальных задач.

**Постановка задачи.** В статье [1] было предложено охранное сооружение, вступающее в работу в течение суток (тумбы с распором [2, 3]). Была подтверждена эффективность использования его в качестве основного охранного сооружения. Направлением дальнейших исследований являлось установление эффективности использования тумб с распором в качестве дополнительного охранного сооружения и определение его рациональных параметров.

В связи с этим *целью* настоящей работы явилось определение рациональных параметров тумб с распором, которые используются в качестве дополнительного охранного сооружения.

**Объект исследования** — напряжённо-деформированное состояние массива пород при применении охранного сооружения, которое быстро включается в работу по поддержанию выработки.

**Предмет исследования** — рациональные параметры охранного сооружения (тумб с распором).

**Задачи исследования:**

– установление более полной картины сдвижений с учётом всех опор, которые находятся в плоскости пласта;

– исследование влияния времени вступления в работу охранного сооружения (на-

личия/отсутствия зазора между кровлей и охранным сооружением) на эффективность поддержания выработки;

– исследование влияния несущей способности предлагаемого охранного сооружения на эффективность поддержания выработки;

– установление его рациональных параметров.

**Изложение материала и его результаты.** Для решения первой задачи было проведено численное моделирование механизма разрушения массива вокруг подготовительной выработки. В качестве программ-

ного продукта для решения инженерной задачи был выбран Ansys [4]. Моделировался аналогичный [1] участок массива с использованием горно-геологических условий шахты «Щегловская-Глубокая». Внутри этого участка воспроизводился паспорт поддержания 5-го западного конвейерного штрека пл.  $m_3$ .

Паспорт участка разбит на блоки (рис. 1). Для каждого блока была определена несущая способность, модуль деформации и объёмный вес. Результаты расчётов сведены в таблицу 1.

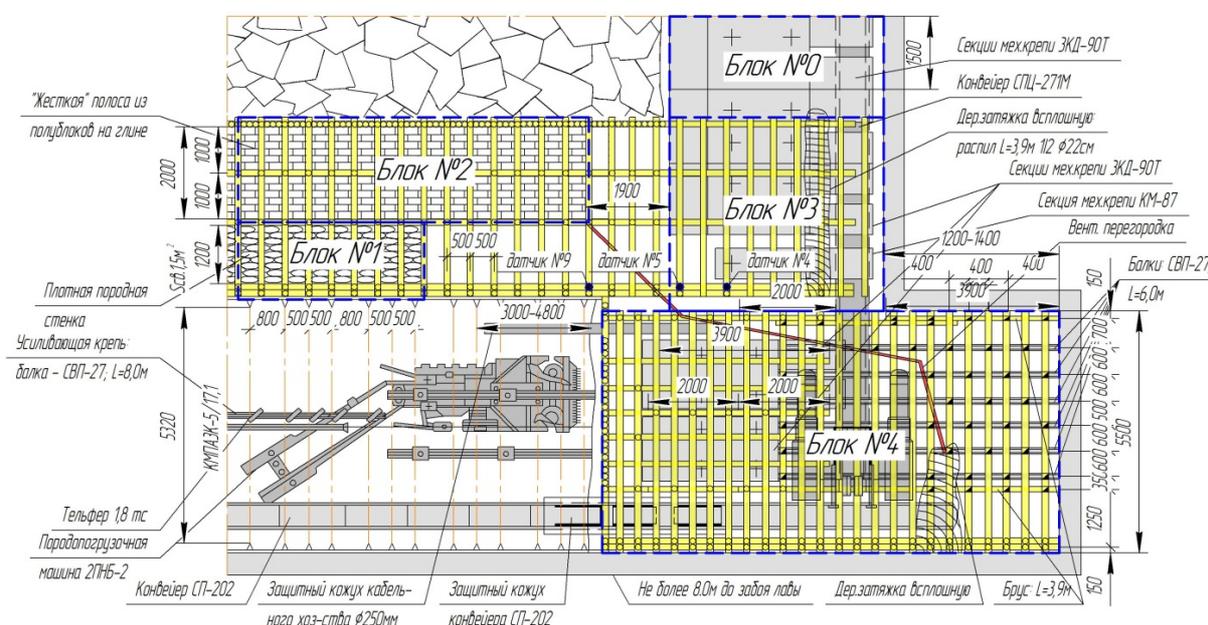


Рисунок 1 Разделение паспорта поддержания 5-го западного конвейерного штрека пл.  $m_3$  на блоки

Таблица 1

Свойства горных пород и охранных сооружений для условий шахты «Щегловская-Глубокая»

Место	Слой	Порода	$m$ , м	$\sigma_{сж}$ , МПа	$\sigma_p$ , МПа	$E$ , МПа	$\mu$	$C$ , МПа	$\varphi$ , °	$\delta$ , °	$\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>
почва	1	Песч. сл.	25,31	68	15	27,22e3	0,235	15,97	39,68	39,68	2,73e3
	2	Песч. сл.	3,9	65	14,8	26,90e3	0,240	15,51	38,98	38,98	2,7e3
пласт	3	Уголь	1,52	15	1,5	0,42e3	0,08	9,9	38	28	1,32e3
кровля	4	Гл. сл.	13,28	60	10,4	27,85e3	0,140	12,50	45	45	2,73e3
	5	Песч. сл.	19,35	65	14,8	26,90e3	0,240	15,51	38,98	38,98	2,7e3
блок 0			–	0,8	–	7,02	0,3	–	–	–	840,95
блок 1 (шахтный/ предлагаемый вариант)			–	2,22/ 17,6	–	63,25/ 171,77	0,3	–	–	–	1996,9/ 649,15
блок 2			–	3,86	–	35,37	0,3	–	–	–	856,47
блок 3			–	0,99	–	14,95	0,3	–	–	–	721,11
блок 4			–	0,14	–	7,38	0,3	–	–	–	396,95

Порядок построения моделей, измеряемые параметры, а также критерий для выбора рациональных параметров были такими же, как и в [1].

Для того чтобы решить вторую и третью задачи, были построены графики зависимости площади под кривой доли объясненной дисперсии от модуля деформации тумб (рис. 2, а, б).

Анализ графиков показал, что при шаге первой посадки ( $Ш_0 = 50$  м) площадь под кривой доли объясненной дисперсии для шахтного варианта охранного сооружения больше, чем у предлагаемых вариантов вне зависимости от модуля их деформации (рис. 2, а). Для выяснения причины этого сравнивали механизм разрушения массива вокруг выработки при использовании в качестве дополнительного охранного сооружения бутовой полосы и тумб с распором с минимальным модулем деформации, а также влияние увеличения модуля на изменение механизма разрушения.

Анализ результатов решения второй и третьей задач позволил сделать следующие выводы:

1. Тумбы с распором включаются в работу раньше бутовой полосы, что приводит к их быстрому разрушению: давление на контактах «тумба с распором — непосред-

ственная кровля», «тумба с распором — непосредственная почва» увеличивается. Чем выше модуль деформации тумб, тем давление на контактах выше. В результате сжимающие напряжения в тумбе увеличиваются. Чем выше модуль деформации тумб, тем сжимающие напряжения выше. Это ведет к тому, что разрушение тумбы наступает раньше и после разрушения её работа по поддержанию выработки уменьшается.

2. Использование тумб с максимальным модулем деформации  $E_{деф. max} = 233$  МПа позволяет до момента их разрушения:

- уменьшить консоль (сжимающие напряжения в непосредственной кровле переносятся в горизонтальном направлении от выработанного пространства к выработке, в вертикальном — от кровли к почве);
- сформировать магистральную трещину.

При использовании тумб с распором разрушение происходит *не от растяжения* (процент расслоившихся элементов на контакте «основная кровля — непосредственная кровля» уменьшается. В результате площадь под кривой разрушения от растяжения для непосредственной кровли со стороны выработанного пространства уменьшается), *а от сжатия* (сжимающие напряжения в непосредственной кровле увеличиваются).

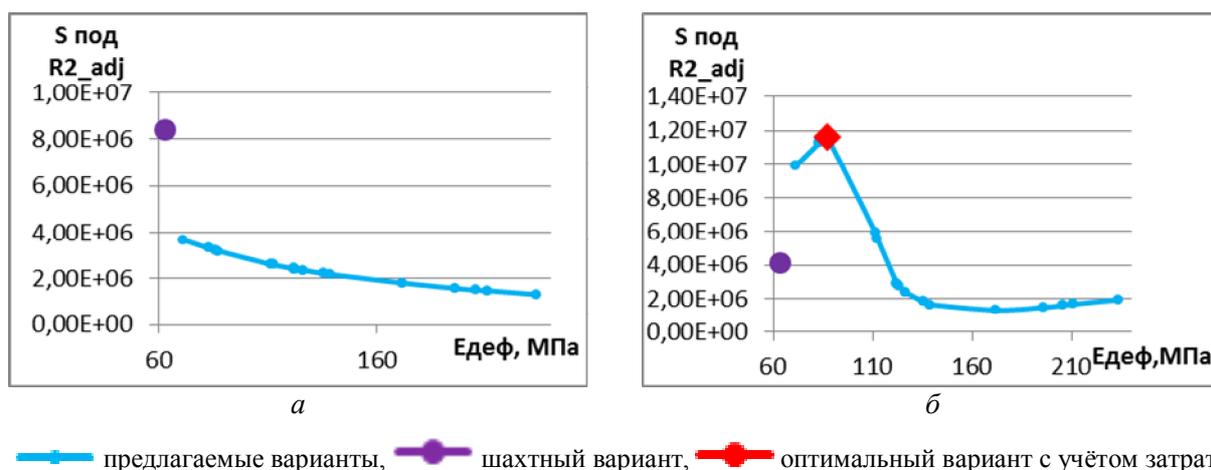


Рисунок 2 График зависимости площади под кривой доли объяснённой дисперсии  $S$  под  $R^2_{adj}$  от модуля деформации тумбы с распором  $E_{деф}$ , Па : а)  $Ш_0 = 50$  м, б)  $Ш_n = 15$  м

Для того чтобы решить четвертую задачу, были рассчитаны суммарные затраты на материалы и оплату труда для предлагаемого и шахтного варианта, а также затраты для туб с распором при варьировании их параметров. Оказалось, что только один вариант реализации туб с распором дешевле реализации шахтного варианта охранного сооружения.

Поскольку затраты на реализацию предлагаемого способа в данных горно-геологических условиях являются ограничивающим фактором, то использование туб с максимальным модулем деформации является экономически нецелесообразным. Однако введение в экономическое сравнение затрат на ремонт выработки может изменить данное утверждение. Определение величины затрат на ремонт выработки при шахтном и предлагаемом вариантах охранного сооружения при шаге первой посадки ( $Ш_0 = 50$  м) требует дополнительных шахтных наблюдений за смещениями пород в выработку.

При шаге последующих посадок кровли ( $Ш_n = 15$  м) для туб при модуле их деформации  $E_{деф.} = 71–86$  МПа площадь под кривой доли объясненной дисперсии больше, чем у шахтного варианта. Она возрастает, достигая своего максимума при  $E_{деф.} = 86$  МПа. Дальнейшее увеличение модуля деформации туб ведет к уменьшению площади под кривой, и она достигает своего минимума при  $E_{деф.} = 172$  МПа, что соответствует параметрам охранного сооружения, реализованного на шахте «Рассвет-1» (рис. 2, б).

Для выяснения причины такого изменения площади под кривой сравнивали механизм разрушения массива вокруг выработки при использовании бутовой полосы и туб с распором с модулем деформации  $E_{деф.} = 86$  МПа, а также влияние изменения модуля от  $E_{деф.} = 86$  МПа до  $E_{деф.} = 172$  МПа на изменение механизма разрушения.

Анализ результатов решения четвертой задачи позволил сделать следующие выводы:

1. Так же, как и при шаге первой посадки  $Ш_0 = 50$  м, давление на контактах «тум-

ба с распором — непосредственная кровля» с ростом модуля деформации увеличивается. Чем выше модуль деформации туб, тем давление на контакте больше. В результате этого сжимающие напряжения в тубе также увеличиваются. Однако в отличие от шага первой посадки  $Ш_0 = 50$  м давление на контакте «тумба с распором — непосредственная почва» при применении тубы с  $E_{деф.} = 86$  МПа увеличивается до тех пор, пока не произойдет ее разрушение, а при увеличении модуля от  $E_{деф.} = 86$  МПа до  $E_{деф.} = 172$  МПа давление увеличивается вне зависимости от ее разрушения.

2. В отличие от шага первой посадки  $Ш_0 = 50$  м уменьшение консоли и формирование магистральной трещины происходит от сжатия, а не от растяжения при модуле деформации  $E_{деф.} \geq 86$  МПа.

Сжимающие напряжения в непосредственной кровле при применении тубы с  $E_{деф.} = 86$  МПа меньше, чем при применении шахтного варианта охранного сооружения до тех пор, пока не произойдет ее разрушение. При увеличении модуля от  $E_{деф.} = 86$  МПа до  $E_{деф.} = 172$  МПа сжимающие напряжения в непосредственной кровле больше, чем при применении шахтного варианта вне зависимости от разрушения туб.

Сжимающие напряжения в непосредственной кровле переносятся в горизонтальном направлении от выработанного пространства к выработке, в вертикальном — от кровли к почве.

3. При применении тубы с  $E_{деф.} = 86$  МПа сжимающие напряжения переносятся в горизонтальном направлении: в тубах — от передней границы модели к месту их установки, в непосредственной кровле — от места выкладки стенки из газобетонных блоков к передней границе модели. В результате, несмотря на то, что разрушение туб наступает раньше, эффективность работы по поддержанию выработки туб и стенки из газобетонных блоков увеличивается, а пласта со стороны массива — уменьшается.

При увеличении модуля с  $E_{деф.} = 86$  МПа до  $E_{деф.} = 172$  МПа, несмотря на то, что разрушение тумб наступает позже, эффективность работы по поддержанию выработки тумб и стенки из газобетонных блоков уменьшается, а пласта со стороны массива — увеличивается.

Полученный положительный эффект от использования тумб с распором был следствием того, что тумбы всей своей поверхностью с первого подшага нагрузки включаются в работу по поддержанию выработки, в то время как бутовая полоса тратит на это 32 % от шага нагрузки при  $Ш_0 = 50$  м и 57 % от шага нагрузки при  $Ш_n = 15$  м.

Затраты на реализацию предлагаемого способа в данных горно-геологических условиях являются ограничивающим фактором. Поэтому рациональными параметрами будут те, которые дают максимальную площадь под кривой доли объясненной дисперсии (рис. 2, б) и затраты на реализацию которых меньше, чем при шахтном варианте. К ним относятся: диаметр опалубки  $D_{он} = 0,5715$  м, высота опалубки  $H_{он} = 1,41$  м, шаг установки опалубок  $L_{он} = 1,2$  м, диаметр трубки  $d_{мп} = 0,12$  м, диаметр породы  $d_{ноп} = 5...10$  мм, количество рядов опалубок  $n_{ряд}^{он} = 1$ .

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Выполненные исследования позволили сделать следующие выводы:

1. При использовании тумб с распором в качестве дополнительного охранного сооружения при шаге первой посадки ( $Ш_0 = 50$  м) увеличение модуля деформации ведет к уменьшению площади под кривой доли объясненной дисперсии, при этом она для тумб с распором вне зависимости от модуля их деформации меньше, чем у традиционного охранного сооружения. Это происходит вследствие того, что тумбы с распором включаются в работу раньше традиционного охранного сооружения, что приводит к их быстрому разрушению.

Несмотря на это, использование тумб с максимальным модулем деформации

( $E_{деф. max} = 233$  МПа) позволяет до момента их разрушения сформировать устье магистральной трещины не от растяжения в основной кровле на контакте её с непосредственной, а от сжатия в непосредственной кровле на контакте её с основным охранном сооружением со стороны выработанного пространства.

2. При использовании тумб с распором в качестве дополнительного охранного сооружения при шаге последующих посадок кровли ( $Ш_n = 15$  м) при модуле их деформации  $E_{деф.} = 71-86$  МПа площадь под кривой доли объясненной дисперсии больше, чем у шахтного варианта. Она возрастает, достигая своего максимума при  $E_{деф.} = 86$  МПа. Дальнейшее увеличение модуля деформации тумб ведет к уменьшению площади под кривой, и она достигает своего минимума при  $E_{деф.} = 172$  МПа.

3. Полученный положительный эффект от использования тумб с распором является следствием того, что тумбы всей своей поверхностью с первого подшага нагрузки включаются в работу по поддержанию выработки, в то время как бутовая полоса тратит на это 32 % от шага нагрузки при  $Ш_0 = 50$  м и 57 % от шага нагрузки при  $Ш_n = 15$  м.

4. В условиях шахты «Щегловская-Глубокая» максимальную площадь под кривой доли объясненной дисперсии дают тумбы с модулем деформации  $E_{деф.} = 86$  МПа. В данных горно-геологических условиях затраты на реализацию предлагаемого способа являются ограничивающим фактором и рациональными параметрами тумб являются те, которые дают максимальную площадь под кривой доли объясненной дисперсии и затраты на реализацию которых меньше, чем при шахтном варианте: диаметр опалубки  $D_{он} = 0,5715$  м, высота опалубки  $H_{он} = 1,41$  м, шаг установки опалубок  $L_{он} = 1,2$  м, диаметр трубки  $d_{мп} = 0,12$  м, диаметр породы  $d_{ноп} = 5...10$  мм, количество рядов опалубок  $n_{ряд}^{он} = 1$ .

**Библиографический список**

1. Малышева, Н. Н. Влияние времени вступления в работу охранного сооружения на эффективность поддержания выработки в условиях шахты «Рассвет-1» [Текст] / Н. Н. Малышева // Сборник научных трудов ДонГТУ. — 2020. — № 18 (61). — С. 50–57.

2. Касьян, Н. Н. Лабораторные исследования несущей способности охранных сооружений с распорным элементом [Текст] / Н. Н. Касьян, Н. Н. Малышева, И. Г. Сахно // Геотехническая механика : межвед. сб. науч. тр. — Днепропетровск : ИГТМ НАНУ, 2012. — Вып. 105. — С. 161–168.

3. Сахно, И. Г. Изучение динамики развития деформационных процессов и трещинообразования в породном массиве вокруг выработки, поддерживаемой за лавой [Текст] / И. Г. Сахно, Н. Н. Малышева, В. Е. Нефёдов // Науковий вісник Національного гірничого університету. — 2014. — № 6. — С. 46–51.

4. Каплун, А. Б. Ansys в руках инженера [Текст] : практическое руководство / А. Б. Каплун, Е. М. Морозов, М. А. Олферьева. — М. : Едиториал УРСС, 2003. — 272 с.

© Малышева Н. Н.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СЗПСиГ ДонНТУ Борщевским С. В.,  
к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновым А. А.*

Статья поступила в редакцию 13.02.20.

**Assistant Lecturer Malysheva N. N.** (DonNTU, Donetsk, DPR, rpm@mine.donntu.org)

**INFLUENCE OF TIME OF PILLAR ENTRY INTO SERVICE ON THE EFFICIENCY  
MAINTENANCE OF WORKING IN “SHCHEGLOVSKAYA-GLUBOKAYA” MINE**

*The paper is devoted to study the influence of time of pillar entry into service (presence/absence of a clearance between the roof and the pillar), as well its load-bearing strength on the efficiency maintenance of working. The pillar that comes into service within a day is proposed. Its rational parameters are justified.*

**Key words:** pillar, pedestal with strut, Ansys, area under the curve, fraction of explained variance, modulus of deformation.

**МЕТАЛЛУРГИЯ  
И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

---

**METALLURGY  
AND MATERIAL SCIENCES**



УДК 669.147

*к.т.н. Куберский С. В.,  
к.т.н. Проценко М. Ю.,  
Грязнов В. Д.,  
Семенов В. В.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)*

## ПОВЫШЕНИЕ ВЫХОДА ГОДНОЙ СТАЛИ ПРИ ПЕРЕЛИВЕ ЕЕ ИЗ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША

*С использованием физического моделирования проведен анализ отдельных технологических параметров, влияющих на выход годной стали при переливе ее из сталеразливочного ковша. Показано, что значительное влияние на выход годной стали оказывает процесс образования вихревой воронки в конце перелива. В результате воронкообразования в металлопроводку может попадать покровный шлак, что вызывает необходимость прекращения перелива. Установлены зависимости, описывающие влияние времени выдержки расплава до перелива, массового расхода стали, а также кратковременного прекращения перелива на величину остаточного объема жидкости в модели до момента начала образования вихревой воронки. На основании полученных результатов предложены и опробованы в условиях действующего производства технологические рекомендации для усовершенствования технологии перелива стали из сталеразливочного ковша.*

**Ключевые слова:** *сталь, перелив, физическое моделирование, вихревая воронка, время выдержки, массовый расход, шиберный затвор, перекрытие, металлический остаток, выход годного.*

При разливке чугуна и стали, а также заливке литейных форм в ковше всегда остается шлакометаллический остаток, представляющий собой часть железоуглеродистого расплава и весь находящийся на его поверхности покровный шлак. Наличие металлического остатка (чугуна или стали) в ковше приводит к уменьшению выхода годного металла, что влечет за собой увеличение себестоимости продукции и снижает ее конкурентоспособность на мировом и внутреннем рынках.

На основании ранее проведенных исследований [1, 2] установлено, что на завершающем этапе перелива стали из сталеразливочного ковша при непрерывной разливке образуется вихревая воронка, которая затягивает покровный шлак в металлопроводку и транспортирует его в промежуточный ковш. При этом часть шлака под действием мощных конвективных потоков может попасть в кристаллизатор. Особенно часто это происходит при разливке на МНЛЗ последней в серии плавки. Попадание печного шлака в кристаллизатор вызы-

вает изменение химического состава и свойств шлакообразующей смеси, находящейся на его поверхности, что приводит к нарушению процесса формирования оболочки непрерывнолитой заготовки, ее качества и увеличивает вероятность возникновения прорывов. С целью недопущения подобных ситуаций при появлении шлака в струе перелив стали прекращают, а оставшийся в ковше металл сливают в шлаковую чашу. Следует отметить, что из практики работы кислородно-конвертерного цеха (ККЦ) Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» (АМК) известны случаи прекращения перелива стали из сталеразливочного ковша емкостью 300 т из-за появления в струе частиц шлака при остатке в нем стали до 10 т, что приводит к значительному снижению выхода годного металла.

Аналогичная картина имеет место и при разливке в изложницы, а также при получении чугуновых и стальных отливок. Такая ситуация приводит к снижению выхода годного и возврату части товарной продукции в технологический передел в виде

оборотного лома, что ухудшает технико-экономические показатели производства.

С целью снижения шлакометаллического остатка в сталеразливочном ковше в работе [3], выполненной в условиях действующего производства, было проанализировано влияние технологических параметров процесса получения непрерывнолитого сляба на количество шлака, попадающего в промежуточный ковш в результате образования вихревой воронки в конце перелива стали. В результате проведенных исследований установлено, что время начала развития процесса воронкообразования зависит от:

- физических свойств разливаемой стали, определяемых ее химическим составом и температурой;

- продолжительности цикла внепечной обработки стали на агрегате «ковш-печь» (АКП);

- массовой скорости перелива металла из сталеразливочного ковша, которая зависит от площади проходного сечения металлопроводки, регулируемой шиберным затвором.

**Цель данной работы** заключалась в разработке технологических рекомендаций, способствующих снижению шлакометаллического остатка в сталеразливочном ковше, а следовательно, способствующих повышению выхода годной стали.

**Основная задача**, решаемая в представленных исследованиях, состояла в определении влияния массовой скорости перелива стали из сталеразливочного ковша и дросселирования металлопроводки в конце перелива на момент начала образования вихревой воронки и остаточное количество шлакометаллического остатка в ковше до образования вихревой воронки.

**Объект исследования:** процесс перелива металла из сталеразливочного ковша.

**Предмет исследования:** условия образования вихревой воронки в конце процесса перелива стали.

**Методы исследования:** моделирование процессов перелива стали из ковша на его

физической модели; промышленный эксперимент по определению металлического остатка в шлаковых чашах; обработка экспериментальных данных на ПЭВМ с использованием стандартных пакетов прикладных программ Statistica 64 Version 10 и Microsoft Excel.

При проведении экспериментов на физической модели в качестве жидкости, моделирующей сталь, использовалась вода, гранулы пенопласта моделировали шлак, а запорно-регулирующая арматура в виде полудюймового шарового крана позволяла управлять расходом жидкости при ее переливе по аналогии с шиберным затвором, устанавливаемым на промышленных сталеразливочных ковшах.

Для расчета массовой скорости истечения модельной жидкости из физической модели сталеразливочного ковша необходимо знать площадь проходного сечения шарового крана при различном его открытии. В качестве запорно-регулирующего элемента шарового крана выступает плавающий шар (рис. 1).

Авторами работы [4] исследовано, что при открытии шарового крана и фиксации рукоятки в различных положениях (под различным углом) проходное сечение для истечения рабочей жидкости представляет собой сложную геометрическую фигуру, состоящую из сегментов двух окружностей разных диаметров (рис. 2).

Для определения площади проходного сечения шарового крана использовали схему, представленную на рисунке 3.



Рисунок 1 Конструкция запорно-регулирующего элемента шарового крана

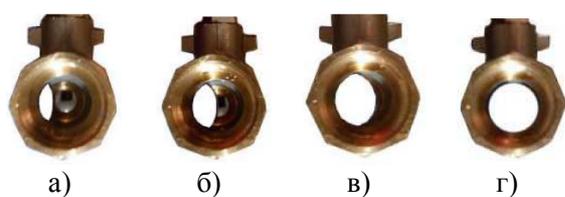
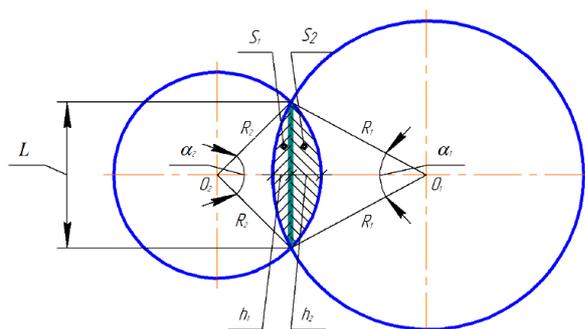


Рисунок 2 Конфигурация проходного сечения шарового крана при открытии затвора на: а — 25 %; б — 50 %; в — 75 %; г — 100 %



О — центр окружности; R — радиус окружности;  $\alpha$  — центральный угол; L — хорда; h — высота сегмента

Рисунок 3 Схема проходного сечения, образующегося при открытии шарового крана

Площадь проходного сечения в соответствии с обозначениями, представленными на рисунке 3, находили по формулам

$$S = S_1 + S_2, \quad S_1 = \frac{1}{2} \cdot R_1^2 \cdot \left( \pi \cdot \frac{\alpha_1}{180^\circ} - \sin \alpha_1 \right),$$

$$S_2 = \frac{1}{2} \cdot R_2^2 \cdot \left( \pi \cdot \frac{\alpha_2}{180^\circ} - \sin \alpha_2 \right).$$

Результаты расчета площади проходного сечения полудюймового шарового крана при различных углах открытия запорно-регулирующей арматуры указаны в таблице 1.

Таблица 1

Площадь проходного сечения при различных углах открытия шарового крана

$\alpha$ , град.	10	20	30	40	50
S, мм <sup>2</sup>	1,8	10,8	29	67,5	80,2
$\alpha$ , град.	60	70	80	90	
S, мм <sup>2</sup>	103,5	120,2	126,3	132,7	

На первом этапе исследований было установлено, что большее время выдержки жидкости в модели до перелива, а также уменьшение массовой скорости ее истечения способствуют более позднему образованию вихревой воронки и затягиванию в нее гранул пенопласта, а следовательно, меньшему остаточному объему жидкости в модели. Это можно объяснить двумя факторами. Во-первых, большая выдержка жидкости способствует некоторому снижению интенсивности образовавшихся после наполнения емкости циркуляционных потоков, что по аналогии может позитивно влиять на потоки, образующиеся в объеме металлического расплава в результате аргонной продувки его при обработке на АКП. Во-вторых, уменьшение проходного сечения канала, через который переливается жидкость, снижает интенсивность развития циркуляционных потоков, что также способствует более позднему воронкообразованию. Зависимости остаточной высоты столба жидкости и ее объема в модели перед началом воронкообразования от угла открытия шарового крана и массового расхода жидкости при переливе показаны на рисунке 4.

Представленные на рисунке 4 зависимости свидетельствуют о значительном влиянии на процесс воронкообразования массовой скорости перелива жидкости. Чем больше площадь проходного сечения, тем при большем остаточном объеме жидкости в модели начинает образовываться вихревая воронка. Поэтому для снижения шлакометаллического остатка в сталеразливочном ковше в конце его опорожнения необходимо снижать площадь проходного сечения металлопроводки, т. е. уменьшать массовый расход стали.

Однако применить такой технологический прием при непрерывной разливке серии плавов практически невозможно ввиду необходимости синхронизации поступления металла из сталеразливочного ковша в промежуточный и из промежуточного ковша в кристаллизатор. Снижение объема

стали, поступающей в промежуточный ковш, при сохранении рабочей скорости разливки вызовет падение уровня металла в нем ниже необходимого для перековшовки. Причем технология серийной разливки предусматривает максимальное наполнение промежуточного ковша в конце перелива стали из сталеразливочного ковша, что необходимо для успешной замены опорожненного ковша на полный.

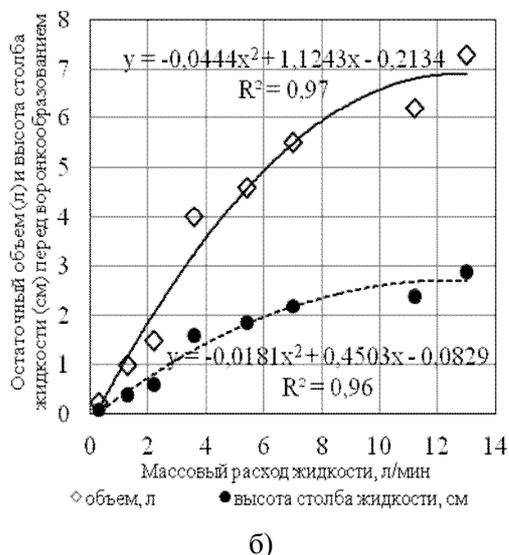
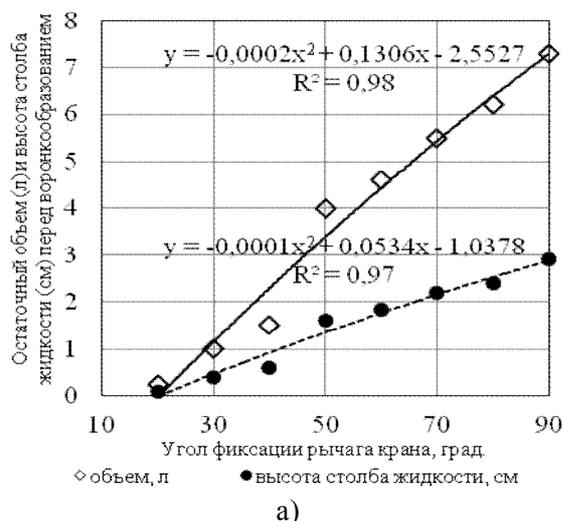


Рисунок 4 Зависимости остаточной высоты столба жидкости в модели и ее объема перед началом воронкообразования от угла открытия шарового крана (а) и массового расхода жидкости при переливе (б)

Тем не менее такой способ дозирования стали для снижения шлакометаллического остатка может быть успешно использован при разливке в изложницы, а также для перелива металла из промежуточного ковша в кристаллизатор при разливке последней в серии плавки. Такой подход может позитивно сказаться не только на выходе годного, но и на повышении качества слябов по усадочной пористости, так как в этом случае можно разливать металл с более низкой скоростью в отличие от общепринятого в настоящее время резкого прекращения подачи стали из промежуточного ковша.

Следующие исследования предполагали определение влияния дросселирования канала сталеразливочного стакана в конце перелива на условия образования вихревой воронки.

Серия экспериментов по моделированию процесса перелива с использованием традиционной технологии позволила установить, что при истечении жидкости через полностью открытый канал шарового крана затягивание гранул пенопласта в образующуюся вихревую воронку (рис. 5) происходит при среднем остатке жидкости в модели в объеме 3,5 л.

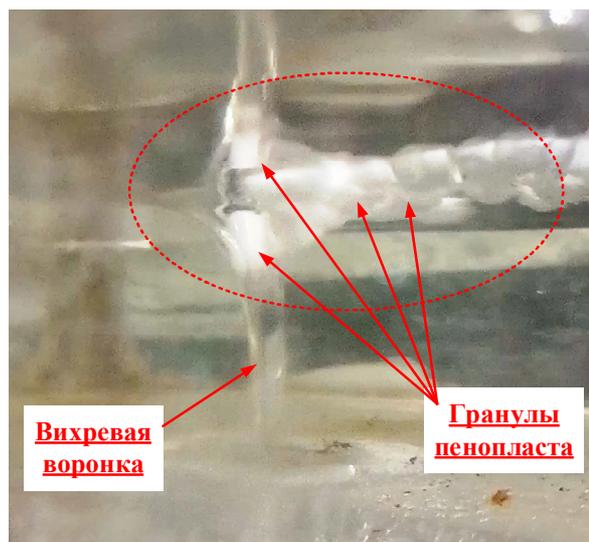


Рисунок 5 Процесс затягивания гранул пенопласта в образующуюся вихревую воронку

Для снижения интенсивности вихревых потоков, которые возникают в процессе наполнения модели жидкостью и усиливаются в процессе ее истечения, было исследовано влияние на их интенсивность и развитие, а следовательно, и на остаточный объем жидкости до образования воронки временного прекращения перелива и последующего перелива при полном открытии канала и с меньшим массовым расходом.

Первая серия экспериментов предусматривала перелив воды из физической модели сталеразливочного ковша при полном открытии арматуры до момента начала затягивания гранул пенопласта в переливной канал (рис. 6).



Рисунок 6 Характер потоков в начале затягивания пенопласта в переливной канал

После начала затягивания пенопласта перелив продолжали примерно 2,5 с, и при остаточном объеме жидкости в модели 3 л перекрывали кран. Среднее количество гранул пенопласта, попадающих в переливной канал, на основании результатов трех переливов составило 73 шт.

Следующая серия экспериментов предусматривала исследование эффективности кратковременного перекрытия переливного канала до момента образования вихревой воронки. Для этого при остаточ-

ном объеме жидкости в модели 4 л проводили полное перекрытие арматуры на 10 с для снижения интенсивности образовавшихся вихревых потоков с последующим полным открытием канала. При использовании такого способа перелива количество гранул пенопласта, попадающих в переливной канал, уменьшилось почти в 2 раза и составило в среднем 40 шт. Полученные результаты свидетельствуют о положительном влиянии кратковременного перекрытия запорно-регулирующей арматуры на процесс подавления интенсивности вихревых потоков, образующихся на заключительной стадии перелива жидкости.

На третьем этапе исследования при остаточном объеме жидкости в модели 4 л, при котором не образуется вихревая воронка, производили полное перекрытие канала шарового крана, а через 10 с открывали его на половину площади проходного сечения. При таком способе перелива затягивание гранул пенопласта в вихревую воронку происходило при среднем остатке жидкости в модели в объеме 1,5 л, т. е. уменьшилось более чем в 2 раза.

На основании полученных экспериментальных данных была предложена новая технология заключительного этапа перелива стали из сталеразливочного ковша для условий ККЦ АМК, которая заключается в следующем:

- при окончании перелива металла из сталеразливочного ковша емкостью 300 т (остаток 25–30 т) производили максимально возможное наполнение промежуточного ковша;
- при остатке в сталеразливочном ковше 5–10 т стали с целью снижения интенсивности циркуляционных потоков в объеме оставшегося металла и более позднего образования вихревой воронки шиберный затвор перекрывали на 8–10 с;
- после выдержки шиберный затвор открывали на половину проходного сечения сталеразливочного стакана, и перелив стали продолжали до появления шлака в струе.

Результаты опытных переливов стали из сталеразливочного ковша в условиях ККЦ

АМК по традиционной и предложенной технологиям представлены в таблице 2. Для анализа были приняты временные промежутки продолжительностью в 10 суток и учитывались шлаковые чаши, заполненные шлакометаллическим остатком с одной МНЛЗ, а чаши, поступающие с разливочного пролета после разливки стали в изложницы, во внимание не принимались.

Остатки металла и шлака после разливки ковша сливаются в шлаковую чашу, которая после наполнения транспортируется на шлаковый двор, где происходит разделение шлаковой и металлической составляющих. Средний вес металлического остатка в шлаковой чаше составил 4,27 т и 5,54 т для нового и традиционного способа перелива стали соответственно. Учитывая тот факт, что в шлаковую чашу сливается шлакометаллический расплав из четырех ковшей, то средний вес металлического остатка в одном ковше при использовании предложенной технологии составил 1,07 т, тогда как при традиционном способе перелива 1,39 т.

Результаты проведенных исследований в производственных условиях свидетельствуют о том, что использование предложенной технологии позволяет увеличить выход годного в среднем на 0,32 т на плавку (~1 кг/т), или на 0,1 %.

Однако необходимо отметить тот факт, что использование предложенной технологии перелива стали из сталеразливочного ковша с кратковременным перекрытием шиберного затвора и последующим окончанием процесса при частично перекрытой металлопроводке негативно сказывается на стойкости шиберных плит. Это обусловлено более интенсивным режимом их работы и дополнительным механическим воздействием переливаемого металла. При низком качестве плит возможен ранний выход из эксплуатации шиберных затворов, что становится причиной выведения из оборота сталеразливочных ковшей. Поэтому при широкомасштабном внедрении предложенной технологии необходимо уделять пристальное внимание этому важному фактору.

Таблица 2

Сравнительные результаты количества металлического остатка, кантуемого в шлаковую чашу при использовании различных технологий перелива

№ суток	Шлаковых чаш, шт.		Металлический остаток, т	
	Б*	Н	Б	Н
1	1	3	5	11
2	2	2	12	8
3	4	1	22	5
4	2	2	10	7
5	4	2	23	9
6	2	2	12	9
7	2	3	9	14
8	1	1	7	4
9	1	3	5	15
10	3	3	17	12
Итого:	22	22	122	94

\*Технологии перелива: Б — базовая, Н — новая.

Тем не менее экономический эффект от реализации предложенной технологии перелива составил 0,437 \$/т (32,644 руб./т), а ожидаемый годовой экономический эффект при плановом производстве на АМК в объеме 2 млн т составит более 65 млн руб./год.

В результате проведенных исследований установлены зависимости, свидетельствующие о том, что для снижения шлакометаллического остатка в сталеразливочном ковше в конце его опорожнения необходимо уменьшать площадь проходного сечения металлопроводки, т. е. массовый расход стали, а также целесообразно кратковременное прекращение перелива с последующим его продолжением при открытии металлопроводки на половину ее проходного сечения.

Такой технологический прием может быть использован при заливке литейных форм, разливке в изложницы, а также переливе последней плавки в серии в случае непрерывного литья. Причем при непрерывной разливке последней плавки в серии целесообразно использовать предложенный способ дозирования и при переливе стали из промежуточного ковша в кристаллизатор.

В ходе дальнейших исследований с использованием физической модели необходимо проанализировать более широкий временной интервал прекращения дозирования жидкости при переливе, а также ис-

следовать характер изученных явлений и эффективность предложенных технологических приемов при переливе жидкости из физической модели промежуточного ковша в кристаллизатор.

### Библиографический список

1. Смирнов, А. Н. Некоторые аспекты возникновения прилипания и прорывов корочки непрерывнолитого сляба в кристаллизаторе [Текст] / А. Н. Смирнов, С. В. Куберский, Е. Н. Максаев // *Электromеталлургия*. — М., 2013. — № 9. — С. 13–21.
2. Смирнов, А. Н. Влияние неметаллических включений на подвисяние и прорыв оболочки непрерывнолитого слитка в кристаллизаторе МНЛЗ [Текст] / А. Н. Смирнов, Е. Н. Максаев, С. В. Куберский, В. Г. Ефремова // *Процессы литья*. — 2015. — № 4. — С. 22–30.
3. Куберский, С. В. Влияние эффекта воронкообразования на параметры процесса непрерывной разливки стали [Текст] / С. В. Куберский, Е. Н. Максаев // *Сборник научных трудов ДонГТУ*. — 2016. — № 4. — С. 61–68.
4. Труфляк, В. Е. Исследование работы элементов конструкции гидросеялки для посева овощных культур [Текст] / В. Е. Труфляк, И. С. Скоробогаченко, В. Ю. Сапрыкин, И. С. Труфляк // *Научн. журнал КубГАУ*. — 2016. — № 116 (02). — С. 1–14.

© Куберский С. В.  
 © Проценко М. Ю.  
 © Грязнов В. Д.  
 © Семенов В. В.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. МЧМ ДонГТУ Должиковым В. В., зам. нач. ЦЛК Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» Тарасовым В. Н.*

Статья поступила в редакцию 01.06.20.

**PhD in Engineering Kuberskiy S. V., PhD in Engineering Protsenko M. Yu., Griaznov V. D., Semenov V. V. (DonSTU, Alchevsk, LPR)**

### INCREASING THE STEEL YIELD BY POURING IT FROM A STEEL LADLE

*Using physical modeling, the analysis of individual technological parameters affecting the steel yield by pouring it from a steel ladle is carried out. It is shown that the formation of a vortex funnel at the end of pouring has a significant effect on the steel yield. As a result of funnel formation, cover slag can get into the metal wiring, thereby necessitating to stop pouring. The dependences describing the influence of melt holding time before pouring, the mass steel spread, as well as the short-term failure of pouring on the value of residual volume of liquid in the model until the beginning of the vortex funnel formation are established. Based on the results obtained, technological recommendations for improving the technology of steel pouring from a steel ladle were proposed and tested in the current production conditions.*

**Key words:** steel, pouring, physical modeling, vortex funnel, holding time, mass spread, sliding gate, overlap, metal residue, yield.

УДК 669.18

к.т.н. Куберский С. В.,  
к.т.н. Романчук А. Н.,  
Романчук Я. А.

(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, [waruk007@gmail.com](mailto:waruk007@gmail.com))

## ИССЛЕДОВАНИЕ МАСООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛА ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ

*В работе приведены результаты физического моделирования процесса перемешивания металла со шлаком в ходе продувки аргоном через одно и два продувочных устройства. Установлены зоны, оказывающие влияние на образование неметаллических включений в стали и срок службы сталеразливочного ковша. Получены зависимости площади раскрытия зеркала металла от расхода модельного газа при продувке через один и два продувочных узла.*

**Ключевые слова:** *шлак, сталь, физическая модель, неметаллические включения, сталеразливочный ковш, агрегат «ковш-печь», окисление, инертный газ.*

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Динамика перемешивания металла со шлаком в процессе его продувки аргоном представляется крайне важным технологическим этапом, определяющим выбор критериев оптимизации параметров продувки для различных стадий внепечной обработки стали [1].

Важным звеном в технологической цепочке получения качественного металла является обработка его на агрегате «ковш-печь» (АКП).

Одной из основных проблем, возникающих в процессе внепечной обработки стали на АКП, является раскрытие зеркала металла при продувке инертными газами. При раскрытии зеркала металла жидкая сталь вступает в реакцию с кислородом атмосферы, что приводит к образованию оксидов, входящих в ее состав легкоокисляющихся элементов, снижению качества стали вследствие загрязнения неметаллическими включениями, снижению выхода годного металла. Поэтому актуальным является усовершенствование технологии внепечной обработки с целью повышения эффективности удаления из жидкой фазы вредных неметаллических включений. Особенно важно решение этой проблемы для металла, разливаемого на машине непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). В этом случае по-

вышенное содержание неметаллических включений не только снижает качество металла, но и может привести к различным аварийным ситуациям вплоть до прорывов.

Источниками кислорода при обработке металла на АКП являются атмосфера рабочего пространства, шлак и футеровка. Вторичное окисление элементов жидкой фазы считается слабо контролируемым процессом [3], что предусматривает поиск эффективных путей снижения интенсивности его развития.

**Постановка задачи.** Изучение характера и интенсивности массообменных процессов, протекающих в сталеразливочном ковше, является важным направлением исследований и способствует разработке эффективных рекомендаций для совершенствования технологии получения качественного металла.

Поэтому основной задачей данного исследования являлось исследование характера перемешивания металла и шлака при различных режимах обработки его на АКП с использованием физического моделирования процесса.

**Объект исследования** — внепечная обработка стали.

**Предмет исследования** — гидродинамика жидкой ванны при продувке расплава аргоном в сталеразливочном ковше.

**Задача настоящих исследований** состояла в изучении процесса перемешивания металла и шлака при продувке расплава через один и два продувочных узла на холодной физической модели.

**Методика исследования.** Процесс моделирования осуществлялся на холодной физической модели сталеразливочного ковша емкостью 300 т, выполненной по геометрическому подобию в масштабе 1:8 к промышленному объекту. Положение продувочных узлов в днище физической модели по радиусу и удаленности от вертикальной оси ковша выбрано в соответствии с их расположением на промышленном объекте. В качестве жидкостей, моделирующих сталь и шлак, применяли, соответственно, воду и машинное масло, имеющие различную вязкость. Для продувки в модели использовали сжатый воздух. В процессе исследований изучали гидродинамику жидкой ванны и газовых потоков при инжектировании газа через одну и две продувочных пробки. Расход продувочного газа на модели может варьироваться от 2 до 28 л/мин, что соответствует расходу аргона на объекте в пределах от 100 до 1400 л/мин. Выбор моторного масла для имитации шлака на поверхности металла объясняется определенной сово-

купностью свойств масла, в т. ч. его диспергированием при контакте с водой. Между моторным маслом и водой обеспечивается низкое межфазное натяжение, что соответствует поведению жидкого шлака на поверхности стали.

**Изложение материала и его результаты.** В ходе продувки сжатым воздухом в модели образуется газожидкостная струя (рис. 1, а), состоящая из мелких пузырьков преимущественно сферической и вытянутой формы, которые, достигая границы раздела вода – масло, увлекают за собой жидкость и образуют в слое масла небольшой бурун, а часть пузырьков выходит на поверхность (рис. 1, б) образуя оголенное пятно.

При расходе сжатого воздуха менее 1 л/мин оголение зеркала воды практически не происходит. Пузырьки газа, достигая границы раздела фаз металл – шлак, проходят через шлаковый покров, не нарушая его и тем самым не оголяя зеркало металла. Слой масла в месте всплытия пузырьков приподнимается, немного вспениваясь.

Необходимо отметить, что такой режим продувки применяется на металлургических предприятиях только для поддержания продувочных пробок в рабочем состоянии для предотвращения их заметалливания.

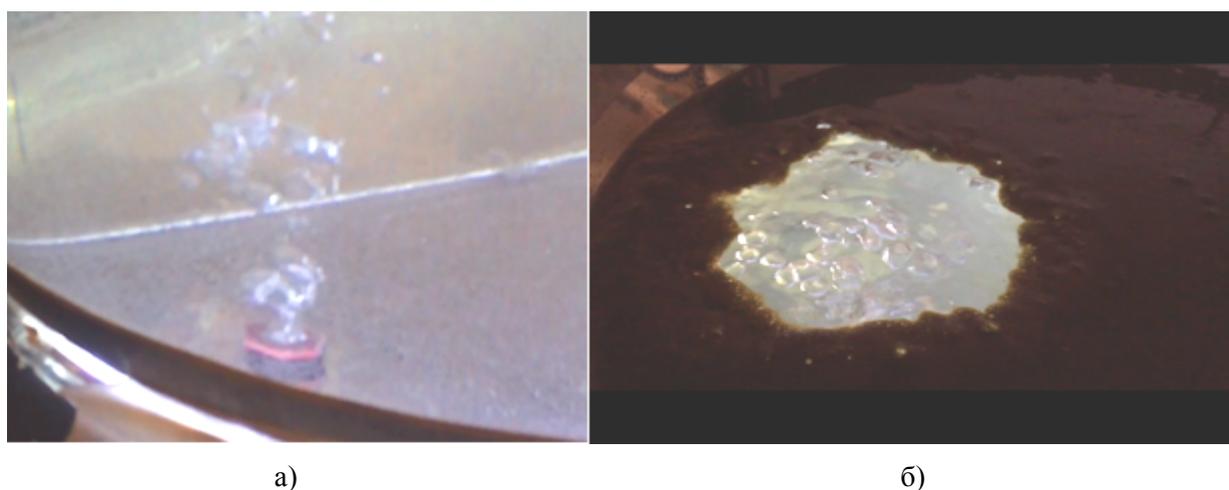


Рисунок 1 Характер входа продувочного газа в жидкую ванну (а) и выход его на поверхность (б)

При увеличении расхода продувочного газа до 2 л/мин и дальнейшей продувке количество пузырьков, их размер и образующееся пятно увеличиваются. При таком режиме продувки масляный покров не вовлекается вглубь внутренними газожидкостными потоками перемешиваемой жидкости и остаётся преимущественно целостным, без видимых раскрытий. На рисунке 2, а показано раскрытие зеркала на поверхности воды при расходе сжатого воздуха 2 л/мин. Указанный расход сжатого воздуха на модели соответствует расходу аргона 100 л/мин на промышленном объекте. Такой расход сжатого воздуха через одну продувочную пробку позволил в лабораторных условиях воспроизвести режим «мягкой» продувки стали через одно продувочное устройство и в точности имитировать поведение шлака на поверхности жидкого расплава. В ходе продувки на модели пузырьки больших размеров на поверхности начинают лопаться, образуя более мелкие, а к ним присоединяются пузырьки, вновь доставляемые газожидкостным потоком. Тем самым, количество пузырьков, образующих пятно на поверхности, растет,

расширяя его размеры. Соответственно, это способствует развитию газлифтного эффекта, что приводит к увеличению доли воды в слое масла (рис. 2, б). На рисунке 2, б показан момент, когда газожидкостная смесь достигает границы раздела фаз вода – масло при расходе воздуха 2 л/мин.

Начиная с расхода сжатого воздуха 5 л/мин, подаваемого через одну пробку, пятно увеличивается в размере и смещается ближе к стенке ковша. Это объясняется тем, что потоки, возникающие вследствие продувки, смещают газожидкостную струю ближе к краю ковша.

При увеличении расхода газа до 7 л/мин, помимо смещения оголённого пятна ближе к краю ковша (рис. 3, а), было замечено смещение части газожидкостного потока ближе к стенке модели, выше середины налива (рис. 3, б). Пузырьки воздуха всплывают, достигая середины высоты налива, и в тот же момент сдвигаются к стенке модели образованными внутри воды потоками. Также важно отметить повышение интенсивности движения газомасляной смеси в зоне выхода пузырьков воздуха.

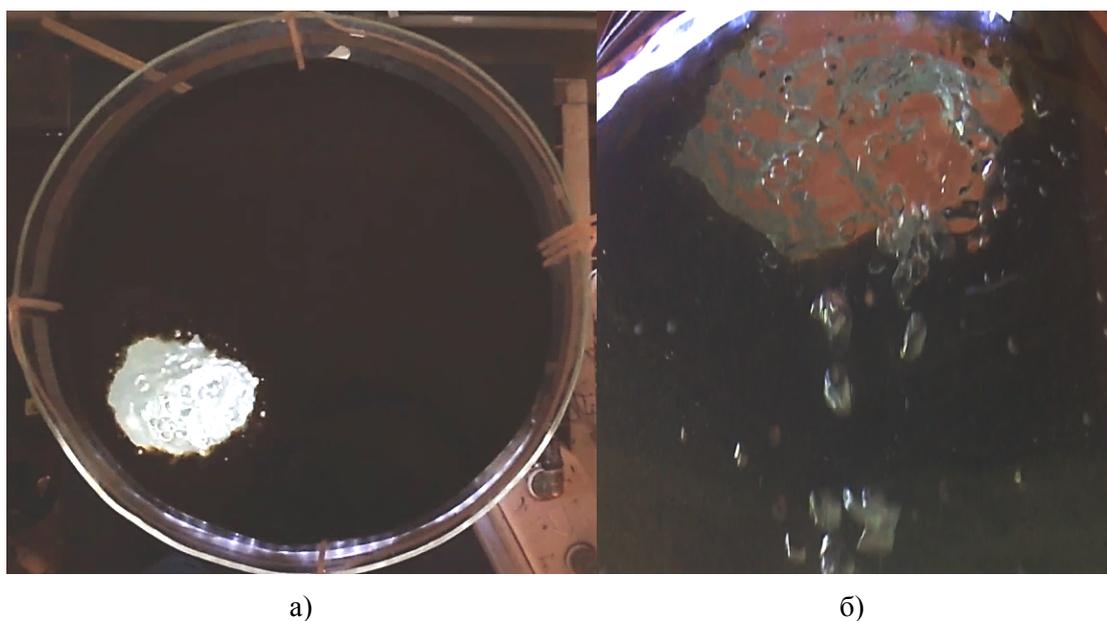


Рисунок 2 Образование продувочного пятна на поверхности (а) и увеличение доли воды в слое масла (б)

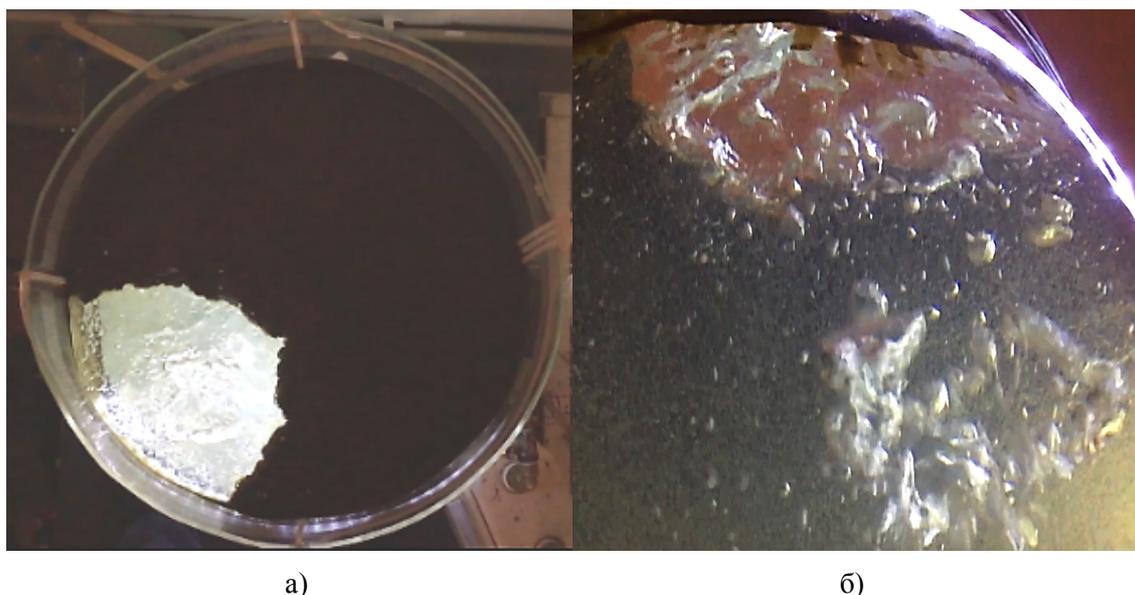


Рисунок 3 Степень оголения зеркала воды при расходе сжатого воздуха 7 л/мин (а) и смещение пузырьков воздуха к стенке модели ковша (б)

Вода с маслом в месте контакта со стенкой ковша совершают колебательные движения (вверх-вниз), что может быть потенциальным местом повышенного износа футеровки на реальном объекте в районе шлакового пояса при продувке через один продувочный узел.

Отмечено, что с увеличением расхода воздуха возрастает скорость всплытия и количество пузырьков. Избыточное количество пузырей, всплывая, вовлекает в траекторию своего движения воду, которая на выходе из жидкой фазы заплёскивается на ближайшую к продувочному устройству стенку ковша, как показано на рисунке 4.

Важно отметить что при продувке через один продувочный узел с расходом воздуха 14 л/мин появился эффект затягивания (вовлечения) мелких частиц масляной фазы, находящейся на поверхности воды, вглубь ее объёма, а остальной масляный покров сдвигался от места выхода газа к противоположному борту ковша.

Диспергированные газожидкостными потоками мелкие масляные образования распространяются по всему объёму модели, циркулируя преимущественно в нижней ее части (рис. 5, а).

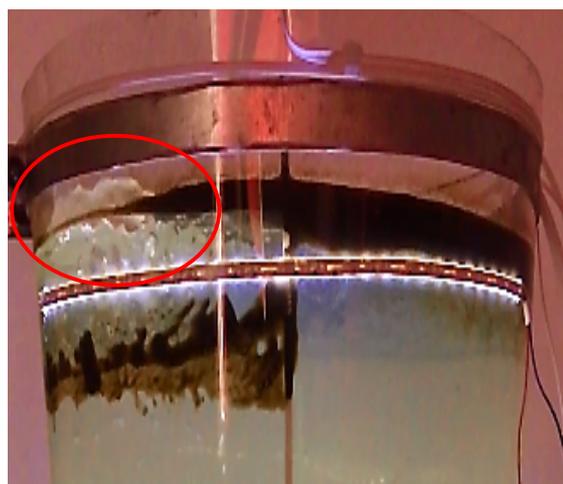


Рисунок 4 Эффект выноса газожидкостным потоком воды на стенку ковша

Более крупные образования так же затягиваются вглубь объёма воды, но в отличие от мелких не опускаются ниже середины ковша, циркулируя в потоке и всплывая в районе оголённого зеркала, как показано на рисунке 5, б.

Установлено, что подача воздуха через один продувочный узел не обеспечивает полного перемешивания объёма жидкости в ковше: процесс перемешивания протекает в объёме ковша ближе к вертикальной

оси продувочного узла. При этом в противоположной от продувочного узла части ковша процесс перемешивания протекает с малой интенсивностью, о чём свидетельствует характер поведения масляных включений в данной зоне ковша.

Путём обработки изображений оголённых областей зеркала воды в редакторе Photoshop были получены данные, которые позволили определить степень раскрытия зеркала воды при продувке через один продувочный узел в процентном соотношении.

На основании полученных данных был построен график зависимости степени раскрытия зеркала воды от расхода воздуха при моделировании продувки через один и

два продувочных узла, а также выведены уравнения регрессии (рис. 6).

Представленные на рисунке 6 данные свидетельствуют о линейной зависимости площади раскрытия зеркала воды от расхода модельного газа.

На втором этапе исследований с использованием физической модели было проанализировано поведение шлака и раскрытие зеркала при продувке металла через два продувочных узла.

По аналогии с предыдущими экспериментами при расходе воздуха менее 1 л/мин оголение зеркала не наблюдалось. Пузырьки газа, достигая границы раздела фаз вода – масло проходили через масляный покров, не оголяя зеркало воды.

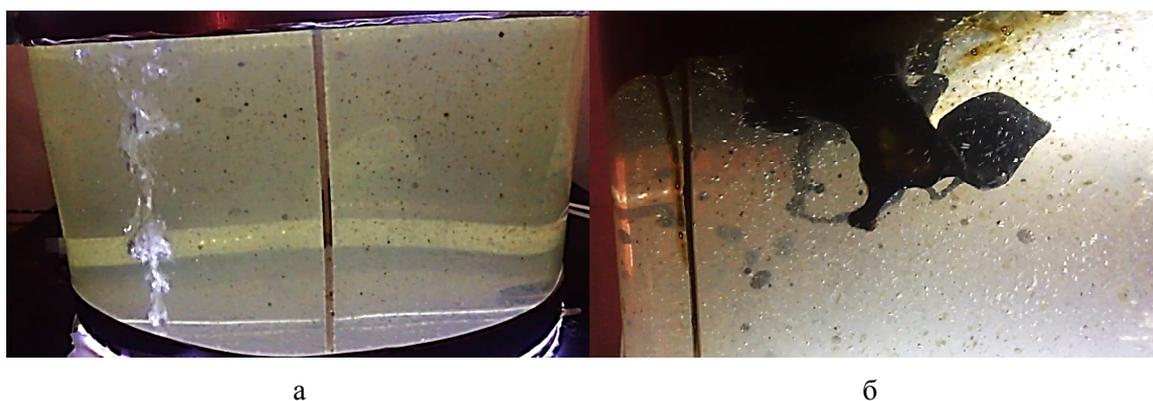


Рисунок 5 Поведение жидкой ванны при расходе продувочного газа 14 л/мин

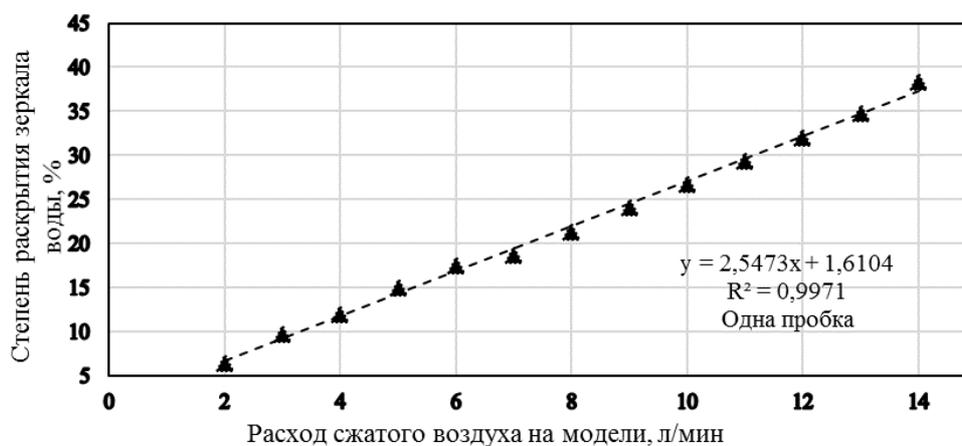


Рисунок 6 Зависимость степени раскрытия зеркала воды от расхода сжатого воздуха на модели при продувке через один продувочный узел

При расходе воздуха 4 л/мин струя газожидкостного потока расширяется, число небольших пузырьков в ней растет, при этом увеличивается и размер буруна жидкости в слое масла. В результате чего образуются пятна, как показано на рисунке 7.

На рисунке 8 показана картина, характерная для достижения газожидкостной смесью границы раздела фаз вода – масло при расходе воздуха 4 л/мин. Также из рисунка видно, что из-за газлифтного эффекта пузырьки воздуха выталкивают воду, и образуется ранее описанный жидкостный бурун на поверхности воды.

При увеличении расхода воздуха до 10 л/мин число пузырьков, достигающих поверхности, увеличивается, и они становятся больших размеров.

Также увеличиваются и размеры пятна оголения воды, как показано на рисунке 9.

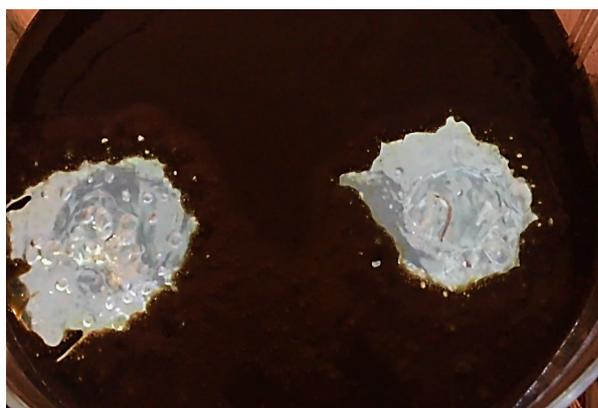


Рисунок 7 Характер оголения поверхности воды при расходе воздуха 4 л/мин



Рисунок 8 Выход газожидкостной смеси на поверхность

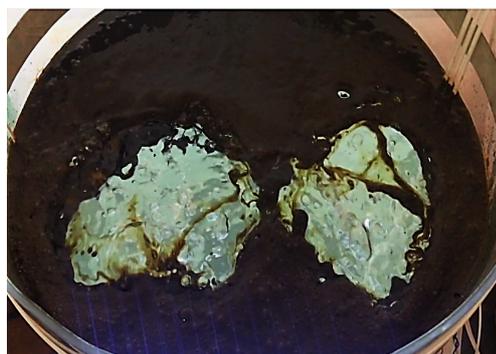


Рисунок 9 Характер оголения поверхности воды при расходе воздуха 10 л/мин

В ходе продувки в слое масла образуются малоскоростные горизонтально направленные потоки, расходящиеся к стенкам модели и увлекающие за собой некоторую часть газовых пузырьков. Также при этом расходе газа появился эффект затягивания порции масла вглубь воды. Часть масла затягивалась вглубь модели, другая же часть сдвигалась к стенке модели. Газожидкостная смесь, достигая фазы вода – масло, дробит масляную фазу на разные по размеру глобулярные масляные образования. Масляные образования затягивались внутренними потоками вглубь воды и распространялись по всему объёму модели, циркулируя преимущественно в средней части модели, как показано на рисунке 10.

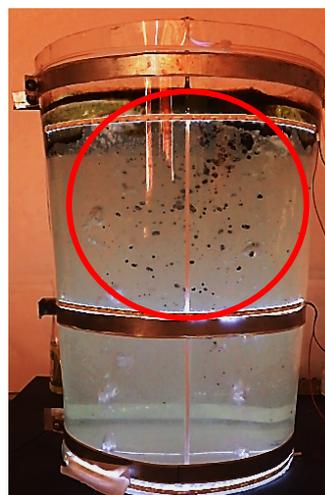


Рисунок 10 Вовлечение порции масла в газожидкостный поток

Важно отметить, что при продувке через 2 продувочных узла затянутае в объеме воды масло циркулирует преимущественно в противоположной от продувочных узлов части объема модели.

При увеличении расхода вдвухаемого газа до 15 л/мин описанные выше процессы протекают более интенсивно, а образующийся жидкостный конус (бурун) имеет больший размер. Характерной особенностью при такой интенсивности продувки жидкости газом является её разбрызгивание. Кроме того, при таком расходе воздуха замечен эффект объединения зон выхода газа на поверхность в одно общее пятно, как показано на рисунке 11.

Циркулирующие на границе раздела газожидкостные потоки захватывали порцию масла и увлекали её объем воды ближе к центру основной восходящей струи. При этом от нее могут отделяться более мелкие порции, позже захваченные потоком. В результате в сосуде образуется зона циркуляции, состоящая из смеси воды, пузырьков воздуха и масляных включений разных размеров.

При расходе газа 28 л/мин наблюдалось интенсивное перемешивание жидкости во всем объеме модели, и большая часть масла затягивалась вглубь. На рисунке 12 показано перемешивание воды и масла, а также возникающие циркуляционные потоки.

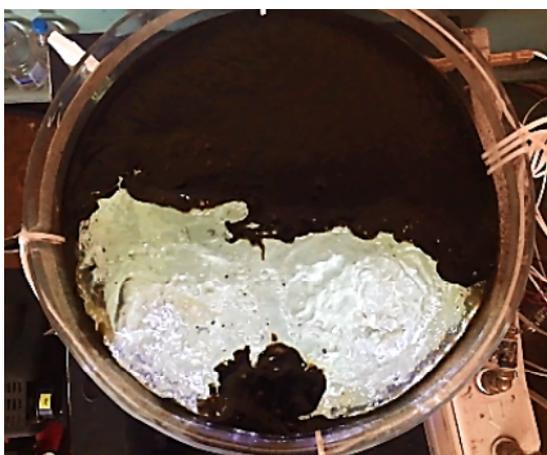


Рисунок 11 Объединения зон выхода газа в одно общее пятно



Рисунок 12 Характер перемешивания при расходе газа 28 л/мин

Отрыв капель масла происходит вследствие взаимодействия поверхности масла с восходящими и нисходящими движущимися циркуляционными потоками. Большое количество капель шлака вовлекается в перемешивание, если газожидкостные потоки взаимодействуют между собой. Слой масла, не участвующий в перемешивании сдвигается к стенке модели противоположной от места выхода пузырьков воздуха. Кроме того, при таком перемешивании большая часть зеркала воды остаётся открытой, как показано на рисунке 13.



Рисунок 13 Раскрытие зеркала воды при расходе воздуха 28 л/мин

Путём обработки изображений оголённых областей зеркала воды в редакторе Photoshop были получены данные, которые позволили определить степень раскрытия зеркала воды при продувке через два продувочных узла в процентном соотношении.

На основании полученных данных был построен график зависимости степени раскрытия зеркала воды от расхода воздуха при моделировании продувки через два продувочных узла, а также выведены уравнения регрессии (рис. 14).



Рисунок 14 Зависимость степени раскрытия зеркала воды от расхода сжатого воздуха на модели при продувке через два продувочных узла

**Выводы и направление дальнейших исследований.** В ходе исследований, выполненных на холодной физической модели, установлено, что вдувание инертного газа в металл оказывает существенное влияние на поведение шлакового слоя, что находится в прямой взаимосвязи с динамикой вторичного окисления стали и вовлечения шлаковой фазы в металлическую ванну.

Вместе с тем наличие двух продувочных узлов способствует увеличению вероятности захвата частиц шлака металлом и перемещения их вглубь ковша. Это явление обуславливается интенсивным перемешиванием области жидкости, расположенной между продувочными узлами. Кроме того, установлено, что:

– при различных расходах вдуваемого воздуха пузырьки газа проникают в масло

в составе газожидкостной смеси, образуя пятно округлой формы на поверхности масла, причем размеры пятна зависят от расхода вдуваемого воздуха и расположения продувочного узла;

– при интенсивной продувке большая часть шлака может вовлекаться в перемешивание и перемещаться вместе с циркуляционными потоками;

– отрыв капель шлака происходит вследствие взаимодействия поверхности шлака с восходящими и нисходящими движущимися циркуляционными потоками;

– при подаче газа в нижней части ковша, вблизи расположения продувочных узлов образуются вихревые потоки.

Дальнейшие исследования будут направлены на разработку режима пульсирующей подачи инертного газа через донные пробки сталеразливочного ковша.

#### Библиографический список

1. Смирнов, А. Н. *Внепечное рафинирование чугуна и стали [Текст] : учебное пособие / А. Н. Смирнов, А. М. Зборицк. — Донецк : ГВУЗ «ДонНТУ», 2012. — 186 с.*

2. Куберский, С. В. Усовершенствование методики моделирования продувки металла инертными газами в агрегате «кови-печь» [Текст] / С. В. Куберский, А. Н. Романчук, Я. А. Романчук // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства : материалы IV Международной научно-технической конференции. — 2019. — С. 127–130.

© Куберский С. В.

© Романчук А. Н.

© Романчук Я. А.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. МЧМ ДонГТУ Должиковым В. В.,  
зам. нач. ЦЛК Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» Тарасовым В. Н.*

*Статья поступила в редакцию 01.06.20.*

**PhD in Engineering Kuberskiy S. V., PhD in Engineering Romanchuk A. N., Romanchuk Ya. A.**  
(DonSTU, Alchevsk, LPR, wapuk007@gmail.com)

#### **INVESTIGATION OF MASS EXCHANGING PROCESSES AT METAL TREATMENT WITH INERT GAS IN A STEEL LADLE**

*The paper presents the results of physical modeling of the process of mixing metal with slag during argon blowing through one and two purging devices. The areas that influence the formation of non-metallic inclusions in steel and the service life of a steel ladle are determined. The dependences of bath level opening area on the model gas flow during blowing through one and two purge nodes are obtained.*

**Key words:** slag, steel, physical model, non-metallic inclusions, steel ladle, ladle furnace, oxidation, inert gas.

УДК 669.18.04:669.89

*к.т.н. Куберский С. В.,  
к.т.н. Проценко М. Ю.,  
Воронько М. И.,  
Заведия В. С.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)*

## УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ЗАТРАТ ПРОЦЕССА ДУГОВОГО ГЛУБИННОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ

*Проведен анализ различных методов определения затрат электроэнергии на процесс дугового глубинного восстановления элементов с точки зрения достоверности регистрируемых величин. Предложена схема, обеспечивающая наиболее высокую точность измерений.*

**Ключевые слова:** *дуговое глубинное восстановление, затраты электроэнергии, электрические параметры, себестоимость, внепечная обработка расплава.*

В металлургии и ряде других отраслей техники для раскисления-легирования стали, получения легированного чугуна и различных сплавов широко используют ферросплавы, а также технически чистые металлы. Улучшение качества и обеспечение специальных свойств конструкционных, коррозионностойких, жаропрочных, жаростойких, прецизионных и электротехнических сталей, специальных литейных чугунов и самых разнообразных сплавов достигается легированием их различными элементами.

Ферросплавная промышленность производит более 100 различных видов и марок простых и сложных ферросплавов.

Среди отраслей промышленности ферросплавное производство является одним из наиболее энерго- и ресурсозатратных и в значительной степени зависит от наличия дешевых сырьевых материалов и источников электрической энергии. В настоящее время исключительно перспективными являются разработка, исследование и внедрение замкнутых технологических схем получения ферросплавов при комплексном использовании минерального сырья, а также промежуточных и конечных продуктов выплавки ферросплавов, что обеспечивает рациональное использование минеральных богатств недр и защиту окружающей среды [1].

Расход электроэнергии при производстве основных видов ферросплавов в зависимости от вида и состава используемой шихты, а также технологии составляет [2, 3]:

– для 78 % ферромарганца 2,6÷6,7 кВт·ч/кг марганца;

– для 17 % и 20 % ферросиликомарганца 3,6÷4,4 кВт·ч/кг и 4,4÷6,1 кВт·ч/кг суммы марганца и кремния соответственно;

– для 45 %, 65 % и 75 % ферросилиция 10,0÷11,2 кВт·ч/кг, 10,9÷11,9 кВт·ч/кг и 11,3÷13,5 кВт·ч/кг кремния соответственно.

Филиал № 13 «Стахановский завод ферросплавов» ЗАО «Внешторгсервис» специализируется на производстве ферросилиция различных марок, в частности ферросилиция с содержанием кремния 45 %, 65 %, 75 % в сплаве. Производство ферросилиция является наиболее энергоемким, а чем больше содержание кремния в сплаве, тем выше энергоемкость его производства. Доля электроэнергии в себестоимости 65 % и 75 % ферросилиция составляет 60 % и 70 % от общих затрат на производство соответственно. Поэтому постоянный рост стоимости на электроэнергию особенно сильно влияет на технико-экономические показатели производства этих сплавов.

В работе [4] предложен метод переработки отходов ферросплавного производства с использованием дугового глубинно-

го восстановления (ДГВ) входящих в их состав полезных элементов непосредственно в железоуглеродистый расплав.

Основная сущность метода ДГВ заключается в восстановлении полезных элементов из определенного вида сырья в зоне электрической дуги с использованием различных восстановителей. Для ДГВ марганца и кремния из металлургических отходов была проведена серия опытов с использованием жидкого расплава. В качестве основного сырья в рудно-восстановительной смеси блоков использовали шлак производства силикомарганца [4].

На проведенных экспериментах, при легировании чугуна марганцем и кремнием, затраты на электроэнергию составили 43–66 % (среднее — 55,6 %) от стоимости внепечной обработки, что свидетельствует о достаточно высокой конкурентоспособности предложенного способа. Такой вывод авторами работы [5] был сделан на основании анализа калькуляций себестоимости процесса производства марганцевых и кремниевых ферросплавов.

Доля затрат на шихтовые материалы в себестоимости марганцевых и кремниевых ферросплавов составляет 30÷40 %. При дуговом восстановлении доля шихты в себестоимости не превышает 10÷15 %, и процесс будет рентабельным, если затраты на электроэнергию будут находиться в пределах 55÷70 %.

Новым направлением исследований по усовершенствованию процесса ДГВ является разработка технологии по извлечению кремния из песка, в котором его содержание может быть больше 97 % [6].

Для описанных выше процессов ДГВ важной является достоверность величины получаемых затрат электроэнергии при таком способе внепечной обработки, так как ее доля в производственной себестоимости достаточно велика, что оказывает значительное влияние на конкурентоспособность и рентабельность процесса ДГВ.

**Основная цель данной работы** предусматривала анализ различных методов оп-

ределения затрат электроэнергии на процесс дугового глубинного восстановления элементов с точки зрения достоверности регистрируемых величин.

**Объект исследования** — процесс внепечной обработки железоуглеродистых расплавов.

**Предмет исследования** — анализ энергетических затрат на процесс ДГВ.

**Основная задача**, решаемая в исследованиях, заключалась в объективной оценке затрат электроэнергии при реализации метода ДГВ. Данная оценка энергозатрат основывалась на анализе трех способов определения расхода электроэнергии на процесс ДГВ.

**Методики исследования.** При проведении исследований использовали стандартные методики подготовки сырья, измерения температуры, отбора и подготовки проб для химического анализа металла. Для оценки затрат электроэнергии использовали различные методы их определения, основанные на расчетах и регистрации электрических параметров процесса. Полученные результаты экспериментальных данных обрабатывали на ПЭВМ с использованием стандартных пакетов прикладных программ Statistica 64 Version 10 и Microsoft Excel.

Для решения поставленных задач в работе были проанализированы затраты электроэнергии на процесс ДГВ с использованием визуально-аналитической оценки затрат, схемы с двумя счетчиками типа СО-И449, а также схемы с анализатором параметров сети ДМК-62.

При визуально-аналитической оценке (ВАО) производили видеофиксацию показаний вольтметра и амперметра, установленных на ТИР-630, с последующим расчетом фактических затрат электроэнергии по величине силы тока и напряжения.

Данный способ показал себя как довольно трудоемкий, не позволяющий достигнуть достаточной точности измерений вследствие присутствия человеческого фактора. Для более точного определения

затрат электроэнергии наиболее рационально использовать стандартные приборы регистрации и учета электрической энергии. В условиях лабораторного комплекса кафедры «Металлургия черных металлов» для этих целей использовали электрические счетчики.

Внепечная обработка методом ДГВ в лабораторных условиях характеризовалась малыми объемами потребляемой энергии ( $0,5 \div 2$  кВт·ч) и небольшой длительностью процесса (до 12 мин) при величине потребляемого тока до 70 А и напряжении 380 В, а также предусматривала применение трансформаторов тока совместно с приборами учета электроэнергии, что уменьшает показания приборов учета в разы (коэффициент уменьшения может составлять 20–40 раз). Показания прибора учета в этом случае составят  $0,0125$ – $0,1$  кВт·ч, что может быть меньше минимального разряда шкалы прибора. Нелинейность нагрузки вызвана применением источника питания электрической дуги ТИР-630, в состав которого входят полупроводниковые приборы и дроссели насыщения, генерирующие высшие гармоники тока, способствующие частичной рекуперации энергии в сеть, что не обеспечивает требуемую точность измерения энергозатрат. Данные электрические параметры накладывают ограничения на выбор приборов учета и способы измерения энергозатрат в процессе ДГВ.

Для измерения количества электроэнергии с помощью приборов регистрации изначально был использован трехфазный индукционный счетчик типа СА4У-И672М класса точности 2, с трансформаторами тока с коэффициентом трансформации, равным 20. Такой счетчик обеспечивает 450 оборотов диска на 1 кВт·ч измеряемого счетчиком количества электроэнергии. Таким образом, минимальная регистрируемая величина — 1 оборот диска (дискретность) — составляет  $0,044$  кВт·ч потребленной электроэнергии. При небольших величинах потребленной в процессе

ДГВ электроэнергии (2 кВт·ч) полученная дискретность не обеспечивала достаточной точности измерений, которая составляла не более  $\pm 0,1$  кВт·ч при общих затратах на процесс  $0,8 \div 2,1$  кВт·ч.

Кроме того, процесс измерения требует визуального подсчета количества оборотов диска счетчика, что доставляет неудобства и зависит от влияния человеческого фактора, а уменьшенные в 20 раз показания существенно снижают точность измерения.

Для повышения точности и удобства измерений была предложена схема на основе двух однофазных прямоходных счетчиков типа СО-И449, класса точности 2, показанная на рисунке 1 (блок А).

Токовая обмотка такого счетчика рассчитана на номинальный ток 40 А, что позволило исключить использование трансформаторов тока. Для согласования обмотки напряжения счетчика с питающей сетью был использован трансформаторный делитель напряжения с коэффициентом деления 2. Помимо обычной цифровой шкалы для повышения дискретности измерений счетчик имеет дополнительную шкалу на 80 делений, которая соответствует  $0,1$  кВт·ч измеряемой счетчиком электроэнергии. С учетом делителя напряжения минимальная регистрируемая одним счетчиком величина — 1 деление дополнительной шкалы — составляет  $0,0025$  кВт·ч потребленной электроэнергии.

Таким образом, дискретность измерений в предложенной схеме повышается в 17,6 раз по сравнению с дискретностью измерений трехфазным счетчиком, что приводит к повышению точности измерений в 2 раза. Точность измерений в этом случае составит  $\sim 2,1$  %.

Недостатком данного метода измерения является наличие трансформаторного делителя напряжения, который не является метрологически поверенным измерительным прибором и требует калибровки, что снижает достоверность полученных результатов измерения.

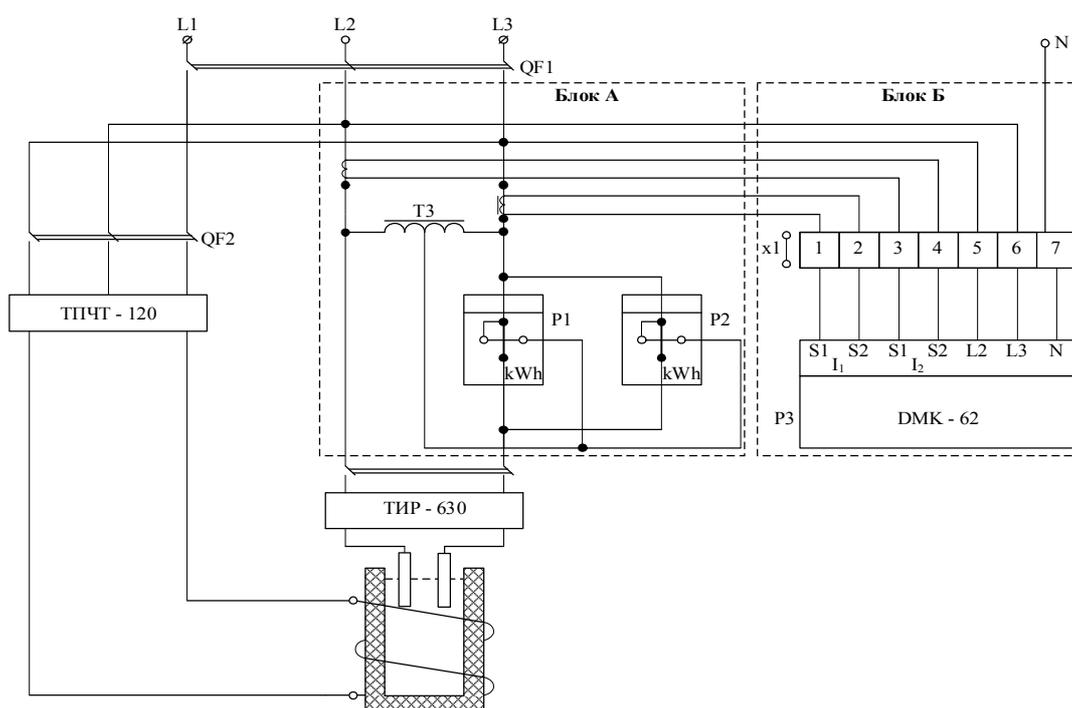


Рисунок 1 Схема измерений затрат электроэнергии при ДГВ с двумя счетчиками СО-И449 (блок А) и ДМК-62 (блок Б)

Для подтверждения достоверности полученных результатов измерения при использовании двух однофазных прямооточных счетчиков типа СО-И449 предложен способ измерения количества электричества с помощью анализатора параметров сети ДМК-62 (рис. 1, блок Б).

ДМК-62 — современный цифровой прибор, сертифицированный в Российской Федерации, имеет класс точности 1 [7]. При помощи установки (ввода) величины коэффициента трансформации по измеряемому току 2000 получена дискретность измерений 0,002 кВт·ч с учетом применения согласующих трансформаторов тока с коэффициентом трансформации 40. Точность измерений прибора ДМК-62 составила  $\pm 1,1\%$ .

Проведенные экспериментальные измерения количества электричества при работе на активную линейную нагрузку зафиксировали, что показания ДМК-62 выше показаний схемы с двумя счетчиками примерно на 2 %, что находится в пределах класса точности прибора.

Следует отметить, что при внепечной обработке железоуглеродистых расплавов методом ДГВ используется источник питания ТИР-630, питающий электрическую дугу, в котором используются дроссели насыщения. Такой комплекс является нелинейной нагрузкой и источником высших гармоник тока.

Согласно данным, представленным в работе [8], нелинейные нагрузки являются генераторами высших гармоник. Получая энергию из энергосистемы по каналу первой гармоники, они частично ее преобразуют в энергию высших гармоник, которая возвращается обратно в сеть и распределяется между другими потребителями. В данных условиях счетчики электрической энергии, рассчитанные на учет электроэнергии, передаваемой с частотой 50 Гц, имеют в 1,5–2,5 раза большую погрешность по отношению к обозначенной классом точности.

Для оценки достоверности определения затрат электроэнергии по различным методам в лабораторных условиях были прове-

## МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

дены четыре серии экспериментальных плавок по обработке чугуна методом ДГВ. Обработку чугуна производили в индукционной сталеплавильной тигельной печи ёмкостью 60 кг (ИСТ-0,06) с использованием источника питания ТИР-630. Для исследований были изготовлены рудно-восстановительные блоки (РВБ) Ø55 мм и Ø50 мм, имеющие различный состав рудно-восстановительной смеси (РВС). В качестве связующих использовали жидкое стекло (ж.с.), цемент и камен-

ноугольный пек (к.п.). РВБ были снабжены комбинированными токопроводящими электродами, состоящими из стальной трубки Ø18 мм, набитой внутри электродной смесью (MgO 11,1 %, графит 71,1 % и к.п. 17,8 %).

Основные технологические параметры и энергетические затраты внепечной обработки железоуглеродистого расплава методом ДГВ с использованием различных способов определения энергозатрат приведены в таблице 1.

Таблица 1

Технологические параметры обработки металла методом ДГВ

Технологические параметры ДГВ	№ РВБ*			
	1	2	3	4
Ø РВБ, мм	55	50	55	55
Вид связки	ж.с.	ж.с.	цемент	к.п.
Состав РВС, %:				
песок	65,5	65,5	45,01	60,40
кокс	27,5	27,5	22,02	12,60
связка	7,00	7,00	23,84	27,00
Масса металла, кг	35,0	34,8	40	39,9
Начальная температура металла, °С	1530	1541	1501	1507
Время обработки, мин	4,02	5,35	1,82	3,35
Сила тока, А	263,8	252,0	295,6	226,8
Напряжение, В	56,3	54,5	53,8	59,1
Подводимая мощность, кВт	14,8	13,7	15,9	13,4
Затраты электроэнергии, кВт·ч:				
ВАО	0,994	1,225	0,481	0,748
два счетчика	0,666	0,857	0,535	0,738
DMK-62	0,710	0,924	0,594	0,802
Масса сгоревшей РВС, кг	0,314	0,215	0,720	0,035
Удельные затраты электроэнергии, кВт·ч/кг РВС	2,261	4,298	0,825	25,063
Прирост кремния в металле, %	0,100	0,080	0,022	0,0220
Степень извлечения кремния, %	34	28	6	82

\*Каждый эксперимент проводили 3 раза и величину исследуемых параметров усредняли.

При внепечной обработке металла методом ДГВ с использованием ВАО полученные затраты электроэнергии составили  $0,481 \div 1,225$  кВт·ч, что в среднем на 21 % выше схемы с двумя счетчиками ( $0,535 \div 0,857$  кВт·ч) и на 13 % выше, чем при использовании прибора DMK-62 ( $0,594 \div 0,924$  кВт·ч). Кроме того, показания, полученные при использовании DMK-62, выше показаний, полученных по схеме с двумя счетчиками, примерно на 8 %.

При проведении измерений прибором DMK-62 были зарегистрированы третья и пятая гармоники тока, а также частичная рекуперация энергии в сеть, что подтверждает нелинейный характер нагрузки. Влияние нелинейности нагрузки отразилось на увеличении различий в показаниях прибора DMK-62 и схемы с двумя счетчиками.

Таким образом, для определения энергозатрат процесса ДГВ могут быть использованы как схема с двумя счетчиками, так

и прибор ДМК-62, причем последний обеспечивает более высокую точность измерений. Снижение показаний индукционных счетчиков по сравнению с показаниями прибора ДМК-62 в сетях с нелинейной нагрузкой вызвано тем, что высшие гармоники тока, возникающие при нелинейных нагрузках, оказывают «тормозящее» действие на вращающийся диск счетчика, поскольку возвращают часть энергии обратно в сеть. Однако для ком-

мерческого учета электроэнергии это не имеет существенного значения, поскольку возвращенная в сеть энергия будет распределена между другими потребителями. Прибор ДМК-62 имеет возможность учитывать отдельно потребляемую и отдаваемую в сеть электроэнергию.

В ходе последующих исследований предполагается продолжить работу с точки зрения повышения точности измерения энергетических параметров.

### Библиографический список

1. Гасик, М. И. Теория и технология производства ферросплавов [Текст] : учебник для вузов / М. И. Гасик, Н. П. Лякишев, Б. И. Емлин. — М. : Металлургия, 1988. — 784 с.
2. Зубов, В. Л. Электрометаллургия ферросилиция [Текст] / В. Л. Зубов, М. И. Гасик. — Днепропетровск : Системные технологии, 2002. — 704 с.
3. Гаврилов, В. Л. Силикотермия марганца [Текст] / В. Л. Гаврилов, М. И. Гасик. — Днепропетровск : Системные технологии, 2001. — 512 с.
4. Проценко, М. Ю. Разработка ресурсосберегающей технологии дугового глубинного восстановления марганца из шлака силикомарганца в железоуглеродистые расплавы [Текст] : дис. ... канд. тех. наук : 05.16.02 / Проценко Михаил Юрьевич ; ДонГТУ. — Лисичанск, 2017. — 191 с.
5. Проценко, М. Ю. Сравнение эффективности легирования металла ферросплавами и методом дугового глубинного восстановления [Текст] / М. Ю. Проценко, С. В. Куберский, В. С. Эссельбах // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2011. — Вып. № 35. — С. 211–220.
6. Куберский, С. В. Использование метода дугового глубинного восстановления для извлечения кремния из песка в железоуглеродистые расплавы [Текст] / С. В. Куберский, М. Ю. Проценко, М. И. Воронько, И. А. Белан // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2019. — Вып. № 14 (57). — С. 37–45.
7. Официальный сайт LOVATO Electric [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.lovatoelectric.com> (10.02.2020).
8. Кириллов, С. В. Снижение погрешности учета электроэнергии в системах электроснабжения с преобладающей нелинейной нагрузкой [Текст] : дис. ... канд. тех. наук : 05.09.03 / Кириллов Сергей Викторович ; РГБ ОД. — Мичуринск, 2006. — 154 с.

© Куберский С. В., Проценко М. Ю., Воронько М. И., Заведия В. С.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. МЧМ ДонГТУ Должиковым В. В., зам. нач. ЦЛК Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» Тарасовым В. Н.*

Статья поступила в редакцию 01.06.20.

**PhD in Engineering Kuberskiy S. V. PhD in Engineering Protsenko M. Yu., Voron'ko M. I., Zavediya V. S. (DonSTU, ALchevsk, LPR)**  
**IMPROVING THE METHODOLOGY FOR DETERMINING THE ENERGY COSTS OF THE ARC DEEP RECOVERY PROCESS**

*The analysis of various methods has been performed for determining power cost on the process of arc deep recovery of elements, in term of reliability of readout. The scheme providing the highest accuracy of measurements is given.*

**Key words:** arc deep recovery, power costs, electrical parameters, cost value, out-of-furnace melt treatment.

**МАШИНОСТРОЕНИЕ  
И МАШИНОВЕДЕНИЕ**

---

**MECHANICAL ENGINEERING  
AND MACHINE SCIENCE**



УДК 621.926.32+531

к.т.н. Власенко Д. А.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

## ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОДНОВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО АГЛОМЕРАТА С ШЕВРОННЫМ РАСПОЛОЖЕНИЕМ ЗУБЬЕВ ЗВЁЗДОЧЕК РОТОРА

*В работе предложен способ аналитического обоснования основных конструктивных параметров роторной одновалковой зубчатой дробилки доменного железорудного агломерата. С помощью основных законов общей механики и механики твердых тел обоснованы математические закономерности для определения величины свободного проникновения пирога агломерата в рабочую зону ротора одновалковой дробилки, усилий, действующих в зоне контактного взаимодействия зубьев звёздочки с поверхностью агломерационного спёка, напряжения в «опасном» сечении аглопирога, возникающего в процессе его дробления, в зависимости от угла их взаимного контакта и угла наклона рабочей поверхности приемного стола. Обосновано использование роторов с шевронным расположением зубьев звёздочек на роторе в процессе дробления агломерата. На основании сравнительного анализа полученных результатов с помощью полученных зависимостей предложены рациональные конструктивные параметры одновалковой дробилки в процессе дробления железорудного агломерата в условиях агломерационного цеха Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис», позволяющие повысить эффективность процесса дробления и снизить содержание некондиционных фракций агломерата в доменной шихте.*

**Ключевые слова:** агломерат, дробление, одновалковая дробилка, шевронное расположение зубьев звёздочек, угол контакта, угол наклона приемного стола, сила контактного взаимодействия, напряжения.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Агломерация является заключительной операцией в комплексе мероприятий по подготовке железных руд к доменной плавке. Главная цель агломерационного производства состоит в том, чтобы превратить мелкий рудный концентрат в более крупные куски — агломерат, использование которого в доменной плавке обеспечивает формирование слоя шихты хорошей газопроницаемости, что является обязательным условием эффективной и высокопроизводительной работы доменной печи [1].

На последнем этапе процесса спекания аглопирог необходимо раздробить на отдельные куски. Для этих целей на большинстве ведущих металлургических предприятий применяют роторные одновалковые зубчатые дробилки [1–3]. Наиболее серьезным их недостатком является переизмельчение агломерата, в результате чего наряду с крупными кусками требуемых

размеров образуется большое количество мелких зерен — 0...5 мм, что снижает выход годного агломерата и негативно влияет на производительность агломашин и технологические показатели доменных печей. Образование мелочи возникает вследствие раздавливания значительной части агломерата лопастями о приемный стол и колосники, а не разламывания пирога относительно его консольной части [3]. При этом наблюдается значительный износ торцевой поверхности зубьев ротора.

Однако от наличия в доменной шихте особо крупных кусков также необходимо избавляться по причине их невысокой прочности при транспортировке и перегрузках, а также из-за того, что они могут создать проблемы при загрузке в доменную печь, особенно в тех печах, где используются бесконусные загрузочные устройства.

Желательно при дроблении агломерата разрушать его не с помощью наложения сжимающих нагрузок, а с использованием

изгиба и растяжения, так как для хрупких материалов предел прочности (критическое напряжение) на сжатие  $\sigma_{сж}$  на один, а то и на несколько порядков выше, чем пределы прочности на изгиб  $\sigma_u$  и растяжение  $\sigma_p$ , что обеспечит снижение нагрузок на рабочие органы дробилки и привод.

**Постановка задачи.** Задачами данной научно-исследовательской работы являются аналитическое исследование и обоснование закономерностей основных параметров при математическом моделировании контактного взаимодействия зуба звёздочки ротора одновалковой дробилки с агломерационным спёком на основании основных положений общей механики и механики деформируемых твердых тел: величины свободного проникновения пирога агломерата в рабочую зону одновалковой дробилки; усилия, действующего в зоне контактного взаимодействия лопасти звёздочки с агломерационным спёком; напряжения в «опасном» сечении излома аглопирога, возникающего при его дроблении, в зависимости от угла контакта поверхности лопасти с поверхностью агломерационного спёка и угла наклона рабочей поверхности приемного стола, а также определение рациональных конструктивных параметров дробильной машины для повышения ее эффективности.

**Изложение материала и его результаты.** Для математического моделирования условий контактного взаимодействия лопасти звёздочки ротора дробилки с агломерационным пирогом в процессе его дробления необходимо определить следующие параметры данного процесса:

- величину свободного проникновения агломерационного пирога в рабочую зону ротора дробилки;
- усилие, действующее в зоне контактного взаимодействия лопасти звёздочки ротора с поверхностью аглоспёка;
- напряжение в сечении пирога, возникающее при его дроблении, в зависимости от угла контакта.

Для определения данных параметров приняты следующие допущения:

- материал ударной рабочей поверхности зуба звёздочки по отношению к материалу дробимого аглопирога — абсолютно твердый, неупругий;
- силами трения при взаимодействии рабочей поверхности лопасти ротора и поверхностью дробимого материала пренебрегаем (вследствие того, что углы контакта меньше угла трения скольжения агломерата по стали);
- условно принимаем, что при взаимном контакте отсутствует относительное движение поверхности звёздочки ротора по поверхности дробимого материала.

При этом для определения предельно возможных параметров контактного взаимодействия принимается изотропность разрушаемого материала.

Для определения основных параметров процесса контактного взаимодействия лопасти звёздочки ротора зубчатой роторной дробилки с агломерационным спёком использовалась математическая модель, основанная на основных законах общей механики и механики деформируемого твердого тела [4, 5].

Схематичное отображение процесса дробления агломерационного пирога в роторной одновалковой дробилке на стадии первичного наложения разрушающих усилий представлена на рисунке 1.

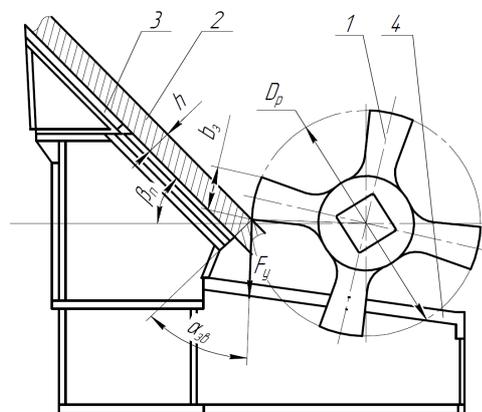


Рисунок 1 Схема первой стадии процесса дробления агломерата в одновалковой зубчатой дробилке

Весь процесс можно разделить на несколько этапов (рис. 1):

– движение аглопирога 2 по поверхности приемного стола 3;

– контактное взаимодействие агломерационного спека с зубьями 1 при проникновении в рабочее пространство ротора, в процессе которого происходит первая стадия его дробления;

– контакт при дроблении кусков агломерата между зубьями звёздочек и поверхностью колосников 4 — вторая стадия дробления.

Для определения величины проникновения аглопирога в рабочую зону лопастей ротора дробилки воспользуемся вторым законом Ньютона (дифференциальным законом механического движения) [4]. Согласно этому закону, линейное движение аглоспека относительно поверхности приемного стола будет описываться следующим уравнением

$$\ddot{a} - g(\sin \beta_n - \mu_a \cos \beta_n) = 0, \quad (1)$$

где  $\ddot{a}$  — ускорение поступательного движения агломерационного пирога относительно поверхности приемного стола,  $\text{м/с}^2$ ;  $g$  — ускорение свободного падения,  $\text{м/с}^2$ ;  $\beta_n$  — угол наклона поверхности приемного стола относительно горизонтали, град;  $\mu_a$  — коэффициент трения скольжения агломерата по стали.

Стандартная процедура решения данного типа дифференциальных уравнений методом интегрирования по частям [6] (для заданных начальных условий при значении  $t=0$ : расстояние, пройденное аглопирогом —  $a=0$ , скорость движения спека —  $\dot{a}=0$ ) дает следующий результат

$$a = \frac{g(\sin \beta_n - \mu_a \cos \beta_n)t^2}{2}, \quad (2)$$

где  $a$  — расстояние, которое пройдет аглоспек за время  $t$  ( $t'$ ) в рабочем пространстве дробилки, м.

Для определения времени  $t$  необходимо рассмотреть процесс выгрузки аглопирога со спекательных тележек агломерационной

машины в рабочее пространство дробилки. В процессе движения паллет аглоспек сбрасывается с них и скользит по приемному столу, при этом за счет шевронного [7] расположения лопастей звёздочек ротора относительно оси вращения (рис. 2) аглоспек упирается в торцевую часть двух или трех зубьев ротора и останавливает свое дальнейшее перемещение в дробилку.

После этого начинается его поэтапное (от одного ряда зубьев звёздочек к другому) проникновение в рабочую зону ротора, определяемое закономерностью (2). В процессе движения край агломерата подвергается разрушению очередной парой лопастей.

Таким образом, в дробилке в случае использования ротора с шевронным расположением зубьев звёздочек на роторе достигается многократное наложение разрушающих нагрузок на аглопирог.

При такой конструкции время свободного движения аглоспека в рабочее пространство дробилки между зубьями соседних звёздочек при их шевронном расположении можно определить по следующим зависимостям:

– для роторов с нечетным количеством звёздочек [7] при их шевронном расположении

$$t = \frac{15 \left( (1 - N_{зв}) b_з + 4\pi^2 D_p \right)}{\pi^2 D_p n_p n_з (N_{зв} - 1)}, \quad (3)$$

где  $N_{зв}$  — количество звёздочек, установленных на валу ротора дробилки;  $b_з$  — длина торцевой поверхности зуба звёздочки, м;  $D_p$  — рабочий диаметр внешней грани звёздочек ротора, м;  $n_p$  — число оборотов вращения ротора в минуту,  $\text{мин}^{-1}$ ;  $n_з$  — количество зубьев на одной звёздочке, установленной на роторе;

– для роторов с четным количеством звёздочек [7]

$$t' = \frac{15 \left( (2 - N_{зв}) b_з + 4\pi^2 D_p \right)}{\pi^2 D_p n_p n_з (N_{зв} - 2)}. \quad (4)$$

На следующем этапе математического моделирования первой стадии дробления агломерата требуется определить усилие, возникающее при контактном взаимодействии лопастей звёздочек ротора дробилки с поверхностью аглопирога при определенных условиях.

Для этого необходимо воспользоваться принципом, предложенным Даламбером [8], условием которого является равновесное состояние нулевого значения главных векторов и моментов действующих внешних сил при их равновесии.

Для определения условий контакта лопастей звёздочки ротора одновалковой

дробилки с агломерационным спёком на рисунке 3 представлена схема действующих на него сил в процессе дробления.

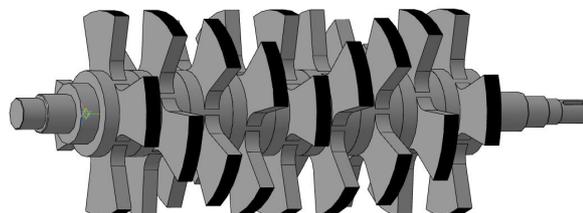


Рисунок 2 Ротор одновалковой зубчатой дробилки с шевронным расположением зубьев звёздочек на валу

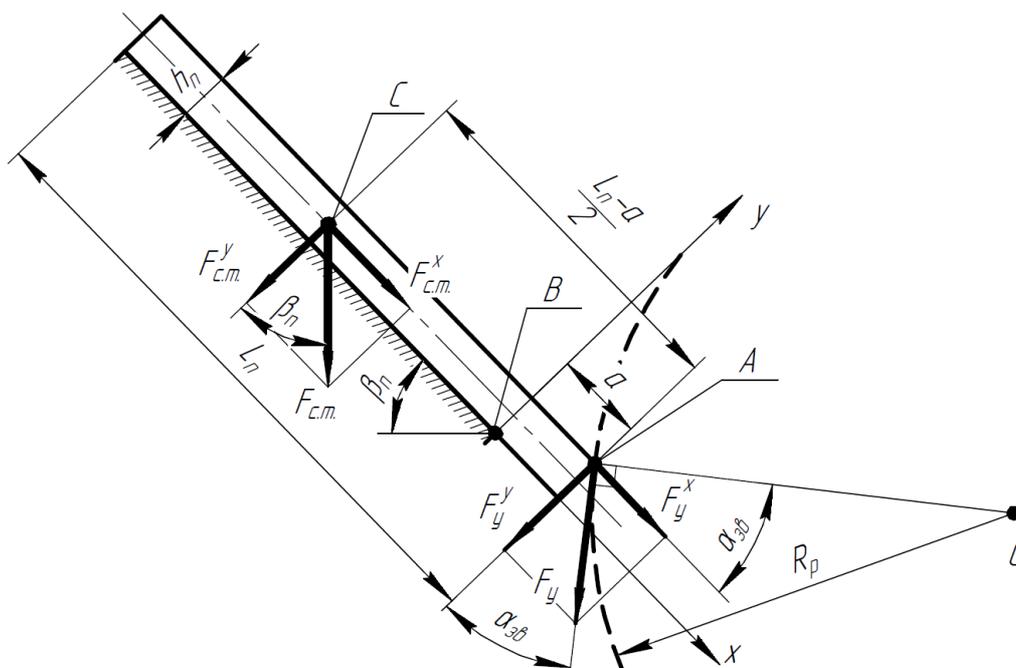


Рисунок 3 Расчетная схема для определения основных параметров контактного взаимодействия рабочей поверхности зубьев одновалковой дробилки с дробимым пирогом агломерата

В данном случае на агломерационный пирог действуют сила тяжести  $F_{c.m.}$  в точке  $C$  и сила  $F_y$ , возникающая при взаимодействии зубьев звёздочек с поверхностью аглопирога в точке их контактного взаимодействия  $A$ .

Расстояние проникновения в рабочее пространство дробилки аглопирога при предварительных расчетах оказалось (при

различных условиях взаимного контакта) на порядок меньше, чем значение длины самого пирога агломерата на поверхности приемного стола, и составило 0,04...0,08 м. При таких условиях силой тяжести выступающей части аглопирога над консольной частью приемного стола можно пренебречь.

Рассмотрим равновесие моментов действующих внешних сил относительно точки  $B$  (точка основания «опасного» сечения

при предполагаемом разрушении разламыванием агломерационного пирога)

$$F_{cm} \cos \beta_n \left( \frac{L_n - a}{2} \right) - F_{cm} \sin \beta_n \frac{h_n}{2} - (5) \\ - F_y a \cos \alpha_{3\theta} - F_y h \sin \alpha_{3\theta} = 0,$$

где  $L_n$  — текущая длина агломерационного пирога (в процессе дробления длина аглоспёка уменьшается вследствие его продвижения в рабочее пространство ротора), м;  $a$  — расстояние от точки взаимного контакта зубьев ротора с поверхностью пирога до сечения его излома (нижней грани приемного стола), м;  $h_n$  — высота спёка, м;  $\alpha_{3\theta}$  — угол между поверхностью лопасти и поверхностью аглопирога при их взаимном контакте (рис. 1, 3), град.

При этом необходимо учитывать, что сила тяжести аглоспёка определяется следующим образом

$$F_{cm} = B_n (L_n - a) \rho_a g h_n, \quad (6)$$

где  $B_n$  — ширина пирога, м;  $\rho_a$  — объемная плотность агломерата, кг/м<sup>3</sup>.

Решение уравнения (5) относительно силы  $F_y$  с учетом зависимости (6) выглядит следующим образом

$$F_y = B_n (L_n - a) \rho_a g h_n \times \\ \times \frac{[(a - L_n) \cos \beta_n - h_n \sin \beta_n]}{2(a \cos \alpha_{3\theta} + h_n \sin \alpha_{3\theta})}. \quad (7)$$

Из анализа составляющих зависимости (7), основанного на практическом опыте, следует, что имеются конструктивно-технологические параметры, менять которые в существующих условиях реального агломерационного производства нецелесообразно: они обусловлены требованиями технологического процесса, и осуществить их без существенных конструктивных изменений агломашины невозможно.

К таким параметрам относятся:

– ширина агломерационного пирога (ширина колосниковой решетки агломерационной тележки);

– высота спёка (обусловлена требованиями технологического процесса).

Таким образом, основными факторами, влияющими на усилия, возникающие при контакте зуба с агломератом, которыми можно оперировать, являются:

– угол контактного взаимодействия поверхности лопасти звёздочки ротора с поверхностью аглоспёка;

– угол наклона поверхности приемного стола относительно горизонтали.

Для проведения дальнейших математических расчетов при определении основных параметров контактного взаимодействия поверхности лопастей ротора дробилки с аглопирогом использовались следующие технико-эксплуатационные характеристики агломашины и самой дробилки: ширина аглоспёка — 2,8 м, высота аглопирога (среднее значение высоты слоя шихты на агломашине Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис») — 0,35 м, длина агломерационного спёка при входе в рабочее пространство ротора дробилки — 1 м, объемная плотность агломерата — 3500 кг/м<sup>3</sup> [9].

На рисунке 4 отображены графические зависимости усилий, действующих на аглопирог в процессе взаимодействия с поверхностью зубьев ротора, при определённых углах контакта  $\alpha_{3\theta}$ .

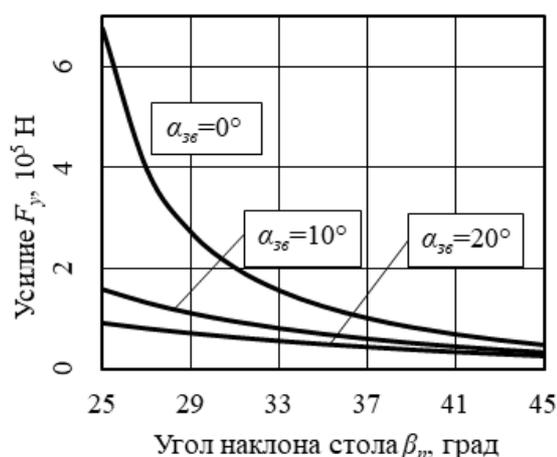


Рисунок 4 Графики зависимостей усилий, действующих на аглопирог, от угла наклона приемного стола

На рисунке 5 отображены графические зависимости усилий, действующих на аглопирог при взаимодействии с зубьями ротора, при различных углах наклона приемного стола  $\beta_n$ .

Из анализа графических зависимостей очевидно, что при увеличении угла наклона поверхности приемного стола существенно уменьшается усилие, действующее на аглопирог при его дроблении, а при уменьшении угла контакта рабочей поверхности с аглопирогом оно резко возрастает, причем характер изменения коэффициента их пропорциональности и в первом, и во втором случае соответствует приращению степенной функции.

На основании полученных результатов напрашивается естественный вывод относительно данного аналитического исследования: для реализации наибольших разрушающих усилий в процессе дробления аглопирог необходимо стремиться к значениям угла контакта с зубьями звёздочек, близким к нулю, а значение угла наклона приемного стола максимально приблизить к величине угла трения скольжения агломерата по стали.

На следующем этапе математического моделирования следует определить напряжения, возникающие в «опасном» сечении агломерационного спёка перпендикулярно поверхности приемного стола, а также при какой остаточной длине пирога  $L_n$  будет обеспечиваться его дробление за счет разламывания. Для этого воспользуемся основными положениями механики деформируемого твердого тела [5].

Изначально разложим действующую на аглопирог силу  $F_y$  на две составляющие: проекцию на ось  $x$ , направленную вдоль вектора движения аглоспёка, —  $F_y^x$  и ее проекцию на ось  $y$  —  $F_y^y$  (рис. 3).

При таком виде нагружения агломерационный пирог испытывает прямой поперечный изгиб от силы  $F_y^y$  и внецентренное растяжение от силы  $F_y^x$ .

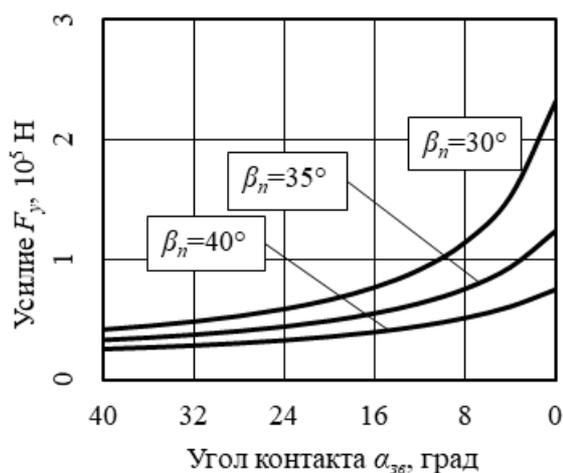


Рисунок 5 Графики зависимостей усилий, действующих на аглопирог, от угла контакта с поверхностью зубьев ротора

Согласно общепринятым постулатам основных положений механики деформируемых твердых тел [5], нормальное напряжение, возникающее в «опасном» сечении предполагаемого излома агломерационного пирога, перпендикулярном поверхности приемного стола, в районе точки  $B$  (рис. 3), определяется по следующим зависимостям [10]:

– напряжение при изгибе от силы  $F_y^y$

$$\sigma_u = \frac{F_y^y a}{W_z}, \quad (8)$$

где  $W_z$  — осевой момент сопротивления поперечного сечения агломерационного спёка [10],  $\text{м}^3$ ;

– напряжение при внецентренном растяжении агломерационного спёка сечения в точке  $B$  от силы  $F_y^x$

$$\sigma_{вр} = F_y^x \left( \frac{1}{B_n h_n} + \frac{h_n^2}{4J_z} \right), \quad (9)$$

где  $J_z$  — полярный момент сопротивления поперечного сечения агломерационного пирога [10],  $\text{м}^4$ .

Тогда суммарное напряжение, возникающее в процессе дробления в «опасном»

сечении аглопирога с основанием в точке  $B$  (рис. 3), с учетом закономерностей (2, 7–9) будет определяться как

$$\sigma_n = \frac{(L_n - a) \rho_a g}{h_n (\tan \alpha_{36} h_n + a)} \times \\ \times [\cos \beta_n (L_n - a - h_n \sin \beta_n)] \times \\ \times [3a + 2h_n \tan \alpha_{36}]. \quad (10)$$

При этом необходимо рассмотреть влияние величины угла контакта лопастей звёздочек ротора с поверхностью агломерационного спёка на величину напряжений, возникающих в «опасном» сечении, при угле наклона поверхности приемного стола, близкого к максимальному значению угла трения скольжения агломерата по стали ( $\mu_a = 0,5$  [11]) —  $\beta_n = 30^\circ$  (рис. 6). При таком расположении приемного стола обеспечивается стабильный сход по его поверхности агломерата в рабочее пространство дробилки, что, как оговаривалось выше, позволяет добиться для данных условий процесса дробления наибольших значений усилия  $F_y$ .

При этом в очередной раз подтверждается, что при минимальных углах контакта зубьев со спёком обеспечиваются наилучшие условия для процесса дробления разламыванием.

Проанализируем значения напряжений в «опасном» сечении агломерационного пирога при уменьшении длины спёка в процессе его дробления (рис. 7).

Из анализа графической зависимости следует, что при достижении аглоспёком определенной длины процесс дробления разламыванием прекращается и аглопирог опрокидывается относительно точки  $B$  (рис. 3). Это объясняется тем, что уменьшается его сила тяжести, а соответственно, и сила  $F_y$ . Вследствие этого напряжение, возникающее в «опасном» сечении, при определенной остаточной длине окажется меньше, чем предел прочности.

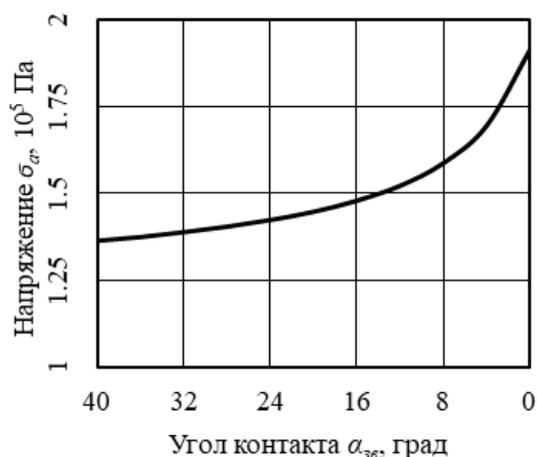


Рисунок 6 График зависимости напряжений, возникающих в «опасном» сечении, от угла контакта с поверхностью зубьев ротора

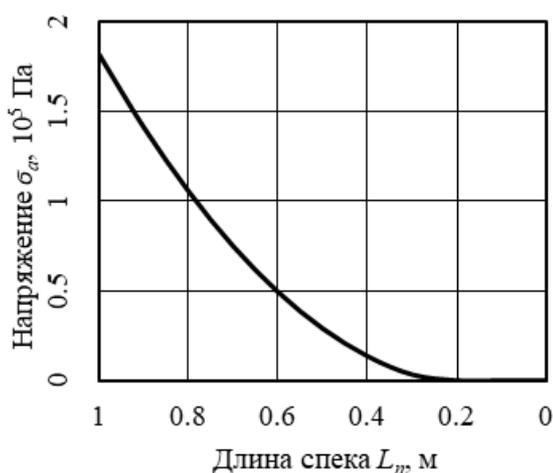


Рисунок 7 График зависимости напряжений, возникающих в «опасном» сечении, от остаточной длины спёка

Следующим этапом является определение степени влияния прочности агломерата на эффективность применения данного способа наложения нагрузок на аглоспёк.

Согласно исследованиям, изложенным в работе [11], предел прочности агломерата на сжатие в горячем состоянии находится в пределах  $\sigma_a^c = 0,6 \dots 2,5$  МПа. Однако при этом необходимо учитывать то, что пределы прочности на изгиб  $\sigma_a^u$  и растяжение  $\sigma_a^p$ , зависящие от значений мо-



Рассмотрим возможность модернизации дробилки в реальных производственных условиях процесса дробления агломерата, представленных на схеме (рис. 9), отгаликиваясь от конструктивных особенностей всей хвостовой части агломашины. Из производственного опыта следует, что расстояние от верхней точки приемного стола, зависящее от расположения хвостового радиуса агломашины и габаритов спекательных тележек, до оси вращения ротора дробилки по горизонтали  $H_1$  и расстояние от верхней точки рабочей поверхности приемного стола до оси вращения ротора по вертикали  $L_1$  изменять не представляется возможным, так как это приведет к существенной модернизации всего узла дробильной машины (привода, фундамента, металлоконструкций и т. д.) и, соответственно, требует значительных капиталовложений при реконструкции.

В этом случае добиться углов контакта, близких к нулю, возможно только за счет изменения угла наклона приемного стола таким образом, чтобы его поверхность была параллельна оси лопасти звёздочки при ее контакте с аглоспёком.

Рассмотрим расчетную схему, представленную на рисунке 9. Учитывая, что  $\tan \gamma_1 = \frac{H_1}{L_1}$ , а  $\sin \gamma_2 = \frac{b_{3\phi} + 2h_n}{2\sqrt{H_1^2 + L_1^2}}$ , тре-

буемый угол наклона приемного стола дробилки относительно горизонтали (при решении треугольника  $OCB$ ) для обеспечения условий взаимного контакта лопасти звёздочки ротора с поверхностью агломерационного пирога параллельно ее оси симметрии определяется как

$$\begin{aligned} \beta_n^* &= \gamma_1 + \gamma_2 = \\ &= \arctan \frac{H_1}{L_1} + \arcsin \frac{b_{3\phi} + 2h_n}{2\sqrt{H_1^2 + L_1^2}}. \end{aligned} \quad (12)$$

В то же время длину рабочей поверхности приемного стола  $L_{nc}$  при условиях,

описанных выше, можно найти по следующей зависимости

$$\begin{aligned} L_{nc} &= \\ &= \sqrt{H_1^2 + L_1^2} - \frac{b_{3\phi} + 2h_n}{4} - a - \frac{D_p}{2}. \end{aligned} \quad (13)$$

Для реализации данных усовершенствований в условиях дробления агломерата в одновалковой дробилке в агломерационном цехе Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» предлагается изменить значение угла наклона поверхности приемного стола с  $\beta_n = 45^\circ$  на  $\beta_n' = 35^\circ$  (рис. 9), при этом его длина (при  $H_1 = 1,15$  м и  $L_1 = 2,02$  м) составит  $L_{nc} = 1,61$  м, а угол контакта (для новой звёздочки) согласно зависимости (13) —  $\alpha_{3\phi}^* = 10^\circ$ . Это обусловлено тем, что в процессе дробления, как описывалось выше, лопасти подвергаются износу, и, соответственно, угол  $\alpha_{3\phi}$  будет изменяться, за счет чего можно увеличить срок эксплуатации звездочек при его значениях, близких к нулю. При этом для повышения срока эксплуатации ротора до замены звездочек угол  $\alpha_{3\phi}$  в дальнейшем можно регулировать изменением формы рабочей поверхности лопасти.

На основании предварительных расчетов определено, что при таких условиях контакта аглоспёка с поверхностью лопасти звёздочки в зависимости от предела прочности агломерата по сравнению с дробилкой, использующейся в условиях агломерационного цеха Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» в настоящее время, можно обеспечить:

- увеличение усилий  $F_y$ , действующих на агломерационный спёк при его дроблении, в 6–11 раз;
- повышение напряжений в «опасном» сечении  $\sigma_n$  в 2–3,3 раза;
- увеличение остаточной длины аглопирога  $L_n$ , обеспечивающей реализацию

дробления аглопирога за счет разламывания, на 30–40 %.

Это даст возможность увеличить долю агломерата, полученного в процессе дробления за счет разламывания его консольной части, а не раздавливания о поверхность приемного стола и колосники, тем самым повысить эффективность процесса дробления и снизить содержание мелкой фракции и кусков, размеры которых выйдут за допустимый «верхний» предел.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** В ходе проведенных исследований определены следующие закономерности от угла взаимного контакта аглоспёка с лопастью звёздочки ротора и угла наклона поверхности приемного стола:

- величины свободного проникновения пирога агломерата в рабочую зону одновалковой дробилки;
- усилий, действующих в зоне контактного взаимодействия зубьев звёздочки с поверхностью агломерационного спёка;
- напряжений в «опасном» сечении пирога, возникающих в процессе его дробления;
- остаточной длины аглоспёка, обеспечивающей дробление агломерата разламыванием.

### Библиографический список

1. Коротич, В. И. *Агломерация рудных материалов [Текст]* / В. И. Коротич, Ю. А. Фролов, Т. Н. Бездежский. — Екатеринбург : ГОУ ВПО «УГТУ–УПИ», 2003. — 400 с.
2. *Механическое оборудование металлургических заводов. Механическое оборудование фабрик окускования и доменных цехов [Текст] : учеб. пособ. для вузов* / В. М. Гребеник [и др.]. — К. : Выща школа, 1985. — 312 с.
3. Власенко, Д. А. *Комплексный анализ особенностей эксплуатации дробильно-измельчительного оборудования в агломерационном производстве [Текст]* / Д. А. Власенко // *Инновационные перспективы Донбасса. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов.* — Донецк : ДонНТУ, 2019. — Т. 3 — С. 150–154.
4. Тарг, С. М. *Краткий курс теоретической механики [Текст]* / С. М. Тарг. — М. : Высшая школа, 2010. — 416 с.
5. Сивухин, Д. В. *Общий курс физики. Т. 1. Механика [Текст]* / Д. В. Сивухин. — [5-е изд.]. — М. : Физматлит, 2006. — 560 с.
6. Демидович, В. П. *Дифференциальные уравнения [Текст]* / В. П. Демидович, В. П. Моденов. — СПб. : Лань, 2008. — 288 с.
7. Пат. 196194 Российская Федерация, МПК В02С 4/00, В02С 4/28, В02С 4/30. *Ротор одновалковой зубчатой дробилки* / Д. А. Власенко, А. П. Жильцов, Э. П. Левченко, В. В. Мороз,

Выявлено существенное влияние данных параметров на эффективность процесса дробления агломерата в одновалковой дробилке.

Предложены зависимости для обоснования угла наклона приемного стола и его длины для конкретных конструктивно-технологических условий одновалковой дробилки.

Обоснована рациональность использования роторов с шевронным расположением зубьев звёздочек в процессе дробления агломерата.

Перспективным направлением исследования процесса дробления агломерата в одновалковой зубчатой дробилке является экспериментальное определение уточненных значений пределов прочности на сжатие, изгиб и растяжение для более точного математического описания изучения основных параметров процесса разрушения агломерата разламыванием в одновалковой дробилке.

В настоящее время такие работы проводятся в Донбасском государственном техническом университете с привязкой к условиям агломерационного цеха Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» в г. Алчевске.

А. С. Мяжков ; заявитель и патентообладатель Липецкий гос. техн. ун-т. — № 2019137708 ; заявл. 21-11-2019 ; опубл. 19-02-2020, бюл. № 5. — 6 с. : ил.

8. Курс теоретической механики [Текст]. Т. 1 / под ред. К. С. Колесникова. — М. : изд. МГТУ им. Н. Э. Баумана, 2002. — 735 с.

9. Рябчиков, М. Ю. Модель разрушения металлургического агломерата [Текст] / М. Ю. Рябчиков // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. — М. : МИСиС. — 2016. — Т. 59. — № 3. — С. 159–166.

10. Сопротивление материалов с основами теории упругости и пластичности [Текст] / Г. С. Варданян [и др.]. — М. : Изд-во АСВ, 1995. — 573 с.

11. Борискин, И. К. Интенсивная механическая обработка агломерата. Теория, оборудование, технология [Текст] / И. К. Борискин, Г. А. Арыков, А. Н. Пыриков. — М. : МИСиС, 1998. — 248 с.

12. Нескоромных, В. В. Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ [Текст] : учеб. пособ. / В. В. Нескоромных. — Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2015. — 396 с.

13. Что нужно знать о сопротивлении материалов [Текст] : учеб. пособ. / под ред. В. С. Жернакова. — М. : Машиностроение, 2001. — 276 с.

14. Литвинский, Г. Г. Развитие единой теории прочности и закономерности разрушения [Текст] / Г. Г. Литвинский // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2019. — Вып. 13 (56). — С. 5–18.

© Власенко Д. А.

*Рекомендована к печати к.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТУ Куберским С. В., д.т.н., проф., зав. каф. АТ ЛНУ им. В. Даля Замотой Т. Н.*

Статья поступила в редакцию 26.05.20.

**PhD in Engineering Vlasenko D. A. (DonSTU, Alchevsk, LPR)**

#### **JUSTIFICATION OF DESIGN AND TECHNOLOGICAL PARAMETERS OF A SINGLE-ROLL CRUSHER OF IRON-ORE SINTER WITH A CHEVRON ARRANGEMENT OF ROTOR SPROCKET TEETH**

*The paper offers a method for analytical substantiation of the main design parameters of a single-roll rotary toothed crusher of a blast-furnace iron-ore sinter. Using the fundamental laws of general mechanics and mechanics of rigid bodies the mathematical patterns were justified to determine the amount of free penetration of sinter pie into the operating area of the rotor of single-roll crusher, forces acting in the zone of contact interaction of the sprocket teeth with the surface of sinter cake, stress in the “dangerous” section of sinter cake arising in the process of its crushing, depending on the angle of their mutual contact and the angle of operating surface of the receiving roll table. The use of rotors with a chevron arrangement of sprocket teeth on the rotor in the process of sinter crushing is justified. Based on a comparative analysis of the results obtained using the obtained dependencies, rational design parameters of a single-roll crusher in the process of crushing iron-ore sinter in the sinter shop of Branch № 12 CJSC “Vneshtorgservis” are proposed, which allow increasing the efficiency of crushing process and reducing the content of oversized sinter in the blast-furnace burden.*

**Key words:** sinter, crushing, single-roll crusher, chevron arrangement of sprocket teeth, contact angle, angle of inclination of the receiving roll table, force of contact interaction, stress.

УДК 621.59(075.8)

к.т.н. Рутковский Ю. А.,

к.т.н. Пененин Р. Р.,

к.т.н. Рутковский А. Ю.

(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, gem2007@mail.ru)

## ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ РЕЗОНАНСНО-АКУСТИЧЕСКОГО НАДДУВА ПОРШНЕВЫХ КОМПРЕССОРОВ

*Рассмотрены результаты экспериментальных исследований влияния резонансных колебаний давления во всасывающей системе на режимы работы поршневых компрессоров Краснодарского компрессорного завода. Определены зоны всасывающей системы, при которых компрессор работает в оптимальных режимах, что дает значительный экономический эффект.*

**Ключевые слова:** поршневой компрессор, резонансные колебания давления, всасывающая система, резонансно-акустический наддув.

В настоящее время на промышленных предприятиях России, ЛНР и ДНР работает большое количество воздушных и газовых поршневых компрессоров типа L Краснодарского машиностроительного завода. За длительное время эксплуатации (более 15–20 лет) компрессоры утратили свои первоначальные показатели, в результате чего производительность снизилась более чем на 20 % при значительном возрастании удельной мощности. При работе поршневых компрессоров в результате периодических процессов всасывания во всасывающей системе, состоящей из фильтра, трубопроводов, всасывающих клапанов и цилиндра, могут возникать интенсивные колебания давления, которые при определенных условиях способны оказывать существенное влияние на наполнение цилиндра газом [1].

Особенно сильное влияние на наполнение цилиндра воздухом оказывают резонансные колебания давления, размах амплитуды которых, как показали исследования, достигает 0,03–0,05 МПа. Наилучшим вариантом является совпадение максимального давления в акустической волне с моментом закрытия всасывающих клапанов. В этом случае компрессор развивает наибольшую производительность, что составляет сущность резонансно-акустического наддува. Назовем длину всасывающего трубопровода, соответст-

вующую максимальной подаче компрессора, оптимальной по производительности,  $L_{рез.опт}$ . Оптимальным можно считать и сам режим работы компрессора с резонансной длиной и максимальной производительностью. Однако существуют и другие оптимальные режимы, соответствующие, например, минимальному удельному расходу энергии.

Поршневые компрессоры являются весьма энергоемкими машинами, мощность привода которых достигает 1000 кВт и более.

**Целью** работы является поиск и использование внутренних резервов поршневых компрессоров для повышения эффективности их работы.

**Идея** работы состоит в использовании резонансных колебаний давления для повышения плотности газа в цилиндре и, как следствие, повышения массовой производительности.

**Объектом** исследования являются воздушные поршневые компрессоры типа L Краснодарского компрессорного завода.

В связи с вышесказанным следует рассмотреть такие **задачи исследования**:

1) экспериментальным путем получить зависимости основных параметров — производительности  $Q$ , мощности  $N$ , удельной мощности  $N_{уд}$  — от длины всасывающего трубопровода;

2) выяснить характер поведения пульсаций давления (амплитуды, фазы) в заре-

зональной зоне относительно МТ и их влияние на эффективность наддува;

3) определить значение длины всасывающего трубопровода, соответствующей резонансу по главной ( $m=2$ ) гармонике;

4) выяснить физическую сущность сдвига фазы колебания и ее влияние в процессе всасывания;

5) определить оптимальные зоны всасывающей системы на производительность и удельную мощность.

**Изложение результатов исследования.** На рисунке 1 представлены экспериментальные зависимости влияния переменной длины всасывающего трубопровода  $L_{вс}$  на производительность  $Q$  ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ), мощность  $N$  (кВт) и удельную мощность  $N_{уд}$  ( $\text{кВт}/(\text{м}^3/\text{мин})$ ) компрессора ВП-20/8М.

Эти зависимости могут быть названы резонансно-акустическими характеристиками компрессора. На рисунке 2 изображен компрессор ВП-50/8М со всасывающим трубопроводом переменной длины.

Методика испытания компрессоров состояла в том, что всасывающий трубопро-

вод в начале отключался, а затем наращивался отрезками труб длиной 0,25–0,5 м. При каждой фиксированной длине измерялись: производительность, мощность, температура. Пневмоэлектрическим индикатором МАИ-2 записывались циклограмма колебания давления и индикаторные диаграммы в координатах  $p-\alpha$  (где  $\alpha$  — угол поворота коленчатого вала).

Анализ резонансно-акустических характеристик компрессора ВП-20/8М (см. рис. 1) показывает, что максимальные производительности компрессора имеют место при двух значениях резонансных длин всасывающего трубопровода  $L_{рез1}=3,8$  м и  $L_{рез2}=14$  м. Они соответствуют резонансам колебаний давления по 2-й гармонике вынуждающих импульсов.

При первой резонансной длине ( $L_{рез1}=3,8$  м) производительность возросла на 8,5 % (с  $21,2 \text{ м}^3/\text{мин}$  до  $23 \text{ м}^3/\text{мин}$ ), потребляемая мощность повысилась на 10 кВт, удельная мощность приобрела максимальное значение  $5,6 \text{ кВт}/(\text{м}^3/\text{мин})$ , что выше первоначального значения на 4,7 %.

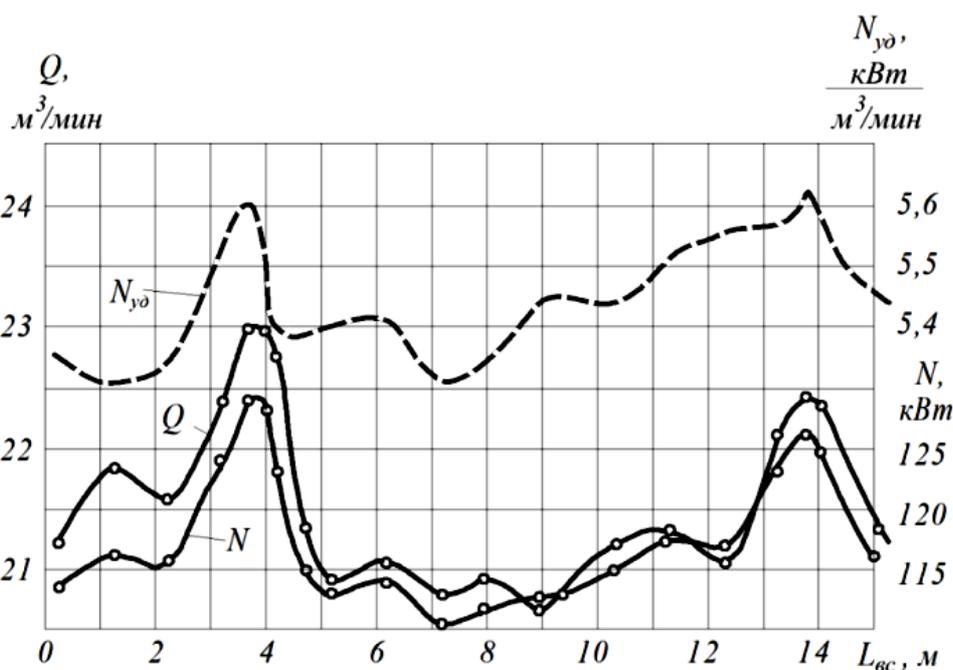


Рисунок 1 Зависимость производительности  $Q$ , мощности  $N$  и удельной мощности  $N_{уд}$  компрессора ВП-20/8М от длины всасывающего трубопровода  $L_{вс}$

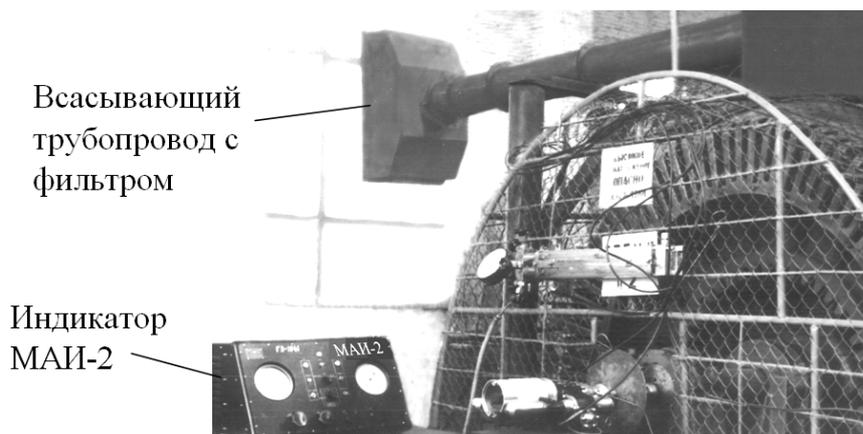


Рисунок 2 Компрессор ВП-50/8М на стенде Краснодарского компрессорного завода в период испытания на резонансный наддув

При повторном резонансе ( $L_{рез 2} = 14$  м) эффективность наддува снизилась до 6 %, что является следствием увеличения сопротивления всасывающей трубы в связи с удлинением.

Однако удельная мощность осталась на прежнем уровне, как и при  $L_{рез 1}$ . Как видно из поведения кривой (см. рис. 1)  $N_{уд} = f(L_{вс})$ , наименьшая удельная мощность имеет место в зарезонансной зоне длин всасывающего трубопровода, в данном случае при  $L_{вс} = 7 \div 7,2$  м.

Для компрессора ВП-50/8М минимум  $N_{уд}$  соответствует  $L_{вс} = (1,1 \div 1,4) L_{рез}$  [1]. Подобная картина имеет место для всех испытанных компрессоров.

Явление снижения удельной мощности в зарезонансной области всасывающей системы можно объяснить следующим обра-

зом. При переходе системы через резонанс, как это следует из теории механических и акустических колебаний [2], происходит сдвиг фазы колебания на  $90^\circ$  по отношению к мертвым точкам положения поршня. В результате смещения фазы колебания происходит не только перераспределение давления по ходу поршня, но и уменьшение затрат мощности на всасывание.

На графике (рис. 3) затраты мощности при всасывании в компрессоре ВП-50/8М в режиме резонанса, равные 17 кВт, снизились до 6,2 кВт в зарезонансной зоне, т. е. в 2,74 раза.

Результаты испытаний компрессора ВП-50/8М представлены в работах [1, 4]. Отметим, что производительность компрессора в резонансном режиме возросла на 15,4 % с  $52$  м<sup>3</sup>/мин до  $60$  м<sup>3</sup>/мин.

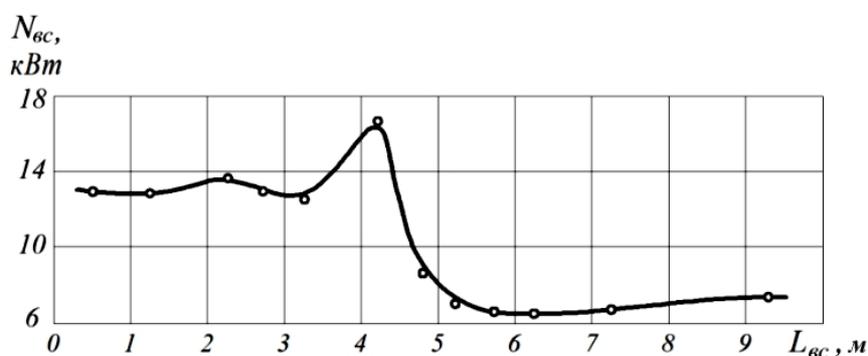


Рисунок 3 Влияние длины  $L_{вс}$  всасывающего трубопровода компрессора ВП-50/8М на потери мощности на всасывание  $N_{пот.вс}$  при использовании кольцевых клапанов

Как показал анализ индикаторных диаграмм, построенных в координатах «давление — ход поршня», наполнение цилиндра воздухом в зарезонансной зоне продолжается при обратном движении поршня, так как самодействующие всасывающие клапаны при сдвиге фазы колебания давления относительно мертвых точек не могут закрыться из-за нарастающего давления в акустической волне (рис. 4). Это явление улучшает наполнение цилиндра воздухом, увеличивая дополнительно производительность компрессора, что отражается на удельной мощности (см. рис. 1).

Как видно, картина взаимосвязи между колебаниями давления и моментами открытия и закрытия всасывающих клапанов, определяющих в конечном итоге эффективность резонансного наддува, сложна, противоречива и пока недостаточно изучена. Но подобное явление, как показывают факты, имеет место для всех испытанных компрессоров. Для выяснения всех сторон этого явления необходимы дальнейшие исследования. В таблице 1 представлены фактические значения резонансных длин испытанных компрессоров, а также их расчетные значения для новых проектируемых компрессоров.

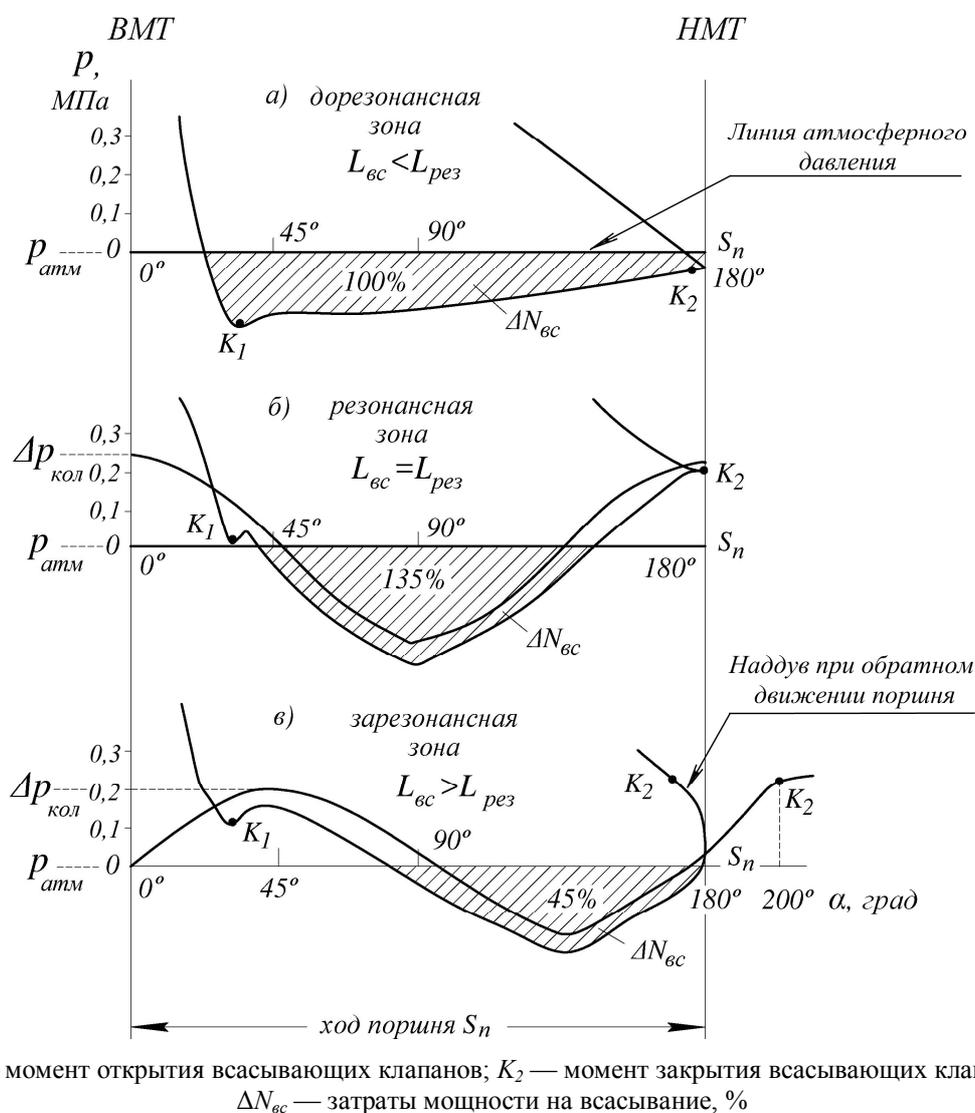


Рисунок 4 Давление в цилиндре поршневого компрессора ВП-50/8М для разных зон всасывающей системы при различных углах поворота  $\alpha$  коленчатого вала

Таблица 1

Резонансные параметры компрессоров

Тип компрессора	Частота вращения вала $n$ , об/мин	Диаметр цилиндра 1-й ступени $D_1$ , мм	Радиус кривошипа $R$ , мм	Диаметр всасывающего трубопровода $d_{тр}$ , мм	Расчетная резонансная длина всасывания трубопровода $L_{рез,р}$ , м	Фактическая резонансная длина $L_{рез}$ , м	Номинальная производительность $Q$ , $\text{Нм}^3/\text{мин}$	Производительность $Q_p$ , $\text{Нм}^3/\text{мин}$	Номинальная мощность $N$ , кВт	Мощность резонансного режима $N_p$ , кВт	Тип всасывающих клапанов (К — кольцевые, П — прямочные, Т — тарельчатые)	
5Г-100/8	187	880	225	450	10,7	10,7	100	106			К	
2ВГ	167	900	215	450	12,2	11,7	90	95,4	625	663	К	
55В	167	900	215	400	11,4	11,0	90	95,4	625	663	К	
ВП-50/8М	375	600	150	250	4,8	4,1	52,0	60	275	317	К	
ВП-50/8М	375	600	150	250	4,8	4,1	50,5	57,5	280	317	П	
ВП-20/8М	500	380	110	225	4,2	3,8	20	23,3	100	130	П	
2ВМ4-20/4	600	450	75	225	3,8	Не испытывались	20	23,3	90	103	П	
2ВМ4-54/3	750	370	75	225	2,8		54	63	151	169	П	
302ВП-10/8М	735	300	62	150	2,9		10	11,65	57	64	П	
305ВП-30/8	500	470	110	250	4,8		30	35	159	178	П	
4ВМ-2,5-14/41	980	330	55	200	2,2		14	16,3	155	173	К	
2ГМ4-54/3	750	450	75	225	2,7		54	63	153	171	П	
3ГП-20/8	500	400	105	200	4,2		20	23,3	120	134	П	
4С2ГП-10/8М	735	300	62	150	2,9		10	11,65	47	53	П	
ЗиФ ШВКС-5	980	200	55	100	2,0		1,50	4,65	5,25	34	38	Т

Выбор оптимальных режимов работы компрессоров зависит от определения резонансной длины всасывающего трубопровода с достаточной для практики точностью.

Вычисление длин, приведенных в таблице 1, велось по формуле, учитывающей переменный за время всасывания объем цилиндра и момент закрытия всасывающих клапанов. Вывод формулы представлен в работе [3].

Расчет по предлагаемой формуле дает ошибку в определении расчетных значений по сравнению с фактическими не более 5 %, что для практики использования допустимо.

Выбор оптимальных зон всасывающей системы должен определяться технико-экономическим сравнением.

Расчеты показывают, что общий экономический эффект от внедрения резонанс-

но-акустического способа интенсификации и дисковых клапанов нового поколения составит на одну компрессорную станцию из 4-х компрессоров ВП-50/8М более 2,5 млн рублей в год [4].

**Выводы.** Проведенные исследования позволили получить следующие результаты:

1. Резонансно-акустический наддув является эффективным средством интенсификации поршневых компрессоров. Благодаря наддуву производительность компрессора ВП-20/8М повышена на 8,5 % при  $L_{вс} = L_{рез} = 3,8$  м и на 6 % при  $L_{рез} = 14$  м, производительность компрессора ВП-50/8М с кольцевыми клапанами возросла на 11,6 % и на 15,4 % с прямоточными клапанами [1].

2. Сдвиг фазы резонансных колебаний относительно мертвых точек оказал влияние на уменьшение потерь мощности при

всасывании, способствовал наполнению воздухом цилиндра 1-й ступени при обратном движении поршня и увеличению производительности компрессора.

3. По удельной мощности наиболее экономичной зоной для поршневых компрессоров типа L с цилиндром двойного действия в 1-й ступени является зарезонансная зона. Здесь имеют место наименьшие затраты мощности на всасывание.

4. Проведены уточненные расчеты по определению резонансных длин всасывающих трубопроводов компрессоров, выпускаемых Краснодарским компрессорным заводом, и определены возможные

нагрузки на электродвигатель в резонансных режимах.

5. Экспериментально установлено, что в резонансных режимах имеет место ухудшение теплового режима 1-й ступени. Температура воздуха на выходе из 1-й ступени может увеличиваться на 20 °С [1].

6. Следует считать, что назрела объективная необходимость в теоретических и экспериментальных исследованиях для получения резонансно-акустических характеристик эксплуатируемых и проектируемых компрессорных машин. Характеристики должны быть включены в справочную литературу с целью использования их на практике.

### Библиографический список

1. Гогин, Ю. Н. *Оптимальные режимы работы поршневых компрессоров [Текст]* / Ю. Н. Гогин, Ю. А. Рутковский, М. Г. Усачев // *Вестник Машиностроения*. — 1963. — № 11. — С. 47–51.
2. Поль, Р. В. *Механика, акустика и учение о теплоте [Текст]* / Р. В. Поль. — М. : Наука, 1971. — 480 с.
3. Рутковский, Ю. А. *Исследование колебаний давления во всасывающей системе поршневого компрессора при движении газа в ней с дозвуковой скоростью [Текст]* / Ю. А. Рутковский, В. И. Ризун, В. В. Найчук, А. Ю. Рутковский // *Сб. науч. тр. ДонГТУ*. — 2016. — Вып. 46. — С. 57–63.
4. Рутковский, Ю. А. *Резонансные характеристики поршневых компрессоров с самодействующими клапанами нового поколения и их роль в повышении эффективности пневматического оборудования промышленного производства [Текст]* / Ю. А. Рутковский, В. В. Найчук, А. Ю. Рутковский // *Сб. науч. тр. ДонИЖТ*. — 2016. — Вып. 43. — С. 43–58.

© Рутковский Ю. А.

© Пепенин Р. Р.

© Рутковский А. Ю.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СГ ДонГТУ Литвинским Г. Г.,  
нач. ЦЛАМ филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» Мирошниченко А. В.*

*Статья поступила в редакцию 26.05.20.*

**PhD in Engineering Rutkovsky Yu. A., PhD in Engineering Pepenin R. R., PhD in Engineering Rutkovsky A. Yu. (DonSTU, Alchevsk, LPR, gem2007@mail.ru)**

### **THE MAIN DEPENDENCIES OF RESONANCE-ACOUSTIC SUPERCHARGE OF PISTON COMPRESSORS**

*There have been reviewed the investigational studies of influence of resonance pressure oscillations in suction system on operating regime of piston compressors of Krasnodar Compressor Plant. The areas of suction system were determined, where the compressor operates in optimal regimes that give a significant economic effect.*

**Key words:** *piston compressor, resonance pressure oscillations, suction system, resonance-acoustic supercharge.*

УДК 621.926.9

Павлиненко О. И.,  
к.т.н. Власенко Д. А.,  
к.т.н. Левченко Э. П.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ПРИВОДА РОТОРНОГО УДАРНОГО ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛЬНОЙ КОЛОТОЙ ДРОБИ

*В работе предложена методика определения мощности привода роторно-ударного измельчителя стальной колотой дроби. На основании уравнения Лагранжа второго рода предложена математическая закономерность для определения величины крутящего момента, требуемого для обеспечения вращательного движения ротора с молотами в процессе раскалывания материала. С помощью полученных результатов обоснована зависимость для определения мощности привода ударного измельчителя для раскалывания стальной дроби.*

**Ключевые слова:** ударный роторный измельчитель, стальная колотая дробь, уравнение Лагранжа второго рода, мощность, крутящий момент.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Область применения сферической и остроугольной стальной колотой дроби довольно широка. Машиностроение и металлургия, авиа- и автомобилестроение, прочие сферы промышленности активно используют этот материал для дробеструйной и дробеметной обработки.

Для исключения недостатков используемых в данное время шаровых мельниц и валковых дробилок [1] (в том числе: переизмельчение дробимого продукта по причине многократного ударного нагружения шарами, низкая производительность валковых дробилок и, вследствие этого, высокая энергоемкость процессов) при изготовлении колотой дроби рекомендуется использовать в качестве способа разрушения сырья стесненный центральный удар [2]. Такой принцип наложения разрушающей нагрузки исключает переизмельчение материала и снижает энергозатраты [2, 3], за счет чего повышается эффективность процесса раскалывания в целом. Вследствие этого для реализации предлагаемого метода рекомендуется использовать ударный роторный измельчитель с падающими молотами [2, 3].

**Постановка задачи.** Задачами данной работы являются аналитическое исследо-

вание и обоснование закономерностей основных энергосиловых параметров предлагаемого ударного роторного измельчителя, реализующего приготовление остроугольной дроби путем раскалывания стальной дроби округлой формы.

**Изложение материала и его результаты.** Для определения мощности двигателя в первую очередь необходимо определить значение крутящего момента на валу ротора измельчителя, требуемого для обеспечения вращательного движения ротора молотов.

Крутящий момент будет зависеть от трех основных величин: момента, необходимого для преодоления сил трения молотов и скребка о материал, находящийся на рабочей поверхности корпуса, момента сил тяжести от веса ударников и момента, возникающего от сил трения в подшипниковых опорах [4]

$$M_p = M_{mp} + M_m + M_{mp.n.}, \quad (1)$$

где  $M_{mp}$  — момент от сил трения молотов и скребка о материал по внутренней рабочей поверхности дробилки;  $M_m$  — момент сил тяжести ударных элементов;  $M_{mp.n.}$  — момент от сил трения в подшипниковых опорах ротора.

Для определения требуемого крутящего момента, создаваемого электродвигателем для обеспечения вращательного движения ротора и процесса выдачи дробы, необходимо рассмотреть условия, при которых молот, а затем скребок взаимодействуют с массивом расколотой дробы и увлекают за собой определенное количество материала, перемещая его по внутренней поверхности корпуса к выгрузному отверстию (рис. 1). При этом часть материала скатывается под действием силы тяжести в нижний сектор рабочей поверхности корпуса и захватывается скребком, а затем выдается через выгрузное отверстие.

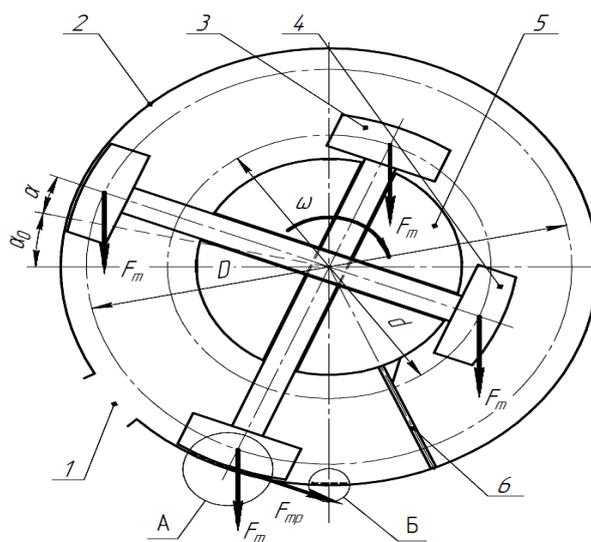
На вал ротора при его вращательном движении и поступательном движении ударных элементов относительно направляющих ротора действуют следующие моменты: от силы трения  $F_{mp}$ , возникающей при взаимодействии рабочей поверхности одного из ударников со слоем дробимого материала в зоне контакта с корпусом ударной мельницы, вращающий момент  $M_p$ , передаваемый от электродвигателя, приложенный к валу ротора, а также от силы тяжести молотов  $F_m$ .

Для этих условий необходимо определить закономерность, по которой изменяется крутящий момент  $M_p$ , приводящий во вращательное движение ротор измельчителя с ударниками.

Для определения закономерности, по которой изменяется величина крутящего момента на валу ротора, используется уравнение Лагранжа второго рода [5, 6]. В качестве обобщенной координаты принимается угол  $\alpha$  поворота молотов ротора относительно горизонтальной оси координат  $x$  (рис. 1)

$$\frac{d}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial \dot{\alpha}} \right) - \frac{\partial T}{\partial \alpha} = Q_\alpha, \quad (2)$$

где  $T$  — кинетическая энергия системы «ротор — молоты», Дж;  $Q_\alpha$  — обобщенные силы, действующие на систему, Н.



1 — выгрузное отверстие; 2 — рабочая поверхность корпуса, 3 — молот в нижнем положении; 4 — молот в верхнем положении; 5 — ротор; 6 — скребок;

A — зона взаимодействия молота с материалом при движении к выгрузному отверстию; Б — зона ударного контакта материала с молотом

Рисунок 1 Расчетная схема для определения крутящего момента на валу измельчителя

Чтобы найти обобщенные силы  $Q_\alpha$ , соответствующие обобщенной координате, сообщим системе возможное перемещение, т. е. зададим углу  $\alpha$  возможное приращение.

В сумму элементарных работ задаваемых моментов на возможном перемещении  $\delta\alpha$  войдут работа крутящего момента от электродвигателя  $M_p$ , работа момента силы трения при взаимодействии ударника или скребка с материалом на поверхности корпуса  $M_{mp}$ , работа момента от силы тяжести ударников  $M_m$  и работа сил трения в подшипниковых опорах  $M_{mp.n}$ .

$$\begin{aligned} \delta A_\alpha &= Q_\alpha \delta\alpha = \\ &= (M_p - M_{mp} - M_m - M_{mp.n}) \delta\alpha. \end{aligned} \quad (3)$$

После выгрузки порции готового продукта происходит взаимодействие скребка с оставшейся дробью в нижней части корпуса. Таким образом, действие силы тре-

ния при контакте с материалом продолжаться на всем участке движения ротора от нижнего положения до угла  $\alpha = \frac{\pi}{2}$ .

При определении текущих и максимального значений требуемого крутящего момента необходимо рассматривать движение ударного элемента и ротора на двух участках рабочей поверхности корпуса (относительно центра вращения ротора) (рис. 1):

1) при движении молотов в секторе  $0^\circ \dots \alpha_0$  (значение угла положения оси молотов относительно горизонтали, при котором начинается относительное движение штока ударного элемента по направляющим при вращательном движении ротора [3]);

2) при движении ударных элементов в секторе углов  $\alpha_0 \dots \frac{\pi}{2}$ .

Для обоих случаев момент от силы трения молота по дробе определяется как

$$M_{mp} = F_{mp} R = m_m g \cos \alpha R f_2, \quad (4)$$

$$x(t) = \frac{R-r}{2} - \frac{1}{4\omega^2} \left( \begin{array}{l} 2g(\sin(\alpha_0 + \omega t) - f_1 \cos(\alpha_0 + \omega t)) + \\ + e^{\omega t} [\omega^2(r-R) + g(\cos \alpha_0(1-f_1) + \sin \alpha_0(1+f_1))] - \\ - e^{-\omega t} [\omega^2(R-r) + g(\cos \alpha_0(1+f_1) - \sin \alpha_0(1-f_1))] \end{array} \right), \quad (6)$$

где  $f_1$  — динамический коэффициент трения скольжения материала рабочей поверхности ударных элементов по раскалываемому материалу и корпусу;  $\omega$  — угловая скорость вращательного движения ротора измельчителя,  $c^{-1}$ ;  $t$  — время движения системы «ротор — молоты»,  $c$ ;  $e$  — основание натурального логарифма.

При этом момент сил тяжести молотов в процессе относительного движения штоков ударных элементов по направляющим

где  $m_m$  — масса молота,  $kg$ ;  $g$  — ускорение свободного падения,  $m/c^2$ ;  $R$  — радиус вращения молотов в их верхнем положении относительно центра вращения ротора 3 (рис. 1),  $m$ ;  $f_2$  — коэффициент трения материала молота по материалу дробы.

Момент от сил тяжести для ударного элемента в нижнем положении

$$M_{m1} = F_m (r - R) \cos \alpha = m_m g (r - R) \cos \alpha, \quad (5)$$

где  $r$  — радиус вращения молотов в их нижних положениях относительно центра вращения ротора,  $m$ .

Для ударного элемента в верхнем положении 4 (рис. 1) необходимо рассмотреть движение системы при углах поворота ротора  $\alpha \leq \alpha_0$  и  $\alpha \geq \alpha_0$ . В этом случае плечи сил тяжести будут изменяться в зависимости от пройденного ударным элементом расстояния по направляющим относительно оси вращения ротора, определяемого по следующей зависимости [3]

ротора измельчителя определяется по закономерности

$$M_{m2} = F_m (r - R + 2x(t)) \sin \alpha = m_m g (r - R + 2x(t)) \sin \alpha. \quad (7)$$

С учетом того, что угол поворота молотов ротора ударного измельчителя  $\omega t = \alpha$ , аналитическое выражение (6) принимает следующий вид

$$x(\alpha) = \frac{R-r}{2} - \frac{1}{4\omega^2} \left( \begin{array}{l} 2g(\sin(\alpha_0 + \alpha) - f_1 \cos(\alpha_0 + \alpha)) + \\ + e^\alpha [\omega^2(r-R) + g(\cos \alpha_0(1-f_1) + \sin \alpha_0(1+f_1))] - \\ - e^{-\alpha} [\omega^2(R-r) + g(\cos \alpha_0(1+f_1) - \sin \alpha_0(1-f_1))] \end{array} \right). \quad (8)$$

С учетом зависимости (8) формула (5) приобретает вид

$$M_{m2} = m_m g (r - R + 2x(\alpha)) \cos \alpha. \quad (9)$$

Тогда сумма элементарных работ действующих моментов на возможном при-

$$\left| \begin{aligned} \delta A_\alpha &= (M_p + m_m g [(r - R)(\cos \alpha + \sin \alpha) - 2Rf_2 \cos \alpha]) \delta \alpha, & \text{если } \alpha \leq \alpha_0, \\ \delta A_\alpha &= (M_p + m_m g [(r - R + 2x(\alpha)) \cos \alpha - (R - r) \sin \alpha - 2Rf_2 \cos \alpha]) \delta \alpha, & \text{если } \alpha \geq \alpha_0. \end{aligned} \right. \quad (10)$$

Обобщенные силы

$$\left| \begin{aligned} Q_\alpha &= M_p + m_m g [(r - R)(\cos \alpha + \sin \alpha) - 2Rf_2 \cos \alpha], & \text{если } \alpha \leq \alpha_0, \\ Q_\alpha &= M_p + m_m g [(r - R + 2x(\alpha)) \cos \alpha - (R - r) \sin \alpha - 2Rf_2 \cos \alpha], & \text{если } \alpha \geq \alpha_0. \end{aligned} \right. \quad (11)$$

Кинетическая энергия системы «ротор — молоты»

$$T = J_y \omega^2 + J_y \omega^2 = m_m \omega^2 (R^2 + r^2), \quad (12)$$

где  $J_y$  — момент инерции ударного элемента относительно центра вращения ротора, Нм<sup>2</sup>.

Частная производная кинетической энергии системы по обобщенной координате  $\alpha$  с учетом того, что  $\omega = \dot{\alpha}$

$$\frac{\delta T}{\delta \alpha} = 0. \quad (13)$$

Первая частная производная зависимости кинетической энергии системы «ротор — шток — молот» по обобщенной уг-

$$\left| \begin{aligned} 2m_m \ddot{\alpha} (R^2 + r^2) &= M_p + m_m g [(r - R)(\cos \alpha + \sin \alpha) - 2Rf_2 \cos \alpha], & \text{если } \alpha \leq \alpha_0, \\ 2m_m \ddot{\alpha} (R^2 + r^2) &= M_p + \\ &+ m_m g [(r - R + 2x(\alpha)) \cos \alpha - (R - r) \sin \alpha - 2Rf_2 \cos \alpha], & \text{если } \alpha \geq \alpha_0. \end{aligned} \right. \quad (16)$$

Принимая во внимание то, что угловая скорость вращательного движения ротора  $\omega = \dot{\alpha} = const$ , а, следовательно, угловое

ращение  $\delta \alpha$  при их совместном движении на обоих секторах рабочей поверхности корпуса измельчителя, описанных выше, будет определяться как

ловой скорости вращательного движения ротора  $\dot{\alpha}$

$$\frac{\delta T}{\delta \dot{\alpha}} = 2m_m \dot{\alpha} (R^2 + r^2). \quad (14)$$

Вычисляем производную кинетической энергии по времени от частной производной по скорости

$$\frac{d}{dt} \left( \frac{\delta T}{\delta \dot{\alpha}} \right) = 2m_m \ddot{\alpha} (R^2 + r^2). \quad (15)$$

Используя ранее полученные зависимости (2–15), а также учитывая обобщенные силы в уравнении Лагранжа второго рода, получаем окончательный результат в виде следующего выражения

ускорение при вращении  $\ddot{\alpha} = 0$ , зависимость (14) для определения крутящего момента примет следующий вид

$$\left| \begin{aligned} M_p &= -m_m g [(r - R)(\cos \alpha + \sin \alpha) - 2Rf_2 \cos \alpha], & \text{если } \alpha \leq \alpha_0, \\ M_p &= -m_m g [(r - R + 2x(\alpha)) \cos \alpha - (R - r) \sin \alpha - 2Rf_2 \cos \alpha], & \text{если } \alpha \geq \alpha_0. \end{aligned} \right. \quad (17)$$

При проведении математических расчетов энергосиловых параметров роторного измельчителя использовались технико-эксплуатационные характеристики, рекомендуемые для обеспечения высокой эффективности процесса раскалывания стальной дроби [3]: угловая скорость вращения ротора  $\omega = 2,05 \text{ с}^{-1}$ ; рабочие радиусы вращения молотов в их верхнем и нижнем положениях  $R = 1,05 \text{ м}$  и  $r = 0,3 \text{ м}$  соответственно; материал штока, молотов и корпуса мельницы — сталь ( $f_2 = 0,15$ ); материал направляющих ротора — бронза ( $f_1 = 0,12$ ); масса молота  $m_m = 350 \text{ кг}$ ; масса ротора  $m_p = 500 \text{ кг}$ ; коэффициент полезного действия привода  $\eta_{np} = 0,9$ .

Графическое отображение зависимости необходимого крутящего момента от углового положения ротора в процессе дробления материала представлено на рисунке 2.

Следующим этапом следует определение момента трения в подшипниках.

Для ударных роторных дробилок и мельниц, исходя из опыта их производственной эксплуатации [7], для опор валов роторов рекомендуется использовать радиальные двухрядные роликовые сферические самоустанавливающиеся подшипники типа 3000 (серия ширины — 0) [8].

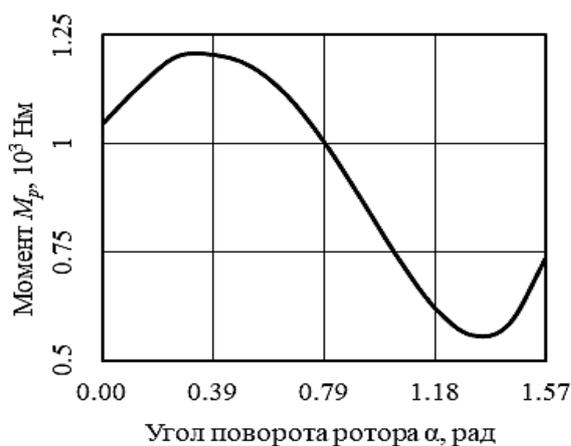


Рисунок 2 График зависимости крутящего момента от сил трения о материал и сил тяжести молотов от угла положения ротора

Для определения момента трения в опорах ротора целесообразно использовать методику, предложенную компанией АВ SKF для данного типа подшипников [9].

По расчетной модели [9] момент трения в подшипниках определяется как

$$M_{mp.n.} = M_{rr} + M_{sl} + M_{seal} + M_{drag}, \quad (18)$$

где  $M_{rr}$  — момент трения качения, Нм;  $M_{sl}$  — момент трения скольжения, Нм;  $M_{seal}$  — момент от сил трения в уплотнениях, Нм;  $M_{drag}$  — момент трения в подшипниках, возникающий за счет сопротивления, взбалтывания, разбрызгивания и т. д., Нм.

Момент от сил трения в подшипниках определяем эмпирическим выражением

$$M_{rr} = G_{rr} (v n_p)^{0,6}, \quad (19)$$

где  $G_{rr}$  — переменная, зависящая от типа подшипника, среднего диаметра подшипника, радиальной нагрузки (вес ротора и молотов)  $F_r$ , осевой нагрузки  $F_a$  и определяемая по следующим формулам, Нм

$$G_{rr.e} = Y_1 d_n^{1,85} (F_r + Y_2 F_a)^{0,54}; \quad (20)$$

$$G_{rr.l} = Y_3 d_n^{2,3} (F_r + Y_4 F_a)^{0,31}. \quad (21)$$

где  $Y_1, Y_2, Y_3, Y_4$  — геометрические константы моментов трения качения;  $d_n$  — диаметр тел качения подшипника, мм.

При таком виде нагрузок на ротор осевая нагрузка фактически не возникает, поэтому в дальнейших расчетах она не учитывается.

При  $G_{rr.e} \leq G_{rr.l}$  переменная  $G_{rr} = G_{rr.e}$ ; в случае, если  $G_{rr.e} \geq G_{rr.l}$ , то  $G_{rr} = G_{rr.l}$ ;

$v$  — кинематическая вязкость смазочного материала при рабочей температуре (для пластичной смазки — величина вязкости базового масла),  $\text{мм}^2/\text{с}$ .

Момент трения скольжения в подшипниках

$$M_{sl} = G_{sl} \mu_{sl}, \quad (22)$$

где  $G_{sl}$  — переменная, зависящая от типа подшипника, среднего диаметра подшипника  $d_n$ , радиальной нагрузки  $F_r$ , осевой нагрузки  $F_a$  и определяемая по следующим формулам, Нм

$$G_{sl.e} = S_1 d_n^{0,25} \left( F_r^4 + S_2 F_a^4 \right)^{\frac{1}{3}}; \quad (23)$$

$$G_{sl.l} = S_3 d_n^{0,94} \left( F_r^3 + S_4 F_a^3 \right)^{\frac{1}{3}}. \quad (24)$$

При  $G_{sl.e} \leq G_{sl.l}$  переменная  $G_{rsl} = G_{sl.e}$ ; в случае, если  $G_{sl.e} \geq G_{sl.l}$ , то  $G_{sl} = G_{sl.l}$ ;

$\mu_{sl}$  — коэффициент трения скольжения в условиях образования полноценной смазочной пленки [4].

Момент трения в подшипниках с уплотнениями на обеих сторонах можно приблизительно рассчитать при помощи следующего эмпирического уравнения

$$M_{seal} = K_{s1} d_s^\beta + K_{s2}, \quad (25)$$

где  $K_{s1}$  — константа, зависящая от типа подшипника;  $d_s$  — диаметр сопротивления поверхности уплотнения, мм;  $\beta$  — показатель, зависящий от типа подшипника и уплотнения;  $K_{s2}$  — константа, зависящая от типа подшипника и уплотнения.

Потери на сопротивление и перемещение («барботажа») смазочного материала в подшипниковой опоре ротора выражаются одной компонентой потерь

$$M_{drag} = 10V_M K_{roll} B d_n^4 n_p^2, \quad (26)$$

где  $V_M$  — переменная как функция, зависящая от высоты уровня смазочного материала и среднего диаметра подшипника;  $K_{roll}$  — константа для подшипников, определяется по эмпирической формуле

$$K_{roll} = \frac{K_L K_Z (D_n + d_e)}{D_n - d_e} \cdot 10^{-12}, \quad (27)$$

где  $K_L$ ,  $K_Z$  — константы, зависящие от типа подшипника;  $B$  — ширина внутреннего кольца подшипника, мм.

На рисунке 3 отображена графическая зависимость крутящего момента на валу ротора от его углового положения.

Мощность двигателя измельчителя определяется по следующей зависимости

$$W_{\text{дв}} = \frac{M_{kp} \omega}{\eta_{np}}, \quad (28)$$

где  $\eta_{np}$  — КПД привода [10].

На рисунке 5 отображена графическая зависимость мощности двигателя привода измельчителя от углового положения ротора.

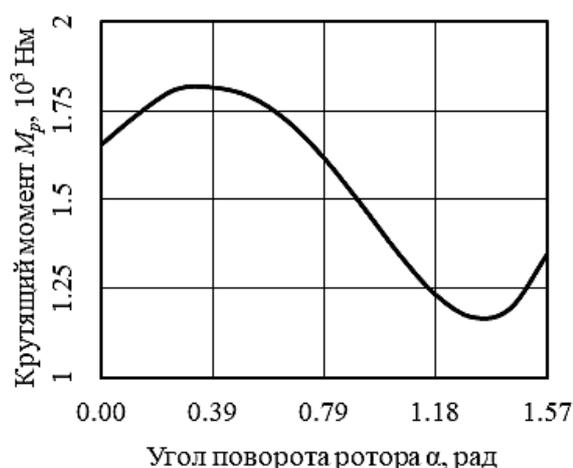


Рисунок 3 График зависимости крутящего момента на валу ротора мельницы от его углового положения

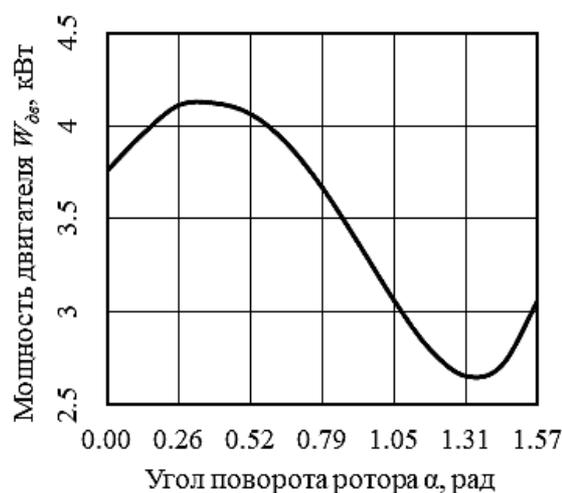


Рисунок 4 График зависимости мощности двигателя измельчителя от угла поворота ротора

Таким образом, мощность электродвигателя ударного роторного измельчителя стальной дробы можно определить по графику как максимальное ее значение с учетом коэффициента запаса мощности  $k_{\text{моц}}$  (перегрузочная способность, обычно принимается 1,5...1,7).

**Выводы и направление дальнейших исследований.** В ходе проведенных исследований разработана методика обоснования следующих энергосиловых параметров ударного роторного измельчителя от углового положения ротора:

- крутящего момента на валу ротора;
- мощности электродвигателя привода.

Предложены формулы для их определения.

Результаты исследований могут использоваться при обосновании основных энергосиловых параметров экспериментальной дробильной установки для подтверждения адекватности методики при проведении эмпирических исследований, а в дальнейшем — как рекомендации при определении технико-эксплуатационных характеристик ударного роторного измельчителя с подвижными молотами для внедрения в производство стальной колотой дробы взамен используемой в настоящее время шаровой мельницы.

В настоящее время такие работы проводятся в Донбасском государственном техническом университете с привязкой к условиям производства стальной дробы ООО «Завод стальной дробы» в г. Алчевске.

#### Библиографический список

1. Павлиненко, О. И. Анализ возможности использования существующих технических средств для получения стальной колотой дробы [Текст] / О. И. Павлиненко, Э. П. Левченко, В. Г. Чебан // *Металлургические процессы и оборудование : специальный выпуск сборника научных трудов ДонНТУ*. — Донецк : Донецкая политехника, 2016. — № 4 (3). — С. 38–44.
2. Павлиненко, О. И. Аналитические приемы обоснования основных параметров процесса раскалывания стальной дробы стесненным ударом [Текст] / О. И. Павлиненко, Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // *Сб. науч. тр. ДонГТУ*. — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2019. — № 15 (58). — С. 106–112.
3. Павлиненко, О. И. Обоснование конструктивно-технологических параметров роторной ударной мельницы для производства колотой дробы [Текст] / О. И. Павлиненко, Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // *Вестник ДонНТУ*. — Донецк : ГОУ ВПО «ДонНТУ», 2019. — № 4 (18). — С. 3–9.
4. Тарг, С. М. Краткий курс теоретической механики [Текст] / С. М. Тарг. — М. : Высшая школа, 2010. — 416 с.
5. Медведев, Б. В. Начала теоретической физики. Механика, теория поля, элементы квантовой механики [Текст] / Б. В. Медведев. — М. : Физматлит, 2007. — 38 с.
6. Курс теоретической механики [Текст] : учебник для вузов / Дронг В. И. [и др.] ; под ред. К. С. Колесникова. — [3-е изд., стер.]. — М. : Изд-во МГТУ им. Н. Э. Баумана, 2005. — 735 с. : ил.
7. Власенко, Д. А. Комплексный анализ особенностей эксплуатации дробильно-измельчительного оборудования в агломерационном производстве [Текст] / Д. А. Власенко // *Инновационные перспективы Донбасса. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов*. — Донецк : ДонНТУ, 2019. — Т. 3 — С. 150–154.
8. ГОСТ 5721–75. Подшипники роликовые радиальные сферические двухрядные. Типы и основные размеры [Текст]. — Введ. 01–07–1977. — М. : Изд-во стандартов, 1992. — 15 с.
9. Момент трения, потери мощности и пусковой момент подшипника [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <https://www.skf.com/ru/products/bearings-units-housings/principles/bearing-selection-process/operating-temperature-and-speed/friction-powerloss-startingtorque/index.html> (10.05.2020).
10. Физическая энциклопедия [Текст]. Т. 2 / Д. Н. Зубарев ; под ред. А. М. Прохорова. — М. : Советская энциклопедия, 1990. — 704 с.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А.,  
к.т.н., доц., зав. каф. МППЖ ЛНАУ Фесенко А. В.*

*Статья поступила в редакцию 26.05.20.*

**Pavlinenko O. I., PhD in Engineering Vlasenko D. A., PhD in Engineering Levchenko E. P.**  
*(DonSTU, Alchevsk, LPR)*

**DETERMINING THE DRIVE CAPACITY OF ROTOR IMPACT CRUSHER FOR  
THE STEEL GRIT PRODUCTION**

*The paper introduces the method of determining the capacity of rotor-impact crusher of steel grit. Having based the Lagrange equation of the second kind there has been proposed the mathematical regularity to determine the value of the torque required to ensure the rotational movement of the rotor with hammers during splitting the material. With the results obtained, the dependence for determining the drive capacity of impact crusher for splitting the steel grit is justified.*

**Key words:** *impact rotor crusher, steel grit, Lagrange equation of the second kind, capacity, torque.*

**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 учёной степени кандидата наук, на соискание учёной степени доктора наук (п. 4)) и базовым издательским стандартам по оформлению статей по ГОСТ 7.5–98 «Журналы, сборники, информационные издания».

Сборник научных трудов издаётся не менее 8 раз в 2 года. Сборник формирует информационный отдел: 94204, г. Алчевск, пр. Ленина, 16, ДонГТУ; тел./факс: (06442) 2-68-87, e-mail: [info@dstu.education](mailto:info@dstu.education) (тема: для редакции сборника научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»); секретарь редакционной коллегии Скомская Светлана Анатольевна.

Сборник содержит следующие разделы: «Науки о земле», «Металлургия и материаловедение», «Машиностроение и машиноведение», «Строительство и архитектура».

Представляемые в статье материалы должны быть актуальными, отвечать новым достижениям науки и техники, иметь практическую значимость, соответствовать направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

Название статьи должно быть лаконичным и понятным, включать в себя объект и предмет исследований, иметь прямое отношение к области исследований и её результатам.

Обязательные элементы статьи:

- 1) постановка проблемы, обоснование её актуальности;
- 2) анализ последних исследований и публикаций по данной проблеме, вскрытие их недостатков и противоречий;
- 3) выделение не решённых ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья;
- 4) формулирование цели, идеи, объекта и предмета исследований, постановка задач исследований;
- 5) описание и обоснование принятой методики исследований;
- 6) изложение основного материала теоретических и (или) экспериментальных исследований с обоснованием достоверности полученных научных результатов;
- 7) выводы о научной новизне и практической ценности результатов, направление дальнейших исследований.

По решению редколлегии в каждом номере сборника может быть опубликовано не более одной статьи обзорного характера, включающей большую часть рекомендованных выше основных элементов.

Редакция оставляет за собой право отклонять рукописи обзорного и компилятивного характера с нечётко сформулированными научными результатами, новизна и достоверность которых недостаточно обоснованы.

Результаты работы не должны предоставляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, несоблюдение действующих стандартов и недостоверность приведённых в статье данных полностью несут авторы статьи.

Статья должна сопровождаться:

- внутренней и внешней рецензиями;
- 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.

## ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц в книжной ориентации на белой бумаге формата А4 (210×297 мм) с полями: верхнее, нижнее — 27 мм; левое, правое — 24 мм. Различать колонтитулы чётных и нечётных 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 в формате, полностью совместимом с Word 97–2003**: шрифт — Times New Roman, размер — 12 пт, интервал — одинарный, выравнивание — по ширине, абзацный отступ — 0,5 см.

Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть **активирована**. Весь материал подаётся в чёрно-белом оформлении (без градиентов серого или цветовой палитры).

**Не допускается** использование списков (маркированных и нумерованных) и элементов «Надпись». **Запрещено использование стилей!**

### *Оформление статей*

Статья подаётся отдельным файлом «*Статья.doc*».

УДК проставляется вверху, выравнивание по левому краю, шрифт полужирный, без абзацного отступа. УДК можно определить самостоятельно с помощью классификатора <https://teacode.com/online/udc>. Проверить корректность расшифровки известного УДК можно здесь — <http://scs.viniti.ru/udc/Default.aspx>.

Через один интервал — учёная степень, фамилия, инициалы, разделённые пробелом. С новой строки в круглых скобках через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора. Шрифт полужирный, курсив, выравнивание по правому краю, без абзацного отступа.

С новой строки — название статьи. Выравнивание по центру, шрифт Arial, полужирный, видоизменение — все прописные, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца — 12 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. **Не допускается** набор всего названия заглавными буквами (Caps Lock).

С новой строки — краткая аннотация на языке статьи: размер шрифта — 11 пт, курсив. В аннотации сжато излагается формулировка задачи, которая решена в статье, и приводятся полученные основные результаты.

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** одинаковой ширины, промежуток между колонками — 0,5 см.

Слова «рисунок» и «таблица» при упоминаниях в тексте пишутся полностью (пример: «... на рисунке 2 ...»), а в ссылках в конце предложения — сокращённо 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 в тексте статьи заключаются в квадратные скобки. Рекомендованное количество ссылок — не более восьми источников с датой их издания не ранее чем 20 лет назад.

### **Оформление аннотаций отдельным файлом**

Аннотация и ключевые слова дополнительно подаются на языке статьи отдельным файлом «*Аннотация.doc*», размером шрифта 11 пт.

Учёная 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 языке статьи отдельным файлом «*Реферат.doc*»: размер шрифта — 11 пт, без абзацного отступа, выравнивание — по левому краю. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть **выключена**.

Фамилия, имя, отчество оформляются полужирным шрифтом.

С новой строки — учёная 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 — текст реферата. Реферат объёмом 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.**» (для статьи на русском языке); «**Aim.**», «**Technique.**», «**Results.**», «**Scientific novelty.**», «**Practical significance.**» (для статьи 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 (графики, диаграммы).

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторный.

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). 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 шрифта 11пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Статья не должна заканчиваться рисунком. Рекомендуется, чтобы площадь, занятая рисунками, составляла не более 25 % общего объема статьи.

### Формулы

Абзац, содержащий формулы, должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца 6 пт, позиции табуляции — 3,93 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** или **MathType** 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 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 в тексте статьи также выполняется в редакторе формул.

Двоеточие перед формулой не ставится, независимо от правил пунктуации.

### 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, с запретом автоматического переноса слов в абзаце; интервал после абзаца — 6 пт.

Таблица выравнивается по центру контейнера, в книжной ориентации, шириной в 1 колонку (большие таблицы располагаются на ширину страницы вверх или вниз). 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**

<i>Литвинский Г. Г., Смекалин Е. С., Кладко В. И.</i> МЕТОДИКА ОЦЕНКИ И КРИТЕРИИ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК .....	5
<i>Зубков В. Е., Кизияров О. Л., Левченко Э. П., Чебан В. Г.</i> ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БЛОКИРОВАННОГО ПСЕВДООЖИЖЕННОГО СЛОЯ КАК СРЕДЫ ДЛЯ СЕПАРАЦИИ МАТЕРИАЛОВ ПО ПЛОТНОСТИ .....	15
<i>Науменко В. Г.</i> ОБОГАЩЕНИЕ АНТРАЦИТОВЫХ ШЛАМОВ ЛАТЕКСНЫМИ ФЛОКУЛЯНТАМИ .....	20
<i>Касьяненко А. Л.</i> ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА МЕХАНИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОЧНЫЙ СЛОЙ ПОРОД ПОЧВЫ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЕЁ УСТОЙЧИВОСТИ .....	25
<i>Поповский В. Н., Чебан В. Г.</i> ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ЛАВ КРУТОГО ПАДЕНИЯ .....	31
<i>Мальшева Н. Н.</i> ВЛИЯНИЕ ВРЕМЕНИ ВСТУПЛЕНИЯ В РАБОТУ ОХРАННОГО СООРУЖЕНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПОДДЕРЖАНИЯ ВЫРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «ЩЕГЛОВСКАЯ-ГЛУБОКАЯ» .....	37

**МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

<i>Куберский С. В., Проценко М. Ю., Грязнов В. Д., Семенов В. В.</i> ПОВЫШЕНИЕ ВЫХОДА ГОДНОЙ СТАЛИ ПРИ ПЕРЕЛИВЕ ЕЕ ИЗ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША .....	45
<i>Куберский С. В., Романчук А. Н., Романчук Я. А.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ МАСООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛА ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ .....	52
<i>Куберский С. В., Проценко М. Ю., Воронько М. И., Заведия В. С.</i> УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ЗАТРАТ ПРОЦЕССА ДУГОВОГО ГЛУБИННОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ .....	61

**МАШИНОСТРОЕНИЕ И МАШИНОВЕДЕНИЕ**

<i>Власенко Д. А.</i> ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОДНОВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО АГЛОМЕРАТА С ШЕВРОННЫМ РАСПОЛОЖЕНИЕМ ЗУБЬЕВ ЗВЁЗДОЧЕК РОТОРА .....	69
<i>Рутковский Ю. А., Пепенин Р. Р., Рутковский А. Ю.</i> ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ РЕЗОНАНСНО-АКУСТИЧЕСКОГО НАДДУВА ПОРШНЕВЫХ КОМПРЕССОРОВ .....	80
<i>Павлиненко О. И., Власенко Д. А., Левченко Э. П.</i> ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ПРИВОДА РОТОРНОГО УДАРНОГО ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛЬНОЙ КОЛОТОЙ ДРОБИ .....	86

**CONTENT****GEOSCIENCES**

<i>Litvinsky G. G., Smekalin E. S., Kladko V. I.</i> ASSESSMENT METHODS AND CRITERIA FOR THE STABILITY OF MINE WORKINGS .....	5
<i>Zubkov V. E., Kiziyarov O. L., Levchenko E. P., Cheban V. G.</i> SUBSTANTIATING THE PARAMETERS OF THE BLOCKED FLUIDIZED BED AS A MEDIUM FOR SEPARATING MATERIALS BY DENSITY .....	15
<i>Naumenko V. G.</i> ENRICHMENT OF ANTHRACITE SLURRIES WITH LATEX FLOCCULANTS .....	20
<i>Kasyanenko A. L.</i> JUSTIFICATION OF THE METHOD OF MECHANICAL IMPACT ON THE SOLID BEDROCK LAYER TO ENSURE ITS STABILITY .....	25
<i>Popovskiy V. N., Cheban V. G.</i> DETERMINATION THE AMOUNT OF AIR TO VENTILATE MECHANIZED STEEP-DROP LONGWALL .....	31
<i>Malysheva N. N.</i> INFLUENCE OF TIME OF PILLAR ENTRY INTO SERVICE ON THE EFFICIENCY MAINTENANCE OF WORKING IN “SHCHEGLOVSKAYA-GLUBOKAYA” MINE .....	37

**METALLURGY AND MATERIAL SCIENCES**

<i>Kuberskiy S. V., Protsenko M. Yu., Griaznov V. D., Semenov V. V.</i> INCREASING THE STEEL YIELD BY POURING IT FROM A STEEL LADLE .....	45
<i>Kuberskiy S. V., Romanchuk A. N., Romanchuk Ya. A.</i> INVESTIGATION OF MASS EXCHANGING PROCESSES AT METAL TREATMENT WITH INERT GAS IN A STEEL LADLE .....	52
<i>Kuberskiy S. V., Protsenko M. Yu., Voron'ko M. I., Zavediya V. S.</i> IMPROVING THE METHODOLOGY FOR DETERMINING THE ENERGY COSTS OF THE ARC DEEP RECOVERY PROCESS .....	61

**MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE SCIENCE**

<i>Vlasenko D. A.</i> JUSTIFICATION OF DESIGN AND TECHNOLOGICAL PARAMETERS OF A SINGLE-ROLL CRUSHER OF IRON-ORE SINTER WITH A CHEVRON ARRANGEMENT OF ROTOR SPROCKET TEETH .....	69
<i>Rutkovskiy Yu. A., Pepenin R. R., Rutkovskiy A. Yu.</i> THE MAIN DEPENDENCIES OF RESONANCE-ACOUSTIC SUPERCHARGE OF PISTON COMPRESSORS .....	80
<i>Pavlinenko O. I., Vlasenko D. A., Levchenko E. P.</i> DETERMINING THE DRIVE CAPACITY OF ROTOR IMPACT CRUSHER FOR THE STEEL GRIT PRODUCTION .....	86

**UDC 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 19 (62) 2020

**Establisher:  
SEI HPE "DonSTU" (LPR)**

*Certificate of the Ministry of Information,  
Press and Mass Communication of the LPR  
for mass media registration  
MI-SGR PI 000003  
dated 05.02.2016*

*By order of the Department of Education and Science  
of the Donetsk People's 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  
the Donetsk People's Republic of 1 November 2016  
№ 1134, according to annex 1*

*By order of the Department of Education and Science  
of the Lugansk People's Republic № 911-OD  
of 10.10.2018 the Collection of scientific papers of  
DonSTU 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 the Lugansk People's Republic  
of 15 May 2018 № 477-OD*

*Recommended by academic council  
of SEI HPE "DonSTU"  
(Record №10 dated 29.06.2020)*

*Added to scientometrical database of RSCI*

Format 60×84½  
Conventional printed sheet 12,5  
Order № 269

Circulation 100 copies

Publishing office is not responsible for material  
content giving by author for publishing

Address of editorial office, publishing and establishing:  
SEI HPE "DonSTU"

Lenin avenue, 16, Alchevsk, LPR  
94204

e-mail: [info@dstu.education](mailto: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 Economics, Rector

**Deputy Editor-in-chief**

Kuberskyi S. V. — PhD in Engineering, Prof.

**Editorial board:**

Litvinskiy G. G. — Doctor of Tech. Sc., Prof.

Finkelstein Z. L. — Doctor of Tech. Sc., Prof.

Korneev S. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.

Leonov A. A. — PhD in Engineering, Asst. Prof.

Kharlamov Yu. A. — Doctor of Tech. Sc., Prof.

Zelinskyi A. N. — PhD in Engineering, Prof.

Dolzhikov V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.

Denischenko P. N. — PhD in Engineering, Asst. Prof.

Andriychuk N. D. — Doctor of Tech. Sc., Prof.

Pilavov M. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.

Sholukh N. V. — Doctor of Arch., Prof.

Bondarchuk V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.

Psiuk V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.

Skomskaya S. A. — secretary to the editorial board

For research scientists, PhD seekers, students of  
higher educational institutions.

Issue language:  
Russian, English

Computer layout  
*Ismailova L. M.*

© SEI HPE "DonSTU", 2020  
© Chernyshova N. V., graphic cover  
design, 2020