

Министерство образования Республики Беларусь
БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Процессы и средства добычи и переработки полезных ископаемых

СБОРНИК ТРУДОВ

Международной научно-технической конференции,
посвященной 80-летию со дня рождения
заслуженного работника высшей школы Беларуси,
доктора технических наук, профессора
КИСЛОВА Николая Владимировича

17–20 апреля 2012 года

Минск
БНТУ
2012

УДК 629.331
ББК 33.35я43
П84

Редакционная коллегия:

Ф.А. Романюк (гл. редактор), П.В. Цыбуленко (зам. гл. редактора),
И.И. Лиштван, Б.Ф. Зюзин, Н.И. Березовский, Г.В. Казаченко,
И.Е. Рухля, И.А. Басалай, Г.А. Басалай

Рецензенты:

д-р техн. наук В.Я. Щерба,
д-р техн. наук, проф. А.С. Калиниченко

В сборнике рассмотрены проблемы и задачи, возникающие при анализе процессов добычи и переработки полезных ископаемых с целью их совершенствования и разработки новых на основе достижений современной науки и техники. Представлены материалы по указанной проблематике, полученные в ведущих вузах и научных учреждениях Республики Беларусь, Российской Федерации и Украины. Тематика сборника охватывает также вопросы экологии горного производства и ряда других сопутствующих направлений.

ПРОФЕССОР КИСЛОВ НИКОЛАЙ ВЛАДИМИРОВИЧ (к 80-летию со дня рождения)



Николай Владимирович Кислов в 1954 году окончил с отличием Белорусский политехнический институт и был распределен на кафедру «Торфяные машины». Обучался в аспирантуре, работал ассистентом, старшим преподавателем, доцентом, в 1970–1987 гг. – заведующим этой кафедрой, а также заместителем декана торфяного и заочного факультетов, деканом торфяного и автотракторного факультетов.

В 1987–1990 годах Н.В. Кислов – директор Института торфа Академии наук БССР. С 1990 года – профессор кафедры «Горные машины» Белорусской государственной политехнической академии, ныне Белорусского национального технического университета. Н.В. Кислов защитил докторскую диссертацию в 1983 году и получил звание профессора в 1984 году.

В 1980 году Николай Владимирович Кислов удостоен звания заслуженного работника высшей школы БССР. С 1968 года участвует в аттестации научных кадров в качестве члена и заместителя председателя ряда советов по присуждению ученых степеней, члена экспертных советов ВАК СССР (1987–1991) и ВАК Республики Беларусь (1994 – 2008).

Кислов Н.В. – известный ученый, создавший научную школу в области разработки основ оценки свойств сыпучих материалов и обогативший науку фундаментальными исследованиями по механике дисперсных сред. Его деятельность связана с разработкой принципов направленного перемещения полидисперсных материалов под воздействием жидкости и газа, интенсификации технологических процессов переработки твердых полезных ископаемых. Он разработал научные основы оценки размерно-плотностных и аэродинамических свойств измельченных материалов, установил

закономерности пневматического транспорта сыпучих сред, предложил теоретические основы движения аэрозолей и гидровзвесей в криволинейном потоке, обосновал принципы расчета параметров инерционных осадителей, создал теорию описания двумерных случайных полей произвольного микропрофиля, применил ее для описания состояния окружающей среды, прогноза миграции загрязнений и функционирования мобильных технических средств.

Результаты исследований профессора Кислова нашли широкое применение при обосновании конструктивных элементов систем пневмотранспорта, методов и средств повышения эффективности пылеочистного оборудования, технологий и устройств для подготовки к сушке и брикетированию сыпучих материалов. За разработки, внедренные на предприятиях Республики Беларусь, он награжден знаком «Изобретатель СССР» (1987), удостоен премии Совета Министров БССР (1990) и премии Президента Республики Беларусь (1995), медалей «За доблестный труд» (1970), «Ветеран труда» (1987) и знака «Выдатнік адукацыі» (2005).

Николай Владимирович – автор 386 научных работ, в числе которых 12 монографий и отдельных изданий, 20 учебных и учебно-методических пособий, 47 патентов и авторских свидетельств. Под руководством профессора Кислова подготовлено 17 кандидатов технических наук.

На протяжении многих лет Н.В. Кислов активно выполняет большую учебно-методическую и научно-организационную работу. Он состоял членом горной секции НТС ГНТК СССР, был заместителем председателя секции по добыче полезных ископаемых учебно-методического совета Минвуза СССР, заместителем председателя секции конструкторских работ НТС Минвуза Беларуси. Под его редакцией опубликовано 16 выпусков межведомственного сборника «Машины и технология торфяного производства», ряд других изданий и монографий.

В настоящее время Н.В. Кислов работает над решением экологических проблем промышленных производств, занимается разработкой научных основ создания техники и ресурсосберегающих технологий переработки твердых полезных ископаемых, техническим обеспечением экологической безопасности.

Кислов Н.В. – замечательный педагог, читает курсы по дисциплинам специальностей «Горные машины и оборудование» и «Тех-

нология и оборудование торфяного производства». Он входит в состав редколлегии журналов «Горная механика и машиностроение», «Наука и техника», является членом НТС Государственной НТП «Торф».

Основное дело жизни Николая Владимировича – работа со студентами. В это он вкладывает всю свою душу и энергию и по праву считается одним из самых квалифицированных педагогов.

Николай Владимирович Кислов полон сил и энергии, творческих идей и новых планов. Поздравляя с юбилеем, мы от всей души желаем ему здоровья, счастья, новых творческих успехов и свершений на ниве подготовки инженерных кадров и дальнейшего развития белорусской науки.

Казаченко Г.В., Цыбуленко П.В.

П Е Р Е Ч Е Н Ь
основных научных трудов
профессора, доктора технических наук
Кислова Николая Владимировича
МОНОГРАФИИ, ОТДЕЛЬНЫЕ ИЗДАНИЯ

1. Физические и аэродинамические свойства измельченного торфа. – Минск: Вышэйш. школа, 1967. – 147 с.
2. Основы пневмотранспорта сыпучих торфяных сред. – Минск: Наука и техника, 1981. – 176 с. (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов).
3. Пневмоуборка торфа из расстила. – Минск: Наука и техника, 1983. – 86 с. (соавт. В.И. Бакшанский).
4. Взаимодействие измельченного торфа с воздушным потоком. – М., 1985. – 215 с. – Деп. в ЦБ НТИ МТП РСФСР, № 1 ТП – Д – 85 // РЖ ВИНТИ, сер. 10 Б. – Горное дело, 1985. – № 6. – С. 75.
5. Аэродинамика измельченного торфа. – Минск: Наука и техника, 1987. – 175 с.
6. Гидроциклонное осветление воды. – Минск: Наука и техника, 1990. – 128 с. (соавт. Ф.М. Санюкевич).
7. Пневматический транспорт. – Минск: Информ. служба недвижимости, 1998. – 451 с. (соавт. Б.М. Хрусталев).
8. Применение сепараторов пней и валково-дисковых грохотов для подготовки торфа к брикетированию. – М.: ЦБ НТИ МТП РСФСР, 1986. – 33 с. (соавт. М.В. Молочко).
9. Пневмотранспорт при добыче и переработке торфа // Разработка твёрдых полезных ископаемых. Итоги науки и техники. М., 1988. – Т. 41. – 72 с.
10. Использование сапропелей в народном хозяйстве СССР и за рубежом М.: ЦБ НТИ МТП РСФСР, 1990. – 86 с. (соавт. М.З. Лопотко).
11. Рекомендации по проектированию и расчету пылеуловителей типа циклон для предприятий стройиндустрии. – Минск: УП Технопринт, 2001. – 40 с. (соавт.: В.Д. Сизов, В.Н. Короткий и др.).
12. Улавливание выбросов тонкодисперсных сред машиностроительных производств. – Гомель: Полеспечать, 2008. – 124 с. (соавт. П.В. Цыбуленко, В.Я. Щерба).

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОСОБИЯ

13. Лабораторный практикум по курсу «Торфяные машины». – Минск: Ред-издат БПИ, 1961. – 180 с. (соавт.: Ф.А. Опейко, Н.Н. Харитонович, С.П. Волкус).

14. Методическое пособие к выполнению курсовой работы по дисциплине «Сушка и сушильные установки» для студентов спец. 0507. – Минск: БПИ, 1974. – 44 с. (соавт. А.А. Гребнев).

15. Порядок разработки и оформления графической части курсовых и дипломных проектов: Методические указания для студентов специальности 0507. – Минск: БПИ, 1978. – 55 с. (соавт. В.В. Шавель).

16. Методические указания по дипломному проектированию для студентов специальности 0507. – Мн.: 1979. – 36 с. (соавт.: В.В. Шавель, С.П. Волкус).

17. Лабораторный практикум по курсу «Торфяные машины». – Минск: БПИ, 1979. – Ч. 1. – 64 с. (соавт. С.П. Волкус).

18. Лабораторный практикум по курсу «Торфяные машины» – Минск: БПИ, 1980. – Ч.2. – 60 с. (соавт.: Н.Н. Харитонович, С.П. Волкус).

19. Основы научных исследований: Учебное пособие для студентов спец. 0507 – Торфяные машины и комплексы. – Минск: БПИ, 1981. – 114 с. (соавт. В.Т. Васильев).

20. Разработка графической части курсовых и дипломных проектов: Методич. пособие для студентов спец. 0507 – Торфяные машины и комплексы. – Минск: БПИ, 1983. – 52 с. (соавт. В.В. Шавель).

21. Машины фрезерного способа добычи торфа: учебн. пособие по курсу «Торфяные машины и комплексы» для студентов спец. 0203 и 0507. Минск: БПИ. – 106 с. (соавт. В.В. Шавель).

22. Лабораторный практикум по курсу «Технология переработки торфа». – Минск: БПИ, 1985. – Ч. 1. – 31 с. (соавт. И.Е. Рухля).

23. Методическое пособие к выполнению заданий № 1 и № 2 по курсу «Торфяные машины и комплексы». – Минск: БПИ, 1985. – 52 с. (соавт. Г.В. Казаченко).

24. Пневматический транспорт торфяного производства: Методическое пособие для студентов спец. 0507. – Минск: БПИ, 1985. – 80 с.

25. Методическое пособие к выполнению курсовой работы по дисциплине «Искусственная сушка торфа». – Минск: БПИ, 1987. – 92 с. (соавт.: А.А. Гребнев, Г.А. Басалай).

26. Лабораторные работы по курсу «Искусственная сушка торфа». – Минск: БПИ, 1988. – 68 с. (соавт.: А.А. Гребнев, Г.В. Казаченко и др.).

27. Механика торфа и торфяной залежи: учебн.-метод. пособие для студентов спец.17.01 – Горные машины и оборудование. – Минск: БГПА, 1995.– Ч 2. – 40 с.; Ч. 3. – 65 с.

28. Твердые горючие ископаемые: учебн. – метод. пособие. – Минск: БГПА, 1998. – 31 с.

29. Физико-механические свойства и разрушение горных пород: Учебн. метод. пособие. – Минск: БГПА, 2001. – Ч. 1. – 79 с.; Ч. 2. – 67 с.

30. Статический и тяговый расчет горной гусеничной машины: учебн. – пособие по дисц. «Машины и комплексы открытых горных работ». – Минск: БНТУ, 2005. – 55 с. (соавт.: Г.В. Казаченко).

31. Деформации и напряжение в горных породах: учебн. – метод. пособие по дисц. «Физико-механические свойства и разрушение горных пород». – Минск: БНТУ, 2006. – 48 с.

32. Физико-механические свойства горных пород: Пособие для студ. спец. 1-36 10 01 «Горные машины и оборудование».– Минск: БНТУ, 2007. – 124 с.

33. Механика торфа и торфяной залежи: механическая переработка торфа: учебн.-метод. пособие для студ. спец. 1-36 13 01. – Минск: БНТУ, 2011. – 48 с.

НАУЧНЫЕ СТАТЬИ: в белорусских изданиях

34. Исследование скоростей витания гранулированного торфа // Энергетический сборник. – Минск: Звезда, 1959. - Вып. 6. – С. 190–198.

35. К вопросу о витании гранулированного торфа // Сб. научн. Трудов Бел. политехн. ин-та. Минск: Редиздат БПИ, 1960. – Вып. 88. – С. 26-37.

36. Изыскание оптимальных параметров катков для уплотнения торфяной крошки // Тр. Института торфа АН БССР. – Изд-во АН БССР, 1960. – Т. 9 – С.153-168 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкунс).

37. Исследование парусности переработанного фрезерного торфа // Исследования в области теплообмена и аэродинамики потоков. – Минск: Изд-во МВО БССР, 1963. – С. 40–46.

38. Зависимость среднего диаметра частиц переработанного фрезерного торфа от влажности и степени разложения // Некоторые вопросы строительства и свойства грунтов. – Минск: Изд-во МВО БССР, 1963. – С. 56–70.

39. О количественной оценке формы торфяных частиц // Там же. – С. 70–81.

40. Прочность слоя торфяной крошки, уплотненной укаткой // Механизация и автоматизация торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1964. – С.91-94 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкус).

41. Характер распределения частиц переработанного фрезерного торфа // Там же. – С. 65–87.

42. Экспериментальное исследование парусности торфяных частиц // Там же. – С. 94–102.

43. Обработка глубоких отверстий в сталях // Пром-сть Белоруссии. – 1967. – № 10. – С. 35–36 (соавт.: Э.М. Дечко, Э.Я. Ивашин).

44. О спектре всасывания сопла пневмоуборочной машины // Машиностроение и металлообработка. Сб. научн. тр. БПИ. – Минск: Вышэйш. школа, 1968. – № 2. – С. 114–116 (соавт.: И.С.Нагорский, С.П. Волкус).

45. Сопло с организованным входом // Пром-сть Белоруссии. – 1968. – № 10. – С. 82–84 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкус).

46. Улучшение всасывающих факелов сопел комбайнов БПФ // Усовершенствование технологических процессов в торфяной промышленности БССР. – Минск: БелНИИТИ, 1968. – С. 62–69.

47. Усовершенствование сопел пневмоуборочных торфяных машин // Автоматизация и механизация производственных процессов на предприятиях МТП БССР. – Минск: БелНИИТИ, 1970. – С. 58–61 (соавт. С.П. Волкус).

48. Брикетирование торфа // Белорусская Советская Энциклопедия. – Минск, 1971. – Т. 2. – С. 411–412.

49. Аэродинамические свойства подстилочного торфа // Технология торфяного производства и торфяные машины. Минск: Вышэйш. школа, 1971. – Вып. 1. – С. 69–81 (соавт. Н.Н. Харитонович).

50. Экспериментальное исследование скоростей потока перед всасывающим отверстием сопла // Там же. – С. 52–68 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкус).

51. Исследование инерционной сепарации частиц в циклонах // Там же. – С. 82–90 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкус).

52. Формулы для определения скорости воздуха перед входом в пневмоуборочное сопло // Переработка и использование торфа и сапропелей. – Минск: Наука и техника, 1971. – С. 128–131 (соавт. С.П. Волкус).

53. Определение размерной и объемной характеристик измельченного подстилочного торфа // Использование торфа в сельском хозяйстве. – Минск: МСХ БССР, 1971. – С. 46–49.

54. К вопросу определения аэродинамических характеристик торфяной подстилки // Пути совершенствования сельскохозяйственной техники. – Минск: Ураджай, 1972. – Вып. 21. – С. 107–113.

55. К вопросу обоснования конструкции входной части сопла пневмо-валкователя // Исследования по технологии, механической и химической пере-работки торфа. – Минск: Наука и техника, 1972. – С. 72–78 (соавт. С.П. Волкус).

56. Исследование аэродинамики пневмоуборочного сопла // Технология торфяного производства и торфяные машины. – Минск: Вышэйш. школа, 1973. – Вып. 2. – С. 23–29 (соавт С.П. Волкус).

57. Исследование аэродинамических и пылезадерживающих свойств отделителя циклон-фильтр // Там же. – С. 35–41 (соавт. Н.И. Горбач).

58. Результаты определения потерь давления в пневмоуборочном сопле при работе на чистом воздухе // Там же. – С. 78–91 (соавт. С.П. Волкус).

59. Исследование работы пневматических сопел на торфовоздушной смеси // Там же. – С. 92–102 (соавт. С.П. Волкус).

60. О периодичности регенерации и пропускной способности матерчатых фильтров // Пути совершенствования сельскохозяйственной техники. – Минск: Ураджай, 1973. – Вып. 25. – С. 77–82 (соавт. Н.И. Горбач).

61. О влиянии некоторых свойств пылевидных материалов на эффект инерционной сепарации // Физические, технологические и химические свойства торфа. – Минск: Наука и техника, 1973. – С. 245–255 (соавт. В.Т. Васильев).

62. Анализ движения частиц в криволинейном потоке // Пути совершенствования сельскохозяйственной техники. – Минск: Ураджай, 1974. – Вып. 26. – С. 3–9 (соавт.: Н.И. Бохан, В.Т. Васильев).

63. Аэродинамическое сопротивление матерчатых фильтров в зависимости от их пылесодержания и скорости фильтрации воздуха // Технология торфяного производства и торфяные машины. – Минск: Вышэйш. школа, 1974. – Вып. 3. – С. 91–98 (соавт. Н.И. Горбач).

64. Аналитическое исследование движения частиц в криволинейном канале циклона // Там же. – С.157-166 (соавт. В.Т. Васильев).

65. Планирование и постановка эксперимента для математического описания размерной характеристики измельченного торфа // Там же. – С. 146–156.

66. Торфяные машины // Белорусская Советская Энциклопедия. – Минск: БелЭн, 1974. – Т. 10. – С. 240–241.

67. Зависимость объемной массы и размеров торфяных частиц от определяющих факторов // Машины и технология торф. производства. - Минск: Вышэйшая школа, 1974. - Вып. 4. – С. 138-144.

68. Сравнительный анализ моделей процесса инерционной сепарации частиц // Там же. – С. 144–153 (соавт.: В.Т. Васильев, С.П. Волкус).

69. Перспективы применения пневмотранспорта, аэрожелобов и пневмоклассификации на торфобрикетных заводах // Там же. – С. 217–226 (соавт.: Н.С. Панкратов, В.И. Бакшанский и др.).

70. Применение полного факторного эксперимента к исследованию некоторых физических свойств измельченного торфа // Состояние и перспективы комплексного использования торфа. – Минск: Наука и техника, 1975. – С. 50–54.

71. Повышение качества пневмогазовой сушки торфа // Там же. – С. 257–262 (соавт. В.В.Шавель).

72. Пути совершенствования процесса пневматической уборки торфа // Науч. тр. БПИ.– Юбилейный сб. – Минск: Вышэйшая школа, 1975. – С. 118–122 (соавт. С.П. Волкус).

73. Штабелюющая машина // Белорусская Советская Энциклопедия. – Минск: БелЭн, 1975. – Т. 11. – С. 358.

74. К обоснованию показателей оценки условий работы пневмоуборочных машин // Машины и технология торфяного

производства. – Минск: Выш. школа, 1975. – Вып. 5. – С. 76-82 (соавт. Н.И. Бохан).

75. Направленное перемещение псевдооживленного слоя измельченного торфа // Там же. – С. 83–113 (соавт. В.В. Шавель).

76. Пылеуловитель пневмоуборочной машины // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйшая школа, 1976. – Вып. 6. – С. 42–45 (соавт. Н.И. Горбач).

77. Исследование работы циклонов на торфяной пыли // Там же. – С. 97–113 (соавт.: В.Т. Васильев, С.П. Волкус).

78. Истечение псевдооживленного слоя из загрузочного отверстия аэрожелоба // Там же. – С. 114–119 (соавт. В.В. Шавель).

79. Фракционный состав торфяной пыли // Проблемы использования торфа и торфяных месторождений в сельском хозяйстве. – Минск: Наука и техника, 1976. – С. 272–283 (соавт. В.Т. Васильев).

80. Определение основных параметров струи воздуха, движущейся в рабочей камере всасывающе-нагнетательного сопла // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1977. – Вып. 7. – С. 43–52 (соавт. Л.Р. Давыдов).

81. Определение показателя формы частиц измельченного торфа // Там же. – С. 58–67 (соавт. В.Т. Васильев).

82. Гидравлическое сопротивление псевдооживленного слоя измельченного торфа при направленном перемещении // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйшая школа, 1978. – Вып. 8. – С. 51–55 (соавт. В.В. Шавель).

83. Уравнение движения торфяной частицы в рабочей камере всасывающе-нагнетательного сопла // Там же. – С. 32–37 (соавт. Л.Р. Давыдов).

84. К вопросу расчета долговечности мобильных машин // Автотракто-ростроение. – Минск: Вышэйшая школа, 1978. – Вып. 11. – С. 53–57 (соавт.: Н.И. Бохан, Ю.И. Титов).

85. Система пневмоклассификации и пневмотранспорта торфобрикетного завода // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1979. – Вып. 9. – С. 55–63 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов).

86. Расчет производительности аэрожелобов для измельченного торфа // Там же. – С. 64–70 (соавт. В.В. Шавель).

87. Работа пневмосистемы торфоуборочной машины с двумя вентиляторами // Технология и комплексная механизация торф. производства. – Минск: Наука и техника, 1980. – С. 154–159.

88. Исследование криволинейного движения многоколесных прицепных машин // Автотракторостроение. – Минск: Вышэйшая школа, 1980. – Вып. 14. – С. 87–96 (соавт.: А.А. Гребнев, А.Ф. Опейко).

89. Об оценке маневренных свойств мобильных машин // Там же. – С. 96–100 (соавт. Г.В. Казаченко).

90. Некоторые особенности пневмотранспортных установок торфа // Технология и комплексная механизация торф. производства. – Минск: Наука и техника, 1980. – С. 138–143 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

91. Исследование режимов работы трубчатого пневмоуборочного сопла // Машины и технология торф. производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1980. – Вып. 10. – С. 74–80 (соавт. Л.Р. Давыдов).

92. Определение условий работы пневматического дозатора измельченного торфа // Там же. – С. 85–93 (соавт. В.В. Шавель).

93. Роль выпускающей кафедры в профессиональной подготовке студентов // Материалы Всесоюзн. семинара завкафедрами технологии и комплексной механизации разработки торфяных месторождений. – Минск: БПИ, 1980. – С. 71–75.

94. Пневматический транспорт // Краткая Энциклопедия БССР. – Минск: БелЭн. – 1980. – С. 394.

95. Плотность частиц измельченного торфа // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйшая школа, 1981. – Вып. 11. – С. 74–81.

96. Критическая скорость псевдооживления и гидравлическое сопротивление слоя комплексных гранулированных удобрений // Там же. – С. 82–86 (соавт.: В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко).

97. Оценка расстила фрезерного торфа // Комплексное использование торфа в народном хозяйстве. – Минск: Бел НТО Э и ЭП, 1981. – С. 16–17.

98. Пневматический транспорт торфа при повышенных концентрациях аэро-смеси // Торф, его свойства и перспективы применения. Тр. международного симпозиума. – Минск: 1982. – С. 436–440 (соавт. В.И. Бакшанский).

99. Вероятностные характеристики расстила измельченного торфа // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1983. – Вып. 12. – С. 36–54.

100. Влияние интенсивности ультразвука и времени прессования на прочность торфяных брикетов // Там же.–С.17–21 (соавт. В.В. Борисейко).

101. Совершенствование процесса брикетирования торфа // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1984. – Вып. 13. – С. 48–54 (соавт. В.В. Борисейко).

102. О влиянии неоднородности «кипящего» слоя на его гидравлическое сопротивление // Там же. – С. 54–59 (соавт.: В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко).

103. Методика аэродинамического расчета установок внутрицехового пневмотранспорта торфа // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1985. – Вып. 14. – С. 53–61 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М.Вакунов).

104. Перспективы применения гидроциклонов при очистке шламовых вод // Там же. – С. 61–65 (соавт. Ф.М. Санюкевич).

105. Уравнения движения частиц в закрученном потоке // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1986. – Вып. 15. – С. 38–43 (соавт. Г.В. Казаченко).

106. Анализ распределения составляющих скорости жидкости в гидроциклоне // Там же. – С. 43–48 (соавт.: Ф.М. Санюкевич, О.В. Громько).

107. Компановка блоков гидроаппаратуры приводов машин // Механизация и автоматизация процессов добычи и переработки торфа.– Минск: БГТ, 1986 – С. 116–127 (соавт. В.В. Пинчук).

108. Расчет металлоконструкций торфяных машин методом конечных элементов // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйш. школа, 1987. – Вып. 16.– С. 42–45 (соавт. О.В. Громько).

109. Технологические схемы очистки шлаковых вод торфобрикетного производства // Там же. – С. 46–49 (соавт. Ф.М. Санюкевич).

110. Интенсификация пылеулавливания в циклонах // Внедрение безотходных и малоотходных технологий – путь к решению экологических проблем. – Минск: БелНИИТИ, 1988. – С. 104–105.

111. Синтез элементных схем соединительно-монтажных модулей гидроприводов // Конструирование и эксплуатация автомобилей. – Минск: Вышэйш. школа, 1990. – Вып. 5. – С. 56–62 (соавт. В.В. Пинчук).

112. Оценка влияния действительных режимных параметров течения аэросмеси на энергозатраты при пневмотранспортировании сыпучих материалов // Техника, технология, организация и экономика

строительства. – Минск: Вышэйш. школа, 1990. – Вып. 15. – С. 86–91 (соавт. С.М. Петренко).

113. Обоснование системы управления процессом экскавации сапропелей // Проблемы использования сапропелей в народном хозяйстве. – Минск: ИПИПРЭ АНБ, 1992. – С. 4–5.

114. Интенсификация очистки газовых потоков от механических примесей // Докл. 15-го Менделеевского съезда по общей и прикладной химии. – Минск: Наука и техника, 1993. – Т. 2. – С. 89–90.

115. Разработать и внедрить на действующих заводах республики по производству асфальтобетонных смесей комплекс устройств, обеспечивающих экологическую чистоту, экономию воды и ресурсов // Сб. статей по РНТП 75.02 – Охрана природы. – Минск: ИПИПРЭ, 1995. – С. 82–86 (соавт.: Б.М. Хрусталева, В.Д. Сизов и др.).

116. Эффективность улавливания тонкодисперсных фракций в циклонах // Сб. Белхимия – 96. – Минск: Экспофорум, 1996. – С. 93–95.

117. Интенсификация очистки газовых потоков от механических примесей // Там же. – С. 95–96.

118. Влияние природных и технологических факторов на размерно-плотностные свойства измельченного торфа // Природные ресурсы. – 1997. – № 2. – С. 88–91.

119. Исследование конструкций агрегатного набора гидравлических элементов // Современные проблемы машиностроения: Материалы международной НТК. – Гомель: ГПИ, 1998. – С. 96–98 (соавт. В.В. Пинчук).

120. Синтез гидроблоков управления на стадии технического проекта // Весці НАН Беларусі, серыя фізіка-тэхнічных навук, 2000. – № 4. – С. 66–68 (соавт. В.В. Пинчук).

121. Проектирование унифицированных функциональных блоков // Весці НАН Беларусі, серыя фізіка-тэхнічных навук, 2001. – № 2. – С. 63–68 (соавт. В.В. Пинчук).

122. Определение эффективности циклонов по гранулометрической характеристике пыли. – Тэз. докл. Международного симпозиума “Физика и химия торфа в решении проблем экологии”. – Минск: ИПИПРЭ, 2002. – С. 117–119.

123. Прфилирование пневмоуборочного сопла. – Вестник БГПА, 2002, № 2. – С. 59–61.

124. Качественные характеристики эффективности циклона. – Сб. трудов НТК “Современные проблемы механики торфа в

процессах добычи и переработки?». – Минск: УП Технопринт, 2002.– С. 60–63.

125. Аэродинамические свойства зернистых стройматериалов. – Там же. – С. 74–83.

126. Определение объема пробы при оценке однородности пульпы. – Там же.– С. 84–89 (соавт. С.Г. Шульдова).

127. О некоторых задачах экологического нормирования. – Сб. «Научно-правовое обеспечение социально-экономического и культурного развития Полесского региона в XXI веке». – Минск: Аналитический центр НАН РБ, 2003. – С. 102–109.

128. Исследование и разработка процесса изготовления и использования торфококсовых брикетов при плавке чугуна в вогранке. – Литье и металлургия, 2003, № 2. – С. 57–60 (соавт: Н.А. Свидунович, Ю.П. Бобров, С.Ф. Лукашевич).

129. Штабелюющая машина. – Бел. Энциклопедия. – Минск: Белэн, 2003.– С. 386.

130. Разработка теоретических основ улавливания выбросов тонкодисперсных сред машиностроительных производств. – Теория и практика машиностроения. – 2005, № 1.– С. 25–29 (соавт. П.В. Цыбуленко).

131.Технология и механизация добычи торфа. – Энциклопедия «Республика Беларусь».– Минск: Белэн, 2005. – С. 747.

132. Скорости и давление потока в шнековом осадителе. – Горная механика. – 2005, № 4. – С. 25–30 (соавт. К.А. Кричко).

133. Оценка энергозатрат на гидротранспортирование смазывающе-охлаждающих жидкостей // Социально-экономическое и историко-культурное развитие полесского региона в XXI веке / Материалы конф., 5–6 мая 2006 г. – Пинск, Полесский ГУ. – С.80–84.

134. Улавливание выбросов тонкодисперсных сред в горном машиностроении. – Горная механика. – 2006, № 1. – С. 45–49 (соавт. П.В. Цыбуленко).

135. Распределение скоростей частиц в шнековом циклоне // Материалы междунар. конф. 29.05–02.06. 2006. – Минск: ОДО Тонпик. –2006. –С. 38–40 (соавт.: П.В. Цыбуленко, К.А. Кричко).

136. Оценка эффективности пылеулавливания в шнековом циклоне. – Там же. – С. 41–44 (соавт.: П.В. Цыбуленко, К.А. Кричко).

137. Исследование вязкопластического течения смазывающе-охлаждающих сред // Состояние и пути развития техники,

технологий и подготовки инженеров горной промышленности РБ / Сб. научн. тр., Минск: БНТУ. – 2006. – С. 82-85 (соавт. П.В. Цыбуленко).

138. Реологические характеристики загрязненной смазывающе-охлаждающей жидкости. – Горная механика. – 2006, № 4. – С. 9–13 (соавт. П.В. Цыбуленко).

139. Научная и педагогическая деятельность чл.-корр. АН БССР, проф., докт. техн. наук Ф.А. Опейко (к 100-летию со дня рождения). – Горная механика. – 2007, № 4. – С. 94 – 97.

140. Размерно-плотностные и аэродинамические свойства пылей при выполнении технологических операций в машиностроении.– Горная механика.– 2008, № 2. – С. 69 –77 (соавт.: В.Я. Щерба, П.В. Цыбуленко).

141. Оценка эффективности пылеулавливания в циклонах.– Горная механика. – 2008, № 3. – С. 36 – 47.

142. Торфяные машины и комплексы. – Энциклопедия “Республика Беларусь” в 7 томах, т.7, кн. 1. Минск: Белэн, 2008. – С. 427.

143. Использование балансовых соотношений для выбора параметров мобильных технологических машин. – Горная механика. – 2008, № 4. – С. 59 – 68 (соавт.: Г.В. Казаченко, Г.А. Басалай).

144. Научная и педагогическая деятельность чл.-корр., проф., докт. техн. наук Ф.А. Опейко (к 100-летию со дня рожд.). – Проблемы технологии и механизации разработки месторождений полезных ископаемых Беларуси: Сб. научн. трудов Междунар. научн.-техн. конф., посвящ. 100-летию Ф.А. Опейко, Минск, 20-23 февр. 2008 г. / БНТУ; редкол.: И.И. Лиштван [и др.]. – Минск: 2009. – С. 5 – 8.

145. Анализ энергозатрат на резание породы при заглаблении цепного бара.– Там же. – С. 70 – 74.

146. Оценка возможности использования модели гомогенного течения аэросмеси для определения потерь давления на пневмо-транспорт измелченного торфа. - Там же. - С. 101 - 105 (соавт. С.М. Петренко).

147. Исчисление параметров гранулометрических характеристик продуктов переработки калийной руды.– Горная механика. – 2009, № 3. – С. 33 – 46 (соавт. П.В. Цыбуленко).

148. Особенности мощностного расчета горных машин с комбинированными исполнительными органами.– Часть I. Баланс мощности проходческого комбайна с соосными роторами. – Горная механика. – 2009, № 2. – С. 77–88 (соавт.: Г.В. Казаченко, Г.А. Басалай).

149. Особенности мощностного расчета горных машин с комбинированными исполнительными органами. Часть 2. Численное исследование балансовых соотношений по мощности для комбайнов серии ПК. – Горная механика. – 2009, № 4. – С. 60–73 (соавт.: Г.В. Казаченко, Г.А. Басалай).

150. Энергетический баланс дисковой фрезы.– Горная механика и машиностроение. – 2010, № 1. – С. 74– 82 (соавт.: Г.В. Казаченко, Г.А. Басалай).

151. Взаимосвязь между показателями неоднородности по размерам частиц измельченной горной породы.– Горная механика и машиностроение. – 2010, № 2. – С. 90–97.

152. Оценка энергозатрат на работу геометрически подобных фрез. Сб. “Иновационные пути развития техники, технологий и инженерного обеспечения горно-добывающей пром-сти РБ”. – Минск: БНТУ. – 2011. – С. 51–55 (соавт.: А.С. Романович, А.М. Бурак).

153. Методические принципы оценки гранулометрического состава продуктов переработки горных пород.– Там же. – С. 74–76 (соавт. П.В. Цыбуленко).

154. Плотностные свойства измельченной руды и продуктов ее переработки. – Горная механика и машиностроение.– 2011, № 1.– С. 27–31 (соавт. П.В. Цыбуленко).

155. Парусность измельченной калийной руды и продуктов ее обогащения.– Горная механика и машиностроение. – 2011, № 2. – С. 32–42 (соавт. П.В. Цыбуленко).

156. Оценка режимов работы пневмоуборочных сопл.– Горная механика и машиностроение. – 2011. № 2. – С. 76 – 83 (соавт. А.А. Коваленок).

в изданиях за рубежом:

157. О весовом распределении торфяных частиц по фракциям // Торф. пром-сть. – 1963. – № 5. – С. 21–25.

158. О воздухопроницаемости торфяной крошки // Изв. вузов. Энергетика. – 1965. – № 4. – С. 83–89 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкус).

159. Моделирование движения частиц у входа в сопло пневмоуборочной машины // Изв. вузов. Энергетика. – 1966. – № 7. – С. 94–98 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкус).

160. Новая технологическая схема добычи, складирования и хранения фрезерного торфа // Комплексное использование торфа. – М.: Энергия, 1968. – Вып. 2. – С. 240–246 (соавт.: Г.Д. Горбутович, В.П. Хлуденев).

161. О применении аналоговой модели для анализа движения частиц в криво-линейном потоке // Изв. вузов. Энергетика. – № 12. – С. 73–77 (соавт.: И.С. Нагорский, С.В. Волкус).

162. Усовершенствование входной части сопла пневмоборочного комбайна // Торф. пром-сть. – 1972. – № 4. – С. 10–12 (соавт. С.П. Волкус).

163. Анализ траекторий движения частиц в криволинейном потоке // Основные направления дальнейшего совершенствования трубопроводного транспорта. – М.: МГУ, 1974. – С. 61 (соавт.: А.И. Борохович, В.Т. Васильев).

164. Влияние пылевой и воздушной нагрузок на эффективность осаждения частиц торфяной пыли в матерчатых фильтрах // Механизация добычи торфа. – М.: Недра, 1974. – Вып. 17. – С. 74–79 (соавт. Н. И. Горбач).

165. Исследование эффективности инерционной сепарации торфяной пыли // Торф. пром-сть. – 1975. – № 4. – С. 12–13 (соавт. В.Т. Васильев).

166. Повышение эффективности пылеосадительных систем при восковом производстве // Химия твердого топлива. – 1975. – № 6. – С. 116–118 (соавт. В.Т. Васильев).

167. Критические скорости воздуха при пневматическом транспортировании измельченного торфа по горизонтальным трубопроводам // Торф. пром-сть. – 1976. – № 3. – С. 12–14 (соавт. В.И. Бакшанский).

168. Анализ эффективности гидротранспортных установок. // Промышл. транспорт. – 1976. – № 3. – С. 24. (соавт.: А.И. Борохович, Т.Д. Иванова).

169. Определение гранулометрического состава зернистых стройматериалов для расчета пневмотранспортного оборудования // Строит. и дорожн. машины. – 1976. – № 4. – С. 33–34 (соавт.: Н.И. Ковзель, Г.А. Гриневич и др.).

170. Применение ультрозвуковых колебаний при прессовании торфа // Торф. пром-сть. – 1976. – № 10. – С. 12–13 (соавт.: И.И. Давыдик, В.В. Борисейко).

171. Разработка и исследование новой модели клыков корчевателя // Мелиорация и водное хозяйство. – 1976. – № 10. – С. 11–12 (соавт. Е.И. Клещенко).

172. Математическое моделирование движения частиц в криволинейном по-токе // Механика. Материалы конф. Развитие технических наук в республике и использование их результатов. – Каунас: РИСО КПИ, 1976. – С. 77–81 (соавт. В.Т. Васильев).

173. Определение крупности и однородности частиц измельченного торфа // Торф. пром-сть. – 1977. – № 5. – С. 20–22 (соавт. И.И. Давыдик).

174. Пневматическая установка для транспортирования измельченного лома торфяных брикетов // Торф. пром-сть. – 1977. – № 3. – С. 12–13 (соавт.: В.И. Бакшанский, А.А. Ковалевский).

175. Влияние сопротивления движению машин по торфяному грунту на тяговые свойства гусеничного хода // Торф. пром-сть. – 1978. – № 7. – С. 19–22 (соавт.: В.В. Гуськов, В.В. Куприяничик).

176. Пневмотранспортная установка подготовленного сырья в котельную торфобрикетного завода // Комплексная механизация вспомогательных работ на предприятиях торфяной промышленности. – М.: ЦБНТИ МТП РСФСР, 1978. – С. 27–28 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

177. Прессование торфа с воздействием ультразвуковых колебаний // Технология, комплексная механизация и автоматизация торфяного производства. – Калинин: КГУ-КПИ, 1978. – С. 91–96 (соавт.: В.В. Борисейко, И.И. Давыдик).

178. Пневмотранспортная установка для сырья в котельной торфобрикетного завода // Торф. пром-сть. Экспресс-информ, серия 1. – М.: ЦБНТИ топпром. – 1978. – Вып. 12. – С. 13–15 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов).

179. Способ определения структуры псевдооживленного слоя полидисперсного материала // Физика процессов торфяного производства. – Калинин: КГУ, 1979. – С. 98–105 (соавт. В.В. Шавель).

180. Исследование деформируемости торфа с обработкой его колебаниями ультразвуковой частоты // Торф. пром-сть. – 1980. – № 6. – С. 18–19 (соавт. В.В. Борисейко).

181. Система утилизации пылевых выбросов из зевов торфобрикетных прессов // Торф. пром-сть. – 1980. – № 9. – С. 10–13 (соавт.: В.В. Шавель, В.Т. Васильев и др.).

182. Изучение структуры псевдооживленного слоя измельченного торфа // Торф. пром-сть. – 1981. – № 1. – С. 13–16 (соавт. В.В. Шавель).

183. Движение брикетов в трубопроводе пневмотранспортной установки // Торф. пром-сть. – 1981. – № 10. – С. 16–18 (соавт. : В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко и др.).

184. Особенности пневмотранспорта сыпучих сред // Машины и системы для механизации подъемно-транспортных процессов. Тез. докл международной конф. (15–16.10.82). – Пловдив, Болгария: НТС Болгарии, 1982. – С. 328–330.

185. Целесообразность обеспыливания затворов бункеров торфобрикетного завода // Торф. пром-сть. – 1983. – № 1. – С. 11–13 (соавт.: В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко и др.).

186. Сушка комплексных гранулированных удобрений на основе торфа в псевдооживленном слое // Торф. пром-сть. – 1984. – № 9. – С. 6–8 (соавт.: В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко).

187. Исследование работы гидроциклонов при очистке шламовых вод // Физика процессов торфяного производства. – Калинин: КГУ, 1984. – С. 90–95 (соавт. Ф.М. Санюкевич).

188. Оптимальные режимы пневмотранспорта сыпучих сред // Доклады конф. по пневматическому транспортированию материалов (20–22.03.85). – г. Печ, Венгрия: ВТУЗ им. Паллака Михая, 1985. – С. 218–224.

189. Качество рассева торфа на валково-дисковых грохотах при его подготовке к брикетированию // Торф. пром-сть. – 1985. – № 7. – С. 28–29 (соавт. В.М. Молочко).

190. Исследование работы напорного гидроциклона при очистке шламовой воды торфобрикетного производства // Торф. пром-сть. – 1985. – № 10. – С. 18–21 (соавт. Ф.М. Санюкевич).

191. О моделировании движения торфовоздушных смесей в системах пневмотранспорта // Технология и комплексная механизация торф. производства. – Калинин: КГУ, 1985. – С. 83–89 (соавт. С.М. Петренко).

192. Физическая сущность и метод расчета собственных колебаний гидроциклонов // Физические основы процессов торф. производства. – Калинин: КГУ, 1985. – С. 57–62 (соавт.: О.В. Громыко, Ф.М. Санюкевич).

193. Критические скорости воздуха при пневматическом транспортировании измельченного торфа по вертикальным

трубопроводам // Торф. пром-сть. – 1986. – № 3. – С. 17–20 (соавт. В.И. Бакшанский).

194. Перспективы применения гидроциклонов в торфобрикетном производстве // Торф. пром-сть. – 1986. – № 5. – С. 15–17 (соавт.: Ф.М. Санюкевич, А.И. Табальчук).

195. Сепарация торфяных частиц в напорном гидроциклоне // Физические основы торф. производства. – Калинин: КГУ, 1986. – С. 72–80 (соавт. Ф.М. Санюкевич).

196. Применение валково-дисковых грохотов и пневмотранспорта для подготовки торфа к брикетированию // Торф. пром-сть. – 1986. – № 11. – С. 27–29 (соавт.: М.В. Молочко, В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов).

197. Аспекты экологической дисциплины торфяного производства // Технология и комплексная механизация торф. производства. – Калинин: КГУ, 1987. – С. 83–86.

198. Построение системы контроля процесса экскавации сапропелей земснарядами // Гидротранспорт сапропелей. – М.: ВНИИ гидропровод, 1987. – С. 72–75 (соавт.: С.Р. Петровский, В.П. Прасолов).

199. Подготовка, аттестация и использование научных кадров в торфяной промышленности // Торф. пром-сть. – 1987. – № 5. – С. 2–5 (соавт. И.И. Лиштван).

200. Отсев, сбор и транспортирование на переработку мелочи брикетов // Торф. пром-сть. – 1987. – № 2. – С. 26–27 (соавт. М.В. Молочко).

201. Модель инерционной гидросепарации в циклонном аппарате // Физические процессы торфяного производства. – Калинин: КГУ. 1987. – С. 14–20 (соавт: Ф.М. Санюкевич, О.В. Громыко).

202. Физические представления о механизме регулирования силового взаимодействия в потоке аэросмеси при изменении режимных параметров пневмотранспортирования // Физические процессы торфяного производства. – Калинин: КГУ 1987. – С. 74–78 (соавт. С.М. Петренко).

203. Параметры сушки для комплексных гранулированных удобрений на основе торфа // Торф. пром-сть. – 1988. – № 1. – С. 12–13 (соавт.: В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко).

204. Состояние и перспективы переработки твердых горючих ископаемых // Докл. 5-го совещания по химии и технологии твердого топлива, ДСП. – М.: Ин-т горючих ископаемых, 1988. – 10 с. (соавт. И.И. Лиштван).

205. Механическая очистка шламовых вод торфобрикетного производства // Материалы 8-го международного конгресса по торфу. Секция 2. – Л.: МТО, 1988. – С. 35–40.

206. Взаимодействие воздушного потока с сыпучим материалом в расстиле // Интенсификация подъемно-транспортных и строительных процессов. Тез. докл. междунар. НТК. – Казанлык, Болгария: НТС Болгарии, 1988. – С. 38 (докл. на микрофишах. – 8 с.).

207. Температура гранул при их сушке в псевдооживленном слое // Торф. пром-сть. - 1988. - № 11. - С 20–21 (соавт. П.В. Цыбуленко).

208. Моделирование и оптимизация механической очистки воды при торфобрикетном производстве // Сб. Механизация и автоматизация перемещения и складирования сыпучих и жидких материалов. – Л.: ЛенДНТП, 1989. – С. 84 (соавт. Ф.М. Санюкевич).

209. Усовершенствование газораспределительной решетки роторной сушилки с псевдооживленным слоем // Торф. пром-сть. – 1989. – № 7. – С. 15–17 (соавт.: П.В. Цыбуленко, С.М. Петренко).

210. Механизм передвижения крана КПТ-1 на базе волнового редуктора // Торф. пром-сть. – 1989. – № 10. - С. 28-29 (соавт. Ф.М. Санюкевич).

211. Пылеулавливание при пневматическом перемещении сыпучих сред // Проблемы пневмотранспорта. – Севастополь: АН УССР, 1989. – С. 5–6.

212. Оперативное измерение консистенции пульпы сапропелей при их добыче // Торф. пром-сть. – 1989. – № 2. – С. 25–27 (соавт.: В.П. Просолов, С.Р. Петровский).

213. Установившийся поток между торфяными каналами с учетом инфильтрации влаги // Физические процессы торф. производства. – Калинин: КГУ 1989. – С. 45–53 (соавт. С.Н. Контровский).

214. Состояние и перспективы переработки твердых горючих ископаемых Белоруссии // Горные науки и промышленность. Сб. статей. – М.: Недра, 1989. – С. 64–71 (соавт. И.И. Лиштван).

215. Действительные гидродинамические параметры пневмотранспорта сыпучих сред при равновесном течении // Тр. 4-й

международной конф. по пневмотранспорту. - Будапешт, Венгрия: Техн. ун-т, 1990. - Т. 1. - Раздел В. - С.181-187 (соавт.: С.М. Петренко, П.В. Цыбуленко).

216. Интенсификация пылеулавливания при пневмотранспорте сыпучих тел // Т. 4-ой международной конф. по пневмотранспорту. - Будапешт, Венгрия: Техн. ун-т, 1990. - Т. 2. - Раздел Д. - С. 91-95 (соавт. Б.М. Хрусталева).

217. Добыча и использование торфа в зарубежных странах // Наука и тех-нология. - Хошимин, Вьетнам: 1990. - № 4. - С. 13-16. - на вьетнамском языке.

218. Утилизация тонкодисперсных фракций торфа при его переработке // Наука и технология. - Хошимин, Вьетнам: 1990. - № 4. - С. 69-71 (соавт. Б.М. Хрусталева). - на вьетнамском языке.

219. Совершенствование систем обеспыливания торфобрикетного производства // Торф. пром-сть. - 1990. - № 9. - С. 32-34.

220. Пневмотранспорт в системах добычи торфа // Тр. международной конф. по торфу и продуктам его переработки. - Ювекюле, Финляндия, 1990. - С. 43-54. - на англ. языке.

221. Использование торфяных месторождений и торфа в охране окружающей среды // Тр. международного симпозиума по характеристикам и использованию торфа и торфяников. - Бемиджи, Миннесота, США, 1990. - С. 39-44. - на английском языке.

222. Обоснование режимов пылеулавливания в циклонах // Современные способы очистки вредных выбросов в атмосферу. - Л.: ЛенДНТП, 1991. - С. 18-21.

223. Улавливание тонкодисперсных фракций торфа при его добыче и переработке // Торф в народном хозяйстве. Сб. научн. статей. - Томск: ТомПИ, 1991. - С. 99-100.

224. Сушка гранулированных удобрений на основе торфа в псевдооживленном слое // Там же. - С. 231-234 (соавт. П.В. Цыбуленко).

225. Пневмотранспорт при добыче торфа // Тр. симпозиума «Тропический торф». - Кучинг, штат Саравак, Малайзия, 1991. - С. 98-106. - на английском языке.

226. Оценка ущерба окружающей среде от пылевых выбросов торф. производства // Торф. пром-сть. - 1991. - № 6. - С. 16-20.

227. Улавливание измельченного торфа при его переработке // Физические проблемы экологии, природопользования и ресурсосбережения. - Ижевск: ИМИ, 1992. - С. 64-65. - на англ. языке.

228. Циклоны обретают второе дыхание // Ж. АВОК – международной ассоциации инженеров. – М., 1992. – № 5. – С. 28–29 (соавт. Б.М. Хрусталеv).

229. Повышение эффективности пылеулавливания при производстве асфальтобетона // Сб. Способы и средства очистки воздуха от загрязнений. – М.: Рос. дом знаний, 1993. – С. 71–74 (соавт.: В.Д. Сизов, Б.М. Хрусталеv и др.).

230. Оценка гранулометрического состава пылевых выбросов асфальтобетонных заводов // Там же. – С. 31–36 (соавт.: В.Д. Сизов, Б.М. Хрусталеv).

231. Интенсификация процесса вакуумной пылеуборки // Оптимизация систем очистки воздуха и вентиляции промышленных зданий. – Пермь: ПГТУ, 1993. – С. 17–25.

232. Оценка фракционной эффективности запыленных потоков // Материалы 7-й МНТК. – Тверь: ТПИ, 1994. – С. 40–41.

233. Оценка рельефа поверхности осушенных торфяников // Материалы международной конф. по окружающей среде увлажненных земель и использованию торфяников. – Чанчюнь, Китай, 1994. – С. 127. – на англ. языке.

234. Оптимизация процесса отделения взвешенных частиц в гидроциклонах // Экология, энергосбережение, экономика. Сб. научн. трудов. – Пермь: ПГТУ, 1994. – С. 34–43 (соавт.: Ф.М. Санюкевич, Б.М. Хрусталеv).

235. Интенсификация пылеулавливания при переработке торфа // Тр. международной конф. Торфяная промышленность и охрана природы. – Таллинн, Эстония: Информ. центр, 1995. – С. 76 (соавт. Б.М. Хрусталеv).

236. Повышение эффективности улавливания пыли торфяного производства // Тез. докл. 10-го междунар. конгресса по торфу. – Бремен, Германия: МТО, 1996. – С. 58 (соавт. Б.М. Хрусталеv).

237. Пути улучшения инерционного пылеулавливания // Тез. докл. симпозиума по технологии воздействия на окружающую среду. – Карлсруэ, Германия, 1996. – С. 50 (соавт. Б.М. Хрусталеv). – на англ. языке.

238. Описание двумерных случайных полей запыленной поверхности // Там же. – С. 51. – на англ. языке.

239. Фракционный состав и плотность частиц измельченного торфа // Тез. докл. Междунар. конференции по торфу и агрокультурам. – Амстердам, Нидерланды, 1997. – С. 176. – на англ. языке.

240. Описание рельефа поверхности осушенных торфяных месторождений // Торфяники, их восстановление и рекультивация. Материалы международного симпозиума. – Дулут, Минесота, США, 1998. – С. 183. – на англ. языке.

241. Влияние определяющих факторов на эффективность улавливания торфяных частиц в циклоне // Торфяная отрасль России на рубеже XXI века: проблемы и перспективы. – Тверь: ТГТУ, 1999. – С. 101–105 (соавт. Г.В. Казаченко).

242. Показатели функционирования пневмоуборочных машин // Материалы 11-го международного конгресса по торфу. – Квебек, Канада, 2000. – С. 498. – на англ. языке.

243. Улавливание выбросов тонкодисперсных сред в машиностроении // Торф в решении проблем энергетике, сельского хозяйства и экологии: Материалы выездной секции Междунар. НПК, 14-16 ноября 2006. - Тверь: ТГТУ, 2006. - С. 85-88 (соавт. П.В. Цыбуленко).

244. Оценка течения загрязненной смазывающе-охлаждающей жидкости. – Там же. – С. 113–115.

245. Расчет режимов работы очистного и проходческого комбайнов при добыче калийной руды // Технология и оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: Сб. докл. Междунар. НТК, 14–16 апр. 2010 г. – Екатеринбург: Уральский госуд. горный ун-т. – 2010. – С. 59–68 (соавт.: Г.В. Казаченко, Г.А. Басалай).

246. Оценка параметров резания породы при заглублинии цепного бара.– Там же. – С. 75–80.

247. Определение энергозатрат на работу ковшового погрузочного устройства // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: Сб. докл. IX Междунар. НТК, 07–08 апр. 2011 г. – Екатеринбург: Уральский гос. горный ун-т. – 2011. – С. 78–81 (соавт. А.Н. Клиничук).

248. Конструктивные параметры и режимы работы улиточного циклона.– Там же. – С. 222–227 (соавт. П.В. Цыбуленко).

АВТОРСКИЕ СВИДЕТЕЛЬСТВА, ПАТЕНТЫ

249. А. с. 355350 СССР, МКИ³ Е 21 С 49/00. Сопло для пневматического комбайна. - Оpubл. в Б.И. № 31, 1972 (соавт.: И.С. Нагорский, С.П. Волкус).

250. А. с. 474322 СССР, МКИ³ А 01g 23/06. Корчеватель. - Оpubл. в Б.И. № 23, 1975 (соавт.: Е.И. Клещенок, А.Ф. Сергеев).

251. А.с. 548511 СССР, МКИ² В 65 G 53/48. Смесительная камера шнекового питателя пневмотранспортной установки. - Оpubл. в Б.И. № 8, 1977 (соавт.: А.А. Асачев, В.И. Бакшанский и др.).

252. А.с. 557287 СССР, МКИ² G 01 N 1/20. Пробоотборник. - Оpubл. в Б.И. № 17, 1977 (соавт. В.В. Шавель).

253. А. с. 567653 СССР, МКИ² В 65 G 53/20. Аэрожелоб для сыпучих материалов. - Оpubл. в Б.И. № 29, 1977 (соавт. В.В. Шавель).

254. А.с. 589411 СССР, МКИ² Е 21 С 49/20. Пневмоворошильное устройство. - Оpubл. в Б.И. № 3, 1978 (соавт.: С.П. Волкус, И.Е. Рухля).

255. А. с. 604775 СССР, МКИ² В 65 G 53/48. Смесительная камера шнекового питателя пневмотранспортной установки. - Оpubл. в Б.И. № 16, 1978 (соавт.: В.М. Вакунов, В.И. Бакшанский и др.).

256. А.с. 705144 СССР, МКИ² F 04 В 1/26. Аксиально-поршневая машина. - Оpubл. в Б.И. № 47, 1979 (соавт.: А.Б. Марковский, О.П. Лопотко и др.).

257. А.с. 729234 СССР, МКИ² С 10 F 9/00. Способ получения торфяных брикетов. - Оpubл. в Б.И. № 15, 1980 (соавт.: И.И. Давыдик, В.В. Борисейко).

258. А. с. 739241 СССР, МКИ² Е 21 С 49/00. Устройство для подготовки торфа к брикетированию. - Оpubл. в Б.И. № 21, 1980 (соавт. В.В. Шавель).

259. А.с. 740652 СССР, МКИ² В 65 G 53/48. Шнековый питатель пневмотранспортной установки для сыпучих материалов. - Оpubл. в Б.И. № 22, 1980 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

260. А. с. 759433 СССР, МКИ³ В 65 G 53/48. Шнековый питатель пневмотранспортной установки. - Оpubл. в Б.И. № 32, 1980 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

261. А.с. 814425 СССР, МКИ³ В 01 F 7/02. Смеситель - Оpubл. в Б.И. № 11, 1981 (соавт.: В.Т. Песковский, Э.Л. Сиротин и др.).

262. А. с. 83992 СССР, МКИ³ В 65 G 53/08. Питатель пневмотранспортной установки. – Оpubл. в Б.И. № 23, 1981 (соавт.: А.А. Асачев, В.И. Бакшанский и др.).

263. А. с. 856951 СССР, МКИ³ В 65 G 53/40. Разгрузочное устройство циклона нагнетательной пневмотранспортной установки. – Оpubл. в Б.И. № 31, 1981 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

264. А. с. 863868 СССР, МКИ³ Е 21 С 49/00. Пневмоуборочная машина для фрезерного торфа. – Оpubл. в Б.И. № 34, 1981 (соавт. В.В. Шавель).

265. А. с. 877030 СССР, МКИ³ Е 21 С 49/00. Сопло пневматической торфоуборочной машины. – Оpubл. в Б.И. № 40, 1981 (соавт. В.В. Шавель).

266. А. с. 972326 СССР, МКИ³ G 01 N 11/12. Устройство для измерения структурно-механических и прочностных характеристик пластично-вязких материалов. – Оpubл. в Б.И. № 41, 1982 (соавт.: О.П. Лопотко, С.М. Петренко и др.).

267. А. с. 910230 СССР, МКИ³ В 07 В 4/08. Пневматический коассификатор. – Оpubл. в Б.И. № 9, 1982 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

268. А. с. 914442 СССР, МКИ³ В 65 G 53/08. Шнековый питатель пневмотранспортной установки. – Оpubл. в Б.И. № 11, 1982 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.В. Бабинич и др.).

269. А. с. 994019 СССР, МКИ³ В 04 С 5/103. Циклон. – Оpubл. в Б.И. № 5, 1983 (соавт.: В.Т. Васильев, П.В. Цыбуленко и др.).

270. А. с. 1033225 СССР МКИ³ В 07 В 4/08. Пневматический классификатор. – Оpubл. в Б.И. № 29, 1983 (соавт.: В.М. Вакунов, В.В. Шавель и др.).

271. А. с. 1050756 СССР, МКИ³ В 07 В 1/16. Устройство для классификации сыпучего материала. – Оpubл. в Б.И. № 40, 1983 (соавт.: М.В. Молочко, В.М. Вакунов и др.).

272. А. с. 1134503 СССР, МКИ³ В 65 G 53/48. Шнековый питатель пневмотранспортной установки для сыпучих материалов. – Оpubл. в Б.И. № 2, 1985 (соавт.: В.И. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

273. А. с. 1137007 СССР, МКИ³ В 62 D 55/08. Устройство для подъема направляющего колеса трактора при повороте. – Оpubл. в Б.И. № 4, 1985 (соавт. В.А. Орлов).

274. А. с. 1193407 СССР, МКИ³ F26 В 17/10. Сушилка кипящего слоя. – Оpubл. в Б.И. № 43, 1985 (соавт. В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко).

275. А.с. 1237476 СССР, МКИ³ В 60 G 11/00. Подвеска транспортного средства. – Оpubл. в Б.И. № 22, 1986 (соавт.: Г.А. Басалай, А.А. Гребнев, Г.В. Казаченко).

276. А. с. 1291513 СССР, МКИ³ В 65 G 53/48. Шнековый питатель пневмотранспортной установки. – Оpubл. в Б.И. № 7, 1987 (соавт.: В.Н. Бакшанский, В.М. Вакунов и др.).

277. А. с. 1295171 СССР, МКИ³ F 26 В 17/10. Сушилка кипящего слоя. – Оpubл. в Б.И. № 9, 1987 (соавт.: В.В. Шавель, П.В. Цыбуленко).

278. А. с. 1428476 СССР, МКИ³ В 04 С 5/24. Мультициклон. – Оpubл. в Б.И. № 37, 1988 (соавт.: О.В. Громыко, Ф.М. Санюкевич и др.).

279. А. с. 1532708 СССР, МКИ³ Е 21 С 49/00. Устройство для сбора пней с поверхности торфяной залежи. – Оpubл. в Б.И. № 48, 1989 (соавт.: Г.А. Басалай, А.А. Гребнев, Г.В. Казаченко).

280. А. с. 1472675 СССР, МКИ³ Е 21 С 49/00. Прицепной валкователь фрезерного торфа. – Оpubл. в Б.И. № 14, 1989 (соавт.: Н.Н. Андриков, Г.А. Басалай).

281. А. с. 1479325 СССР, МКИ³ В 33 В 9/81. Брикетный пресс. – Оpubл. в Б.И. № 18, 1989 (соавт.: В.А. Буслов, И.О. Матвиенко и др.).

282. А. с. 1484875 СССР, МКИ³ Е 02 Г 3/92. Грунтозаборное устройство. – Оpubл. в Б.И. № 21, 1989 (соавт.: С.Р. Петровский, М.З. Лопотко).

283. А. с. 1521947 СССР, МКИ³ F 15 С 5/00. Гидравлическое распределительное устройство. – Оpubл. в Б.И. № 42, 1989 (соавт.: В.В. Пинчук, В.И. Дорошенко и др.).

284. А. с. 1542944 СССР, МКИ⁵ С 05 F 11/02. Органическое удобрение. – Оpubл. в Б.И. № 6, 1990 (соавт.: А.В. Тишкович, В.А. Ковалевский и др.).

285. А. с. 1590985 СССР, МКИ³ G 05 D 27/00. Система управления технологическим процессом. – Оpubл. в Б.И. № 33, 1990 (соавт. М.А. Гатих, М.В. Молочко и др.).

286. А.с. 1607946 СССР, МКИ³ В 02 С 18/18. Устройство для измельчения материалов. – Оpubл. в Б.И. № 43, 1990 (соавт.: А.Н. Морозов, О.С. Горфин и др.).

287. А.с. 1660981 СССР, МКИ³ В 30 В 9/28. Брикетный пресс. – Оpubл. в Б.И. № 25, 1991 (соавт.: В.А. Хозяев, И.О. Матвиенко и др.).

288. А. с. 1693458 СССР, МКИ³ G 01 N 7/00. Устройство для измерения сжимаемости жидкостей. – Оpubл. в Б.И. № 43, 1991 (соавт.: В.А. Хозяев, С.Р. Петровский и др.).

289. Патент ВУ 3781 С 1 (РБ), В 04 С 5/22. Циклон. – О.Б., 2001, № 1 (соавт.: Б.М. Хрусталева, В.Д. Сизов, В.Н. Короткий).

290. Патент ВУ № 8482, МПК 7 В 04 С 1/100. Циклон. – О.Б., 2006. – № 5. – С. 51–52 (соавт.: П.В. Цыбуленко, К.А. Кричко).

291. Патент ВУ № 3522, МПК 7 В 04 С 1/100. Устройство для очистки газов от пыли. – О.Б., 2007. – № 8. – С. 42–44 (соавт.: П.В. Цыбуленко, К.А. Кричко).

292. Патент РФ № 61597 на ПМ. – Устройство для очистки газов от пыли. – О.Б., 2007. – № 7, опублик. 10.03.07, бюл. № 7 (соавт.: П.В. Цыбуленко, К.А. Кричко).

293. Патент РФ № 68367 на ПМ. – Циклон. – О.Б., 2007. – Опублик. 27.11.07, бюл. № 33 (соавт. К.А. Кричко).

294. Патент ВУ № 4114, МПК 7 В 04 С 1/100. Циклон. – О.Б., 2007. – Опублик. 14.06.07, бюл. № 22 (соавт. К.А. Кричко).

295. Патент ВУ № 7595 на ПМ от 21.03.2011. – Очистной комбайн (соавт.: Г.А. Басалай и др.).

ДИССЕРТАЦИИ Н.В. КИСЛОВА

1. Исследование физико-механических и аэродинамических свойств пере-работанного фрезерного торфа: Дис. ... канд. техн. наук. – Минск: 1963. – 270 с. Научн. руководитель чл.-корр. АН БССР, д.т.н., проф. Ф.А. Опейко.

2. Разработка принципов перемещения измельченного торфа воздушным потоком в торфяном производстве: Дис. ... доктора техн. наук. – Минск: 1982. – 452 с.

КАНДИДАТСКИЕ ДИССЕРТАЦИИ, ВЫПОЛНЕННЫЕ ПОД РУКОВОДСТВОМ Н.В. КИСЛОВА

1. Волкус, С.П. Исследование работы сопел пневмоуборочных торфяных машин. – Минск, 1971.

2. Горбач, Н.И. Исследование очистки воздуха от торфяной пыли матерчатыми фильтрами и некоторые вопросы их аэродинамики. – Минск, 1971.

3. Шавель, В.В. Исследование процесса перемещения измельченного торфа в псевдоожиженном состоянии. – Минск, 1974.

4. Давыдов, Л.Р. Исследование рабочего органа пневматической торфоуборочной машины с рециркуляцией воздуха. – Минск, 1975.

5. Васильев, В.Т. Исследование процесса инерционной сепарации измельченного торфа. – Минск, 1975.
6. Опейко, А.Ф. Исследование динамики поворота гусеничного хода. – Минск, 1976.
7. Гребнев, А.А. Исследование поворота многоколесных широкозахватных прицепных торфяных машин. – Минск, 1976.
8. Бакшанский, В.И. Исследование пневматического транспортирования измельченного торфа при повышенных концентрациях аэросмеси. – Минск, 1978.
9. Борисейко, В.В. Исследование процесса прессования торфа с воздействием ультразвуковых колебаний. – Минск, 1980.
10. Казаченко, Г.В. Исследование поворота колесных машин с бортовой схемой управления. – Минск, 1982.
11. Осадчий, Е.А. Обоснование и разработка методов повышения эффективности паровых трубчатых сушилок в торфобрикетном производстве. – Минск, 1983.
12. Молочко, М.В. Разработка и обоснование параметров валково-дискового грохота и сепаратора пней для подготовки торфа к брикетированию. – Минск, 1986.
13. Цыбуленко, П.В. Псевдооживление и сушка комплексных гранулированных удобрений на основе торфа в роторной сушилке. – Минск, 1987.
14. Санюкевич, Ф.М. Выбор и обоснование параметров системы механической очистки шламовых вод торфобрикетного производства. – Минск, 1987.
15. Пинчук, В.В. Элементная база и синтез на ее основе гидроблоков управления при проектировании машин и механизмов с автоматизированным циклом работы. – Минск, 1991.
16. Матвиенко, И.О. Повышение эффективности использования сырья и отходов торфобрикетного производства. – Минск, 1991.
17. Михальков, В.С. Разработка трубопроводных установок для внутризаводского пневмоконтейнерного транспорта фрезерного торфа и других сыпучих материалов. – Минск, 1993.

**Итоги выполнения научно-исследовательских работ
по Государственной программе «Торф»
в области сельского хозяйства за 2011 год**

академик Лиштван И.И.

Институт природопользования НАН Беларуси

Государственная программа «Торф» на 2008 – 2010 годы и на период до 2020 года (далее Программа) утверждена постановлением Совета Министров Республики Беларусь от 23 января 2008 г. № 94. Доработанный вариант Программы в соответствии с протоколом заседания Президиума Совета Министров Республики Беларусь от 21 января 2009 г. № 13 «О ходе выполнения Государственной программы «Торф» на 2008 – 2010 годы и на период до 2020 года, финансово-экономическом положении организаций торфяной промышленности» утвержден постановлением Совета Министров от 27 марта 2010 г. № 444. Государственными заказчиками Программы определены Министерство энергетики РБ и Министерство сельского хозяйства и продовольствия Республики Беларусь.

Головная организация-исполнитель в части научного сопровождения Программы – Государственное научное учреждение «Институт природопользования Национальной академии наук Беларуси».

ГП «Торф» выполняется по следующим научным направлениям:

- Торфяные ресурсы и их рациональное использование;
- Торф в решении топливно-энергетических проблем;
- Торф в решении проблем сельского хозяйства;
- Оценка воздействия разработки торфяных месторождений на окружающую среду.

Научно-исследовательские разработки Программы направлены на получение важных результатов для сельского хозяйства страны.

В целом по Программе выполнялось восемь заданий с объемом финансирования в 2011 г. – 1 млрд. 100 млн. руб.

Ниже приводится краткая информация по результатам выполнения отдельных заданий.

- Разработать и внедрить ресурсосберегающую систему адаптированного сельскохозяйственного использования торфяных поч-

венных комплексов Белорусского Полесья с целью сохранения плодородия и обеспечения их продуктивного долголетия.

Исполнитель - РУП «Институт мелиорации».

С учетом динамики свойств торфяных почв, трансформации почвенного покрова с их преобладанием уровня сельскохозяйственного производства и его экономического состояния разработана система адаптированного использования торфяных почвенных комплексов Полесья, реализация которой обеспечивает устойчивую продуктивность не ниже 6-8 т/га кормовых единиц, сохранение ежегодно 4-5 т/га органического вещества от минерализации и эрозии, экономию 15-20% минеральных удобрений и соответствующее повышение их эффективности.

Разработки и предложения по совершенствованию системы земледелия на торфяных почвах реализованы:

- в 42 хозяйствах с удельным весом торфяных почв в составе сельскохозяйственных земель более 50% (при подготовке и освоении проектов оптимизации землеустройства);

- в хозяйствах 17 районов Брестской, Гомельской и Минской областей на площади 90,7 тыс. гектаров – при планировании сельскохозяйственного производства.

Перспективы использования. Результаты исследований позволяют создать в регионе прежде всего в районах Припятского Полесья, зону устойчивого земледелия на 1,2-1,4 млн.га с производством 9,5-10,0 млн.тонн кормовых единиц продукции растениеводства и на этой основе - получения экспортоориентированных продуктов животноводства (не менее 4,0-4,2 млн.т молока и 0,7-0,8 млн.т мяса).

Сокращение расхода органического вещества торфяных почв на 1,5-2,0 млн. тонн создает предпосылки использования углеродных рынков Мирового сообщества для привлечения средств на обеспечение долгосрочного устойчивого функционирования данных территорий.

- Разработать способы прогнозирования и минимизации проявления заморозков и циклических процессов промерзания-оттаивания на мелиорированных торфяных почвах.

Исполнитель - Институт природопользования НАН Беларуси.

С помощью вегетационных опытов в морозильной камере установлено, что недостаток, а также избыток минеральных удобрений может снижать морозостойкость на торфяных почвах озимой пшеницы и озимого тритикале. Оптимальным количеством в этом от-

ношении является по действующему веществу 60 кг/га фосфора и 90 кг/га калия. Это необходимо учитывать при внесении минеральных удобрений под озимые культуры в осенний период с учетом их вымывания.

Предпочтительно вносить калийные удобрения в виде гумусо-щелочных реагентов с добавками карбоксиметилцеллюлозы. Это позволяет уменьшить вымываемость калийных удобрений, а также уменьшает структурные преобразования в корнеобитаемом слое торфяных почв при промерзании.

По результатам промораживания достоверно лучшую по сравнению с контролем, имеющим оптимальный баланс калия и фосфора, морозоустойчивость растений озимой пшеницы и озимого тритикале показывает вариант соответствующий внесению 8 т/га реагента УКМЦ. При этом удастся повысить процент выживаемости растений относительно контрольного варианта при определенных режимах промораживания с 34 до 60% для озимой пшеницы и с 69 до 83% озимого тритикале.

Проведены вегетационные эксперименты по оценке повышения морозостойкости сельскохозяйственных культур (ярового ячменя сорта Якуб и яровой пшеницы сорта Рассвет) с помощью различных модифицирующих добавок – УКМЦ, доломитовой муки. По предварительной оценке наиболее эффективной добавкой оказалась УКМЦ без доломита.

Сочетание метеорологических условий в период 2010 и 2011 годов не позволили выявить эффективность разработанных составов в полевых условиях, как в зимний период для озимых культур, так и в весенний период для яровых культур.

Разработаны две прикладные компьютерные программы для моделирования температурно-влажностного режима на мелиорированных торфяных почвах в весенне-летний и зимний периоды, учитывающая метеорологические условия и гидрофизические характеристики почв, позволяющие путем компьютерного моделирования оценивать степень рисков для сельхозкультур от последствий заморозков и циклических процессов промерзания-оттаивания почв.

Обобщая данные всех проведенных опытов с озимыми культурами в морозильной камере, а также результаты компьютерного моделирования, для дальнейших полевых испытаний можно рекомендовать два способа модификации торфяных почв. Это внесение

в почву во время предпосевной обработки продуктов щелочного гидролиза бурого угля водным аммиаком с последующей обработкой полученного реагента хлористым калием и добавками карбоксиметилцеллюлозы. С учетом того, что в настоящее время в Беларуси еще не освоена добыча бурого угля, можно использовать вместо него торф высокой степени разложения в количестве эквивалентном бурому углю по содержанию гуминосодержащих компонентов.

Разработаны проект технических условий на составы повышающие морозостойкость озимых культур и минимизирующие повреждения яровых культур от заморозков (СПМГ), технологический регламент их получения, технологическую схему внесения и подготовлена заявка на выдачу патента на способ получения разработанных составов.

- Составить схему размещения первоочередных участков и организовать добычу сапропеля, включая оценку запасов, обоснование необходимого оборудования и новых технологий разработки залежей.

Исполнитель – Институт природопользования НАН Беларуси.

На основании анализа обеспеченности административных районов извлекаемыми ресурсами торфа и современного состояния сапропелевого фонда выполнена инвентаризация и оценены перспективы вовлечения в хозяйственную сферу новых и восстановления ранее действовавших объектов по добыче сапропелевого сырья в районах с незначительными ресурсами торфа в Гомельской и Витебской областях, облагросервисы которых планируют увеличение добычи сапропеля на период до 2020 года. Изучены горно-геологические параметры сапропелевых месторождений, на основании чего предложены критерии выбора и рекомендуемые технологии разработки залежей сапропеля в разведанных в течение 1975-2010 гг. месторождениях. Составлены перечни перспективных для освоения объектов сапропелевого сырья в административных районах Гомельской и Витебской областях с низкой обеспеченностью торфом. Перспективные для разработки месторождения сапропеля в озерах и на торфяных участках для сельского хозяйства в изученных административных областях нанесены на картосхему.

Выполнена детальная разведка и утверждены в РКЗ запасы сапропеля на первоочередных участках в озерах Прибыловичи Лельчицкого района Гомельской области и Бувеское Лиозненского рай-

она Витебской области. Испытан рабочий орган канатно-скреперной установки. Полученные результаты позволяют организовать освоение месторождений сапропеля по новой технологии. Разработаны технологические схемы добычи и переработки сапропелевого сырья, собраны исходные данные для проектирования на разведанных первоочередных месторождениях участков по добыче и переработке сапропеля, выполнены необходимые технико-экономические расчеты. На озере Прибыловичи ОАО «Лельчицкий агросервис» (директор Г.В. Переход) спроектирован, построен и оснащен техническими средствами объект по добыче сапропеля и он актом от 24.03.2011 г. передан в промышленную разработку. В настоящее время ОАО «Лиозненский райагросервис» проводятся работы по проектированию и оснащению объекта добычи сапропеля на озера Буевское, на что мероприятиями Госпрогаммы «Торф» в 2011 г. предусмотрено 180 млн. руб.

Разработаны схемы добычи сапропеля из озер и трофоучастков с помощью ресурсосберегающей канатно-скреперной технологии. Разработана конструкторская документация, изготовлен и испытан опытный образец рабочего органа канатно-скреперной установки для опытно-промышленной добычи сапропеля по новой технологии на озере Буевское.

Для применения в сельском хозяйстве сапропелевых удобрений органо-кремнеземистого типа из сырья озера Буевское Лиозненского района, кормовых добавок, сапропелевых удобрений и известковых материалов из органо-карбонатного сапропеля озера Прибыловичи Лельчицкого района разработаны технические условия, согласованы с предполагаемыми потребителями и утверждены производителями продукции. Технические условия прошли государственную регистрацию в БелГИСС. Оригиналы технических условий переданы производителям продукции – ОАО «Лиозненский райагросервис» и ОАО «Лельчицкий агросервис».

Эффективность. На введенном месторождении сапропеля в озере Прибыловичи Лельчицкого района Гомельской области в 2010-2011 г. заготовлено и использовано в качестве органоминеральных удобрений около 15 тыс. т сапропеля, что позволило удобрить около 600 га пашни. С учетом дополнительных транспортных расходов на внесение удобрений экономия финансовых средств, исходя из уровня текущих оптовых цен на минеральные

удобрения, составила около 300 тыс. руб. на 1 га или 180,0 млн. руб. на весь объем удобрений.

Произведено также 50 т кормового сапропеля, использованного при скармливании опытными партиями коров и молодняка КРС при постановке научно-хозяйственных опытов в РУП «НПЦ НАН Беларуси по животноводству» и на откорме в подсобном хозяйстве ОАО «Лельчицкий агросервис». Прибыль за дополнительную продукцию составила около 11,2 млн. руб., в том числе по приросту мяса при откорме молодняка 4,0 млн. руб., за дополнительные удои молока – 7,2 млн. руб. Экономический эффект от замены зерновых компонентов в использованных кормах составил 10,5 млн. руб.

Импортозамещение. Выпуск сапропелевой кормовой добавки (СКД) в ОАО «Лельчицкий агросервис». Проектируется линия по выпуску СКД производительностью 30 тыс. т в год. Выход на проектную мощность производства СКД планируется в 2013 г. Годовой эффект от сокращения импорта ожидается на сумму 620 тыс. долларов США. Эффект от частичной замены кормового зерна составит около 2,1 млн. долларов США. Линия по выпуску СКД в ОАО «Лельчицкий агросервис» позволит наращивать производство продукции до 100 тыс. т в год, что позволит получить эффект от замены импортных кормовых добавок на сумму около 2 млн. долларов в год.

Экспорт продукции. ОАО «Лельчицкий агросервис» в 2011 г. заключены договора и начаты поставки сапропелевых удобрений в Польшу (объем 1 тыс. т) и Украину (5 тыс. т) на общую сумму 100 тыс. долларов.

Перспективы использования. На месторождении сапропеля озеро Прибыловичи объем производства сапропелевых удобрений для нужд местных сельскохозяйственных подразделений к 2013 году планируется увеличить до 50 тыс. т в год, кормовых сапропелей для обеспечения комбикормовых заводов и кормоцехов животноводческих ферм гомельского региона – до 30 тыс. т. Проводятся экспериментальные работы по использованию сапропеля в буровом деле при детальной разведке Лельчицкого месторождения бурых углей и применению лечебной грязи в лечебно-оздоровительных учреждениях Гомельской области (санаторий-профилакторий Мозырского НПЗ и санаторий «Ченки»).

Для освоения сапропеля в озере Буевское необходимо выделить дополнительные средства на проектные работы, оснащение оборудованием и обустройство месторождения.

Перспективным может быть возобновление добычи сапропеля на озере Дикое Петриковского района для производства удобрений, организация добычи лечебных грязей в озерах Черное Браславского района и Малая Корчинка Глубокского района.

- Разработать и организовать производство высокоэффективных жидких комплексных микроудобрений на основе гуматов торфа для некорневой обработки растений, инкрустации семян и добавки к минеральным удобрениям.

Исполнитель – Институт природопользования НАН Беларуси.

Проведена серия лабораторных опытов по исследованию влияния биологически активных гуминовых веществ, извлекаемых различными экстрагентами из торфа разных типов, на энергию прорастания и всхожесть семян зерновых культур, где определено что, влияние вида экстрагента на исследуемые показатели различается для разных культур. Выполнено дополнительное экспериментальное обоснование методов оценки качества комплексных гуминовых микроудобрений на основе окисленного торфа.

Разработаны, утверждены заказчиком и внесены в Реестр госрегистрации Технические условия «Микроудобрения комплексные гуминовые» ТУ ВУ 100289079.041-2011, предназначенные для предпосевной и некорневых подкормок сельскохозяйственных полевых и овощных, плодово-ягодных и цветочно-декоративных культур.

Новые удобрения «ЭлеГум Медь-Марганец», «ЭлеГум Медь-Цинк», «ЭлеГум Бор-Марганец», «ЭлеГум Бор-Цинк», «ЭлеГум Бор-Медь», «ЭлеГум Цинк-Марганец» «ЭлеГум-Комплекс» применяются для обеспечения потребности вегетирующих растений в микроэлементах, стимуляции их роста и развития, повышения урожайности, улучшения качества и повышения биологической полноценности растениеводческой продукции.

Область применения - растениеводство открытого и защищенного грунта.

Проведены полевые испытания, изучена эффективность новых жидких комплексных микроудобрений на основе гуматов торфа в опытах с озимой пшеницей, ячменем и сахарной свеклой (уборка в сентябре т.г.) на дерново-подзолистых почвах разного

гранулометрического состава (в СПК «Щомыслица» Минского района Минской области на дерново-подзолистой легкосуглинистой почве, в РУП «Экспериментальная база им. Суворова» Узденского района на дерново-подзолистой супесчаной и в СПК «Городея» Несвижского района на дерново-подзолистой связно-супесчаной почвах) и агрохимических свойств.

Проведение некорневых подкормок растений новыми жидкими комплексными микроудобрениями на основе гуматов торфа во время вегетации растений озимой пшеницы, ячменя и сахарной свеклой обеспечило получение достоверных прибавок урожайности изучаемых культур в сравнении с базовой технологией.

При возделывании озимой пшеницы предпосевная обработка семян различными марками микроудобрений ЭлеГум обеспечила достоверное повышение урожайности зерна; при урожайности в фоновом варианте 74,3 ц/га применение микроудобрения ЭлеГум-Медь+Марганец ($\text{ГП}_{10}\text{Cu}_{33}+\text{Mn}_{33}$) в дозе 3,0 л/т способствовало повышению урожайности зерна на 4,8 ц/га и ЭлеГум-Медь+Цинк ($\text{Гумин}_{10}\text{Cu}_{25}+\text{Zn}_{25}$) в дозе 4,0 л/т – 4,1 ц/га.

Наибольшие прибавки урожайности зерна от некорневой подкормки озимой пшеницы были получены от внесения микроудобрений $\text{Гумин}_{10} + \text{Cu}_{25} + \text{Mn}_{25} - 6,4$ ц/га, $\text{Активат}_{10}\text{Cu}_{25} + \text{Mn}_{25} - 5,8$ ц/га и $\text{Активат}_{10}\text{Cu}_{50} + \text{B}_{50} - 5,5$ ц/га.

Предпосевная обработка семян ячменя новыми микроудобрениями в сравнении с обработкой только одним протравителем (фоновый вариант) обеспечила повышение урожайности зерна на $3,1 \div 4,7$ ц/га. Наибольшая прибавка зерна 4,7 ц/га получена при применении микроудобрения ЭлеГум $\text{Cu}_{25} + \text{Mn}_{25}$ в дозе 4,0 л/т.

Некорневые подкормки ячменя различными марками новых микроудобрений обеспечили прибавки урожайности зерна от 3,5 до 6,5 ц/га при урожайности зерна в фоновом варианте 50,7 ц/га.

Выполнено обобщение данные полевых и производственных опытов по оценке влияния новых удобрений на урожайность и качество растениеводческой продукции.

Разработаны и согласованы рекомендации по рациональному использованию новых удобрений.

Реализация проекта способствует созданию импортозамещающей ресурсосберегающей технологии приготовления высокоэффективной конкурентоспособной продукции с широкой об-

ластью применения для предпосевной обработки семян и подкормок всех групп сельскохозяйственных культур. Подано 4 заявки на изобретения.

Перспективы использования. Действует ранее зарегистрированное в Национальном центре интеллектуальной собственности и заключено новое лицензионное соглашение № Л 02-2011 с УП «ЧервеньАгро» Минской области продажи-покупки неисключительной лицензии на использование изобретения по патентам РБ №№ 12422 «Жидкое удобрение для некорневой подкормки растений», 13025 «Жидкое гуминовое удобрение с медью», 14297 «Состав для получения жидкого гуминового удобрения с цинком» и 14302 «Состав для получения жидкого гуминового удобрения с марганцем». Организуется производство продукции по патентам.

Планируемые объемы импортозамещения на стадии освоения разработки

Наименование продукции	Внедряющее предприятие	Производство и стоимость продукции по годам, литры/долл. США
Комплексные гуминовые микроудобрения	ОАО «Зеленоборское»	2012 г. – 5 тыс. л/15 тыс. \$
	(Смолевичский район)	2013 г. – 5 тыс. л/15 тыс. \$
	УП «ЧервеньАгро»	2014 г. – 5 тыс. л/15 тыс. \$
	(Пуховичский район)	2015 г. – 6 тыс. л/18 тыс. \$

- Разработать и освоить ресурсосберегающую технологию компостирования полужидкого навоза с торфом и другими компонентами.

Исполнитель – РУП «Институт почвоведения и агрохимии».

Разработаны «Ресурсосберегающая технология компостирования полужидкого навоза с торфом и другими компонентами» и «Рекомендации по применению новых видов компостов при возделывании сельскохозяйственных культур».

Использование в сельскохозяйственных организациях Беларуси технологии получения компостов на основе полужидкого навоза, торфа, соломы, гидролизного лигнина, дефеката и жома позволит решать экологические проблемы, связанные с утилизацией отходов производства и при меньших объемах торфа увеличить выход качественных органических удобрений, что в свою очередь будет способствовать сохранению плодородия дерново-подзолистых почв и повышению урожайности сельскохозяйственных культур.

Согласно разработанным рекомендациям по применению новых видов компостов при возделывании сельскохозяйственных культур, применение торфо-жомо-дефекато-соломо-навозных и торфо-лигнино-соломо-навозных компостов под кукурузу (60 т/га) в звене севооборота кукуруза-яровой рапс увеличивает суммарную продуктивность этих культур на 35 ц к.ед/га при окупаемости 1 т компоста 58 к.ед. Внесение компостов под озимые зерновые культуры в дозе 30 т/га способствует увеличению урожайности на 8,5 ц/га при окупаемости 1 т компоста 28 кг зерна.

- Разработать технологию производства комплексного препарата на основе продуктов переработки торфа и ризосферных бактерий для защиты растений от болезней и стимуляции их роста. Исполнитель - Белорусский государственный университет.

Действующие вещества препарата – гуминовые кислоты и бактерии *Pseudomonas aureofaciens*.

Наработана опытно-промышленная партия препарата Гулливер объемом 80 кг на БРУП Гидролизный завод (г.Бабруйск). Вся партия использована для проведения регистрационных испытаний биологической эффективности препарата.

Проведены регистрационные испытания биологической эффективности комплексного препарата Гулливер на картофеле. Показано, что препарат Гулливер обладает росторегулирующей и фунгистатической активностью, обеспечивая при этом сохранение до 30% и более урожая (прибавка урожая до 8,2 т/га). Высокая фунгистатическая активность против возбудителей болезней картофеля (фитофтороз, фитофторозно-бактериальная гниль клубней, серебристая парша, ризоктониоз) и высокая хозяйственная эффективность позволили рекомендовать препарат для включения в «Государственный реестр средств защиты растений...» с целью использования на картофеле на предприятиях агропромышленного комплекса и в частном секторе.

Проведены регистрационные испытания биологической и хозяйственной эффективности комплексного препарата Гулливер на капусте белокочанной, огурцах и томатах защищенного грунта предприятий агропромышленного комплекса и в частном секторе.

У препарата Гулливер не существует полных аналогов отечественного или импортного производства. Наиболее близкими являются отечественный препарат «Ризобактерин» и российский «Био-

рам». Необходимо отметить, что к недостаткам «Ризобактерина» относится отсутствие бактерицидного и антифунгального действия. Кроме того, данный препарат разрешен для применения лишь на узком спектре зерновых культур и имеет небольшой срок хранения. Российский препарат «Бинорам» в десять раз дороже отечественной разработки, кроме того, данный препарат не применяют на томатах и огурцах защищенного грунта.

Перспективы использования. Разрабатываемый препарат планируется применять на культурах закрытого грунта (томаты и огурцы, посевные площади которых в республике составляют 98,4 га и 93,4 га соответственно) и открытого грунта (капуста и картофель – посевные площади 2,2 тыс. га и 45,7 тыс. га соответственно). Предполагаемая цена на препарат – 40 000 бел. руб.

Препарат прошел госрегистрацию для включения в «Государственный реестр средств защиты растений (пестицидов) и удобрений, разрешенных к применению на территории Республики Беларусь».

- Изучить агрохимические свойства торфовивианитов, оценить целесообразность и эффективность их использования в качестве фосфорных удобрений на антропогенно-преобразованных торфяных комплексах.

Исполнитель – РУП «Институт мелиорации».

Проведены исследования по оценке агрохимических параметров торфовивианитов. Исследования показали что, стоимость добычи торфовивианита как сопутствующего сырья при разработке месторождений торфа для различных целей составляет 40-45 у.е./т или 80-600 у.е./т действующего вещества фосфора в зависимости от концентрации его в торфовивианите и расстояния, на которое необходимо вывозить. Это открывает возможность их использования в качестве фосфорных удобрений, а экономия на закупке импортируемых минеральных фосфорных удобрений может составить, даже при самых пессимистических прогнозах (связанных с повышением топлива и т.д.), более 226,5 млн. \$.

Перспективы использования. Разработанная в рамках исследований, технология применения торфовивианита в качестве дополнительных резервов минеральных фосфорных удобрений, а также микроэлементов (до 50% от потребности растений в микроэлементах) при возделывании зерновых культур. Затраты при производстве зерновых сокращаются на 1,5-2 \$ на ц зерна, что при урожайности около

45 ц/га может составить 60-90 \$/га в зависимости от возделываемой культуры. Разработанная технология применения торфовиванита может быть внедрена на 300-350 тыс. га площадей Гомельской, Могилевской и Минской областей. В итоге, затраты на возделывание на них зерновых культур можно сократить на более, чем 24 млн. долларов.

Технология может получить широкое распространение в случае организации дополнительного обследования на содержание фосфора перспективных месторождений торфа в Гомельской, Могилевской и Минской областях для разработки на топливо, химической промышленности и сельхозпроизводства. Эти мероприятия необходимы для организации добычи торфовиванитов как сопутствующего сырья при добыче торфа. Стоимость добычи при этом будет ниже, чем при организации разработок только торфовиванита. Кроме того, необходимо провести доразведку территорий под выработанными торфоразработками, расположенными в Гомельской, Могилевской и Минской областях на содержание в оставшихся слоях торфа торфовиванита, сопутствующего ему бераунита (содержание валового фосфора до 10%), также эффективного при использовании в сельхозпроизводстве, и сапропеля с целью выработки остаточных количеств торфа до подстилающей породы и организации на этих территориях озер. В настоящее время большинство выработанных торфяников не используются, заболачиваются и становятся непригодными для сельхозиспользования.

- Разработка и освоение технологии комплексного использования торфяных месторождений, подстилаемых сапропелем, для увеличения эффективности сельскохозяйственного производства и организации производства топливных гранул и гуминовых препаратов многоцелевого назначения из торфа и сапропеля. (Задание выполняется со 2 квартала 2011 г.)

Исполнитель – Институт природопользования НАН Беларуси.

Собраны и проанализированы кадастровые и фондовые материалы по ресурсам торфа и сапропеля в Лельчицком районе Гомельской области с целью выбора первоочередных участков совместного их залегания для детального изучения запасов. Подготовлена аналитическая записка. Обоснован выбор перспективных для производства топливных гранул и гуминовых препаратов месторождений и видов сырья, заготовлены и аттестованы опытные партии.

Перспективы использования. Результаты НИР дадут возможность эффективно использовать сырьевые ресурсы выбывших из эксплуатации торфяных месторождений со значительными запасами торфа и сапропеля, которые имеются во всех регионах республики. Реализация проекта позволит повысить полноту и эффективность использования запасов торфо-сапропелевого сырья, подготовить сырьевую, нормативную и техническую базу и начать промышленный выпуск новых, потенциально востребованных видов продукции: торфяных топливных гранул со связующим из сапропеля из местных возобновляемых сырьевых источников, имеющих повышенный спрос на зарубежных рынках, и эффективных регуляторов роста растений с высоким выходом гуминовых веществ торфа и подвижных макро- и микроэлементов сапропеля. Предлагаемая к разработке и выпуску продукция относится к разряду инновационной, так как является новой для республики, обладает улучшенными качествами, создается с применением новых компонентов и технологических решений.

Проект поддержан Гомельским областным комитетом по сельскому хозяйству и продовольствию и софинансируется по инициативе бывшего губернатора из инновационного фонда Гомельской области. Освоение продукции будет организовано в ОАО «Лельчицкий агросервис» Гомельской обл. для увеличения сельскохозяйственного производства в регионе на основе рационального природопользования, внедрения современных энергосберегающих и экологобезопасных технологий. Выпуск продукции по завершении научной части проекта будет составлять: торфяные топливные гранулы с сапропелевым связующим – 5 тыс. т в год при работе линии в одну смену; жидкий гуминовый препарат из торфо-сапропелевого сырья – 1 тыс. т. Основными потребителями продукции из торфа и сапропеля являются сельхозпредприятия региона. Значительная часть топливной продукции будет поставляться на экспорт.

Таковы результаты выполнения заданий в части научного сопровождения ГП «Торф» по разделу «Сельское хозяйство» в 2011 г.

**О направлениях развития научно-исследовательских работ
в области технологии и комплексной механизации
добычи и переработки торфа**

Кислов Н.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

В Республике Беларусь осуществляется Государственная программа «Торф», предусматривающая создание условий для повышения энергетической и продовольственной безопасности и дальнейшее развитие топливно-энергетического комплекса и сельскохозяйственного производства [1]. В основу программы положены достижения науки и производства в области добычи и переработки торфа, которые нашли применение не только в качестве энергетического и коммунально-бытового топлива, но и в химической тех-нологии, бальнеологии и охране окружающей среды. Благодаря уникальному составу органического вещества торфяное сырье может быть использовано для производства новых продуктов и материалов, в том числе аналогов, получаемых из других импортируемых природных ресурсов. Уже вскрыты новые возможности торфа как органического материала и показана высокая эффективность его переработки для получения удобрений, биости-муляторов и ростовых веществ; кормовых дрожжей и добавок; поглотителей вредных веществ, в том числе радионуклидов; антикоррозионных присадок и преобразователей ржавчины; углещелочных реагентов при бурении скважин; металлургического сырья и восков; разделительных смазок в производстве изделий из пенополиуретанов; лекарственных средств; изделий бытовой химии, полиграфии и других продуктов. Многие из этих материалов уже производятся [2].

С учетом задач ускорения социально-экономического развития Республики Беларусь и на основе анализа результатов научно-технических разработок в торфяной отрасли народного хозяйства представляется целесообразным наметить направления развития научно-исследовательских работ в области технологии и комплексной механизации добычи и переработки торфа.

При обосновании тематики научно-исследовательских работ по торфу учитывалось, что в настоящее время сложилось пять

основных направлений использования торфяных ресурсов: сельскохозяйственное, топливно-энергетическое, химико-технологическое, медицинское и природоохранное [3].

Выполнение научно-исследовательских работ целесообразно сосредоточить в рамках научного направления “Комплексное освоение ресурсов торфа с разработкой технологий, технических средств, систем управления и организации торфяного производства с учетом требований экологии”.

При этом решению подлежат следующие научные проблемы:

1. Разработка научных основ комплексной оценки ресурсов торфа, их паспортизации и промышленно-генетической классификации; создание методов и средств оценки водно-физических и структурно-механических свойств торфяных залежей; технологическое обеспечение и техническое оснащение при подготовке торфяных месторождений к промышленной эксплуатации.

2. Обоснование и разработка физических и химических методов и средств изучения и оценки торфа в целях комплексного освоения ресурсов полезных ископаемых заболоченных и обводненных регионов.

3. Комплексное освоение ресурсов торфа с созданием технологий и технических средств разработки торфяных месторождений с учетом требований экологии.

4. Обоснование и разработка технологии и технических средств комплексной переработки торфа, совершенствование существующих и разработка новых технологических процессов производства различных видов продукции из торфа с учетом требований защиты и охраны окружающей среды.

5. Научные основы и разработка ресурсосберегающих технологий и оборудования для производства высокоэффективных видов удобрений на основе торфа.

6. Обоснование и разработка унифицированных элементов торфяных машин, перерабатывающего оборудования и аппаратуры, создание автоматизированных систем для торфяного оборудования с целью обеспечения комплексного освоения ресурсов торфа.

7. Научные основы управления комплексным освоением ресурсов торфа, его физико-техническое и экономическое обоснование, разработка методов организации торфяного производства.

Учитывая изложенное и приведенный перечень научно-технических проблем в области торфяного производства, наиболее

актуальными являются следующие направления научно-исследовательских, в том числе диссертационных, работ:

По проблеме 1:

1.1. Разработка методов комплексной оценки и освоения торфяных ресурсов.

1.2. Создание основ классификации и паспортизации запасов торфа.

1.3. Разработка научных основ проведения геологоразведочных работ на торф, обоснование методов оценки свойств торфяной залежи.

1.4. Интенсификация процессов осушения торфяных месторождений, разработка требований к схемам осушения с целью организации комплексного торфяного производства.

1.5. Разработка технологии выполнения осушительных работ и подготовки торфяных месторождений к эксплуатации.

1.6. Разработка методов организации и управления производством при выполнении болотно-подготовительных работ.

1.7. Обоснование и разработка комплексов оборудования для выполнения работ по подготовке торфяных месторождений к эксплуатации.

1.8. Разработка систем автоматизированного управления комплексами оборудования при выполнении болотно-подготовительных работ с целью частичного высвобождения операторов, повышения качества выполненных работ, производительности и топливной экономичности.

1.9. Разработка средств и систем автоматизированного проектирования и управления процессами подготовки торфяных месторождений к эксплуатации.

По проблеме 2:

2.1. Техническое и физико-химическое обоснование возможности комплексного использования ресурсов торфяных месторождений на основе исследований свойств торфа.

2.2. Обоснование закономерностей и процессов изменения состояния и свойств торфяных месторождений с целью повышения эффективности и создания новых технологий и технических средств торфяного производства.

2.3. Разработка приборов и систем обеспечения работы комплексов оборудования при добыче и переработке торфа.

2.4. Исследование и разработка новых физических и физико-химических методов извлечения компонентов из торфа при комплексном освоении торфяных ресурсов.

2.5. Разработка современных средств и приборов для проведения технического анализа торфа, создание экспресс-методов определения общетехнических свойств сырья в торфяной продукции.

2.6. Разработка экспресс-методов оценки дисперсности группового и элементарного состава, агрохимических и др. свойств торфа.

2.7. Разработка новых физико-химических методов интенсификации технологических процессов производства различных видов продукции из торфа.

По проблеме 3:

3.1. Совершенствование существующих и разработка новых технологий добычи торфа, обеспечение снижения зависимости технологий от погодных условий.

3.2. Разработка научных основ полевой сушки торфа с учетом районирования предприятий.

3.3. Разработка методов и средств уборки, транспортирования и хранения фрезерного торфа с учетом его физико-механических свойств и назначения.

3.4. Создание научных основ технологии производства кускового торфа, разработка мобильной техники для его добычи, переработки и формования.

3.5. Разработка технологии превращения торфяных месторождений в высокопродуктивные сельскохозяйственные угодья с учетом наиболее эффективного использования ресурсов залежи и выработанных площадей в народном хозяйстве.

3.6. Разработка методов охраны труда и защиты окружающей среды при проведении работ по добыче, сушке, транспортированию и хранению торфяного сырья различного назначения.

3.7. Разработка систем автоматизированного проектирования и управления процессами добычи, сушки, транспортирования и хранения торфяного сырья.

По проблеме 4:

4.1. Совершенствование существующих и разработка новых способов комплексной переработки торфа.

4.2. Создание научных основ, технологий и оборудования для получения новых видов продукции из торфа.

4.3. Разработка новых способов обезвоживания торфа, создание оборудования для его переработки.

4.4. Разработка новых технологий и технических средств получения торфяных брикетов и других топливных композиций на основе торфа.

4.5. Разработка автоматизированных систем управления технологическими процессами при комплексной переработке торфа, создание средств контроля и управления параметрами процессов.

4.6. Разработка систем охраны и защиты окружающей среды при комплексной переработке торфа.

4.7. Разработка мероприятий по охране труда и защите обслуживающего персонала при механической и химической переработке торфяного сырья.

4.8. Создание систем автоматизированного проектирования технологических процессов и оборудования для комплексной переработки торфа.

По проблеме 5:

5.1. Создание теоретических основ получения на основе торфа различных видов удобрений, подстилки, грунтов, питательных брикетов, горшочков, кормовых добавок, биостимуляторов и других продуктов сельскохозяйственного использования.

5.2. Разработка сложно-смешанных удобрений на основе торфа и осадка сточных вод, создание технологии получения этих удобрений.

5.3. Разработка научных основ и технологии производства комплексных гранулированных удобрений на основе торфа, оптимизация их физико-химических свойств для обеспечения хранения и внесения в почву.

5.4. Создание мобильных средств для производства различных видов удобрений на основе торфа.

5.5. Разработка технологии и оборудования по производству концентрированных органоминеральных удобрений на основе торфа в заводских условиях.

5.6. Обоснование и разработка технологий и оборудования для получения различных продуктов сельскохозяйственного использования на основе торфа.

5.7. Обеспечение охраны труда и защиты окружающей среды при производстве удобрений и других продуктов на основе торфа.

5.8. Разработка средств и систем энергообеспечения при сельскохозяйственной переработке торфа.

5.9. Создание систем автоматизированного проектирования и управления при переработке торфа для сельскохозяйственных нужд.

По проблеме 6:

6.1. Создание теоретических основ и методов разработки унифицированных элементов торфяных машин и технологического оборудования торфоперерабатывающих заводов.

6.2. Разработка системного проектирования семейства машин для добычи и переработки торфа, совершенствование принципов типажа техники на основе унификации методами секционирования и типизации, агрегатирования и комбайнирования, комплексной механизации и обеспечения ремонтпригодности.

6.3. Обоснование и разработка систем оборудования для добычи и переработки торфа в целях повышения качества и получения новых продуктов торфяного производства.

6.4. Создание теоретических основ и методов автоматизированного управления комплексами торфяных машин и перерабатывающего оборудования.

6.5. Разработка систем обеспечения комфортных и безопасных условий труда операторов, в том числе вибро-шумо-пылезащиты и терморегулирования.

6.6. Исследование и обоснование применения микропроцессорной техники в системах и агрегатах торфяного производства.

6.7. Создание системного метода по выбору оптимальных параметров колесных и гусеничных движителей на основе исследования взаимозависимости их конструктивных особенностей, выходных характеристик и параметров тягачей и самоходных торфяных машин.

6.8. Развитие существующих и создание новых систем непрерывного транспорта торфа, отвечающих требованиям защиты окружающей среды.

6.9. Создание прицепных и навесных систем к болотным тракторам с автоматическим поддержанием качества технологических процессов обработки поверхностного слоя торфяной залежи - оптимальная глубина фрезерования, постоянная производительность исполнительного органа и др.

6.10. Обоснование и разработка систем автоматизированного проектирования машин, оборудования и средств управления торфяного производства.

По проблеме 7:

7.1. Разработка методов и средств ускоренных испытаний торфяных машин и перерабатывающего оборудования, обеспечивающих повышение надежности и сокращение сроков проектирования и создания новой техники.

7.2. Создание средств стендовых производственных испытаний функциональных устройств и надежности торфоперерабатывающего оборудования и его сборочных единиц с применением систем автоматизации.

7.3. Разработка робототехнических и локальных автоматических систем управления технологическими объектами торфяного производства.

7.4. Разработка автоматизированных систем управления технологическими процессами торфяного производства.

7.5. Разработка систем автоматизированного управления торфодобывающими и торфоперерабатывающими предприятиями и регионами.

7.6. Обоснование методологии и создание комплекса приборов для обеспечения автоматизированного управления торфяным производством.

7.7. Разработка автоматизированных систем сбора и обработки производственной и научной информации в области добычи, транспортирования, хранения и переработки торфяного сырья, создание автоматизированной системы управления научно-техническим прогрессом торфяного производства.

Реализация направлений развития научно-исследовательских работ в области технологии и комплексной механизации добычи и переработки торфа позволит успешно решать задачи ускорения социально-экономического развития Республики Беларусь.

Литература

1. Лиштван, И.И. Торфяные и сапропелевые ресурсы как основа Государственной программы «Торф» / И.И. Лиштван // Энергетическая стратегия. – 2008. – № 2. – С. 10–20.
2. Лиштван, И.И. Состояние и перспективы переработки твердых горючих ископаемых Белоруссии / И.И. Лиштван, Н.В. Кислов // Горные науки и промышленность: сб. статей. – М.: Недра. – 1989. – С. 64–71.
3. Государственная программа «Торф» на 2008–2010 годы и на период до 2020 года, Минск, Промпечатъ. – 2008. – 140 с.

**Формирование профессиональной компетентности
студентов технического университета
в процессе изучения иностранного языка**

Хоменко С.А., Личевская С.П.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Интенсификация международного общения людей, в том числе и профессионального взаимодействия с зарубежными специалистами, обмен технологиями, потребность в обмене научно-технической информацией обусловили необходимость обучения иностранному языку как одной из составляющих профессиональной подготовки.

Иностранный язык, интегрируясь с техническими науками производственной и интеллектуальной сфер, перерастает в действенное средство развития личности и общества. Овладение иностранным языком становится одним из условий профессиональной компетентности специалиста.

Наиболее общим основанием для представления образа инженера служит модель его профессиональной деятельности. Модель профессионала строится как набор компетентностей, определяющих его способность эффективно осуществлять реальную производственную деятельность. Поэтому наиболее целесообразным представляется подход к обучению иностранному языку, направленный на формирование профессиональной компетентности студентов технического университета. Под профессиональной компетентностью понимается особая форма организации профессиональных знаний, умений и качеств, обеспечивающая возможность принятия эффективных решений в определенной профессиональной области в различных условиях [1]. Данный подход требует учета, наряду с предметно-профессиональным, общекультурного и личностного компонентов компетентности инженера.

Предметно-профессиональный компонент определяется требованиями профессиональной деятельности и отражает его готовность к решению исследовательских, конструкторских, технологических, организационных и других задач.

В общекультурном компоненте компетентности инженера он рассматривается не только как субъект профессиональной деятельности, но и как субъект культуры, способный с позиций культуры

осознать и оценить общечеловеческие и экологические последствия тех или иных изменений в сфере техники, обладающий способностью принимать социально-ответственные решения на основе гуманистического осмысления социальных, экономических, технических проблем. Личностный компонент компетентности определяется с позиций представлений о человеке как творце самого себя и отражает готовность будущего инженера к самореализации в учебной и трудовой деятельности [2].

Иноязычное образование обладает большими возможностями подготовки специалиста в общекультурном, личностном и профессиональном развитии, особенно при сложившейся системе обучения в технических вузах, когда приобщение студентов к специальности начинается только на старших курсах. Знания студентов младших курсов о своей будущей профессии ограничиваются рамками учебных дисциплин общетеоретического и общеобразовательного циклов, которые не могут дать глубокого и всестороннего представления о будущей профессии. Более того, если учебный материал этих дисциплин преподносится вне всякой связи с задачами специальности, студенту не ясен смысл изучения дисциплины с точки зрения потребностей будущей профессиональной деятельности. Поэтому, процесс формирования профессиональной направленности студентов технических университетов должен осуществляться целенаправленно уже в ходе изучения иностранного языка.

Иностранный язык как одна из учебных дисциплин является и предметом изучения, и средством познания. Приобретенные в процессе обучения знания, умения и навыки являются для студента не самоцелью, а средством достижения других целей, т.е. средством, которое при умелом его использовании помогает ему углублять, расширять свои профессиональные знания, развивать мышление.

Кафедрой «Английский язык № 1», входящей в состав факультета горного дела и инженерной экологии БНТУ, накоплен значительный опыт иноязычного образования будущих инженеров. Преподавание иностранного языка осуществляется студентам всех специальностей факультета: 1-51 02 01 Разработка месторождений полезных ископаемых, 1-36 10 01 Горные машины и оборудование, 1-51 01 02 Экологический менеджмент и аудит в промышленности, 1-36 13 01 Технология и оборудование торфяного производства.

Основой профессиональной направленности обучения сотрудники кафедры считают формирование познавательно-профессиональной активности студентов, которая осуществляется по следующим направлениям:

1) отбор учебного материала (грамматического, лексического, текстов для чтения и аудирования), который вызывает интерес, обеспечивает познавательную мотивацию, имеет профессиональную направленность;

2) применение специальных стимулирующих приемов (создание ситуаций, при которых студент должен высказать свое мнение, суждение, согласиться или опровергнуть какое-либо утверждение, доказать свою точку зрения, задавать вопросы, выяснять непонятное, вносить коррективы, давать советы;

3) включение студентов в различные виды деятельности и соответствующий контроль за этой деятельностью;

4) интенсификация обучения за счет использования современных мультимедийных средств;

5) широкое использование внеаудиторной самостоятельной работы в условиях жесткого ограничения аудиторного учебного процесса по времени.

Основными целями иноязычной подготовки являются освоение студентами общей и специальной лексики, формирование навыков работы над иностранной специальной литературой, развития навыков чтения и устной речи на иностранном языке, формирование навыков научно-технического перевода.

В силу сложности и многогранности задач формирования профессиональной компетентности специалиста технической сферы, неоднородности процесса профессионального становления в иноязычной подготовке мы выделяем ряд этапов, характеризующихся специфическими педагогическими задачами, различными содержательными и процессуальными средствами их решения.

Опыт работы показывает, что сформированные представления о будущей профессиональной деятельности, устойчивая направленность и внутренняя мотивация профессионального становления характерна приблизительно половине студентов первого курса, обучающихся по техническим направлениям. Несформированность профессиональной направленности студентов первого курса влечет за собой либо внешнюю мотивацию изучения иностранного языка

(требования программы, престижность), либо связанную с досугом и культурным развитием. Поэтому в обучении иностранному языку студентов первых курсов мы опираемся именно на общекультурные, а не на слабовыраженные профессиональные мотивы студентов. Следовательно, первым этапом обучения является адаптационный, который вводит студента не столько в профессиональную деятельность, сколько в специфику обучения в вузе, подготовку к компетентностно-ориентированному обучению иностранному языку. Второй этап – основной – обеспечивает включение студента в оценку различных инженерных решений и процесса их получения с позиций культуры и личностного развития, формирует соответствующие умения и мотивы. Последний, третий этап – собственно профессиональный – предполагает интегративное развитие всех компонентов компетентности на основе решения комплексных задач собственно профессиональной деятельности и иноязычного общения.

Анализ учебных планов технических специальностей показал, что первый курс обучения, как правило, посвящен общей гуманитарной, социально-экономической и естественнонаучной подготовке, на втором курсе она дополняется учебными дисциплинами общепрофессионального цикла и лишь с третьего курса обучение студентов приобретает выраженную профессиональную направленность. Это определяет целесообразность реализации первого этапа в первом семестре обучения, следующего – со второго по четвертый, последнего – на третьем курсе обучения. В этом случае логика компетентностно направленного обучения иностранному языку соответствует логике профессионального обучения студентов технических специальностей, отраженной в учебных планах.

Указанные этапы иноязычной подготовки имеют свои содержательные и процессуальные характеристики. Так, на адаптационном этапе происходит изучение вопросов образования, страноведения, экологических проблем, расширяющих кругозор и общекультурную компетентность студентов. Здесь же происходит становление индивидуального стиля изучения иностранного языка, поэтому педагогами подбираются индивидуальные задания для аудиторной и самостоятельной работы студентов.

Педагогическими задачами второго этапа является развитие иноязычного лингвистического опыта, расширение знаний студентов в сфере техники и технологий. Поэтому в учебный материал вводятся

темы с крупными техническими достижениями человечества, с деятельностью и личностью людей, совершивших значимые открытия. На этом этапе происходит обращение к личному опыту студентов, осмыслению своей роли в различных процессах. Групповая форма работы играет очень важную роль, так как она предполагает наличие различных позиций, позволяющих студентам соотносить свои взгляды со взглядами коллег.

На третьем этапе иноязычной подготовки студентам технического университета оказывается помощь в формировании профессионального иноязычного опыта, расширении профессиональных интересов. На этом этапе студенты вовлекаются в различные виды не исполнительской, а поисковой Деятельности. Процесс обучения иностранному языку строится с использованием модели типичных ситуаций и видов социальных контактов, которые имитируют внутреннюю организацию профессиональной деятельности и способы поведения специалиста. Таким образом, иноязычная подготовка студентов технического университета предполагает усвоение системы знаний, навыков и умений, которые являются теоретической основой деятельности в рамках осваиваемой профессии.

Литература

1. Варданян, Ю.В.Строение и развитие профессиональной компетентности специалиста с высшим образованием (на материале подготовки педагога и психолога). Автореферат дис. ... доктора пед. наук. Москва, 1999.
2. Нецадим, И.О. Иноязычная подготовка как средство формирования профессиональной компетентности студентов технического вуза. Дис... канд. пед. наук. Таганрог, 2006.

УДК 622.331.(476)

Новые задачи по использованию торфяных ресурсов Республики Беларусь на ближайшие годы

Лис Л.С., Кунцевич В.Б., Осипов А.В., Березовский Н.И.
Институт природопользования НАН Беларуси, г. Минск

В связи со сложившейся экономической ситуацией в настоящее время важнейшей задачей является бережное и экономное использование местных топливных ресурсов, в том числе и торфа. Поэтому сейчас поставлены новые задачи, предусматривающие не только увеличение валовых показателей объемов добычи торфа установленными способами, но и повышение эффективности использования потенциальной ценности этого ресурса. В этой связи требуются более совершенные способы использования торфяных ресурсов, основанные на комплексных подходах освоения их многообразных и уникальных свойств.

В настоящее время объем добычи торфа в Республике Беларусь составляет 3,0-3,2 млн. т в год.

В то же время, в разработанной в соответствии с рядом государственных нормативных документов [1,2] Государственной программе «Торф», утвержденной постановлением Совета Министров Республики Беларусь № 94 от 23.01.2008 г., предусмотрено значительное увеличение объемов добычи торфа и к 2020 г. только для энергетических целей должно добываться 4,3-4,4 млн. т торфа в год [3]. Запланирована также ежегодная добыча до 3 млн. т торфа на нужды сельского хозяйства для утилизации полужидкого навоза крупных животноводческих ферм с получением компостов. Кроме того, при анализе хода выполнения программы Президиум Совета Министров ориентировал причастные к этим ресурсам министерства и ведомства на доработку программы, предусмотрев развитие новых инновационных производств по «альтернативным» направлениям использования торфа и продукции на его основе [4].

Поставленные новые задачи в освоении торфяных ресурсов требуют в условиях сохранения стабильности природной среды повысить эффективность их использования в энергетике и сельском хозяйстве, а также организовать производство ряда ценной и уникальной продукции, имеющей большой спрос во многих отраслях народного хозяйства. Это относится к широкому классу органиче-

ских и органо-минеральных удобрений, мелиоративных и удобрительных смесей, растительных грунтов, биостимуляторов, кормовых добавок, сорбционных материалов, восков, предметов бытовой химии, косметики и других продуктов [5,6].

Эффективным вариантом освоения торфяных месторождений следует считать такой, который обеспечивает максимальную экономическую выгоду от использования потенциальной ценности полезного ископаемого при сохранении надлежащего уровня состояния окружающей среды. В этой связи, при выборе таких вариантов для объективной и всесторонней оценки каждого конкретного торфяного месторождения в первую очередь необходимо изучить условия образования и последующего формирования этого природного объекта, т.е. его геоморфологические характеристики, особенности генезиса, гидрологии и геохимии. Наравне с общетехническими характеристиками необходимо также получить данные по влиянию техногенных воздействий различных технологий добычи на превращение состава и свойств получаемого сырья. Учет такой всесторонней информации позволит научно обосновать эколого-совместимые технологии освоения торфяных ресурсов республики.

С другой стороны, выполнение новых задач связано с обновлением некоторых нормативных документов и, в частности, с разработкой «Схемы рационального использования и охраны торфяных ресурсов Республики Беларусь на период до 2020 года».

Для выполнения стоящих задач первоначально необходимо расширить сырьевую базу действующих предприятий, что можно осуществить перераспределением торфяных ресурсов по целевым фондам. При этом изменяется приоритетность фондов: природоохранный, разрабатываемый, запасной, земельный, неиспользуемый. Порядок и правила выполнения работ по перераспределению торфяных месторождений по целевым фондам состоят в следующем.

В соответствии с разработанными методическими рекомендациями необходимо на местах изучить материалы землестроительных, природоохранных и лесотехнических служб всех административных районов, имеющуюся картографическую и проектную документацию, уточнить современное состояние и использование торфяных месторождений. Следует также обследовать прогнозную потребность рассматриваемого региона в продукции на основе торфа.

Важнейшим элементом работы по перераспределению торфяных ресурсов является критический анализ и доработка существующих критериев выделения торфяных месторождений в целевые фонды. При определении состава разрабатываемого фонда к критериям выбора месторождений, пригодных для топливного и сельскохозяйственного использования необходимо добавить дополнительные критерии, связанные с получением нетрадиционной продукции на основе глубокой переработки торфа. При формировании запасного фонда критерии выбора дополняются показателями, соответствующими требованиям к сырью для лечебных грязей. Критерии выбора торфяных месторождений в природоохранный и земельный фонды сохраняются в их принятой редакции.

При анализе каждого торфяного месторождения для отнесения его в тот или иной целевой фонд, помимо учета общетехнических и специфических характеристик торфа, его запасов, принимаются во внимание и ряд дополнительных показателей. Это прежде всего его положение и роль в общей структуре территориального комплекса, а также наличие потребности в регионе в расширении площадей сельскохозяйственных земель, природоохранных и лесных территорий. Кроме того, в случае отнесения конкретного месторождения к разрабатываемому фонду, важное значение имеют существующие транспортные сети и потребность в торфяной продукции, наличие свободной рабочей силы и удаленность объекта от существующей инфраструктуры региона. При этом требуется в ряде случаев применение косвенных методов установления необходимых показателей, например, геоморфологического статуса объекта, его гидрологического режима, видовой принадлежности торфа.

Итогом работы станет представленный для согласования проект «Схемы рационального использования и охраны торфяных ресурсов Республики Беларусь на период до 2020 года». Запланированная работа будет осуществляться с учетом принятых в последнее время директивных правительственных документов [1,2].

В качестве примера перераспределения торфяных ресурсов по целевым фондам ниже приведены результаты, полученные по Гродненской области.

В геоморфологическом отношении территория области представляет собой впадину, состоящую из Неманской песчаной низины и Лидской пологоволнистой моренной равнины, окруженных краевыми

образованиями из отрогов Белорусской гряды, Ошмянской, Новогрудской, Слонимской, Волковысской и Гродненской возвышенностей.

Торфяные месторождения преимущественно низинного типа, занимают площадь 166,7 тыс. га, выработанные и частично выработанные торфяные месторождения составляют 23,8 тыс. га. Своеобразный характер геоморфологической ситуации области определил условия образования и развития торфяных месторождений. В основном это пойменно-притерасные месторождения, а также менее многочисленные месторождения, залегающие в сточных и проточных котловинах. Единичными экземплярами представлены торфяные месторождения водораздельного залегания.

Основные запасы торфа (48,5%) сконцентрированы на торфяных месторождениях с площадью в пределах 1000-5000 га (рис.1, а).

В торфяном фонде области по запасам преобладают торфяные месторождения с глубиной залежи 1÷2 м - 50,5%, значительная доля залежей с глубиной 2÷3 м – 30% и глубиной 3-4 м – 17,6% (рис.1, б).

Распределение запасов торфа по степени разложения (рис.1 в) близко к нормальному, максимум приходится на интервал 31÷35% - 32,2%, значительные запасы также близлежащих интервалов: 36-40% – 25,2% и 26÷30%) – 10,0%. Приведенные данные свидетельствуют, что в области имеется большой выбор торфа с высокой степенью разложения.

Максимальные запасы торфа (54,1%) имеют зольность в пределах 12-20%. Значительная доля торфа с зольностью более 25% (16,1%), что предопределяет сельскохозяйственное или природоохранное использование этой категории залежей.

Существующий природоохранный фонд области при перераспределении сохранен в первоначальном состоянии и не рассматривался при перераспределении. К нему добавлены торфяные месторождения, включенные в природоохранные объекты решениями и постановлениями исполнительных властей республики за период с 1990 по 2010 гг. За это время в девяти районах области на торфяных месторождениях создано 20 заказников различного назначения (преимущественно гидрологических) с общей площадью 7296 га, в результате чего суммарный природоохранный фонд составил 11% от всей площади торфяных месторождений области.

Помимо заказников в природоохранный фонд включены месторождения, или их отдельные участки, для создания водоохраных зон и прибрежных полос рек и озер, играющих важную роль в экологической системе данного региона.

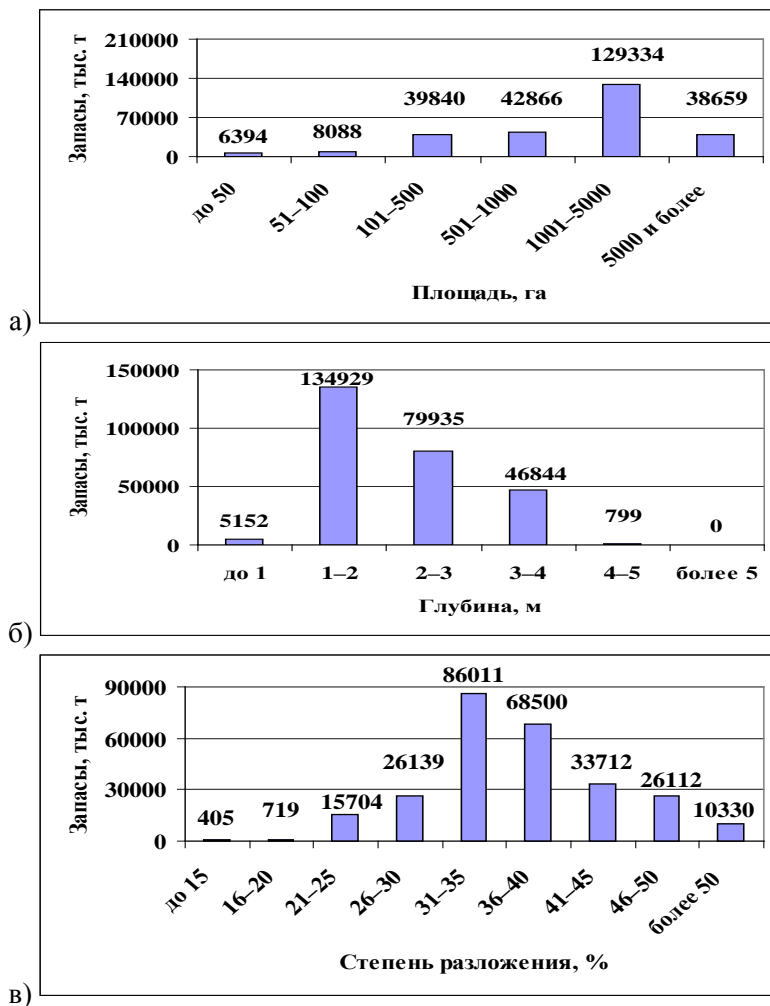


Рис. 1. Гистограммы распределения торфяного фонда области по площади (а), глубине (б), степени разложения (в)

В области работают четыре торфобрикетных завода с общим объемом добычи торфа около 600 тыс. т в год. Ранее отведенные заводам сырьевые базы к настоящему времени выработаны на 70%. Помимо предприятий ГПО «Белтопгаз» добычей торфа для нужд сельского хозяйства занимаются службы районных агросервисов.

Своеобразной особенностью области в сравнении с другими является высокая доля районов, где нет торфяных месторождений, перспективных для разработки. Это Берестовицкий, Волковысский, Дятловский, Новогрудский и Свислочский районы. Наиболее благополучными районами в этом отношении являются Гродненский, Лидский и Вороновский районы. Оптимальный вариант – когда разрабатываемый фонд пополняется за счет неиспользуемого. Однако в неиспользуемом фонде области не осталось крупных торфяных месторождений. Это преимущественно мелкоконтурные зазеленные массивы с небольшой глубиной залежи.

Поэтому увеличение разрабатываемого фонда предложено произвести частично за счет земельного.

В целом предлагаемый разрабатываемый фонд в Гродненской области увеличился по отношению к существующему на 25%.

В земельный фонд отнесены торфяные месторождения, которые используются в сельском хозяйстве и в Гослесфонде. Периодически земельный фонд пополняется за счет выработанных месторождений или их отдельных участков. Однако часть из этих месторождений закустарена, заболочена и по прямому назначению не используется.

В настоящее время площадь торфяных месторождений земельного фонда области составляет 62% от общей площади. В предлагаемом варианте земельный фонд предложено уменьшить до 54% за счет его перераспределения в разрабатываемый и частично в природоохранный фонды. По абсолютной величине земельный фонд составляет 102,8 тыс. га.

Неиспользуемый фонд был сформирован из недостаточно разведанных месторождений, направления использования которых на тот период не были определены. Как правило, эти месторождения находятся в естественном состоянии. В Гродненской области 46% существующего неиспользуемого фонда (по запасам) предложено перераспределить в разрабатываемый и природоохранный фонды. Остались невостребованными месторождения мелкоконтурные, за-

золенные с небольшими запасами торфа, которые особого интереса для использования в народном хозяйстве не представляют.

Литература

1. Концепция энергетической безопасности Республики Беларусь от 17 сентября 2007 г. № 433.
2. Постановление Совета Министров Республики Беларусь, от 26 декабря 2006 г. № 1726 «Об утверждении плана мероприятий по использованию в республике местных топливно-энергетических ресурсов.
3. Государственная программа «Торф» на 2008-2010 годы и на период до 2020 года. Минск, 2008.
4. Протокол заседания Президиума Совета Министров Республики Беларусь о ходе выполнения Государственной программы «Торф» на 2008-2010 годы и на период до 2020 года от 21 апреля 2009 № 13.
5. Новые процессы и продукты переработки торфа. Минск, 1982.
6. Передовой опыт комплексного использования торфа. Обмен опытом. Минск, 1972.

УДК 622.331

Масштаб торфяного производства и комплектование оборудованием

Михайлов А.В.

Всероссийский научно-исследовательский институт
торфяной промышленности, г. Санкт-Петербург

В комплексе мер по внедрению экономически обоснованных технологий в торфяное производство большое значение имеют рациональное комплектование компаний тракторами и торфяными машинами. Между тем, как показывает анализ, в этих вопросах допускается особенно много просчетов, приводящих в конечном итоге к снижению сборов и удорожанию производства. Анализ структуры торфодобывающих компаний России (по данным Отраслевого бизнес-справочника предприятий России) показывает, что из 340 компаний (добыча торфа – около 2 млн. т в 2011 году):

- 52 % добывают менее 5 тыс. т торфа в год;
- 39 % – от 5 до 10 тыс. т;
- 3 % – от 10 до 20 тыс. т;
- 3 % – от 20 до 40 тыс. т;
- 2 % – от 40 до 60 тыс. т;
- 0,3 % – от 60 до 100 тыс. т;

- 0,3 % – более 100 тыс. т (ЗАО «Вятка Торф» - 810 тыс. т торфа в 2011 г.).

Таким образом, 97 % торфодобывающих компаний являются мелкими и средними производителями торфяной продукции, и только около 3 % – можно отнести к крупным, по современным меркам масштаба производства. Эта статистика заставляет задуматься о технологиях производства и комплектовании технологическим оборудованием.

Предлагается комплектовать парк машин торфодобывающих компаний в зависимости от уровня технологии производства:

- простые технологии при мелком масштабе производства до 10 тыс. т (бульдозерные, экскаваторные);
- интенсивные технологии при среднем масштабе производства до 40 тыс. т (пневмоуборка);
- высокоинтенсивные технологии при крупном масштабе производства более 60 тыс. т (раздельная уборка);

В перспективных машинно-технологических системах однооперационные агрегаты должны быть по возможности заменены универсально-комбинированными, что позволит сократить количество машин и снизить капиталовложения в 1,5-2 раза.

Исследования показывают, что применение комбинированных агрегатов позволяет снизить затраты труда на 30-50%, расход топлива на 20-30%, металлоемкость на 20-25%, а сборы торфа повысить на 10-15%.

Чем универсальнее машина, то есть чем меньше доля ее применения на данном процессе по сравнению с общей продолжительностью ее использования в году, тем короче экономически оптимальный срок применения агрегата на процессе. Состав машинно-тракторного агрегата для выполнения каждой операции выбирается исходя из необходимости обеспечения высокого качества работы при минимальных затратах средств и труда на единицу работы.

При выборе марки машины необходимо руководствоваться:

- основным назначением трактора и торфяной машины;
- способностью выбранного агрегата обеспечивать выполнение технологической операции;
- возможностью достигнуть наиболее высоких показателей использования машин в конкретных климатических условиях;

- возможностью замены морально и технически устаревших машин более экономичными.

Машины должны быть подобраны таким образом, чтобы в своей совокупности они давали возможность торфодобывающей компании обеспечить комплексную механизацию процессов торфяного производства.

Необходимо стремиться к выбору минимального числа марок, максимально используя универсальные машины. При этом оптимальным является наличие двух-трех марок тракторов. Обслуживающий персонал необходимо принимать в таком количестве, чтобы обеспечить высокопроизводительное использование техники.

Сменная норма выработки торфяной техники может определяться аналитическим путем по формулам:

- для мобильных агрегатов

$$S_{см} = 0,1 \cdot B_p \cdot v_p \cdot T_{см} \cdot \tau,$$

- для транспортных агрегатов

$$S_{см} = v_T \cdot M_T \cdot a_{II} \cdot \beta' \cdot T_{см} \cdot \tau,$$

- для погрузочно-разгрузочных агрегатов периодического действия

$$S_{см} = q \cdot k_n \cdot (t_{см}/t_{ц}),$$

где $S_{см}$ – производительность агрегата за смену, га; B_p – ширина захвата агрегата, м; v_p – рабочая скорость агрегата, км/ч; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; τ – коэффициент использования времени смены; v_T – средняя техническая скорость движения транспортного агрегата, км/ч; M_T – грузоподъемность агрегата, т; k_n – коэффициент использования грузоподъемности; a_{II} – коэффициент использования пробега транспортного агрегата; q – объем ковша погрузчика, м³; $t_{ц}$ – продолжительность цикла погрузки, ч.

Расход топлива на операцию

$$Q_T = F_H \cdot m_T,$$

где Q_T – расход топлива на весь объем операций, кг; F_H – объем работ, га; m_T – удельный расход топлива, кг/га; кг/т·км.

Многогранность проблемы совершенствования и повышения эффективности технологических процессов добычи фрезерного торфа в полной мере относится к заключительной операции – штабелированию.

Рынок торфяного оборудования предлагает машину штабелирующую Амкодор 30, либо бульдозер-штабелер. Применение узкоспециализированной машины Амкодор 30 коммерчески оправдано только в крупных торфодобывающих компаниях. Остается бульдозер-штабелер, например БШР-1 разработки ОАО «ВНИИТП».

Между тем, стоит рассмотреть практическое применение на операции штабелирования колесного фронтального погрузчика, например Амкодор 342Р-01, который является единственной машиной для погрузки торфа при отсутствии погрузочных кранов.

Эксплуатационная сменная производительность одноковшового погрузчика, м³

$$S_{\text{э}} = (3600/t_{\text{ц}}) \cdot q \cdot k_{\text{н}} \cdot k_{\text{у}} \cdot k_{\text{э}} \cdot t_{\text{см}},$$

где $t_{\text{ц}}$ – время рабочего цикла погрузчика, ч; q – объем ковша, м³; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша погрузчика, $k_{\text{н}} = 1,15$; $k_{\text{у}}$ – коэффициент уплотнения торфа, $k_{\text{у}} = 1,1$; $k_{\text{э}}$ – коэффициент эксплуатационных потерь времени, $k_{\text{э}} = 0,75 \dots 0,85$; $t_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, ч ($t_{\text{см}} = 8$ ч).

Продолжительность цикла погрузчика при штабелировании торфа

$$t_{\text{ц}} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5,$$

где t_1 – время наполнения ковша и наезд на штабель, с ($t_1 = 7 \dots 10$ с); t_2 – время разгрузки ковша и уплотнения торфа, с ($t_2 = 5 \dots 7$ с); t_3 – время на отъезд от штабеля с маневрированием, с ($t_3 = 6 \dots 12$ с); t_4 – время на подъезд к штабелю, с; t_5 – время на переключение скоростей, с ($t_5 = 5 \dots 10$ с).

Часовая производительность погрузчика может достигать 400 м³/ч, что сравнимо с производительностью БШР-1 с трактором ДТ-75Б – 320 м³/ч.

При работе пневмоколесных погрузчиков рациональной является челночная схема работы, когда погрузчик перемещается вперед и назад на расстояние 5÷10 м перпендикулярно фронту штабеля с малыми разворотами для смещения вдоль штабеля.

Для погрузчиков максимальное наполнение ковша достигается при комбинированном способе. По мере внедрения ковша с накло-

ном днища $3\div 5^\circ$ одновременно с напорным движением погрузчика с помощью механизмов поворота ковша и подъема стрелы осуществляют попеременно поворот ковша на угол $2\div 3^\circ$ и подъем стрелы до момента выхода на высоту штабеля. В этом случае используют основной ковш. При этом производительность погрузчика повышается на $5\div 10\%$.

Ковш можно разгружать двумя способами. При первом способе стрелу поднимают на высоту, достаточную для поворота ковша, а при втором – стрелу поднимают на высоту конька штабеля. Затем ковш поворачивают при незначительном подъеме стрелы. При этом высота разгрузки существенно зависит от угла поворота коша в момент его полного опорожнения. При штабелировании фрезерного торфа ковш может ложиться на конек штабеля, и производить уплотнение торфа. Кроме этого ковш погрузчика может разглаживать откос штабеля при обратном ходе.

Формирование штабелей возможно, как и бульдозером-штабелером, двумя способами: торцовым и боковым. Для повышения транспортной скорости перед началом работ необходимо спланировать и выровнять площадку, на которой будет работать погрузчик.

Для повышения эффективности торфяного производства необходимо внедрять наиболее экономичные технологии, комплексы и отдельные машины. Их выбирают по рекомендациям разработчиков, которые должны содержать экономическую оценку новых технологий и техники в сравнении с имеющимися в производстве и с зарубежными аналогами.

УДК 622.331:622.279.9

Обоснование проектного количества циклов при расчете программы добычи фрезерного торфа

Смирнов В.И., Купорова А.В.

Тверской государственной технической университет

В настоящее время при расчете сезонных сборов и программы добычи фрезерного торфа включают показатели нормативного количества циклов[1]. В основу определения нормативного количества технологических циклов была принята методика бывшего Московского торфяного института (МТИ), разработанная в конце 30-х и начала 40-х г.г. XX столетия[2]. Методика МТИ, основанная

на результатах исследований применительно к низинной торфяной залежи средней и хорошей степени разложения, имеет следующие основные недостатки: осадки за длительный дождливый период не суммируются, а расчет продолжительности просушки торфяной залежи выполняется по данным последних максимальных осадков этого периода; методика не учитывает различные потенциальные возможности дней для сушки фрезерного торфа в зависимости от региона расположения производства.

ВНИИ торфяной промышленности (ВНИИТП) во второй половине XX века были выполнены объемные работы по изучению влияния метеорологических, технологических и физико-механических свойств торфяной залежи на сушку фрезерного торфа. В конечном итоге была разработана современная методика расчета количества циклов применительно для четырех групп торфяной продукции [3]. Методика ВНИИТП полностью исключает недостатки методики МТИ.

Однако методика ВНИИТП для расчета проектного количества циклов не была рекомендована. По нашему мнению, причина заключалась в плановой системе управления промышленностью, а также из-за субъективных факторов. Но следует отметить, что в нормы технологического проектирования издания 1976 г. были внесены корректировки в сторону уменьшения количества циклов с учетом типа и степени разложения разрабатываемого торфяного месторождения.

В настоящее время, когда в условиях рыночной экономики поставка торфяной продукции потребителю в обусловленные сроки и зафиксированные договорами объемы приобретает исключительно важное значение, возникла необходимость уточнения методов расчета проектных производственно-технологических показателей добычи фрезерного торфа. На кафедре геотехнологии и торфяного производства Тверского государственного технического университета разработана руководящая документация по определению проектного количества циклов с учетом метеорологических условий региона расположения торфяного производства и принципа организации работы торфяных машин. Расчеты выполняются на основе фактических суточных метеорологических показателей за последние 30 лет. В основу расчета возможного количества циклов за каждый год принята методика ВНИИТП[3]. Вследствие сложности и

трудоемкости расчетов по этой методике на кафедре составлен алгоритм и разработано соответствующее программное обеспечение.

Для обоснования проектного количества циклов с учетом переходящих резервов для поставки потребителю готовой продукции в полном объеме в неблагоприятные по метеорологическим условиям сезоны во ВНИИТП разработана трудоемкая и сложная для понятия в производственных условиях специальная методика [4]. Поэтому при выборе вероятности выполнения проектного количества циклов по согласованной с заказчиком величине резервной торфяной продукции нами принята более простая и наглядная табличная форма движения возможного резерва фрезерного торфа по годам 30-летнего метеорологического ряда за прошлый период. Окончательное решение по выбору вероятности выполнения количества циклов принимает заказчик и в соответствии с этой величиной по специальному графику устанавливается проектное количество циклов и средняя за цикл испаряемость с поверхности почвенного испарителя. Показатель испаряемости за цикл необходим для расчета цикловых сборов в соответствии с другим руководящим документом, разработанным на кафедре геотехнологии и торфяного производства.

Существенным недостатком методики ВНИИТП по расчету количества циклов является то обстоятельство, что она не учитывает организацию работы технологических машин. Между тем известно, что технологический процесс производства фрезерного торфа может быть организован по одному из двух вариантов[2]. Первый вариант предполагает постоянную продолжительность цикла, т.е. время от фрезерования до уборки включительно. Так как погодные условия в течение сезона меняются, то для сохранения постоянной продолжительности цикла необходимо заранее прогнозировать категорию дней сушки, рассчитать необходимую глубину фрезерования в каждом цикле и выдержать ее при выполнении первой операции. Второй вариант организации технологического процесса основан на примерно одинаковой глубине фрезерования, которая соответствует средним погодным условиям для сушки торфа. Таким образом, в дни с хорошей категорией сушки торф высыхает раньше планового срока и часть его остается необработанной, так как количество уборочных машин рассчитывается на плановую продолжительность цикла. В дни же со слабой категорией сушки продолжи-

тельность цикла возрастает, и торфяные машины простаивают из-за отсутствия фронта работ.

Проектные организации при расчете производственно-технологических показателей предусматривают постоянную продолжительность цикла. Однако из-за невысокой вероятности прогнозирования метеорологических показателей, влияющих на сушку фрезерного торфа, и невозможности существующими фрезерами выдерживать расчетную глубину фрезерования первый вариант организации не внедрен в производство. Следует также учитывать и то обстоятельство, что при двухсменной работе торфяных машин примерно половина площади фрезеруется в утренние, вечерние и ночные часы, т.е. когда интенсивность сушки незначительна или отсутствует полностью. При наступлении периода суток с интенсивной сушкой эта часть площади практически в одно и то же время готова к выполнению очередной операции, однако из-за ограниченной производительности машин происходит отставание во времени фактического выполнения операции от готовности фрезерного торфа в растиле по условию сушки.

На кафедре ГТП разработаны методы расчета коэффициентов, учитывающих снижение проектного количества циклов из-за организации работы бункерных уборочных машин [5]. При организации технологического процесса с дифференцированием цикловых сборов в качестве основного показателя принята сезонная производительность бункерной уборочной машины

$$G_{c.d} = \sum_{i=1}^n (S_{yi} \cdot q_{ci} \cdot t_{pi} \cdot T_y \cdot K_i),$$

где $G_{c.d}$ – плановая сезонная производительность бункерной машины при организации процесса с дифференцированием цикловых сборов, т; $i=1,2,\dots,n$ – число интервалов, на которые распределены статистические ряды по эффективной испаряемости с поверхности почвенного испарителя за цикл; S_{yi} – производительность уборочной машины при работе с цикловым сбором q_{ci} , га/ч; q_{ci} – цикловой сбор, рассчитанный при среднем значении эффективной испаряемости в i -м интервале, т/га; t_{pi} – расчетное число часов работы машины за сутки в i -м интервале по испаряемости; T_y – проектное (норма-

тивное) число уборочных дней в сезоне; K_i – относительная частота циклов по эффективной испаряемости в i -м интервале.

За одной уборочной машиной закрепляется постоянная площадь F_u . Расчетное число часов работы машины за сутки в i -ом интервале определяется по формуле $t_{pi} = F_u / (S_{yi} \tau_u)$, где τ_u – плановая продолжительность цикла, сутки.

Расчетное количество циклов при организации процесса с дифференцированием цикловых сборов и расчетный цикловой сбор (т/га) определяется по формулам: $n_{u,d} = F_{c,d} / F_u$; $q_{c,d} = G_{c,d} / F_u$. Средневзвешенное значение циклового сбора (т/га): $q_{u,d} = q_{c,d} / n_{c,d}$.

Выполненные расчеты показывают, что в результате организационных факторов при работе бункерных уборочных машин сезонные сборы на 10-15% ниже тех значений, которые рассчитываются проектными организациями по формуле $q_c = q_{u,n} n_u$, где $q_{u,n}$ – нормативный цикловой сбор, рассчитанный для средних погодных условий, т/га; n_u – нормативное количество циклов.

Методика определения поправочного коэффициента к проектному количеству циклов при организации процесса с постоянными цикловыми сборами при уборке торфа бункерными машинами исходит из предположения равенства необходимой для сушки торфа испаряемости за цикл, с одной стороны, и произведения фактической средней испаряемости за сутки на расчетную продолжительность цикла, с другой стороны, т.е. $i_u \tau_u = i_{э,u} = i_{эi} \tau_{ui}$, где $i_{э}$ – среднее за сезон эффективная испаряемость за сутки, значение которой принято при расчете циклового сбора, кг/м²; τ_u – плановая продолжительность цикла, сутки; $i_{эi}$ – среднее значение эффективной испаряемости за сутки в i -ом интервале; τ_{ui} – расчетная продолжительность цикла для сушки фрезерного торфа в i -ом интервале по испаряемости, сутки; $\tau_{ui} = i_{э,u} / i_{эi}$.

Расчетное количество циклов при организации процесса с постоянными цикловыми сборами определяется по формуле

$$n_{u,n} = \sum_{i=1}^n (n_u \cdot \tau_u \cdot K_i / \tau_{ui}).$$

Понижающий коэффициент к проектному (нормативному) количеству циклов определяется по формуле $K_u = n_{u,n} / n_u$ и находится в пределах от 0,85 до 0,90 (в зависимости от метеорологических условий региона расположения торфяного производства).

Литература

1. Нормы технологического проектирования предприятий по добыче торфа. ВНТП 19-86. – М.: Изд-во МТП РСФСР, 1986. – 117 с.
2. Методика расчета количества циклов добычи фрезерного торфа и эффективной испаряемости. Л.: Изд-во ВНИИ торфяной промышленности, 1981. 44 с.
3. Методика определения переходящих запасов и уровня надежности выполнения плана добычи фрезерного торфа. – Л.: Изд-во ВНИИ торфяной промышленности, 1981. – 40 с.
4. Смирнов, В.И. Управление процессом разработки торфяных месторождений: Уч. пособие для вузов/ В.И. Смирнов. – М.: Недра, 1985. 224 с.

УДК 622.331:624.133

Выбор комплекса оборудования для ремонта производственных площадей торфяной залежи верхового типа

Канченков В.А., Пухова О.В.

Тверской государственный технический университет

Повышение использования торфа позволит увеличить добычу торфяного сырья, технология добычи которого зависит от направления дальнейшего использования [1, 2]. Все основные операции ремонта производственных площадей торфяных месторождений механизированы [3]. Однако доля этих работ в общих затратах при производстве торфяной продукции весьма значительна. Поэтому совершенствование технологии ремонта действующих производственных площадей является одной из основных задач по улучшению качества добываемого энергетического топлива или другого сырья, повышению надежности технологического процесса и рабочего оборудования, а также снижению трудоемкости и стоимости работ.

Выбор комплекса оборудования для ремонта производственных площадей должен исходить из требования к качеству торфяной продукции, производительности оборудования, экономической эффективности и характеристики торфяной залежи.

Применение методов корчевания на залежах низкой степени разложения, даже с активными рабочими аппаратами, не позволяет качественно отделить пни от торфа, что подтверждается опытами на торфяном месторождении «Сятинский Мох» Тверской области. Краткая характеристика залежи на опытных участках показана в табл. 1. Результаты проведенных замеров представлены в табл. 2. Анализ табл. 2 показывает, что засоренность скорчеванного слоя

торфа древесными остатками размером 25 мм на первом поле составила 0,84 %, а примеси торфа в гусеничных прицепах МТП-24А было около 74 %. На втором поле было, соответственно, 4,55 % и 30,1 %. Наличие примесей торфа приводит к дополнительным затратам по вывозке и осложняет использование пней.

Таблица 1. Характеристика залежи на опытных участках

№	Тип залежи	Влажность залежи, %	Степень разложения, %	Пнистость залежи, %
1	верховой	82,5	20-25	4,3-4,6
2	верховой	83,6	15-20	1,2-1,4

Таблица 2. Результаты замеров по засоренности поля

№	Масса, кг				Объем, м ³		
	пней		торфа		пней		торфа
	из кузова	из слоя	из кузова	из слоя	из кузова	из слоя	из кузова
1	4089,8	26,4	1756,6	554,6	11,3	0,04	3,4
2	1900,9	10,8	5432	1271,9	8,1	0,02	10,7

Схема ремонта способом глубокого фрезерования с одновременной сепарацией древесных включений (МПП-2,24) позволяет снизить засоренность верхнего слоя древесными включениями в 3-4 раза. На залежах низкой степени разложения 15-20 % при ремонте полей достигалась полная сепарация древесных включений от торфа в переработанном слое. Но в этом случае получается наиболее высокая засоренность в валке торфом. После незначительного подсыхания и дополнительной сепарации при погрузке пней из валка погрузчиком ПП-1 этот недостаток устраняется.

Составлена программа по расчету технико-экономической эффективности ремонта производственных площадей. Комплекс оборудования по ремонту поверхности торфяных полей в каждой технологической схеме рассматривается как производственная единица, эффективность работы которой зависит от эффективности использования входящих в нее машин (рисунок):

1 – комплекс: машина глубокого фрезерования МПП-2.24 – погрузчик пней ПП-1А – профилировщик поверхности МТП-52;

2 – комплекс: корчеватель МТП-26 – погрузчик пней МТП-29 – профилировщик поверхности МТП-52;

3 – комплекс: машина глубокого фрезерования МТП-42 – профилировщик поверхности МТП-52.

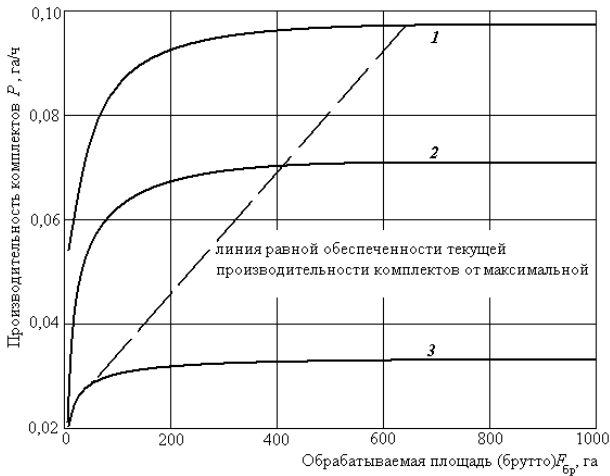


Рис. Кривые изменения производительности комплексов на ремонте поверхности фрезерных полей верхнего типа в зависимости от величины обрабатываемой площади (для пнистости $\Pi = 3\%$): 1 – комплекс МПГ-2.24 – ПП-1А – МТП-52; 2 – комплект МТП-26 – МТП-29 – МТП-52; 3 – комплект МТП-42 – МТП-52

Производительность комплекса оборудования P , принимаемая в качестве целевой функции, может быть выражена в виде

$$P = f \left(F, \sum_{i=1}^n \frac{F_i \cdot m_i}{N_i \cdot S_i \cdot K_i} \right) = \max,$$

где F – величина обрабатываемой площади, га; m_i , N_i , S_i , K_i – соответственно, коэффициент повторности, количество, производительность в час валового времени, коэффициент сменности оборудования i -й операции.

Наибольшее значение производительности комплекса достигается при получении оптимальной величины длительности обработки площади $T_{\text{опт}}$ за счет увеличения количества, производительности, сменности работы оборудования и сокращения повторности операций, а также при оптимальной постановке работы оборудования внутри исследуемой технологической схемы. При этом оптималь-

ное значение рассматриваемой величины при изучении технологического процесса из n операций можно представить в виде

$$T_{\text{опт}} = T_1 + \sum_2^n \Delta t_i^{\text{опт}} = \min ,$$

где T_1 – время работы машины первой операции при обработке всей площади, ч; $\sum_2^n \Delta t_i^{\text{опт}}$ – суммарное значение оптимального времени отставания всех последующих операций от предыдущих в момент завершения работы, ч.

В каждой технологической схеме все операции процесса выполняются в строгой очередности и взаимосвязаны друг с другом. Причем некоторые операции в технологическом цикле выполняются с заданной повторностью.

Для сравнения комплексов оборудования каждой технологической схеме по производительности необходимо поставить их в равнозначные условия, т.е. рассматривать при одинаковой плотности, количество машин и коэффициенты сменности по операциям принимать равным единице, а качество произведенных работ, удовлетворяющее потребителя. Анализ рисунка показывает, что производительность технологических комплексов в рассмотренных схемах ремонта поверхности торфяных месторождений меньше производительности машин, занятых на выполнении основных операций. Причем, величина производительности комплекса зависит не только от производительности машин на основных операциях, но и от количества и повторности выполнения всех операций в цикле. Максимальная производительность комплекса достигает значения в разных технологических схемах от 55,1 до 99,9 % производительности машин основной операции. Сокращение разрыва между производительностью комплекса и производительностью оборудования на основных операциях достигается за счет уменьшения количества и повторности операций в цикле, а также использования оборудования более высокой производительности во всех последующих операциях.

Анализ рисунка показывает, что наибольшую производительность и минимальный разрыв имеет первый комплекс МПГ-2.24 – ПП-1А – МТП-52. Это указывает на рациональный выбор оборудования на операциях процесса ремонта производственных площадей

по производительности, а так же на снижение количества и повторности операций в сравнении с другими технологическими схемами.

На величину производительности комплекса так же оказывает влияние величина обрабатываемой площади. При этом во всех исследуемых схемах с увеличением площади наблюдается рост производительности комплексов.

Таким образом, проведенный анализ работы комплексов показывает, что для повышения производительности их необходимо, наряду с увеличением производительности оборудования основной операции, сократить количество и исключить повторность последующих операций в каждой технологической схеме. Снижение трудоемкости и стоимости работ предполагается достичь за счет разработки технологических процессов с утилизацией древесины, сокращения числа операций по схемам за счет комбайнирования, сокращения повторное операций посредством применения машин с дифференцированной глубиной обработки.

Литература

1. Мисников, О.С., Тимофеев, А.Е., Михайлов, А.А. Анализ технологий разработки торфяных месторождений в странах дальнего и ближнего зарубежья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2011, – № 9, – С. 84 – 92.
2. Купорова А.В., Пухова О.В., Ермияш Д.М. Направления осушения месторождений в геотехнологиях торфа и сапропеля // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2011, № 11, С. 36 – 40.
3. Сергеев, Ф.Г. Подготовка торфяных месторождений к эксплуатации и ремонт производственных площадей. – М.: Недра, 1985. – 256 с.

УДК 622.7+631.417.1

Показатели процесса экстракции гуминовых веществ из торфа при различных условиях

Бамбалов Н.Н., Смирнова В.В., Немкович А.С., Бровка Г.П.
Институт природопользования НАН Беларуси, г. Минск

Из торфа получают гуматы калия, натрия и аммония при разной концентрации экстрагентов, соотношении торф : экстрагент (модуль), температуре ($18 \div 160$ °С), давлении и продолжительности процесса экстракции [1-5]. Из одного и того же образца торфа при различных технологических режимах и условиях выделения получают гуминовые препараты, отличающиеся количественными ха-

раактеристиками (общий и удельный выход, концентрация), физико-химическими и биологическими свойствами.

В работе [5] исследовано влияние технологических режимов и условий экстракции гуминовых веществ торфа (ГВ) на расход сырья, воды, химических реагентов и тепла при температуре 96÷98 °С. Цель данной работы - получение новых данных о влиянии условий экстракции ГВ на технологические показатели процесса экстракции ГВ, в частности, при более высокой температуре (125 °С).

Для исследований использовали типичные низинные виды торфа: тростниково-осоковый торф со степенью разложения $R = 35$ %, зольностью $A = 11,3$ %, pH в КСl 5,2 из месторождения Гало-Ковалевское и древесно-тростниковый ($R = 40$ %, $A = 9,3$ %, pH в КСl 5,0) из месторождения Ореховский Мох; верховой сосново-пушицевый торф ($R = 50$ %, $A = 3,3$ %, pH в КСl 3,3) и пушицевый ($R = 50$ %, $A = 2,9$ %, pH в КСl 3,0) из месторождения Радемье.

Оценка показателей технологического процесса экстракции ГВ выполнена по параметрам: выход ГВ из сырья, концентрация раствора ГВ, расход воды, щелочи и тепла на получение 1 кг сухих ГВ в зависимости от концентрации щелочи от 0,4 до 5 %, температуры экстракции (18–20, 96–98, 125 °С) и модуля (1:5, 1:10, 1:50) (таблица и рисунок).

Выход ГВ из торфа при 18÷20 °С существенно ниже, чем при 96–98 °С. С точки зрения теории растворимости ГВ [2, 3] их переход из твёрдого состояния в щелочной раствор не зависит от температуры, так как ионы водорода карбоксильных групп и фенольных гидроксидов одинаково замещены на ионы натрия.

Сухие препараты гуминовых кислот, выделенные из торфа при 96–98 °С, хорошо растворяются в 2 %-ной NaOH при 18–22 °С, однако при экстракции ГВ из торфа этого не наблюдается. Можно полагать, что ГВ, экстрагируемые при 18÷20 °С, находятся в торфе в свободном состоянии, а дополнительно экстрагируемые при 96–98 °С связаны с другими компонентами торфа омыляемыми химическими связями, поэтому они переходят в раствор только после разрушения таких связей при щелочном гидролизе. Следовательно, процесс экстракции ГВ торфа щелочью при нагревании включает в себя не только процессы растворения, но и омыления химических связей, с высвобождением ГВ.

Таблица. Показатели процесса экстракции ГВ из торфа 2 %-м раствором NaOH в течение 2 ч при различных температурах и модуле 1:10

Показатели	Температура, °С		
	18–20	96–98	125
Тростниково-осоковый торф, $R = 35\%$, $A = 11,3\%$			
Выход ГВ, %	18,9	55,9	–
Концентрация раствора ГВ, %	1,2	3,4	–
Удельный расход торфа, кг/кг ГВ	10,0	3,4	–
Удельный расход воды, кг/кг ГВ	55,8	18,8	–
Удельный расход NaOH, кг/кг ГВ	1,2	0,4	–
Удельный расход тепла, МДж/кг ГВ	0	7,6	–
Древесно-осоковый торф, $R = 40\%$, $A = 9,3\%$			
Выход ГВ, %	–	67,4	62,5
Концентрация раствора ГВ, %	–	4,4	4,1
Удельный расход торфа, кг/кг ГВ	–	2,7	2,9
Удельный расход воды, кг/кг ГВ	–	15,3	16,5
Удельный расход NaOH, кг/кг ГВ	–	0,3	0,4
Удельный расход тепла, МДж/кг ГВ	–	8,1	8,7
Сосново-пушицевый торф, $R = 50\%$, $A = 3,3\%$			
Выход ГВ, %	48,9	66,0	–
Концентрация раствора ГВ, %	3,5	4,7	–
Удельный расход торфа, кг/кг ГВ	3,5	2,6	–
Удельный расход воды, кг/кг ГВ	19,7	14,6	–
Удельный расход NaOH, кг/кг ГВ	0,4	0,3	–
Удельный расход тепла, МДж/кг ГВ	0	5,9	–
Пушицевый торф, $R = 50\%$, $A = 2,9\%$			
Выход ГВ, %	–	76,3	75,0
Концентрация раствора ГВ, %	–	5,9	5,8
Удельный расход торфа, кг/кг ГВ	–	2,3	2,3
Удельный расход воды, кг/кг ГВ	–	12,6	12,8
Удельный расход NaOH, кг/кг ГВ	–	0,3	0,3
Удельный расход тепла, МДж/кг ГВ	–	6,7	6,8

При повышении температуры экстракции ГВ до 125 °С одновременно возрастает и давление до 3,0÷3,5 атмосфер, поскольку процесс осуществляется в герметично закрытом автоклаве. Как видно из таблицы, вопреки ожиданию, при 125 °С выход ГВ оказался меньше, чем при 96÷98 °С. Это можно объяснить параллельным протеканием реакций конденсации растворённых ГВ с образованием нерастворимых осадков, т.е. в этом случае имеет место процесс, противоположный растворению ГВ. По-видимому, реакции конден-

сации ГВ идут и при 96÷98 °С, но при 125 °С они выражены в большей степени и превалируют над процессами щелочного гидролиза.

Представленные данные однозначно указывают на нецелесообразность увеличения температуры экстракции ГВ с 96÷98 °С до 125°С. Это позволит не только минимизировать процессы конденсации ГВ, но и существенно сократить расход энергии на получение ГВ.

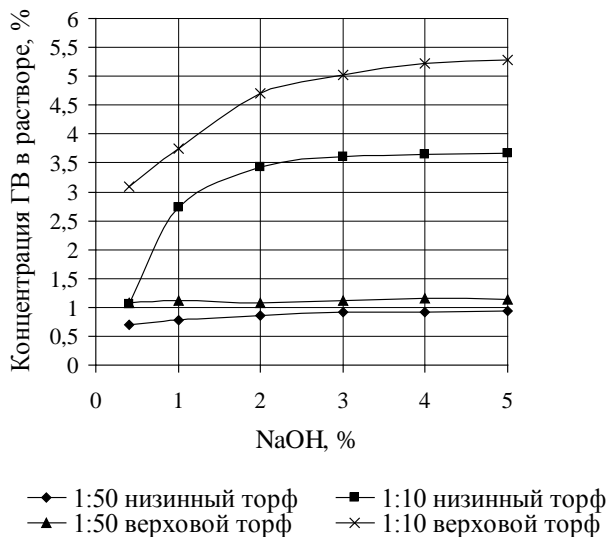


Рис. 1. Зависимость концентрации ГВ в растворе от концентрации NaOH (экстракция ГВ при 96–98 °С)

Кроме технологических режимов экстракции на выход ГВ влияет качество торфяного сырья. Наиболее предпочтителен торф с высокой степенью разложения и низкой зольностью, особенно нежелательно иметь в составе минеральной части торфа большие количества соединений кальция, железа и других двух- и трёхвалентных металлов, осаждающих ГВ из щелочного раствора. Меньший выход ГВ из низинного торфа по сравнению с верховым объясняется различиями их качественных характеристик (R, A, pH).

Потери ГВ с твёрдым остатком торфа зависят в основном от качества центрифугирования. В условиях наших экспериментов влажность остатков была около 80 %, а потери ГВ составляют 22–24 % от общего количества ГВ, перешедшего в раствор.

Концентрация ГВ в получаемых щелочных растворах зависит от качества сырья, концентрации NaOH в экстрагенте, модуля (рисунок). При этом оказалось, что для экстракции ГВ из низинного торфа достаточно использовать 2 %-й раствор едкого натра, а из верхового – 2,5–3 % в связи с тем, что торф верхового типа имеет повышенную кислотность. Дальнейшее увеличение концентрации NaOH в экстрагенте нецелесообразно. При организации производства для конкретного вида сырья следует экспериментально уточнять концентрацию NaOH.

Наибольший удельный расход сырья получается в случае извлечения ГВ при 18–20 °С, наименьший – при 96–98 °С. Увеличение температуры экстракции до 125 °С не привело к снижению расхода торфа на получение 1 кг ГВ.

Удельный расход воды наибольший при экстракции ГВ без нагревания, наименьший при 96–98 °С. Тоже самое можно сказать и об удельном расходе едкого натра на получение 1 кг ГВ.

С точки зрения энергетики наиболее выгоден процесс экстракции при 18÷20 °С, так как при этом получают раствор ГВ без нагревания реакционной смеси. Наибольший расход тепла на получение 1 кг ГВ получается при экстракции ГВ при 125 °С.

Таким образом в зависимости от целевого назначения ГВ, выделяемых из торфа едким натром, могут быть целесообразны два варианта: экстракция при 18÷20 °С, позволяющая наиболее экономно получить ГВ, но с низкой их концентрацией в растворе 0,7÷1,2 % и экстракция при 96÷98 °С, энергетически более затратная, но обеспечивающая концентрацию растворов ГВ на уровне 4,5÷5,5 % при модуле 1:10. Дальнейшее увеличение концентрации раствора ГВ возможно при снижении модуля до 1:7÷1:6. При модуле 1:5 концентрация ГВ в растворе составляет 6,0 % для низинного торфа и 7,3 % для верхового. Однако в данном случае потери ГВ составляют около 60 %.

Литература

1. Горовая, А.И. Гуминовые вещества / А.И. Горовая, Д.С. Орлов, О.В. Щербенко.– Киев: Навукова думка, 1995. – 303 с.
2. Гуминовые препараты. Тюмень. – 1971.
3. Никитенко, А. Д., Бамбалов Н. Н. Сравнительная оценка выхода ГК из торфа при экстракции гидроксидами натрия и аммония // Природопользование. 2007. Вып. 13. –С 166–169.
4. Наумова, Г. В., Жмакова Н. А., Овчинникова Т. Ф. и др Биологически активные вещества торфа и продуктов его переработки // Природопользование. 2002. Вып. 8. С 144–153.

5. Бамбалов, Н. Н., Влияние условий экстракции гуминовых веществ из торфа на удельные затраты реагентов и тепла /Н.Н.Бамбалов, В. В.Смирнова, А. С.Немкович, Г.П.Бровка.// Материалы междунар. науч. конф. "Природопользование: экология, экономика, технологии". Минск, 2010. – С. 14–19.

УДК 622.7+631.41

Условия получения жидкого концентрированного медь-цинк-гуминового удобрения

Коврик С.И., Соколов Г.А.

Институт природопользования НАН Беларуси, г. Минск

В представленной работе рассматриваются условия получения устойчивого жидкого концентрированного удобрения, содержащего в качестве биостимулятора роста растений гуминовые вещества (ГВ), выделенные при щелочной экстракции торфа [1], и два микроэлемента: медь и цинк.

При взаимодействии ГВ торфа с двух- и трехвалентными ионами металлов в зависимости от соотношения $Me:ГВ$ могут образовываться как растворимые, так и нерастворимые металл-гуминовые комплексы (МГК) [2]. Так, в щелочной среде при соотношении $Me:ГВ > 1$ образуются нерастворимые МГК, что вызвано как вовлечением в процесс комплексообразования функциональных групп ГВ различной силы, так и возможностью сорбции катионов на развинутой поверхности образующихся коллоидов [2].

Для обработки семян и опрыскивания растений используют только растворимые МГК. Последние образуются при взаимодействии щелочных растворов ГВ с катионами только тогда, когда соотношение $ГВ:Me > 1,5 \div 2$ [2]. Это соотношение компонентов является неблагоприятным для растений, поэтому в сельском хозяйстве применяют препараты, в которых масса микроэлементов больше массы ГВ в $5 \div 10$ раз.

Запатентован способ получения Cu -гуминового удобрения, в котором устойчивые концентрированные Cu -гуминовые растворы получены за счет введения в качестве лиганда 25 %-го водного раствора аммиака и хлорида аммония [3].

Из табл. видно, что 25 %-й водный раствор аммиака и хлорид аммония можно использовать только для приготовления концентрированных Cu -гуминовых растворов (образец 1, табл.). При введении катионов аммония в Zn -и $Cu-Zn$ -гуминовые растворы

устойчивые концентрированные растворы могут быть получены, но в рабочих растворах, приготовленных разбавлением концентрированных растворов в соотношении 1:100 и 1:200, образуются темно-окрашенные осадки (образцы 2–4, табл.).

Таблица 1. Влияние концентрации ГВ, водного раствора аммиака и хлорида аммония на устойчивость растворов, содержащих ГВ и катионы меди и цинка

№ п/п	Концентрация				NH ₄ Cl, г/л	Наличие осадка	
	Cu ²⁺ , г/л	Zn ²⁺ , г/л	ГВ, г/л	25 % -й водный раствор аммиака, мл/л		в концентрированном растворе	в рабочем растворе
1	25	–	5	280	50	нет	нет
2	–	25	5	280	50	нет	осадок
3	25	25	5	280	50	нет	осадок
4	25	25	5	500	50	нет	осадок образуется через 5 мин

Поскольку константа нестойкости аммиачных комплексных соединений меди ($K_n(\text{Cu}(\text{NH}_3)_5^{2+}) = 6,4 \cdot 10^{-13}$) меньше, чем цинка ($K_n(\text{Zn}(\text{NH}_3)_4^{2+}) = 3,5 \cdot 10^{-10}$) [4] и то, что при разбавлении растворов усиливаются процессы гидролиза [5], можно предположить, что в рабочих растворах гидролиз аммиакатов цинка приводит к снижению устойчивости растворимых МГК и способствует образованию нерастворимых осадков, представляющих смесь гидроксидов цинка, меди и нерастворимых МГК.

В настоящее время в Голландии, Финляндии, Германии и других странах при производстве микроудобрений используют динатриевую соль этилендиаминтетрауксусной кислоты (трилон Б). Это вызвано не только доступностью и относительно низкой ценой трилона Б, но и тем, что при его взаимодействии с катионами образуются устойчивые комплексные соединения, в частности, для исследуемых катионов $K_n(\text{CuEdta}^{2-}) = 1,6 \cdot 10^{-19}$ и $(K_n(\text{ZnEdta}^{2-}) = 3,2 \cdot 10^{-17})$ [6]. При этом устойчивость растворимых комплексных соединений, образованных катионами с трилоном Б, значительно превышает устойчивость соответствующих нерастворимых МГК [7].

Методика проведения эксперимента заключалась в растворении сульфатов меди и цинка в различных объемах 25 %-го водного рас-

твора аммиака. Для полного растворения солей раствор подогревали на водяной бане до температуры 40–50° С. Затем добавляли необходимое количество трилона Б. После охлаждения в раствор вводили такое рассчитанное количество щелочного раствора ГВ, чтобы соотношение Cu:Zn:ГВ составляло 25:25:5 г/л.

Приготовленные концентрированные растворы оставляли на 24 часа при температуре 18–22° С, затем разбавляли в сто раз. Таким образом, в рабочих растворах концентрация для каждого катиона составляла 0,25 г/л, а ГВ – 0,05 г/л. Далее, в течение дня наблюдали за состоянием рабочих растворов; если выпадал осадок, то фиксировали время его образования. Концентрированные растворы, в которых после разбавления не образовывался осадок, оставляли храниться в темном месте при температуре 18–22 °С. Периодически из оставленных концентрированных растворов отбирали аликвоты для разбавления.

Проведенные исследования показали, что для получения Cu–Zn–гуминовых растворов с концентрациями компонентов 25:25:5 г/л необходимо использовать 350–400 г/л трилона Б и 350–400 мл/л водного раствора аммиака.

Наиболее оптимальным количеством 25 % –ного водного раствора аммиака в маточном растворе является 370 мл/л, поскольку:

- у соответствующего рабочего раствора *pH* меньше 10;
- коэффициент пропускания у рабочего раствора с концентрацией водного раствора аммиака 400 мл/л (кривая 2 рис.1) в среднем на 10% меньше, чем у рабочего раствора с концентрацией 370 мл/л (кривая 1 рис.1), что свидетельствует об уменьшении стабильности таких растворов.

Введение трилона Б в количестве, большем, чем 350 г/л не имеет смысла, т.к. прозрачность раствора при этом практически не изменяется (рис.2). Наоборот, появляется опасность получения пересыщенного раствора микроудобрения. Трилон Б лучше всего вводить в удобрение после растворения солей меди и цинка в 25 % –м растворе аммиака. В данном случае растворение трилона Б происходит быстрее, за счет чего сокращается время нагревания, которое необходимо для растворения всех компонентов. Таким образом, установлено, что для получения устойчивых концентрированных удобрений, содержащих по 25 г/л катионов меди и цинка и 5 г/л ГВ, необходимо использовать 370 мл/л 25 %–го водного раствора аммиака и 350 г/л трилона Б.

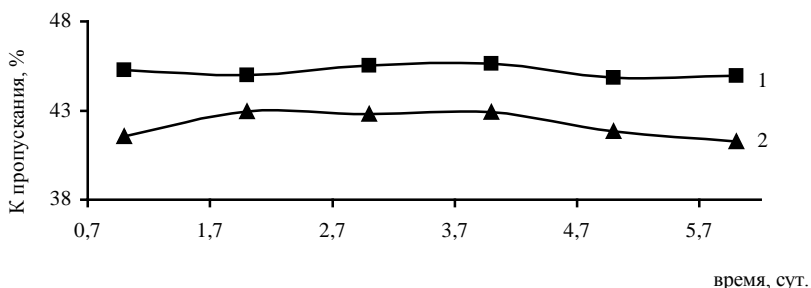


Рис. 1. Характер изменения коэффициента пропускания света рабочим раствором, приготовленным из концентрированного Cu–Zn–гуминового раствора, содержащего 350 г/л трилона Б и 1 – 370 мл/л (2 – 400 мл/л) 25 %-го водного раствора аммиака, от времени

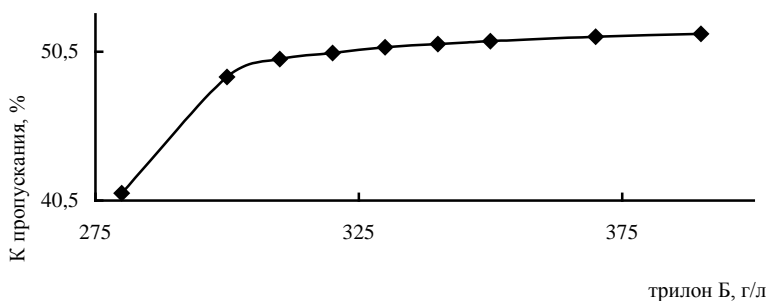


Рис. 2. Зависимость коэффициента пропускания света Cu–Zn–гуминовым рабочим раствором от концентрации трилона Б в удобрении, содержащем 370 мл/л 25 %-го раствора аммиака

Если аммиак или трилон *Б* вводить меньше или больше этого количества, то рабочие растворы не могут быть использованы для обработки семян и растений по одной из двух причин:

- комплексное Cu–Zn–гуминовое удобрение получается без осадка, но при его разбавлении водой часть катионов меди, цинка и ГВ в рабочем растворе выпадает в осадок;
- после хранения в течение 5–6 месяцев в комплексном Cu–Zn–гуминовом удобрении образуется осадок.

Литература

2. Горвая, А.И. Гуминовые вещества / А.И. Горвая, Д.С. Орлов, О.В. Щербенко.– Киев: Наукова думка, 1995. – 303 с.

3. Коврик, С.И. Формирование металл-гуминовых комплексов в процессе очистки сточных вод препаратами на основе торфа: дис. ...канд. тех. наук: 25.00.36/ С.И. Коврик.– Минск, 2005.– 176 л.
4. Способ получения медь-гуминового удобрения: пат. 12858 Респ. Беларусь, МПК(2006) С 05 G 3/00 / Н.Н. Бамбалов, Г.А. Соколов, О.М. Самокар; заявитель Н.Н. Бамбалов, Г.А. Соколов, О.М. Самокар.– № а 2007205; заявл. 03.10.2007; опубл. 24.11.2009// Афіцыйны бюл./ Нац. цэнтр інтэлектуал. уласнасці.– 2010.– №1 (71).– С.91.
5. Справочник химика: в 6 т. / редкол.: Б.П. Никольский (гл. ред.) [и др.] – М.-Ленинград: Химия, 1965-1968.– Т. 3: Химическое равновесие и кинетика, свойства растворов, электродные процессы/ Б.П. Никольский [и др.]– 1965.– 1008 с.
6. Реми, Г. Курс неорганической химии: в 2 т./ Г. Реми; под ред. А.В. Новоселовой. – 11-е изд.– М.: Химия, 1966.– 1 т.
7. Дятлова, Н.М. Комплексоны и комплексонаты металлов/ Н.М. Дятлова, В.Я. Темкина, К.И. Попов. – М.: Химия, 1988.– 544 с.
8. Микроэлементы в сельском хозяйстве/ С.Ю. Булыгин [и др.], под общ. ред. С.Ю. Булыгина. – Днепрпетровск: Січ, 2007.– 100 с.

УДК 622.331:547.992.2

Фракционно-групповой состав и химическая структура гуминовых веществ торфа на разной глубине залегания

Марыганова В.В., Стригуцкий В.П., Пармон С.В.

Институт природопользования НАН Беларуси, г. Минск

Торф является ценным сырьем для производства гуминовых препаратов различного назначения, поскольку характеризуется высоким содержанием и богатым набором гуминовых веществ (ГВ) с разными химическим составом и свойствами. Важными критериями выбора торфа как сырья для производства гуминовых препаратов являются содержание и фракционный состав ГВ, в частности содержание гуминовых кислот (ГК), а также их химическая структура, поскольку от них зависят все ценные свойства гуминовых препаратов. Изучение этих характеристик по глубине залегания торфа и явилось целью настоящей работы.

Для исследования выбраны два верховых (Ореховский Мох и Дукора) и два низинных (безымянные) месторождения в пойме р. Свислочь у д.Дукора и у д.Русаковичи. Образцы торфа отбирали из поверхностного (0–25 см), промежуточного (30÷50 см) и глубинного (75÷100 см) слоев каждого месторождения. Фракции ГК были получены последовательной экстракцией торфа 0,1 М Na₄P₂O₇ при рН 7 (ГК₁) и 0,1 н. NaOH (ГК₂) при 18÷20 °С. Все органические ве-

щества, оставшиеся в кислом растворе после выделения ГК, рассматривали как фульвокислоты (ФК). Препараты ГК извлекали из отдельных навесок обезбитуминированных хлороформом образцов торфа 0,1 н. NaOH (ГК) и 0,1 М Na₄P₂O₇ при pH 7 (ГК₁) при 18÷20 °С с модулем 1:50. ГК, выделенные 0,1 н. NaOH, содержат наиболее полный набор макромолекул, находящихся на разных стадиях химической зрелости, ГК, выделенные 0,1 М Na₄P₂O₇ при pH=7, представляют собой наиболее химически зрелую фракцию ГК₁ [1].

Полученные препараты исследовали методами гель-хроматографии, электронной спектроскопии в видимой области, ИК- и ЭПР- спектроскопии. Как следует из данных таблицы, торф из глубинных слоев торфяных залежей различного генезиса содержит меньше ГВ, чем торф из поверхностного слоя, прежде всего за счет наиболее окисленных соединений - пирофосфатной фракции ГК₁ и ФК. С возрастанием глубины залегания торфа содержание ГК в залежах верхового типа изменяется незначительно, в месторождениях низинного типа снижается на глубине 75–100 см. Особенно значительно уменьшается с глубиной доля пирофосфатной фракции в ГК (ГК₁, в % от ГК).

Анализ данных гель-хроматографии показал, что все исследуемые препараты характеризуются бимодальным распределением молекул, характерным для торфяных ГК. Наиболее высокомолекулярная фракция 1 выходит из колонки со свободным объемом элюата и имеет ММ ≥ 100000. Менее высокомолекулярная часть ГК представлена фракцией 2 со средневесовой ММ от 42000 до 69000. Для всех исследуемых месторождений наиболее высокомолекулярные препараты ГК и ГК₁ находятся в поверхностном слое торфа. С увеличением глубины его залегания содержание наиболее высокомолекулярной фракции 1 в обоих препаратах заметно снижается, а количество менее высокомолекулярной фракции 2 возрастает, часто с уменьшением ее средневесовой ММ.

Самыми высокими значениями оптической плотности при 465 нм (D₄₆₅) обладают ГК, выделенные из торфа верхового месторождения Дукора (0,450–0,555). ГК малоразложившихся видов торфа верхового месторождения Ореховский Мох характеризуются меньшими значениями D₄₆₅ (0,385–0,420), а ГК низинных видов торфа имеют еще более низкие значения D₄₆₅ (0,340–0,400). Препараты ГК₁ характеризуются более высокой оптической плотностью по сравнению с ГК, что свидетельствует о более развитых системах

полисопряжения в их макромолекулах [2]. Для всех исследуемых торфяных месторождений наблюдается общая закономерность: увеличение значений D_{465} препаратов ГК и GK_1 с глубиной залегания торфа, свидетельствующая о возрастании размеров систем полисопряжения в их макромолекулах.

Таблица. Фракционно-групповой состав ГВ торфа из различных слоев торфяных залежей, С, % от $C_{орг}$ торфа

Глубина, см	Вид торфа, степень разложения, %	ГВ	ГК	GK_1	GK_2	ФК	$GK_1, \%$ от ГК
Верховой торф, месторождение Ореховский Мох							
0–25	Ангустифолиум, 15	22,37	12,87	4,10	8,77	9,50	31,9
30–50	Магелланикум, 10	21,23	14,77	3,39	11,38	6,46	23,0
75–100	Магелланикум, 15–20	17,40	11,97	1,40	10,57	5,43	11,7
Верховой торф, месторождение Дукора							
0–25	Сосново-сфагновый, 30	36,76	28,52	11,70	16,82	8,24	41,0
30–50	Пушицево-сфагновый, 30–35	39,98	30,68	12,04	18,64	9,30	39,2
75–100	Пушицево-сфагновый, 30–35	32,54	26,66	7,54	19,12	5,88	28,3
Низинный торф, безымянное месторождение у д. Дукора							
0–25	Осоковый, 30	32,50	25,47	15,29	10,18	7,03	0,0
30–50	Древесно-осоковый, 40–45	37,72	29,26	16,03	13,23	8,46	54,8
75–100	Осоковый, 25	15,25	10,88	3,42	7,46	4,37	15,29
Низинный торф, безымянное месторождение у д. Русаковичи							
0–25	Древесно-грозниковый, 60–65	28,95	19,47	10,90	8,57	9,48	56,0
30–50	Грозниковый, 40–45	29,52	20,70	6,65	14,05	8,82	32,1
75–100	Грозниковый, 40	16,13	12,53	5,52	7,01	3,60	44,1

Судя по данным ИК-спектроскопии, для всех исследуемых месторождений с увеличением глубины залегания торфа в препаратах ГК и GK_1 уменьшается содержание алифатических фрагментов, особенно насыщенных углеводородных и углеводных группировок, и увеличивается количество сопряженных ароматических структур, более выраженное в случае низинных видов торфа. В препаратах ГК и GK_1 верховых видов торфа наблюдается уменьшение содержания моноароматических структурных единиц, а в случае препаратов низинных видов торфа – полипептидных фрагментов.

По данным ЭПР-спектроскопии с увеличением глубины залегания торфа наблюдается увеличение степени ароматического полисопряжения в молекулах ГК и ГК₁. Однако наиболее интересным представляется совпадение параметров ЭПР-спектров ГК торфа из глубинных слоев торфяных залежей низинного типа, имеющих низкую интенсивность сигнала Fe³⁺, с параметрами ЭПР-спектров ГК верховых видов торфа, а именно: наличие узкого ($\Delta H < 4$ Гс) сигнала при высоком насыщении его СВЧ-мощностью и появление дополнительного более широкого сигнала ($\Delta H \sim 15$ Гс) при высоких уровнях СВЧ-мощности, что специфично для ГК верховых видов торфа и синтетических безазотистых систем ароматического полисопряжения [3]. Это может свидетельствовать о резком снижении содержания азота в структурах ароматического полисопряжения ГК торфа из глубинных слоев торфяных залежей низинного типа, несмотря на достаточно высокое содержание в них общего азота (2,65–2,80 %).

Выводы

1. Торф из глубинного слоя торфяных залежей различного генезиса содержит меньше ГВ, чем торф из поверхностного слоя, прежде всего за счет наиболее окисленных соединений - пирофосфатной фракции ГК₁ и ФК. С возрастанием глубины залегания торфа содержание ГК в залежах верхового типа изменяется незначительно, а в месторождениях низинного типа снижается на глубине 75–100 см. Доля пирофосфатной фракции ГК₁ в составе ГК заметно уменьшается с увеличением глубины залегания торфа для всех исследованных месторождений.

2. ГК торфа, выделенные двумя экстрагентами из глубинных слоев залежей различного генезиса, являются менее высокомолекулярными по сравнению с соответствующими препаратами из торфа поверхностного слоя. Они характеризуются более низким содержанием углеводных и углеводородных фрагментов, а также повышенным вкладом систем ароматического полисопряжения и уменьшением доли моноароматических структур, не входящих в системы полисопряжения. ГК торфа из глубинных слоев торфяных залежей низинного типа могут иметь низкое содержание азота в системах ароматического полисопряжения, вследствие чего структура систем полисопряжения в их макромолекулах не отличается от структуры систем ароматического полисопряжения ГК верховых видов торфа.

Литература

1. Марыганова В. В., Бамбалов Н. Н., Пармон С. В. Воздействие вида экстрагента на структуру извлекаемых из торфа гуминовых кислот // Химия твердого топлива. 2003. № 1. С. 3–10.
2. Орлов Д. С. Гумусовые кислоты почв и общая теория гумификации. М., 1990.
3. Лиогонький Б. И., Стригуцкий В. П., Алексанян Р. З. и др. О вкладе семихиноновых ион-радикальных состояний в парамагнетизм окислительно-восстановительных полимеров с сопряженными связями // Докл. АН БССР. 1981. Т. 25. № 9. С. 825–827.

УДК 622.7

Изменение растворимости и оптических свойств гуминовых веществ в процессе гидродинамической кавитации торфа

Цвирко Л. Ю., Бамбалов Н. Н., Соколов Г. А.

Институт природопользования НАН Беларуси, г. Минск

Кавитационные технологии находят все большее применение в технологических процессах переработки углеводородного сырья, растительных масел, крахмала, пектинов, фруктов, овощей, молочных и других пищевых продуктов, а также ископаемых твердых топлив, древесины, радиоактивных материалов и т.д. [2].

Гидродинамическая кавитация является эффективным средством изменения структуры различных материалов за счет сил гидравлического удара и физико-химических эффектов, возникающих при схлопывании кавитационных пузырьков вблизи обтекаемых кавитационным потоком частиц. При этом основными процессами являются: механическое измельчение частиц, возбуждение молекул, ионизация, окисление, разрыв химических связей, а также противоположные процессы укрупнения молекул, образования ассоциатов и твердых частиц. При кавитационной обработке различных материалов образуются радикалы, ионы, возникают ион-радикальные образования [1, 2].

Энергии, выделяющейся при схлопывании пузырьков в современных кавитационных аппаратах, достаточно для разрыва химических связей [2], поэтому, используя кавитацию, можно разрушать химические связи между отдельными частями молекул. Наиболее детально этот вопрос изучен применительно к молекулам углеводов: при разрыве С - Н связи от углеводородной цепи отрывается протон, а при разрыве С - С связи молекула углеводорода распадается на две неравные части [3]. Из этих теоретических предпосылок

следует, что кавитация является эффективным методом преобразования физических и химических свойств веществ разного происхождения, однако по превращению органического вещества торфа имеется большой дефицит знаний.

Цель работы - получение данных по изменению растворимости и оптических свойств гуминовых веществ (ГВ) в процессе гидродинамической кавитации торфа.

Объекты исследования: низинный древесно-тростниковый торф месторождения «Ореховский Мох» степенью разложения (R) 35–40 %, зольностью (A) 8,4 %, pH 5,6; верховой магелланикум-торф месторождения «Зеленый Бор» (R = 20 %, A = 9,9 %, pH 3,2). Образцы торфа сушили до воздушно-сухого состояния, просеивали через сито с диаметром ячеек 2 мм и загружали в кавитационную установку.

Состав суспензии и условия кавитации: для низинного торфа – 1 кг торфа + 3,5 л воды; для верхового торфа – 0,5 кг торфа + 4 л воды. Такие различия обусловлены разной водопоглотительной способностью этих видов торфа. Пробы кавитированного торфа в виде суспензии отбирали последовательно через 5, 10, 15, 20, 30, 40, 50, 60, 70, 90 минут кавитации.

Дальнейшая работа с кавитированными образцами торфа включала в себя определение количества органического вещества, переходящего в раствор 2 % NaOH при 96–98 °С в течение 2 часов, и определение величины оптической плотности растворов. В прозрачных растворах после центрифугирования определяли углерод органического вещества методом мокрого сжигания [4], оптическую плотность – на приборе КФК-2. Результаты представлены в таблице и на рисунках.

Данные по определению содержания углерода органического вещества, переходящего в раствор 2 % NaOH до и после кавитации торфа, представлены в таблице. Из нее видно, что как в низинном, так и в верховом торфе через 30 мин кавитации наблюдается заметное уменьшение выхода $C_{ГВ}$, а затем снова происходит его увеличение. Максимум выхода $C_{ГВ}$ для низинного торфа достигается за 60 минут, а для верхового – 40 минут, после чего количество ГВ в растворе не изменяется. На рисунках 1 и 2 представлена динамика выхода $C_{ГВ}$ в низинном и верховом торфе.

Таблица – Выход органического вещества ($C_{ГВ}$), растворимого в 2 % растворе NaOH при 96-98 °С, и коэффициенты цветности растворов.

Продолжительность кавитации, мин	$C_{ГВ}$, % на СВ		Q 440/670	
	низинный торф	верховой торф	низинный торф	верховой торф
0 (исходный торф)	22,10	28,99	7,37	8,12
5	25,03	36,95	4,06	7,00
10	24,60	37,24	4,06	8,08
15	26,79	39,70	7,08	8,01
20	28,51	28,34	7,01	7,97
30	20,93	27,40	7,12	7,85
40	38,65	53,66	6,74	8,32
50	41,02	50,05	6,66	8,08
60	44,31	51,12	6,71	8,15
70	–	49,33	–	8,29
90	43,34	–	6,64	–

Выход щелочно-растворимых веществ при кавитации верхового торфа выше, чем низинного в связи с тем, что верховой торф содержит много углеводов, которые в процессе кавитации деструктурируются и переходят в раствор вместе с ГВ. Заметное снижение выхода $C_{ГВ}$ после 20 – 30 минут кавитации связано с процессами конденсации продуктов деструкции органических веществ и образованием новых нерастворимых органических соединений, которые под воздействием кавитации снова распадаются и переходят в раствор.

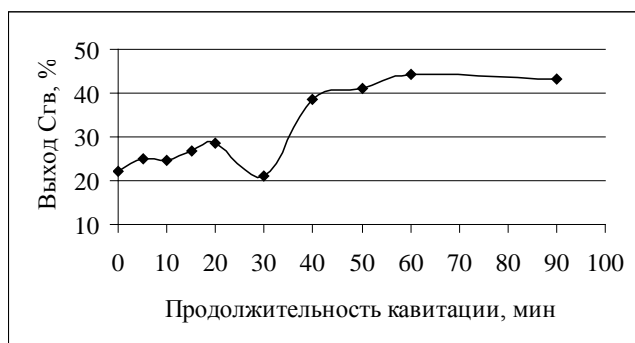


Рис. 1. Выход $C_{ГВ}$ в низинном торфе в зависимости от времени кавитации

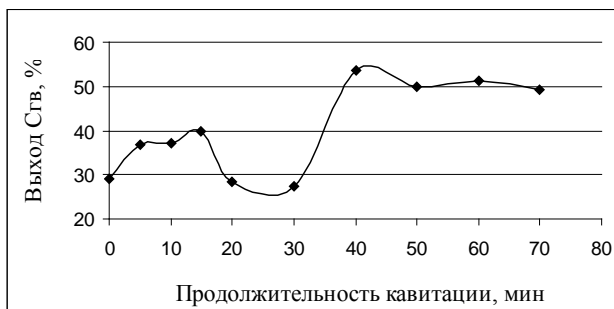


Рис. 2. Выход $C_{ГВ}$ в верховом торфе в зависимости от времени кавитации

Отличительной чертой гуминовых кислот является высокая интенсивность поглощения света. Спектры поглощения в видимой области представляют собой пологие кривые с постепенным уменьшением оптической плотности по мере увеличения длины волны. При этом алифатические фрагменты систем полисопряжения в молекулах ГВ поглощают свет в коротковолновой части спектра, а ароматические – в длинноволновой. Для оценки соотношения между этими фрагментами используют коэффициент цветности $Q_{4/6}$, определяемый по отношению оптической плотности при двух длинах волн [5]. В наших исследованиях $Q_{4/6}$ определяли по соотношению D_{440} и D_{670} nm.

Уменьшение коэффициента цветности ГВ происходит уже через 5 минут после начала кавитации. Это означает, что в системах полисопряжения молекул ГВ уменьшилась доля алифатических цепей, и в поглощении света возрос вклад ароматических структур. Однако, через 10 – 15 минут значение $Q_{4/6}$ снова возрастает до исходной величины и стабильно сохраняется в течение всего процесса кавитации. Коэффициент цветности ГВ верхового торфа имеет большее численное выражение, чем низинного торфа. Это свидетельствует о том, что в молекулах ГВ исследуемого верхового торфа содержится больше алифатических и меньше ароматических фрагментов, чем в молекулах ГВ низинного и объясняется разной величиной степени разложения исследуемых образцов торфа.

В ходе эксперимента отмечено, что изменение коэффициента цветности во всех видах торфа наступает гораздо раньше, чем происходит уменьшение выхода $C_{ГВ}$, т.е. процессам конденсации пред-

шествует процесс деструкции молекул ГВ, после чего продукты деструкции взаимодействуют между собой, и оптическая плотность щелочных растворов возрастает до исходного значения.

Таким образом, гидродинамическая кавитация является эффективным методом преобразования органического вещества торфа с удвоением выхода щелочно-растворимых веществ в течение 40 – 60 минут, что может быть использовано для обоснования новых технологий химической переработки торфа.

Литература

1. Большая советская энциклопедия. М., 1973. Т. 11. С. 321 – 323.
2. Промтов М. А. // Вестник ТГТУ. 2008. Т. 14, № 4. С. 861 – 869.
3. Соколов Г. А., Бамбалов Н. Н., Смирнова В. В., Цвирко Л. Ю. Влияние гидродинамической кавитации на выход гуминовых веществ из торфа // Вести НАН Беларуси. Серия химических наук. № 4. 2010. С. 112 – 117.
4. Аринушкина Е.В. Руководство по химическому анализу. – М.: МГУ, 1962.
5. Орлов Д. С. Гумусовые кислоты почв и общая характеристика гумификации. – М.: Изд-во МГУ, 1990. – 325 с.

УДК 622.331.2:636.085.57.087

Кормовая добавка из верхового торфа

Карпенко В.В., Мультап Ю.М., В.Т. Полянков В.Т.

Республиканское унитарное предприятие «Белниитоппроект»

Особый интерес для химической и биохимической переработки представляет верховой торф с низкой степенью разложения, который содержит до 50% углеводов. Во многом он сохраняет особенности химического состава растений, из которых образовался, богат минеральными макро- и микроэлементами, биологически активными веществами. В нем содержатся протеин, физиологически активные низкомолекулярные и гуминовые кислоты, витамины, антисептики, антиоксиданты, обуславливающие возможность использования его в качестве корма или сырья для получения кормовых продуктов.

Перевариваемость верхового натурального торфа составляет 25-30%. Его можно использовать для увеличения питательности и емкости рациона, а также для профилактики желудочно-кишечных заболеваний у животных.

Имеется большой опыт получения из верхового торфа различных кормовых продуктов и добавок — торфа осаждаемого, сахара кормового торфяного, биостимуляторов роста. Перечисленные кор-

мовые продукты лишь повышают перевариваемость или увеличивают содержание Сахаров. Большая работа в этом направлении выполнена в бывшем Институте торфа.

Значительно более высокую скорость накопления биомассы по сравнению с растительным и животным белком имеет белок, получаемый микробным синтезом. Микробный белок может многократно выпускаться в промышленных условиях вне зависимости от климатических условий.

В промышленных масштабах освоено производство микробиологическим методом кормовых дрожжей на гидролизатах древесины. Возможно использование для этой цели верхового торфа. Однако чрезвычайно высокая энергоемкость этого способа и образование значительного количества отходов (гидролизного лигнина и сточных вод) привело к тому, что производство кормовых дрожжей на гидролизатах древесного сырья в РБ не получило широкомасштабного применения.

Все это обуславливает поиск новых более экологически и экономически выгодных способов получения кормов с высоким содержанием белка. Одним из таких направлений является обогащение лигноцеллюлозных материалов белком путем их «прямой» биоконверсии под действием микроорганизмов, которые осуществляют расщепление сложных полисахаридов на простые с образованием на их основе усвояемого кормового белка.

Этот способ менее энергоемок, так как осуществляется при невысоких температурах, практически безотходен. Одним из перспективных видов сырья для этой цели является верховой торф, который уже прошел частичную биологическую обработку в естественных условиях.

Исследования по получению углеводно-белковой кормовой добавки на основе верхового торфа проводились путем «прямой» биоконверсии микроорганизмами. В качестве продуцентов белка использовали перспективные для биоконверсии культуры мицелиальных грибов *Aspergillus* и *Trichoderma*.

По результатам исследований определены параметры процесса твердофазной ферментации верхового торфа монокультурами и ассоциациями мицелиальных грибов и дрожжей, обеспечивающих содержание сырого протеина в конечном продукте 12-15%, причем содержание истинного белка несущественно отличается от количества сырого протеина. Кроме того, в полученном продукте увеличи-

вается содержание легче усваиваемых животными легкогидролизуемых сахаров –21-25%.

На основании результатов исследований разработан технологический процесс получения углеводно-белковой кормовой добавки на основе верхового торфа, который апробирован на опытной установке. Технология получения кормовой добавки состоит из следующих основных операций: – добыча, хранение и транспортировка торфа к цеху по производству кормовой добавки; подготовка торфа; – обогащение торфа минеральными солями и внесение посевного материала; ферментация смеси; – сушка, измельчение и упаковка готового продукта.

Добыча верхового торфа низкой степени разложения для производства кормовой добавки производится по существующей в торфяной отрасли технологии на торфяных залежах верхового типа.

Эффективность кормовой добавки определялась путем внесения ее в рацион питания молодянку крупного рогатого скота живой массой по 264-334 кг. Кормовая добавка оказала положительное влияние на поедаемость кормов, процессы рубцевого пищеварения, переваримость питательных веществ, биохимические показатели крови и качество мяса. Наибольший среднесуточный прирост живой массы животных составил во второй группе – 920 г.

Применение кормовой добавки в составе комбикормов позволяет замещать часть фуражного зерна, получать достаточно высокий прирост живой массы животных. Относительная биологическая ценность мяса от животных, получавших в составе комбикорма кормовую добавку на основе торфа на 5,6-8,1% выше по сравнению с контролем.

УДК 622.331

Рациональное использование торфа для выработки тепловой энергии

Березовский Н.И., Костюкевич Е.К., Ерошевская Е.Л.
Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Повышение эффективности использования топливно-энергетических ресурсов и создание необходимых условий для перевода экономики страны на энергосберегающий путь развития – одна из приоритетных задач государственной энергетической политики Республики Беларусь.

Решение проблемы обеспечения страны энергоресурсами в настоящее время рассматривается в двух направлениях: – повышение эффективности использования существующих энергоносителей; – разработка и внедрение новых перспективных способов производства энергоресурсов с учетом имеющейся в стране сырьевой базы.

Для обеспечения энергетической безопасности Беларуси предусматривается к 2020 году обеспечить производство более 25 % тепловой и электрической энергии за счет использования местных, возобновляемых и альтернативных источников энергии. Торф и древесное топливо являются наиболее востребованными в малой энергетике и сельском хозяйстве топливно-энергетическими ресурсами. Поэтому к 2020 году доля торфа в общем объеме котельно-печного топлива должна составить не менее 4,3 процента. Для сравнения: в Ирландии, Швеции и Финляндии – от 16 до 22%.

По оценкам специалистов в Беларуси общая площадь торфяного фонда составляет 2,4 млн. га с геологическими запасами около 4 млрд. тонн торфа. Мировой опыт использования торфа, широкая распространенность ресурсов торфа в Беларуси доказывают необходимость повышения эффективности и объемов использования этого природного сырья в энергетике.

Основными достоинствами торфяного топлива являются:

- низкая себестоимость производства;
- экологическая чистота сгорания (малая доля серы);
- полное горение (малый остаток золы);
- постоянно разрабатываются и внедряются новые технологии сжигания твердого топлива.

В качестве топлива торф применяется в трех видах:

- фрезерный (измельченный) или топливный торф в виде россыпи для сжигания во взвешенном состоянии.
- торфяной брикет, высококалорийный продукт большой степени прессования на технологическом оборудовании, заменяет каменный уголь;
- кусковой (полубрикет) торф, малой степени прессования, производимый непосредственно на торфяной залежи;
- торфяные гранулы (пеллеты), изготавливаемые из торфа для топлива размером 6, 8, 12 мм, как правило, для твердотопливных отопительных котлов управляемых автоматикой.

Анализ потребления торфяного топлива в республике показывает, что наибольшим спросом пользуется торфяной брикет. Так по статистическим данным в 2008 г. в балансе использования торфа в энергетических целях в стране доля топлива, отпущенного населению, составляет 55,3%, из них 65,9% – брикеты. При полном обеспечении потребности внутреннего рынка предприятия торфяной отрасли осуществляют поставку торфобрикетов на экспорт (Литва, Латвия, Эстония, Польша, Словакия, Швеция, Финляндия и другие).

Структура использования топливной продукции из торфа в Республике Беларусь в 2008 г. представлена на рис. 1.

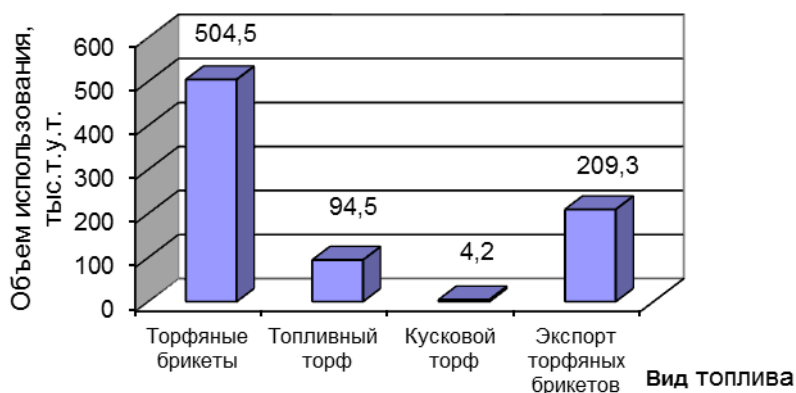


Рис. 1. Структура использования топливной продукции из торфа в 2008 г.

В Республике Беларусь согласно Государственной программе "Торф" на 2008-2010 гг. и на период до 2020 г. предусмотрен рост объемов потребления торфа в энергетических целях, что предполагает увеличение численности эксплуатационных площадей добычи торфа в 2 раза. Для увеличения объема и эффективного использования торфяного топлива планируется ввод в эксплуатацию крупных и средних энергоисточников и реконструкция новых типа мини-ТЭЦ, также его потребление на малых энергоисточниках организаций коммунального и сельского хозяйства, расположенных вблизи от торфодобывающих предприятий.

В отрасли проводится последовательная работа по снижению энергоемкости выпускаемой продукции, разработке и внедрению

энерго- и ресурсосберегающих технологий, оборудования по добыче, переработке и сжиганию торфа. Прогноз объемов добычи торфа для энергетических целей в республике на период до 2020 г. по данным Министерства энергетики представлен на рис. 2.

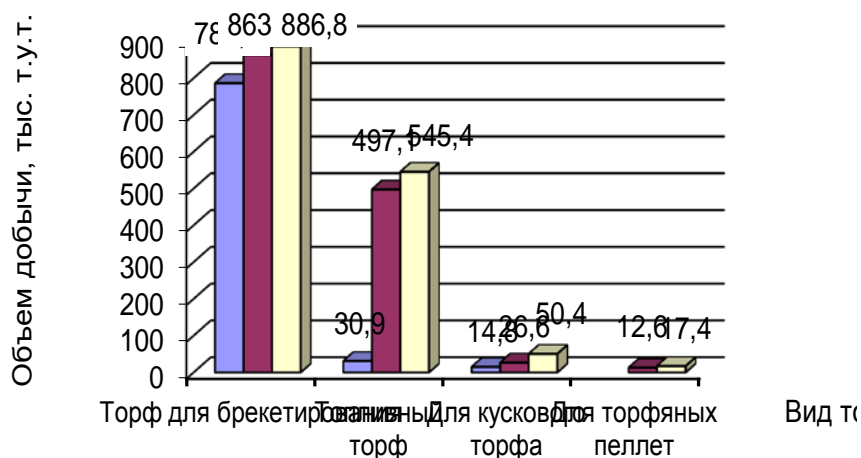


Рис.2. Прогноз объемов добычи торфа для энергетических целей в республике на период до 2020 г.

Перспективным направлением является увеличение объема использования торфа кускового, который в настоящее время производится на предприятиях Витебской, Минской, Гродненской и Могилевской областей. Основные потребители данной топливной продукции - это организации коммунального хозяйства, социальной сферы и здравоохранения. Производство кускового торфа требует меньших затрат по сравнению с топливными брикетами, поскольку процесс его формирования и сушки осуществляется непосредственно на полях добычи торфа в естественных условиях. Для увеличения объемов потребления данного вида топлива в республике целесообразным является создание крупных коммунальных и производственных котельных, работающих на кусковом торфе.

С целью расширению использования местных видов топлива в республике, планируется освоение производства торфяных пеллет, топлива с однородным качеством и высокой калорийностью, удобного и эффективного в применении. Их производят путем прессо-

вания фрезерного торфа без использования каких-либо связующих, что делает их безвредными для окружающей среды. Пеллеты являются энергетически стабильным, безотходным и экологическим видом топлива. Как показывает мировой опыт можно полностью автоматизировать процесс потребления торфяных пеллет, при эксплуатации специальных бытовых и промышленных котельных. Следует отметить, что странами-лидерами в потреблении торфяных пеллет являются США, Швеция, Дания, Германия, Англия, Австрия. Европа использует этот вид топлива в объеме около 4 млн. тонн в год. В среднем в Евросоюзе потребление торфяных пеллет увеличивается на 15% в год, а в Швеции – на 30%.

Современные технологии сжигания торфа успешно работают во многих странах. Устройства для сжигания в кипящем слое, на вращающейся решетке имеют КПД по топливу свыше 90%, причем эффективно сжигают торф влажностью 30-65% и при этом являются безопасными, с точки зрения экологии.

Таким образом, анализ состояния вопроса о перспективах эффективного использования торфа в энергетических целях показывает, что необходимо стремиться к реализации следующих направлений: – осуществление мероприятий по техническому переоснащению и модернизации производства топлива из торфа с целью повышения производительности и снижения энергоемкости; – увеличения количества энергоисточников, работающих на торфяном топливе; – разработка и внедрение отечественного высокотехнологичного оборудования для производства кускового торфа и торфяных пеллет; – внедрение новых технологий по снижению зависимости добычи торфа от погодных условий сезона, расширению его временных рамок; – внедрять современное оборудование и технологии.

Литература

Государственная программа "Торф" на 2008-10 г.г. и на период до 2020 года / Коллект. автор. // Энергетика и ТЭК: научно-производств. ж-л -2010. -№4. -С.32-37.

**Возможность интенсификации процессов производства
твердого топлива**

Костюкевич Е.К., Березовский Н.И., Драгун Е.В., Грибкова С.М.
Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Для Республики Беларусь местное сырье (торф) для производства топливных брикетов в ближайшей перспективе будет оставаться одним из основных составляющих в покрытии спроса на топливо для населения и коммунально-бытовых потребителей республики. Имеющиеся топливные ресурсы не могут поддерживать существующие объемы добычи торфа, так как ряд заводов по производству топливных брикетов в настоящее время, ввиду доработки сырьевых запасов, работают в режиме затухания. Поэтому из-за сложных ситуаций в потреблении топливно-энергетических ресурсов в последние годы все более остро возникает необходимость совершенствования технологических процессов обогащения сырья, внедрения новых менее энергоемких технологий, оптимального и экономного использования энергоресурсов и оборудования.

Результаты статистического анализа производственно-технических показателей работы брикетных заводов республики за последние годы показывают, что наблюдается тенденция по снижению объема произведенной продукции на 5...10% и увеличение удельного расхода топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) на единицу продукции в среднем на 10...15%. Энергозатраты на единицу продукции составляют 0,6... 1,1 МВтч/т. Потери бытового топлива в системе производство – потребитель составляют 3...3,5%, КПД сжигания бытового топлива 0,60. Таким образом, от сжигания твердого топлива у потребителя полезно используется менее 50% теплоценности брикетов.

Самым энергоемким процессом производства топливных брикетов является искусственная сушка сырья. Поэтому наиболее эффективным направлением снижения энергоемкости процессов обогащения сырья при получении брикетов является максимальное уменьшение влажности сырья, поступающего в сушилку.

Для снижения начальной влажности сырья и повышения его плотности в подготовительном отделении брикетного завода может

быть предусмотрено механическое обезвоживание торфа с одновременным его обжатием в вальцевом прессе. Следует отметить, что при влажностях торфа, поступающего на брикетный завод, механическое обезвоживание достаточно энергоемко (60-100 кДж/кг удаленной влаги). Однако, это значительно меньше затрат на удаление того же количества воды при тепловой сушке (3000-5000 кДж/кг испаренной влаги). Для частичного обезвоживания торфа можно использовать устройство (разработанное кафедрой горных работ, БНТУ), в котором сырье, проходя между двумя непрерывными губчатыми лентами с незамкнутой капиллярной структурой из ППВФ, отдает влагу капиллярам этих лент, аккумулирующим ее, а затем эта влага удаляется при сжатии пористых лент, проходящих между барабанами конвейеров и отжимными роликами. В качестве пористого легко деформируемого материала может быть использован пенополивинилформаль, поглощающий и удерживающий 700-800 % воды в условиях неограниченного набухания, и около 450 %, если поглощение воды происходит без изменения его объема. Исследованиями установлено, что наиболее эффективно удаление влаги из торфа происходит в начальный период ($\Delta w = 9 \%$) при небольшом давлении (0,36 МПа) и высокой влажности ($w = 7 \%$). Оптимальное время обезвоживания 20 с. Эксперименты показали реальную возможность механического обезвоживания торфа до 44%. После отжатия воды из ППВФ пористая лента достаточно полно восстанавливает свои свойства. Многократное увлажнение и высушивание образцов ППВФ свойств этого материала не изменяет. Затраты энергии на механическое обезвоживание торфа в подготовительном отделении в любом случае не превысят затрат тепловой энергии на сушку в сушилках. Более того, обжатие фрезерного торфа в валках позволит несколько повысить плотность фрезерного торфа, а это положительно скажется на производительности оборудования.

Установлено, что воздействие ультразвуковых колебаний (УЗК) приводит к уменьшению плотности торфа и градиента влаги верхней и нижней его частях (до 25%), а колебания влажности образца от поверхности раздела до центра уменьшаются до 2%. Таким образом, воздействие УЗК на торф можно увеличить более чем в 1,5 раза коэффициент массопроводности за счет равномерного распределения влажности в объеме.

Для интенсификации процесса сушки сырья целесообразно введение дополнительной операции в процесс обогащения сырья – его предварительная обработка в условиях ультразвукового поля перед сушкой, что позволит ускорить процесс испарения влаги из торфа на 7-10 % и снизить энергозатраты на сушку на 8 %. По результатам экспериментов также определено, что предварительная обработка сырья УЗК с последующим его обезвоживанием перед сушкой позволяет снизить влажность торфа на 10-15 %.

Анализ работы брикетных заводов показывает, наибольшие потери производительности сушилок происходят из-за частых колебаний влажности сырья (± 15 %). Это снижает выработку брикетов в предельном случае на 30 % и увеличивает потребление электроэнергии на 1 т брикетов. Поэтому показателем эффективности может служить стабилизация выработки брикетов по влажности и количеству в единицу времени. Стабилизация выработки брикетов возможна, если, непрерывно контролируя влажность сырья, управлять тремя параметрами (вне зависимости от вида сушилок): количеством поступающего в сушилку сырья в единицу времени, количеством сушильного агента и расходом топлива (пара) или другого вида энергии для нагрева сушильного агента.

Поэтому для снижения энергоемкости и стабилизации производства топливных брикетов целесообразно осуществлять периодический контроль влажности сырья непосредственно перед сушилкой, с помощью разработанного влагомера по величине упругого последствия, который может быть реализован в виде стационарного прибора непрерывного или периодического (например, через 5-10 мин) контроля влажности торфа с автоматической записью графиков изменения влажности или подачей количества торфа на сушку.

На основании комплексных исследований для снижения начальной влажности и повышения плотности сырья, поступающего в сушилку, предлагается технологическая схема обогащения сырья с использованием комбинированного устройства для механического обезвоживания. Сырье подвергается воздействию УЗК, что обеспечивает в дальнейшем более интенсивное удаление влаги. Затем сырье, проходя между двумя непрерывными губчатыми лентами с незамкнутой капиллярной структурой из ППВФ, отдает влагу капиллярам этих лент,

аккумулирующим ее; эта влага удаляется при сжатии пористых лент, проходящих между барабанами конвейеров и отжимными роликами. После отжатия воды из ППВФ пористая лента достаточно полно восстанавливает свои свойства. Многократное увлажнение и высушивание образцов ППВФ свойств этого материала не изменяет. Обжатие сырья в валках позволяет несколько повысить плотность сырья, что положительно сказывается на производительности оборудования. Устройство может быть установлено в подготовительном отделении брикетного завода, чтобы принимать сырье после механического его отсева в грохотах. Удельные энергозатраты при тепловой сушке значительно выше, чем при механическом обезвоживании. Расчеты показали – применение такого варианта предварительного механического обезвоживания сырья позволит снизить энергозатраты на сушку на 15-20 %.

На рисунке показана схема комбинированной электроэнергетической установки по выпуску топливных брикетов с применением устройств, с которыми проводились исследования.

Так, механическое обезвоживание может применяться при подаче топлива в энергетическую установку или при поступлении влажного материала в сушильную установку. Обезвоживание может производиться отдельно для каждого вида сырья после контроля влажности. Обработку сырья ультразвуком целесообразно проводить при смешивании торфа с углем (содержание угля до 30%). Более эффективно применение УЗК на отдельной стадии подачи торфа, так как коэффициент массопроводности выше.

Пунктирные линии показывают возможные варианты установки предлагаемых устройств и дополнительные технологические операции, например, подача в топливные брикеты вторичных энергетических ресурсов (опилки, лигнин и др.), возврат в энергетическую установку некондиционного топлива по влажности w_2 . Линия 1-2 подачи сырья подвергается воздействию УЗК на структуру материала, основной обработке по его обезвоживанию и контролю основного параметра – влажности w_1 . В итоге такой электротехнологической перестройки имеет место снижение удельного энергопотребления за счет топлива (УЭ) и тепла (УС).

Результаты расчета процесса сушки сырья показали, что сбережение энергии с использованием разработанных методик

составит $140 \div 340$ кВт·ч, при влажности сырья 45%, $360 \div 850$ кВт·ч при влажности 50%.

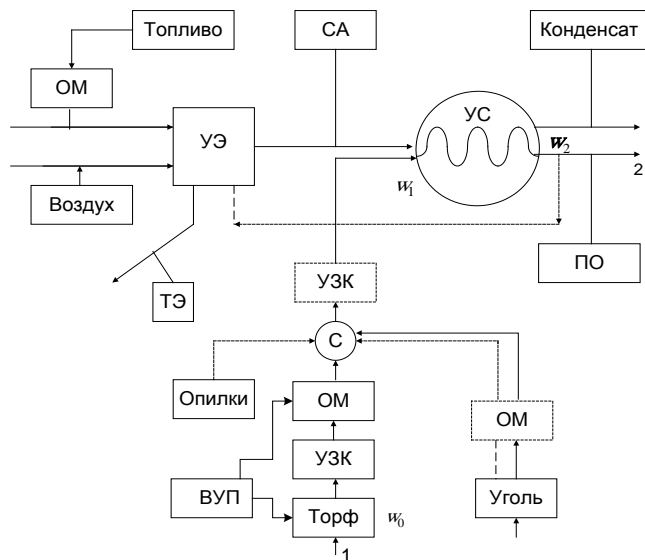


Рис. Принципиальная схема комбинированной электротехнологической установки по выпуску топливных брикетов: ОМ — обезвоживание механическое; УЭ — установка энергетическая; ТЭ — теплоэнергия; СА — сушильный агент; УС — установка сушильная; С — смешивание компонентов; ВУП — влагомер; ПО — прессовое отделение

УДК 631.363

Оценка энергозатрат при переработке мёрзлого торфа способом удара

Дорогов О.В.

Тверской государственной технической университет, РФ

Молотковые дробилки нашли широкое применение в различных отраслях народного хозяйства (торфяной, горной, сельскохозяйственной, пищевой и других). Они обеспечивают возможность получения высокой степени дробления (до 20), а также форму куска приближенную к кубической.

Дробилки перерабатывают дробимый материал способом удара. Удар есть явление, возникающее при соприкосновении тел, которое сопровождается переходом их кинетической энергии в энергию деформации [1]. Практика показывает, что сила, применяемая при производстве удара несоизмеримо мала по сравнению с усилиями, которые возникают непосредственно во время него [2]. Эффективность применения удара объясняется ничтожно малым промежуточком времени взаимодействия двух соударяющихся тел и локальностью действия нагрузки. Под последним понимается высокая концентрация энергии взаимодействия на единице площади контактной зоны.

Дробилки, применяемые на торфопредприятиях, могут перерабатывать древесные включения и мёрзлый торф. При этом энергозатраты значительно выше, чем при переработке немёрзлого торфа. Оценка энергозатрат при переработке мёрзлого торфа являлась целью данного эксперимента.

Существует два способа удара – упругий и неупругий. Дробилки работают по принципу неупругого удара, т.е. имеет место ударный элемент, промежуточный элемент, неподвижное основание (наковальня). В этом случае учитывают деформацию только промежуточного элемента, а ударный и промежуточный элементы принимаются абсолютно жёсткими. Такой способ удара смоделирован на установке, схема которой представлена на рис. 1. В данном случае ударником выступает ударная гиря 1, снабжённая сменной головкой ударника 3, наковальней - поддон 5, промежуточным упругим элементом - монолит мёрзлого торфа 4.

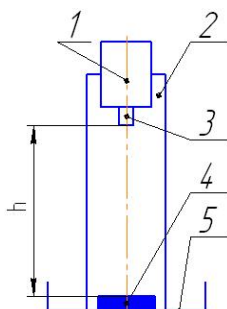


Рис. 1. Схема установки.

- 1 –ударная гиря; 2 – направляющая труба; 3 – сменная головка ударника;
4 – монолит мёрзлого торфа; 5 – поддон.

Находясь на высоте h ударная гиря имеет запас потенциальной энергии, которая определяется по формуле (1):

$$W_{\text{п}} = m \cdot g \cdot h \quad (1)$$

где m – масса ударной гири, кг; g – ускорение свободного падения, м/с; h – высота свободного падения ударной гири, м.

Движение ударной гири при её свободном падении подчиняется закону сохранения энергии:

$$W_{\text{п}} = W_{\text{кин}} \quad \text{или} \quad m \cdot g \cdot h = m \cdot v^2 / 2.$$

При свободном падении ударной гири высота h уменьшается, а значит, уменьшается потенциальная энергия $W_{\text{п}}$, а кинетическая увеличивается.

При $h = 0$ ударная гиря взаимодействует с монолитом мёрзлого торфа посредством удара и весь запас потенциальной энергии $W_{\text{п}}$ переходит в энергию удара $W_{\text{уд}}$, т.е.:

$$W_{\text{уд}} = m \cdot g \cdot h \quad (2)$$

Из формулы (2) видно, что энергия удара зависит от высоты падения h . Таким образом, задача эксперимента сводилась к определению высоты h , при которой имеет место быть энергия удара $W_{\text{уд}}$ необходимая и достаточная для разрушения монолита 4. Удельные энергозатраты определялись по формуле:

$$A_{\text{уд}} = W_{\text{уд}} / V \quad (3)$$

где V – объём мёрзлого торфа, переработанного ударом, м³.

В процессе эксперимента подверглись испытанию 4-е вида ударников: клиновой, цилиндрический, сферический, конический. В качестве ударного элемента выступала гиря вместе со сменной головкой ударника массой 2,5 кг. Объектом ударного воздействия служил монолит мерзлого торфа в форме куба с ребром 0,02 м (объём $8 \cdot 10^{-6}$ м³). Результаты эксперимента сведены в таблицу 1.

По результатам эксперимента наибольшие энергозатраты получились при использовании клинового ударника $A_{\text{уд}} = 981$ кДж/м³. Однако энергозатраты фрезерования мерзлоты на порядок выше (примерно 6000...7900 кДж/м³) [3]. Значит, переработка мерзлоты методом удара более эффективна, чем фрезерованием. Это обстоя-

тельство является предпосылкой к замене фрезерования ударом с целью решения проблемы сезонности добычи торфа.

Таблица 1

№ п/п	Вид ударника	Высота падения, h, м	Энергия удара, $W_{уд}$, Дж	Удельные энергозатраты, $A_{уд}$, кДж/м ³
1	Клиновой	0,32	7,85	981
2	Цилиндрический	0,28	6,87	858
3	Сферический	0,26	6,37	797
4	Конический	0,21	5,15	643

Литература

1. Журавлев А.В. Исследование процесса послышной экскавации торфа винтовой фрезой. Автореф. дисс. канд. техн. наук. Калинин, 1967. – 21 с.
2. Барон Л.И. Хмельковский И.Е. Разрушаемость горных пород свободным ударом. – М.: Наука, 1971. - 203 с.
3. Чугунов А.А. Особенности энергоемкости процесса фрезерования торфяной залежи в криогенном состоянии // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. №2. – с. 41-42.

УДК 662.641.047:552.577:542.67

Влагопроводность торфяной залежи нарушенной структуры без учета испарения

Кремчев Э.А., Афанасьев А.Е.

Санкт-Петербургский государственный горный университет, РФ

В настоящее время многие исследователи, работающие в направлении совершенствования техники и технологий добычи торфяного сырья, все большее внимание уделяют различным вариантам круглогодичных способов добычи, а также мероприятиям, направленным на расширение сезона добычи торфа. В большинстве случаев предлагаемые решения предполагают экскавацию переувлажненной торфяной залежи с последующим обезвоживанием в полевых и (или) цеховых условиях [12, 13]. Поэтому, актуальной становится задача оптимизации энергетических затрат на обезвоживание торфяного сырья, что может быть достигнуто всесторонним изучением процесса обезвоживания переувлажненного торфяного сырья с влагой $W = (84\div 90) \%$ под действием гравитационных P_g и капиллярно-осмотических P_k сил. В данной работе модель упрощена и процессы сопутствующего испарения влаги из слоя торфа не учитывались.

Следующим этапом исследования изменения свойств торфяного сырья в процессе обезвоживания является учет испарения влаги и сравнение конечных результатов путем оценки критической толщины слоя $H_{кр}$ при уравнивании гравитационных и капиллярно-осмотических сил ($P_k = P_g$). Критической толщиной называется величина, при которой в круглогодовой технологической схеме последующее удаление влаги из слоя торфа нарушенной структуры возможно лишь применением механического отжатия с последующей досушкой сырья термическими методами в заводских условиях. Перечисленные этапы обезвоживания рассматриваются как один из технологических приемов изменения свойств торфяного сырья (влаги – W , плотности – γ , пористости – n , интенсивности влагопереноса – i_i , степени разложения – R_T , полной влагоемкости – $W_{не}$, прочности – R_i , и др.), определяющих качество разноплановой продукции на основе торфа. Вопросы физики процесса в значительной степени изучены В.М. Наумовичем, Л.С. Амаряном, В.И. Горячевым и др.

В настоящем исследовании проведено обоснование влагопереноса в слое торфа нарушенной структуры с позиции гравитационного и капиллярно-осмотического удаления влаги на основе применения модели, обеспечивающей определение коэффициентов влагопереноса через коэффициенты фильтрации и толщину слоя обезвоживания, подверженного осадке до критической толщины.

Вода, взаимодействуя с твердой фазой и воздухом, изменяет свои физико-технологические свойства, которые различны для свободной и связанной воды [1,6]. Так, вода в свободном состоянии подчиняется силам тяжести, передает гидростатическое давление, мало сжимается [7]. Плотность же связанной воды $\rho_{жс}$ в зависимости от температуры T проходит через максимум при $T \cong 310,5 \text{ K}$ для каждого периода структурообразования и отличается от $\rho_{жс} = 1 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ ($T = 277,14 \text{ K}$) тем больше, чем выше степень разложения торфа или его дисперсность [6].

При подготовке торфяного сырья происходит нарушение структуры торфяной залежи и ее переход в трехфазное состояние, в котором наряду с силами гравитации $P_g = \rho_{жс} g h_i$ действуют капиллярные $P_k = 2 \cdot \sigma \cdot \cos \theta / r$ так, что они направлены в противоположные стороны (рисунок 1).

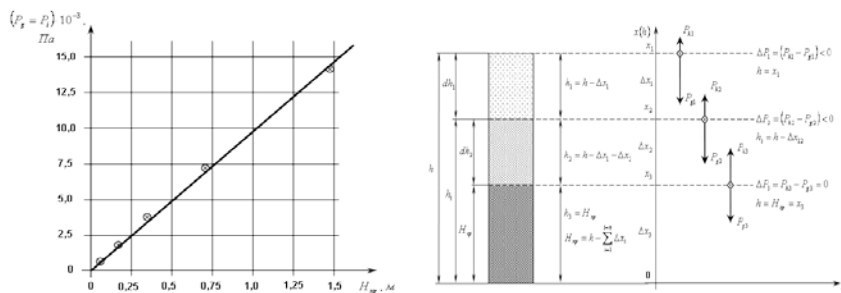


Рис. 1. Изменения перепада давления $\Delta P = P_{ki} - P_{gi}$ и высоты слоя при обезвоживании торфяного сырья до $h = H_{кр}$ при $T = 273$ К

Согласно законам термодинамики [8,9] прирост энтропии dS/dt во времени, вызванный внешними $dS_e/d\tau$ и внутренними $dS_i/d\tau$ условиями тепломассопереноса определяется как:

$$\frac{dS}{d\tau} = \sum_{i=1}^n J_i X_i, \quad (1)$$

где J_i – плотность потока i -той субстанции, X_i – термодинамическая движущая сила.

Экспериментально установлено, что J_i пропорциональна X_i :

$$J_i = L_i X_i, \quad (2)$$

где L_i – коэффициент пропорциональности. Для случая переноса влаги при $T = \text{const}$ зависимость (2) можно представить в виде уравнения Фика для случая испарения воды с обводненной поверхности:

$$i_u = -D \frac{\partial c}{\partial x}, \quad (3)$$

которое после преобразования [8], принимает вид:

$$\int i = -a_{жс} \gamma_c \frac{\partial W}{\partial x}, \quad (4)$$

где $\frac{\partial c}{\partial x}$, $\frac{\partial W}{\partial x}$ – соответственно градиенты концентрации паров воды и влаги в торфе;

D , $a_{ж}$ – коэффициенты диффузии пара через воздух и влаги в торфе. Использование уравнений (3) и (4) в нашем случае затруднительно, поскольку имеется неопределенность движущих сил X_i в связи с осадкой торфяного сырья в навале. В тоже время использование уравнения Дарси в различном виде не представляется возможным из-за невозможности учета капиллярных сил и вертикального напора h/l [2] при оценке влагопроводности торфяного сырья.

Поэтому использование уравнения (2) позволяет выбрать в качестве движущей силы при оценке влагопроводности торфа i_g перепад давлений $P_i = P_k - P_g$, отнесенный к разности Δx координат $\Delta x_i = x_i - x_{i+1}$ (рисунок 1). Без учета испарения влаги с поверхности или попутного внутреннего испарения, уравнение влагопроводности будет:

$$i_g = -k_g \frac{d}{dx} (P_k - P_g) = -k_g \frac{dP_i}{dx}, \quad (5)$$

где k_g – коэффициент влагопроводности, характеризующий поток влаги при $dP/dx \rightarrow 1$, выражается в секундах; i_g – интенсивность потока влаги, $кг(в)/м^2с$. После преобразований, при условии $dh/dx = 1$ (рисунок 1), формула (5) может быть записана в виде

$$i_g = -k_g \left(\frac{2\sigma \cos \Theta}{rh} - \rho g \right) \quad (6)$$

Откуда, зная k_g , r , h , при прочих равных условиях, можно определить интенсивность влагопроводности торфяного сырья нарушенной структуры.

С уменьшением степени переработки S_0 и ростом влагосодержания плотность жидкости уменьшается, а с ростом степени разложения, S_0 и уменьшением влажности W плотность растет по сравнению со свободной водой [1, 6, 10, 11].

При $h_i = H_{кр}$ поток влаги как бы зависит и в соответствии с исследованиями Л.И. Кутаиса [2] система переходит в фильтрационное равновесие. По С.С. Корчунову [3] это состояние определяется равенством полного потенциала $\Pi = 0$ за счет одинаковых значений капиллярного $\Phi_k = P_k / \rho_{жс}$ и гравитационного $\Phi_g = gH$ потенциалов,

$$\Phi = \frac{P_k}{\rho_g} - gH \rightarrow 0. \quad (7)$$

Из последних условий

$$P_g = P_k, i_g = 0, h_i = H_{кр}. \quad (8)$$

Найдем связь между эффективным радиусом пор r и высотой (толщиной слоя торфа нарушенной структуры). Из уравнения (6) следует, что

$$\frac{2 \cdot \sigma \cdot \cos \theta}{r \cdot h} = \rho_{жс} \cdot g. \quad (9)$$

Тогда

$$h = H_{кр} = \frac{2\sigma \cos \theta}{r \rho_{жс} g}. \quad (10)$$

Внешне уравнение (10) напоминает формулу Жюрена [7] по капиллярному подъему жидкости.

Пусть сушке подвергается верховой пушицево-сфагновый торф степенью разложения $R_T = (20 \div 25) \%$, угол смачивания $\theta = 0^\circ$, $T = 293 \text{ K}$, $\sigma = 73 \cdot 10^{-3} \text{ Н/м}$, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$. Плотность жидкости (воды) принимаем по [6,11] $\rho_{жс} = 1,075 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$. Значения r задаем в пределах $r = (0,01 \div 2000) \cdot 10^{-6} \text{ м}$.

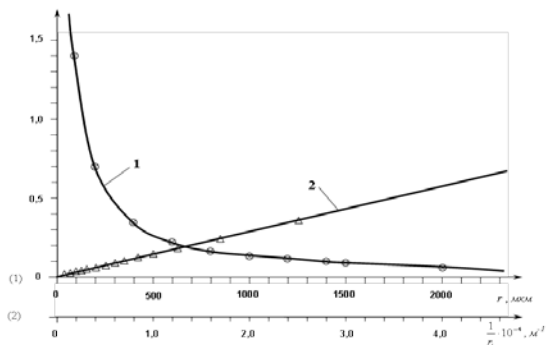


Рис. 2. Изменения перепада давления $\Delta P = P_{ki} - P_{gi}$ и высоты слоя при обезвоживании торфяного сырья до $h = H_{кр}$ при $T = 273$ К

С учетом предложенных данных расчетная формула принимает вид

$$H_{кр} = \frac{2 \cdot 73 \cdot 10^{-3} \cdot 1}{1,075 \cdot 10^3 \cdot 9,81} \cdot \frac{1}{r_i} = 13,84 \cdot 10^{-6} \frac{1}{r}, \text{ м.}$$

Анализ графиков (Рис.2) показывает, что зависимость $H_{кр} = f(r)$ имеет гиперболический вид и соответствует формуле (10). А в координатах $H_{кр} = f(1/r_i)$ выполняется линейная зависимость. Таким образом, с увеличением толщины слоя $H_{кр}$ уменьшается эффективный радиус пор, и это обстоятельство подтверждается в работах по фильтрации [3,4,5].

По известным величинам интенсивности влагопереноса i_g можно рассчитать коэффициенты влагопроводности по формуле (6) при $h_i > H_{кр}$, и сравнить их с коэффициентом фильтрации влагонасыщенных сред.

После достижения $h_i = H_{кр}$, дальнейшее обезвоживание возможно за счет сушки или механического отжатия с последующей досушкой в заводских условиях.

Литература

1. Афанасьев А.Е., Чураев Н.В. Оптимизация процессов сушки и структурообразования в технологии торфяного производства. М.: Недра, 1992. - 288 с.
2. Кутаис Л.И. Курс гидротехники в торфяном производстве. 4-е изд. Часть 1. М.-Л.: ГЭИ, 1955. - 400 с.

3. Корчунов С.С., Могилевский И.И., Абакумов О.Н. Изучение водного режима осушенных торфяных залежей. // Труды ВНИИТГП. Вып. 17, М.-Л.: ГЭИ, 1960.
4. Нерпин С.Н., Хлопотенков Е.М. Обобщение закона Дарси для случаев нелинейной фильтрации в ненасыщенных и насыщенных грунтах. // Доклады ВАСХНИЛ. М.: Урожай, 1970, №11, с. 3-17.
5. Кашенко Н.М., Ковалев В.П. Расчет влагопереноса в почве при расчете параметров дренажа полейдерных систем. // Инновационные технологии в мелиорации (Костяковские чтения). М.: Изд. ВНИИА, 2011, с. 80-86.
6. Афанасьев А.Е., Ефремов А.С. Взаимосвязь структурообразования с плотностью жидкости коллоидных капиллярно-пористых тел при сушке. // ГИАБ, №7, 2010. с. 307-314.
7. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский. Т.1. М.: Сов. Энциклопедия, 1984.
8. Антонов В.Я., Малков Л.М., Гамаюнов Н.И. Технология полевой сушки торфа. М.: Недра, 1981. - 239 с.
9. Гамаюнов Н.И. Процессы переноса энергии и вещества. Тверь: ТГТУ, 2004 -206 с.
10. Афанасьев А.Е., Ефремов А.С. Способ определения средней плотности связанной жидкости коллоидных и капиллярно-пористых тел. Патент, RU № 2380683. Опубликовано 27.01.2010 г.
11. Афанасьев А.Е., Ефремов А.С. Влияние структурообразования на плотность жидкости коллоидных капиллярно-пористых тел. // ТОХТ, 2011. Том 46. №1. с. 119-125.
12. Михайлов А.В., Кремчев Э.А., Нагорнов Д.О., Большунов А.В. Перспективы развития новых технологий добычи торфа. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Москва: «Горная книга», 2010. № 9. стр. 189-194.
13. Кремчев Э.А., Нагорнов Д.О. Технологические аспекты обеспечения круглогодичной полевой сушки торфа для нужд малой энергетики. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Москва: «Горная книга», 2010. № 12. стр. 260-265.

УДК 622.331

Перспективы использования отходов литейного производства (коксовой мелочи) в промышленности

Кислов Н.В., Цыбуленко П.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

В настоящее время промышленность Республики Беларусь не располагает энергосберегающими технологиями переработки отходов литейного производства (отсев кокса, коксовая мелочь), которые можно вовлечь в промышленную переработку.

Стандарт предусматривает размер кусков кокса не менее 40 мм и содержание непригодной к использованию коксовой мелочи не более 5 %. Поставляемый в республику кокс не соответствует требова-

ниям стандарта. При среднем размере кусков кокса 40-60 мм содержание мелочи достигает 15-20 %.

В машиностроительном комплексе Республики Беларусь более 90 % чугунных отливок изготавливается из чугуна, выплавляемого в вагранках, где в качестве топлива используется кокс. В связи с этим утилизация коксовой мелочи представляет собой актуальную задачу, решение которой позволит получить существенный экономический эффект. Одним из путей переработки некондиционного кокса является получение на его основе брикета в смеси с различными связующими. Представляется весьма перспективным при производстве топливных брикетов из коксовой мелочи использовать такое органогенное сырье как торф, который при соответствующей подготовке обладает хорошей брикетируемостью.

Учитывая изложенное, конечной целью настоящего исследования является разработка технологии получения брикетов из отходов кокса в смеси с торфом и использования брикетов для плавки чугуна в вагранке или в качестве коммунально-бытового топлива.

В Республике Беларусь имеется определенный опыт производства композитных торфяных топливных брикетов с использованием отходов переработки различных органогенных материалов. Это производство торфоугольных брикетов [1]. Для получения торфоугольных брикетов использовался верховой магелланикум торф со степенью разложения R от 20 до 30 % и переходной сфагновый торф с $R = 30$ %, а также уголь Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов марок ГСШ и ДСШ. На предприятиях концерна «Белтопгаз» получен положительный результат по прессованию композитных торфяных брикетов с использованием древесных опилок, лигнина, отходов льнопереработки (костры).

На кафедре «Горные машины» Белорусского национального технического университета проведены предварительные исследования по получению в лабораторных условиях торфококовых брикетов на прессе ПСУ 125 при давлениях прессования от 80 до 120 МПа. Предварительными опытами установлено, что для получения брикетов, соответствующих необходимой прочности на изгиб 2-4 МПа целесообразно использовать верховой или низинный фрезерный торф со степенью разложения более 15 % или торфяную сушенку той же степени разложения, подготовленную к брикетированию по технологии торфобрикетного производства. Полидисперс-

ная смесь торфяных частиц должна иметь размеры не более 5 мм, а частиц кокса не более 3 мм. Влага торфа или сушенки – не более 20 %, а коксовой мелочи – не более 5 %. Массовая доля коксовой мелочи в брикетах – не более 30 %.

Для получения торфококсовых брикетов в производственных условиях торфобрикетного завода разработана технологическая схема, представленная на рис. 1. Кокс поставляется на брикетный завод с перегрузочной станции в вагонах 1 узкой колеи и разгружается в бункер 2. Питателем 3 кокс подается на ленточный конвейер 4, а затем на валково-дисковый грохот 5. Крупная фракция от грохота поступает в накопительный бункер 6 и шлюзовым затвором 7 подается в теплогенератор 8 на сжигание. Мелкая фракция от грохота 5 поступает в накопительный бункер 9 и шлюзовым затвором 10 подается в роторную сушилку кипящего слоя 11 для сушки.

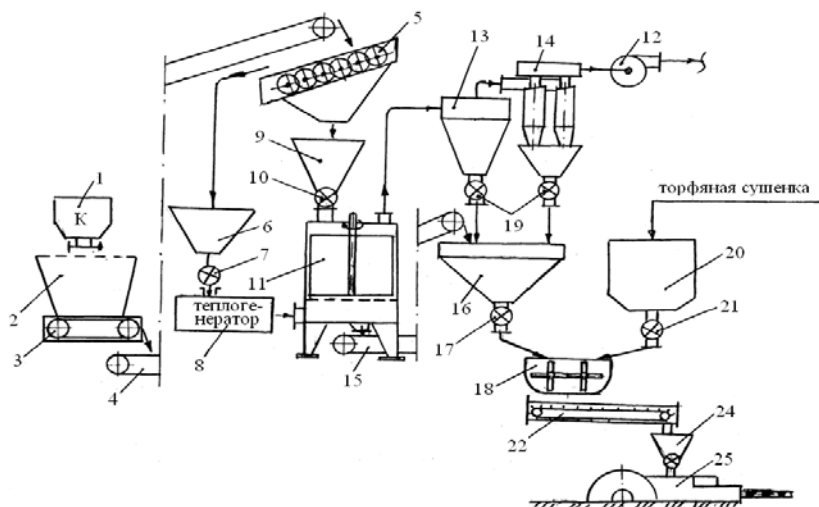


Рисунок. Схема производства торфококсовых брикетов

Теплоносителем сушилки являются дымовые газы, полученные теплогенераторе 8. Поток дымовых газов в сушилке создается вентилятором 12, а очистка газа от пылевых выбросов осуществляется в циклоне 13 первой ступени и 14 второй ступени очистки. Высушенный кокс из сушилки ленточным конвейером 15 подается в бункер 16 и дозатором 17 в смеситель 18. В бункер 16 шлюзовыми

затворами 19 также подается осажденная в циклонах коксовая пыль. Торфяная сушенка из транспортной системы торфобрикетного завода поступает в бункер 20 и дозатором 21 подается в смеситель 18. Дозаторы 17 и 21 регулируются таким образом, чтобы в смеситель поступало 30 % коксовой мелочи и 70 % торфяной сушенки. Из смесителя 18 торфококсовая смесь направляется скребковым конвейером 22 в бункер 23, откуда шлюзовым затвором 24 подается на прессование в брикетный пресс 25. Охлаждение торфококсовых брикетов и релаксация внутренних напряжений происходят в охлаждательных лотках, длина которых составляет 40-50 м.

Таким образом, проведенные исследования дают основание полагать о возможности получения брикетов из отходов кокса в смеси с торфяной сушенкой и использования брикетов для плавки чугуна в вагранке или в качестве коммунально-бытового топлива.

Литература

1. Марук Н.П. Структурообразование в торфоугольных композициях при получении топливных брикетов. – Автореферат дис... канд. техн. наук. – Минск.: 1988. –21с.

УДК 662.81

Прессование топливных брикетов из смесей различных горючих материалов

Яцковец А.И., Куптель Г.А., Кологривко А.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Вовлечение в сферу производства топливной и электрической энергии различных видов местного топлива и отходов является приоритетной задачей Республики Беларусь на ближайшее время.

Недавно введенный стандарт на топливные брикеты на основе торфа СТБ 1919-2008 (с 2009 – 07-01) предусматривает изготовление брикетов БТ-6 из смеси торфа и отходов сельскохозяйственного производства.

В Беларуси около двух десятков льнозаводов, у которых после переработки льна, остаются тысячи тонн отходов в виде льняной костры. Нами проведена работа по прессованию торфяных брикетов с добавками льняной костры. Брикеты изготавливали на ручном винтовом прессе ДМ-30М в матрице с внутренним диаметром 20 мм. Для опытов был взят низинный торф влажностью 14 % и льняная костра влажностью 4 %. Давление прессования составляло 40

МПа во всех опытах, а количество добавляемой костры варьировалось от 0 до 45 %. Основные физико-механические характеристики в виде плотности и прочности получаемых брикетов определялись по стандартным методикам.

Наши исследования показали хорошую брикетируемость шихты (смеси) из торфяной сушёнки и льняной костры. Учитывая небольшую плотность льняной костры (порядка 100 кг/м^3), можно рекомендовать для производства брикетов увеличенные добавки льняной костры в количестве до 15-20 % (по СТБ 1919-2008 рекомендуется 10 %), что несколько снизит их плотность (не более 5-6 %), зато увеличит их прочность.

В Беларуси выявлены значительные запасы бурых углей в количестве более 1,5 млрд.т. Одним из энергетических направлений использования бурых углей может быть их прессование в виде брикетов, что, в общем, известно. Однако прессованием именно бурых углей в РБ никто не занимался. Перед нами была поставлена задача сравнить физико-механические характеристики чисто торфяных и буроугольных брикетов, полученных в одинаковых условиях. Были взяты образцы низинного торфа ТБЗ «Усяж» влажностью 14 % и зольностью $A^c = 8,6 \%$, а также отобраны образцы бурого угля Бриневского месторождения с зольностью $A^c = 18 \%$ и влажностью $w = 10 \%$. Интервал варьирования давления прессования составлял от 20 до 75 МПа. С помощью стандартных методик определялась плотность и прочность отдельно торфяных и буроугольных брикетов.

Получены следующие результаты. При увеличении давления прессования кривые плотности и для торфа и для бурого угля идут вверх, причем, за исключением первоначального участка до давления в 25 МПа, кривая для торфа идет выше на 10 %. Зато кривые предела прочности на сжатие имеют противоположный характер: прочность буроугольных брикетов больше торфяных примерно на 15 % при одинаковом давлении прессования.

Нами показана хорошая брикетируемость отдельных пластов бурого угля Бриневского месторождения, сравнивая с брикетируемостью торфа. Однако сдерживающим фактором является повышенная зольность бурых углей (от 16,7 до 27,2 %). Перед нами была поставлена задача: спрессовать брикеты из смеси торфа нормальной зольности и бурого угля, имеющего повышенную зольность, с разным соотношением компонентов и определить прочность и плот-

ность полученных брикетов с целью определения оптимального состава шихты (смеси) для получения торфоугольных брикетов с зольностью, меньшей, чем $A^c \leq 15 \%$, что соответствует торфяным топливным брикетам марки БТ-1.

Для прессования взяты образцы бурого угля Бринеvского месторождения, имеющего высокую зольность $A=25 \%$, и образцы низинного торфа Старобинского месторождения с зольностью $A=8,6 \%$.

Расчет усредненной зольности полученных брикетов показывает, что оптимальную зольность $A^c \leq 15 \%$ можно получить при добавлении в торф до 40 % бурого угля высокой зольности. В этом случае плотность торфо-буроугольных брикетов даже увеличивается, повышается их прочность, а сами брикеты по содержанию золы соответствуют чисто торфяным брикетам марки БТ-1 с наименьшей стандартной зольностью ($A^c \leq 15 \%$). Для торфоугольных брикетов марки БТ-4 с содержанием бурого угля в 30 % зольность в данном случае будет составлять $A^c = 12 \%$, что значительно меньше стандартной ($A^c \leq 23 \%$).

Другим направлением уменьшения повышенной зольности буроугольных брикетов является их прессование с добавками древесных опилок, которые, как известно, имеют малую зольность.

Для опытов использовали бурый уголь Бринеvского месторождения влажностью $w = 10 \%$ и зольностью $A^c = 25 \%$, а также древесные опилки хвойных пород зольностью $A^c = 2,6 \%$.

При добавлении в бурый уголь древесных опилок плотность опилочно-буроугольных брикетов растет, плотность уменьшается, средняя зольность понижается. Если по аналогии с торфяными определить названные показатели для содержания древесных опилок в 30 %, то по сравнению с чисто буроугольными брикетами плотность опилочно-буроугольных брикетов уменьшается на 10 %, зато предел прочности на сжатие увеличивается в 2 раза, а усредненная зольность составляет $A^c = 18,3 \%$, что меньше стандартных опилочно-торфяных брикетов ($A^c \leq 20 \%$).

В связи с возможностью использования бурых углей в виде брикетов для выбора способа и конструкции прессующего устройства нами были проведены эксперименты по прессованию в одинаковых условиях как торфа, так и бурого угля с целью сравнения их упруго-пластических свойств путем многократного прессования.

Давление прессования выбрано постоянным и составляло 40 МПа, кратность прессования – 1, 2, 3, 5 и 8 раз. Получены следующие результаты. При всех кратностях прессования кривая плотности для торфа лежит выше кривой плотности для бурого угля. Зависимость предела прочности брикетов на сжатие $\sigma_{сж}$ от кратности прессования имеет противоположный характер: прочность буроугольных брикетов во всех случаях кратности прессования находится выше прочности торфяных брикетов. Из проведенных опытов следует - многократное прессование повышает плотность торфяных брикетов на 8-15 %, а буроугольных – на 3-5 %. Предел прочности брикетов на сжатие для торфа возрастает в 1,5-2 раза, для бурого угля – в 1,6 раза. При зольности бурого угля $A^c < 23$ % (СТБ 1919-2008) возможно прессование бурого угля в чистом виде без добавок торфа. Отсюда следует, что устройство для прессования буроугольных брикетов должно обеспечивать многократное прессование, что значительно повышает их плотность и прочность.

Согласно СТБ 1919-2008 из смеси торфа и бурого угля могут изготавливаться топливные брикеты марок БТ-3 (доля бурого угля 15 %) и БТ-4 (доля бурого угля 30 %) с зольностью $A^c \leq 23$ %.

Нами изготавливались брикеты из смеси торфа и бурого угля в следующих соотношениях: 70 % торф + 30 % бурый уголь (базовый вариант согласно СТБ 1919-2008) – образец № 1; 60 % торф + 40 % бурый уголь (образец № 2); 50 % торф + 50 % бурый уголь (образец № 3). Получены следующие результаты.

Зависимость плотности брикетов разного процентного состава торфа и бурого угля от кратности прессования имеет следующий характер: чем больше процентный состав бурого угля, тем больше плотность торфоугольных брикетов. С увеличением кратности прессования плотность во всех случаях также возрастает. Зависимость предела прочности торфоугольных брикетов разного процентного состава от кратности прессования имеет тот же характер: с увеличением кратности прессования для всех образцов прочность растет, причем весьма резко – в 1,5-2 раза. Кроме того, в образцах, где бурого угля больше, предел прочности торфо-буроугольных брикетов выше.

Таким образом, использование эффекта многократного прессования позволяет увеличить плотность (на 5÷10 %) и предел прочности (в 1,5÷2 раза) торфо-буроугольных брикетов. Содержание доли

бурого угля, в частности, Бриневского месторождения до 50 % не только не ухудшает, а, наоборот, улучшает качество торфо-буроугольных брикетов: повышается их плотность, значительно увеличивается прочность, повышается теплота сгорания. Кроме того, вовлечение большого количества бурого угля в процесс брикетирования позволяет сохранить торфяные ресурсы Беларуси.

Таким образом, энергетическое направление использования местных видов топлива в виде прессования топливных брикетов из смесей различных горючих материалов является технически возможным и обоснованным, экономически выгодным, что позволит сократить зарубежные поставки углеводородного сырья.

УДК 622.331

Обоснование технологической схемы обогащения высокозольного торфа Украины для производства гранул и брикетов

Гнеушев В.А., Стадник А.С., Рыбак И.И.

Национальный университет водного хозяйства
и природопользования, г. Ровно

Геологические запасы торфа в Украине составляют 2,17 млрд. т условной влажности, а балансовые – около 934,0 млн. т. Годовая добыча торфа достигает 0,7-0,8 млн. т. По ориентировочным расчетам, на торфяных месторождениях и заболоченных землях ежегодно образуется и накапливается около 1,4 млн. т торфа, что свидетельствует о его полной возобновляемости в масштабах страны. Использование торфа в качестве альтернативного топлива стимулируется рядом государственных документов и программ.

Качество торфяных брикетов в Украине регламентируется стандартом ДСТУ 2042–92, согласно которому их зольность не должна превышать 23 %. Зольность торфяных гранул регламентируется техническими условиями, разработанными производителями этой продукции с учетом европейских требований качества согласно CEN 1496:2005. Требования к зольности топлив в этом документе жестче украинских.

Более половины балансовых запасов торфа Украины имеют зольность выше 23 %, что ограничивает возможность их использования для выпуска топливной продукции. Обогащение (снижение зольности) торфа технологией производства топливных гранул и брикетов не предусмотрено.

Исследование обогащаемости торфа осуществлялось Ф.С. Яцевичем [1] в 80-х годах прошлого века в АН БССР. Широкого внедрения в производство эти исследования не получили. В 2010 году исследования по обогащаемости высокозольных торфов Украины возобновлены кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых Национального университета водного хозяйства и природопользования. Результаты исследований опубликованы в девяти работах, получено два патента Украины.

Основной задачей этой работы является обоснование технологической схемы «сухого» обогащения высокозольного торфа (Ad свыше 25-35 %) для выпуска кондиционных топливных гранул и брикетов с зольностью до 23 %

На основании анализа химического, элементного и петрографического составов высокозольного торфа задачей его обогащения принято раскрытие и удаление минералов вторичной золы. Соответственно, минимальная зольность концентратов не может быть ниже конституционной зольности торфа.

В процессе полевой сушки частиц высокозольного торфа происходит усадка его органической части и разрушение механической связи на поверхности раздела минерал - органическая часть. Вокруг минеральных частиц возникают пространственные камеры, которые видно при макроскопическом анализе изломов крупных частиц высокозольного фрезерного торфа с увеличением в 25 раз. Процесс сушки обеспечивает селективное раскрытие минералов вторичной золы высокозольного торфа, что приводит к максимальной концентрации этих минералов в классах крупности, соответствующих их размерам. Это подтверждается результатами распределения зольности по классам крупности гранулометрического состава высокозольного торфа месторождений «Старники» и «Засветье-Ситнелюк», где максимальная зольность отмечена в классах крупности -0,5+0,1 и -1+0,1 соответственно. Для расчета распределения зольности по классам крупности торфа получены уравнения регрессии:

$$A = 34,528 \cdot e^{-14,098(d-0,394)^2} + 20,865, \% \quad (1)$$

$$A = 22,889 \cdot e^{-40,426(d-0,222)^2} + 18,281, \% \quad (2)$$

где d – средняя крупность элементарной фракции, мм. Коэффициенты корреляционных отношений этих уравнений равны 0,936 и 0,914.

По результатам фракционирования гранулометрического состава высокозольного торфа месторождений «Старники» и «Засветье-Ситнелюк» в тяжелых жидкостях с плотностями 1300, 1400, 1500, 1600 и 1800 кг/м³ получено уравнение регрессии для определения зольности элементарных фракций:

$$A = 202,99 - 318,21 \cdot \rho + 5,96 \cdot d - 4,22 \cdot \rho \cdot d + 129,30 \cdot \rho^2, \% \quad (3)$$

где ρ и d – плотность и средняя крупность элементарных фракций в т/м³ и мм. Коэффициент корреляции этого уравнения составляет 0,977, дисперсия 5,18 %.

Судя по показателям извлечения зольности с элементарными фракциями, можно утверждать, что основная часть золы высокозольного торфа сосредоточена во фракциях с плотностью больше 1800 кг/м³ и крупностью от -0,5+0,1 мм до -1+0,1 мм. Достаточное раскрытие минералов вторичной золы достигается при измельчении высокозольного торфа до крупности -3+0 мм.

Для оптимизации технологической схемы обогащения высокозольного торфа выполнен фракционный анализ измельченного высокозольного торфа до крупности -3+0 мм. Извлечение золы с элементарными фракциями измельченного высокозольного торфа приведено в таблице 1.

Класс крупности -0,1+0 мм не разделяется в гравитационном поле из-за преобладания силы Стокса. Его содержание незначительное и в опытном образце не превышает 3 %. Также получено уравнение регрессии для определения зольности измельченного торфа

$$A = 187 - 0,28 \cdot \rho + 0,11 \cdot \rho^2, \% \quad (4)$$

где ρ – плотность среды, кг/м³. Влияние крупности частиц в этом случае не значимое. Коэффициент корреляции составляет 0,992, дисперсия 3,42 %.

Поведение частиц при «сухих» методах сепарации определяется их кажущейся плотностью, поэтому границы разделения по плотности каждого класса крупности пересчитаны с использованием формулы проф. Н.В. Кислова для нормальнозольного торфа [2]:

$$\rho_m = \rho_{1R} \cdot R^\alpha \cdot \left(\frac{d}{d_1}\right)^\beta \cdot \left(1 - (1 - k_1) \cdot \frac{w}{100}\right)^\delta, \text{ кг/м}^3. \quad (5)$$

где ρ_{1R} – плотность абсолютно сухих частиц торфа крупностью 1 мм при $R = 1\%$; α , β , и δ – эмпирические коэффициенты; w – влажность частиц торфа, %; R – степень разложения, %; d – размер частиц, мм; $d_1 = 1$ мм; k_1 – коэффициент усадки, который зависит от степени разложения.

Таблица 1 – Извлечение золы с элементарными фракциями высокозольного торфа месторождения «Старники»

Плотность фракции ($\times 10^{-3}$), кг/м ³	Извлечение золы в класс крупности, %			Сумма
	-0,5+0,1 мм	-1+0,5 мм	-3+1 мм	
<1,3	2,21	0,22	1,11	3,54
1,3-1,4	0,76	0,64	7,72	9,12
1,4-1,5	3,88	0,67	3,41	7,96
1,5-1,6	1,29	0,50	2,44	4,23
1,6-1,8	4,00	1,17	5,23	10,40
>1,8	47,86	7,06	9,82	64,74
Сумма	60,01	10,26	29,75	100,00

Кажущаяся плотность сростков определялась по формуле:

$$\rho_{зр} = \frac{100 \cdot \rho_з \cdot \rho_m}{100 \cdot \rho_з - \gamma_з \cdot (\rho_з - \rho_m)}, \text{ кг/м}^3, \quad (6)$$

где $\rho_{жс}$ – кажущаяся плотность частиц нормальнозольного торфа, который соответствует высокозольному, кг/м³; $\rho_з$ – средняя плотность минералов вторичной золы торфа, кг/м³; $\gamma_з$ – массовая доля минералов вторичной золы торфа, которая рассчитывается по формуле

$$\gamma_з = \frac{A - A_0}{100 - A_0} \cdot 100, \% \quad (7)$$

где A – зольность сростка, %; A_0 – зольность нормальнозольного торфа, %.

Для выделения высокозольной фракции выбран метод пневматической сепарации, обеспечивающий разделение по крупности частиц, а также метод вибрационной сепарации, обеспечивающий разделение по плотности выделенного узкого класса. Соответствующие линии разделения операций отображены на рис. 2.

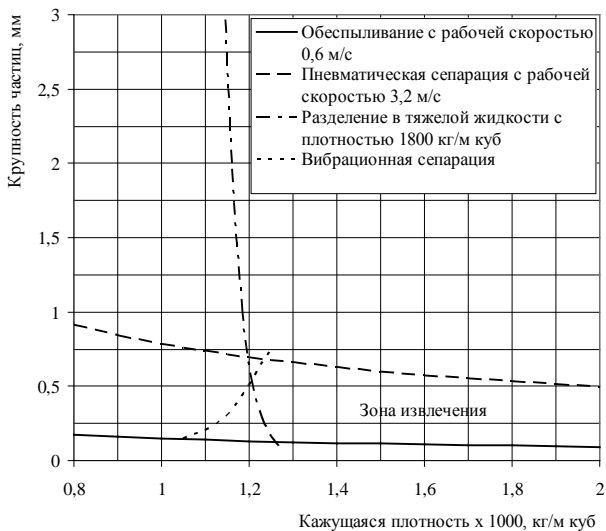


Рис. 2. График линий разделения измельченного торфа

В результате лабораторных испытаний обогащения высокозольного фрезерного торфа месторождения «Старники» с зольностью 29,27 % по технологической схеме, включающей сушку торфа, измельчение его до крупности $-3+0$ мм, обеспыливание, пневматическую сепарацию в сепараторе типа «Зиг-заг» и вибрационную сепарацию легкой фракции пневматической сепарации, был получен концентрат с зольностью 19,46 % и массовым выходом 82,12 %. Извлечение горючей массы составило 93,51 %.

Таким образом, подтверждается возможность использования высокозольного торфа для изготовления кондиционной топливной продукции соответствующей требованиям нормативных документов Украины.

Литература

Яцевич Ф.С. Торф сырье для химической переработки / Ф.С. Яцевич. – Минск: АН БССР, 1981. – 136 с. 2. Кислов Н.В. Аэродинамика измельченного торфа / Н.В. Кислов; под ред. И.И. Лиштвана. - Минск: Наука и техника, 1987. -175 с.

Схема материального баланса технологического цикла добычи топливного фрезерного торфа

Стриха В.А.

Национальный университет водного хозяйства
и природопользования, г. Ровно

Наглядную информацию о наиболее целесообразных направлениях усовершенствования технологического процесса добычи фрезерного торфа может дать схема материального баланса. Вариант такой схемы был предложен проф. А.Е. Афанасьевым [1]. Автор предлагает усовершенствованную схему материального баланса которая является более детализированной и учитывает все операции технологического цикла (рис).

Предложенная схема материального баланса включает у себя не три, а четыре технологические операции:

- фрезерования, суть которого заключается в измельчении поверхностного слоя залежи, перемешивании полученной крошки с остатками от предыдущего цикла и в расстилании сфрезерованной массы по поверхности поля;

- сушки с выполнением операции ворошения, в результате которой (под воздействием естественных факторов) избыточная влага из расстила испаряется в атмосферу;

- валкования, в результате которого торф из расстила собирается в компактный валок, после чего, в период технологического разрыва во времени между валкованием и уборкой, влага продолжает испаряться из валка;

- уборки, заданием которой является перемещение торфа из валков в штабели и освобождения полей сушки для следующего цикла.

Материальный баланс операции фрезерования (см. рис.) может быть представлен в виде системы двух уравнений, которые характеризуют баланс по сухому веществу и по влаге, что попадают в сфрезерованный слой из залежи и из переходящих остатков от предыдущего технологического цикла:

$$\begin{cases} M_1^C + m_i^{\tilde{N}} \cdot \hat{i} = \dot{I} \frac{\tilde{N}}{2} \\ M_1^{\hat{A}} + m_i^{\hat{A}} \cdot \hat{i} = \dot{I} \frac{\hat{A}}{2} \end{cases} \quad (1)$$

где M_1^C и M_1^B – соответственно масса сухого вещества и масса влаги, что попадают на единицу площади сфрезерованного слоя из залежи, кг/м²; $m_{n.o}^C$ и $m_{n.o}^B$ – масса соответственно сухого вещества торфа и влаги, которые поступают на единицу площади сфрезерованного слоя из переходящих остатков предыдущего технологического цикла, кг/м²; M_2^C и M_2^B – удельные загрузки поля соответственно по сухому веществу и по влаге после фрезерования, кг/м².

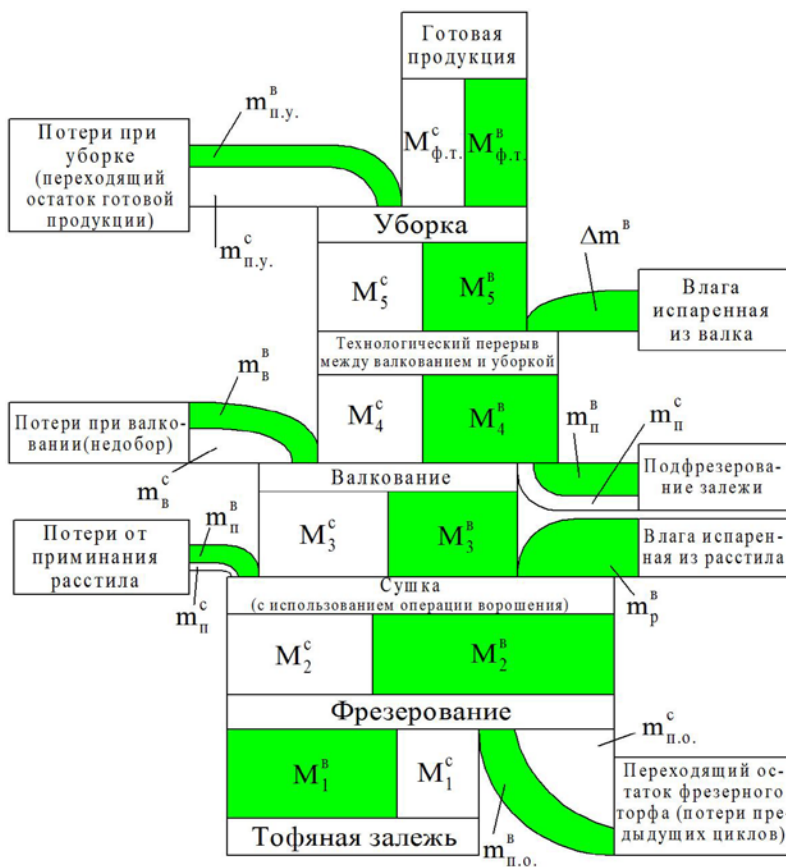


Рис. 1. Материальный баланс технологического цикла добычи фрезерного торфа

Во время выполнения операции ворошения одновременно происходят процессы приминания расстила ходовыми элементами ворошилки и ее тягача и подфрезеровывания залежи с добавлением к подсохшему расстилу частичек влажного торфа, оторванных от подстилающей поверхности месторождения. Иногда считают, что потери от приминания приблизительно равны поступлению частичек от подфрезеровывания [2,3]. При составлении схемы учитывался тот факт, что усовершенствованные рабочие элементы (например, ворошилка JLK-19M – Vapo Milled Peat Harrow, Финляндия [4]) почти не подфрезеровывают поверхность, поэтому потери от приминания расстила показаны. С учетом этих замечаний, уравнение материального баланса операции ворошения выглядит так:

$$\left\{ \begin{array}{l} M_2^C - m_{i.}^{\tilde{N}} = \dot{I}_3^{\tilde{N}} \\ M_2^{\hat{A}} - m_{i.}^{\hat{A}} - m_{\delta.}^{\hat{A}} = \dot{I}_3^{\hat{A}} \end{array} \right. \quad (2)$$

где m_n^C и m_n^B – соответственно потери сухого вещества торфа и влаги от приминания расстила ходовыми элементами ворошилки и трактора, кг/м²; M_3^C и M_3^B – удельные загрузки поля соответственно по сухому веществу и по влаге после сушки, кг/м².

Во время выполнения операции валкования (в схеме материального баланса проф. А.Е. Афанасьева [1] она отсутствует) соответственно также имеют место два явления: потери торфа (недобор) величиной m_{ϵ}^C – сухое вещество и m_{ϵ}^B – потери влаги, кг/м², а также подфрезеровывание поверхности залежи отвалами рабочих органов валкователей m_{nf}^C и m_{nf}^B – пополнение расстила соответственно сухим веществом и влагой торфа кг/м².

При таких условиях система уравнений материального баланса операции валкования имеет вид

$$\left\{ \begin{array}{l} M_3^C - m_{\delta.}^{\tilde{N}} + m_{i\delta}^{\tilde{N}} = \dot{I}_4^{\tilde{N}} \\ M_3^{\hat{A}} - m_{\delta.}^{\hat{A}} + m_{i\delta}^{\hat{A}} = \dot{I}_4^{\hat{A}} \end{array} \right. \quad (3)$$

где $\dot{I}_4^{\tilde{N}}$ и $\dot{I}_4^{\hat{A}}$ – соответственно удельная загрузка поля по сухому веществу и по влаге после выполнения операции валкования, кг/м².

Технологический разрыв во времени между окончанием операции валкования и уборкой не является технологической операцией

и потому, наверное, также оставался вне сферы внимания исследователей [5] при рассмотрении материального баланса технологического цикла добычи фрезерного торфа. В действительности же смысл технологического разрыва как раз и заключается в уменьшении влажности торфа за счет испарения влаги из валка Δm^B (см. рис.). Масса сухого вещества торфа при этом не изменяется, и система уравнений имеет вид:

$$\begin{cases} M_4^C = M_5^C \\ M_4^B - \Delta m^{\hat{A}} = M_5^{\hat{A}}, \end{cases} \quad (4)$$

где: M_5^C и M_5^B – удельная загрузка производственной площади соответственно сухим веществом и влагой торфа непосредственно перед началом операции сбора, кг/м².

Операция уборки фрезерного торфа может характеризоваться системой двух уравнений, которые иллюстрируют балансы по сухому веществу и по влаге торфа с учетом перехода последних как в готовую продукцию ($M_{\hat{o}.\hat{o}}^C$ и $M_{\hat{o}.\hat{o}}^B$), так и в переходные остатки из расстила и, частично, из валка на следующий технологический цикл:

$$\begin{cases} M_5^C - m_{i.\zeta}^{\hat{N}} = M_{\hat{o}.\hat{o}}^C \\ M_5^B - m_{i.\zeta}^{\hat{A}} = M_{\hat{o}.\hat{o}}^{\hat{A}}, \end{cases} \quad (5)$$

где $m_{i.\zeta}^{\hat{N}}$ и $m_{i.\zeta}^{\hat{A}}$ – соответственно переходные остатки фрезерного торфа по сухому веществу и по влаге после выполнения операции сбора, кг/м²; $M_{\hat{o}.\hat{o}}^C$ и $M_{\hat{o}.\hat{o}}^{\hat{A}}$ – соответственно масса сухого вещества и влаги торфа, который собирается из 1 м² производственной площади.

Таким образом, схема материального баланса технологического цикла добычи топливного фрезерного торфа позволяет:

- наглядно представить технологический процесс получения из торфяной залежи готовой продукции;
- оценить эффективность выполнения каждой технологической операции различным оборудованием;
- выявить резервы для усовершенствования организации и хода технологического процесса.

Литература

1. Технология и комплексная механизация разработки торфяных месторождений // А.Е. Афанасьев, Л.М. Малков, В.И. Смирнов и др. Учеб. Пособие для вузов. – М.: Недра, 1987. - 311 с.
2. Справочник по торфу /Под ред. А. В. Лазарева и С. С. Корчунова. Москва, 1982. -760 с.
3. Нормы технологического проектирования предприятий по добыче торфа. -М.: Минторпром РСФСР, 1986. - 263 с.
4. A new generation of Ridgers to increase collection yield. /Bord na Móna Progress, spring 1995. - 16 p.
5. Стриха В.А., Гнеушев В.А., Бавтуто А.К. Физические основы улучшения операции валкования. // Торфяная промышленность -1992. -№2. – С.21-23.

УДК 631.372

Исследование влияния изменения площади проходного сечения формователя на величину нормального давления, развиваемого шнековым прессом

Ромашко Ю.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Развитие торфяной отрасли связано с необходимостью освоения торфяных месторождений различных мощностей и с большим разнообразием типов залежи, а, следовательно, физико-механических свойств торфа. Применение кускового способа добычи торфа на залежах небольшой мощности может быть рентабельно, так как не требует больших капиталовложений. В тоже время конечные свойства кускового топлива во многом зависят не только от физико-механических свойств сырья, но и от интенсивности его переработки перед формованием, оптимальные значения которой может значительно отличаться для различных типов торфяной залежи. Известные методы добычи кускового топлива не позволяют управлять процессом переработки торфа, а, следовательно, и качеством готового продукта. Поэтому существует проблема поиска средств управления качеством кускового торфа из различных типов торфа, которое определяется его структурой, а регулируется механической переработкой, т.е. степенью диспергирования торфа, равномерностью перемешивания и уплотнением в процессе формования.

Для переработки торфа-сырца создано много механизмов, основанных на разных принципах (перетирание, перемешивание, резание, удар и др.). Наибольшее распространение в конструкциях машин для добычи кускового торфа получили шнековые прессы бла-

годаря простоте конструкции, неприхотливости в работе, надежности, возможности обеспечения требуемого уровня качества при наименьших удельных затратах энергии.

Для выявления средств управления качеством кускового торфа с различными физико-механическими свойствами проведен анализ конструкции шнекового пресса с цилиндрическим формователем. В результате можно рассматривать следующие пути организации средств регулирования интенсивности переработки торфа-сырца. Для шнекового пресса это изменение таких конструктивных и режимных параметров, как: частота вращения вала, шаг витков, число витков, радиус шнека. Для цилиндрического формователя это изменение таких конструктивных параметров, как: длина формователя, диаметр формователя, число формователей. Выявленные параметры регулирования интенсивности перерабатывающей способности шнекового пресса с цилиндрическим формователем можно проанализировать с помощью известных расчетных зависимостей, полученных Опейко Ф.А., Кислов Н.В. и др. [1, 2] В данные зависимости входят значения величин, которые могут изменяться с помощью регулирования или настройки. Анализ показывает, что наиболее возможным изменяемым параметром для шнекового пресса является частота вращения его вала, т.к. такие конструктивные параметры как радиус винта, его шаг и число витков имеют строго определенные оптимальные значения. Но регулирование частоты вращения достаточно сложно реализовать конструктивно, что также приведет к значительному усложнению конструкции машины для добычи кускового торфа.

Более простым способом видится возможность изменения параметров формователя. По расчетным зависимостям построены графики для различного сочетания диаметра и длины формователя, представленные на рис. 1.

Анализ данных зависимостей говорит, о том, что размеры формователя оказывают значительное влияние на развиваемое нормальное давление (при увеличении длины формователя или уменьшении его диаметра происходит увеличение нормального давления). Ф.А. Опейко в своих исследованиях также описывал данные зависимости, основываясь на полученных выражениях и том, что шнековый пресс развивает такое давление, которое необходимо для преодоления противодействия в формователе.

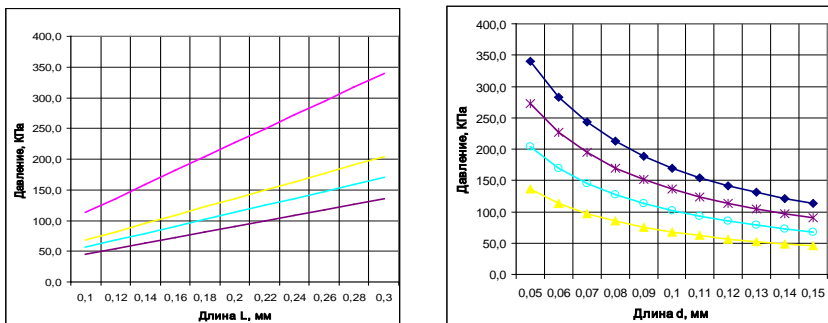


Рис. 1. Зависимости нормального давления, развиваемого шнековым прессом, от размеров цилиндрического формователя.

Таким образом, изменяя параметры формователя можно управлять развиваемым давлением в шнековом прессе снижая его значение от максимального до необходимого значения, а, следовательно, и управлять интенсивностью перерабатывающей способности. В тоже время использование даже нескольких типоразмеров формователей с различным сочетанием длины и диаметра не всегда позволит быстро и удобно настраиваться на различные типы залежи для получения необходимых параметров интенсивности перерабатывающей способности шнекового пресса.

С целью обеспечения возможности регулирования интенсивности перерабатывающей способности предлагается конструкция шнекового пресса, который дополнительно содержит устройство регулирования площади проходного сечения. Оно состоит из двух дисков с отверстиями, которые могут проворачиваться друг относительно друга и изменять площадь проходного сечения. Располагая отверстия друг напротив друга, получаем максимальную площадь проходного сечения, и, соответственно, минимальную величину интенсивности переработки торфа. При смещении дисков площадь проходного сечения уменьшается, и величина интенсивности переработки увеличивается. Устанавливая данное устройство между шнековым прессом и формователем, появляется возможность плавного регулирования противодействия формования и интенсивности переработки. При этом не требуется изменение геометрических параметров формователя и появляется возможность настройки на залежь с определенными свойствами.

Для определения расчетных зависимостей воспользуемся предложенными Ф.А. Опейко выражениями для величины развиваемого шнеком нормального давления, производительности напорного шнека, а также предположением, что уменьшение площади проходного сечения приводит к снижению производительности до такой степени, чтобы обеспечить требуемую степень переработки λ , которая для обеспечения требуемого качества кускового торфа зависит от физико-механических свойств залежи. Из условия равновесия в плоскости расположения устройства регулирования запишем

$$\sigma_y \cdot D_y^2 = \sigma_{ш} \cdot D_{ш}^2, \quad (1)$$

где σ_y – нормальное давление в устройстве регулирования, $\sigma_{ш}$ – нормальное давление, развиваемое шнековым прессом, D_y , $D_{ш}$ – диаметры проходного сечения устройства и прессы соответственно.

Воспользовавшись зависимостями для степени переработки λ в шнековом прессе и σ_y , выразим зависимость требуемой степени переработки от площади проходного сечения устройства через его диаметр D_y :

$$\sigma_{ш} = \sigma_y \cdot (D_y^2 / D_{ш}^2), \quad (2)$$

$$\lambda = \sqrt{2} \cdot \frac{(1 - \varepsilon)}{(1 - k^2)} \cdot z \cdot \varphi \cdot \frac{\sigma_{ш}}{\tau_k}; \quad (3)$$

$$\sigma_y = 4 \cdot \tau \cdot l / D_y, \quad (4)$$

где τ_k – тангенциальное напряжение между торфом и кожухом шнека, τ – тангенциальное напряжение между торфом и поверхностью формователя, l – длина формователя, z – число заходов шнека, φ – коэффициент, учитывающий вращение торфа со шнеком, ε – коэффициент скольжения торфа относительно поверхности кожуха шнека, $k = r/R$ – отношение радиусов шнека.

Тогда

$$\lambda = 4 \cdot \sqrt{2} \cdot \frac{(1 - \varepsilon) \cdot l}{(1 - k^2)} \cdot z \cdot \varphi \cdot \frac{D_y}{D_{ш}^2} \cdot \frac{\tau}{\tau_k}, \quad (5)$$

или если выразить диаметр проходного отверстия D_y для обеспечения требуемой степени переработки:

$$D_y = \frac{1}{4 \cdot \sqrt{2}} \cdot \frac{(1 - k^2) \cdot z \cdot \varphi \cdot \lambda \cdot D_{ш}^2 \cdot \tau_k}{(1 - \varepsilon) \cdot l \cdot \tau} \quad (6)$$

Полученные зависимости подтверждают возможность управления нормальным давлением, развиваемым шнековым прессом, а также степенью механической переработки торфа в прессе, что позволит получать кусковое торфяное топливо требуемого качества на залежах с различными свойствами.

Планируется проведение лабораторных исследований на установке, которая позволяет определять давление формования переработанного вязко-пластичного торфа. Используя вышеописанное устройство, предполагается экспериментально определить зависимость изменения давления формования от площади проходного сечения. Сравнение результатов расчета с опытными данными позволит подтвердить возможность регулирования интенсивности перерабатывающей способности шнекового пресса, а следовательно, и возможность настройки на торфяную залежь с определенными свойствами.

Анализ показал, что используемые в настоящее время методы и механизмы для добычи и переработки кускового торфа, не позволяют управлять качеством переработки торфа, поэтому существует проблема поиска средств управления качеством кускового торфяного топлива в зависимости от физико-механических свойств разрабатываемой залежи, которые могут быть выявлены путем анализа существующих и применяемых конструкций механизмов для получения кускового торфа.

Литература

1. Опейко Ф.А. Торфяные машины. – Мн. : Вышэйшая школа. – 1968. – 408 с.
2. Кислов Н.В. Физико-механические свойства и разрушение горных пород, часть 2 – Мн.: БНТУ, – 2001. – 68 с.

УДК 622.331.002.5:553.973

Прочностные показатели торфо-сапропелевых гранул

Курзо Б.В., Зданович П.А., Гайдукевич О.М.,
Жуков В.К., Кляуззе И.В.

Институт природопользования НАН Беларуси, г. Минск

Получение качественных топливных гранул и пеллет из торфа – достаточно сложная задача из-за широкой вариабельности характе-

ристик исходного торфяного сырья. При этом переработка торфа характеризуется в основном механическими воздействиями, которые изменяют размеры грубодисперсных фракций, почти не изменяя его природу [1]. При оценке качества получаемой кусковой или гранулированной продукции прочность является критерием устойчивости к разрушающим нагрузкам. В работах [1, 2] детально изучена природа прочности торфяных систем, в том числе и с модифицирующими добавками. Показано, что прочность торфа зависит от его физико-химической природы и технологических факторов. Среди этих факторов следует выделить степень разложения, состав и содержание органической и неорганической частей, интенсивность переработки, режим сушки. Залегающий во многих случаях совместно с торфом сапрпель может стать упрочняющей добавкой, поэтому целью прикладных исследований являлось выявление оптимальных соотношений торфа и сапрпеля для получения качественной гранулированной и пеллетированной топливной продукции. Основными показателями, характеризующими качество данного вида продукции, являются его прочностные характеристики.

Исходным сырьем служил торф месторождений Берин и Топиловское (таблица 1) и сапрпель месторождения Прибыловичи Лельчицкого района Гомельской области. Сапрпель кремнеземистого типа с естественной влагой 82,6 % имел довольно высокое содержание золы – 53,1 % и, следовательно, пониженное содержание органического вещества (ОВ).

Таблица 1. Характеристика исходного торфяного сырья

№ образца	Месторождение	Тип	Вид	Влага, %	Зольность, %	Степень разложения, %
1	Урочище Берин	верховой	пушицево-сфагновый	81,0	6,2	20
2	—«—	верховой	пушицевый	85,8	3,2	40
3	—«—	верховой	сосново-пушицевый	85,2	2,9	50
4	Топиловское	низинный	осоковый	65,1	3,4	20

В первой серии экспериментов при подготовке к гранулированию в верховой торф добавляли 3, 6 и 10 % кремнеземистого сапрпеля в пересчете на сухое вещество (СВ) торфа. Для контроля гранулировали торф без добавления сапрпеля. Использовали шне-

ковый гранулятор КЭМ-36/220-4, который производит диспергирование, перемешивание и продавливание материала с получением гранул диаметром 7 мм и 16 мм, а также шнековый гранулятор М2(764) для получения гранул диаметром 20 мм.

После гранулирования композиции подвергали сушке в радиационно-конвективном режиме. Конечный продукт – торфо-сапропелевые гранулы цилиндрической формы диаметром 8÷10 мм с содержанием влаги порядка 15 %. Качество получаемых гранул контролировали показателями прочности гранул на изгиб, сжатие и при истирании. Результаты исследований показывают, что конструктивные особенности использованного оборудования не позволяют получить качественные гранулы с начальным диаметром на выходе 7 мм и исходной влагой 81÷86 %. В этом случае при продавливании в грануляторе гранулам не удается придать товарный вид цилиндрической формы, при сушке они превращаются в бесформенную массу.

Качественные гранулы получены из верхового торфа месторождения Бенин. Гранулы имеют цилиндрическую форму (из сосново-пушицевого торфа – несколько деформированную), их диаметр на выходе из шнекового гранулятора составляет 16 мм. После сушки до влаги близкой к равновесной, в результате объемной усадки, диаметр гранул составляет 8-9 мм. Наибольшей прочностью на изгиб обладают гранулы из верхового сосново-пушицевого торфа. В чистом виде (без добавления сапропеля) их прочность на изгиб составляет порядка 8,5 мПа). Наиболее прочными на сжатие являются гранулы из сосново-пушицевого торфа.

При добавлении в верховой торф сапропеля прочностные характеристики гранул заметно понижается (рисунки 1 и 2). Добавки сапропеля в верховой торф делают гранулы более хрупкими.

Наибольшую прочность при истирании имеют гранулы из верхового пушицево-сфагнового торфа (рисунок 3). Несколько ниже этот показатель у пушицевого и сосново-пушицевого торфа. При добавлении в верховой торф сапропеля в готовых гранулах прочность на истирание значительно возрастает.

Эксперименты показывают, что из осокового низинного торфа месторождения Топиловское вследствие низкого содержания влаги порядка 65 % невозможно получение гранул, поэтому перед гранулированием исходный низинный торф диспергировали в течение 5

или 30 сек в мельнице МПР-3, разбавлением водой доводили до содержания влаги 85 % и добавляли 10, 15, 20 и 30 % сапропеля в пересчете на СВ торфа.

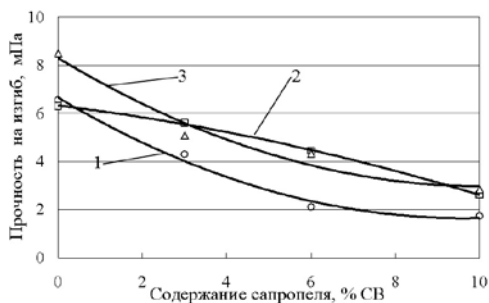


Рис. 1. Прочность на изгиб гранул из верхового торфа и кремнеземистого сапропеля (здесь и далее номер позиции соответствует номеру образца торфа в табл. 1)

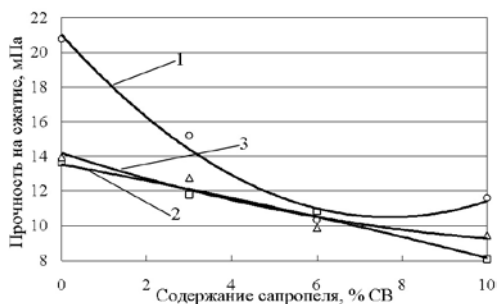


Рис. 2. Прочность на сжатие гранул из верхового торфа и кремнеземистого сапропеля

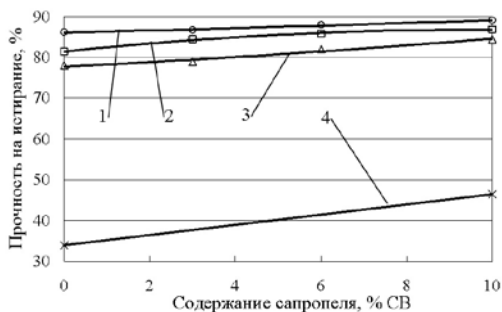


Рис. 3. Прочность на истирание гранул из верхового (1–3) и низинного (4) торфов и кремнеземистого сапропеля

Результаты испытаний гранул из низинного торфа и кремнеземистого сапропеля, приведенные в таблице 2 и на рис. 4, показывают значительное увеличение прочности на изгиб (в 2 и более раз) и прочности на сжатие. Увеличение прочности происходит также и за счет значительной объемной усадки гранул при сушке, которая тем больше, чем больше содержание сапропеля. При увеличении содержания сапропеля с 0 до 30 % на СВ торфа средний диаметр гранул после сушки уменьшается с 11,2 мм до 9,5 мм.

Прочность на истирание гранул из низинного торфа и кремнеземистого сапропеля находится на уровне 35-50 % и увеличивается только в случае интенсивного диспергирования торфа.

Таким образом, добавки кремнеземистого сапропеля по-разному действуют на формирование прочностных показателей торфяных гранул. При добавлении сапропеля прочность на изгиб и прочность на сжатие у верхового торфа падает, у низинного – увеличивается.

Таблица 2. Характеристики гранул из низинного торфа и кремнеземистого сапропеля

Содержание сапропеля, %	Время диспергирования торфа, с	Диаметр гранул, мм	Прочность		
			на изгиб, мПа	на сжатие, мПа	на истирание, %
0	5	11,2	2,23	6,61	33,9
10	5	10,1	2,89	7,58	46,4
20	5	9,3	3,17	7,40	37,4
30	5	9,5	4,53	8,79	48,8
15	5	11,6	1,75	4,92	49,6
15	30	10,3	1,78	4,38	65,0

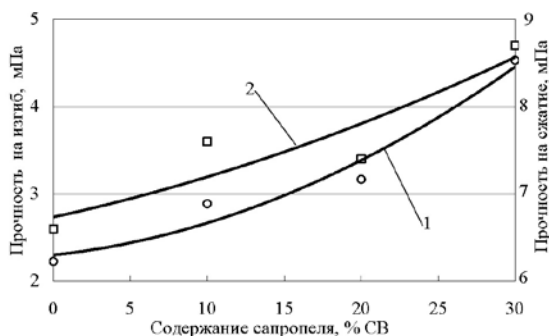


Рис. 4. Прочность на изгиб (1) и сжатие (2) гранул из низинного торфа и кремнеземистого сапропеля

Необходимо отметить, что сапрпель с повышенным содержанием ОВ обладает ярко выраженными связующими свойствами [3] и его добавление в торф при гранулировании и пеллетировании торфа должно положительно сказаться на качестве получаемого продукта.

Литература

1. Терентьев А.В., Суворов В.И. Структура и свойства формованной торфяной продукции. Тверь, 2004. –136 с.
2. Лиштван И.И., Базин Е.Т., Косов В.И. Физические свойства торфа и торфяных залежей. Минск, 1985. –240 с.
3. Гайдукевич О.М., Кляuze И.В. Адгезионное взаимодействие (липкость) поверхностей с сапрпелем различного типа // Природопользование. Выпуск 10. Минск, 2004. – С. 184-185.

УДК 622.331

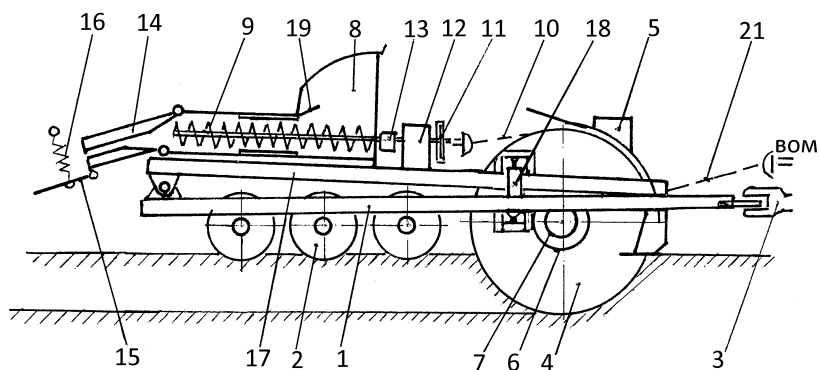
Машина МТК – 1,6 для добычи кускового торфа

Данилевич С.Н., Стасевич В.И., Нашкевич И.С.,
Чистый В.И., Чистый И.Н.

Белорусский национальный технический университет

Машина предназначена для добычи кускового торфа в сцепке с тракторами мощностью 120 – 150 кВт. Общий вид ее и кинематическая схема представлены на рисунке 1. Конструкция добывающей машины МТК–1,6 разработана с учетом результатов испытаний машины МТК–1,3.

Рама ходового устройства 1 опирается на три катка 2 и серьгу 3 трактора – тягача. Нагрузка от массы машины на серьгу трактора находится в пределах 190 кг.



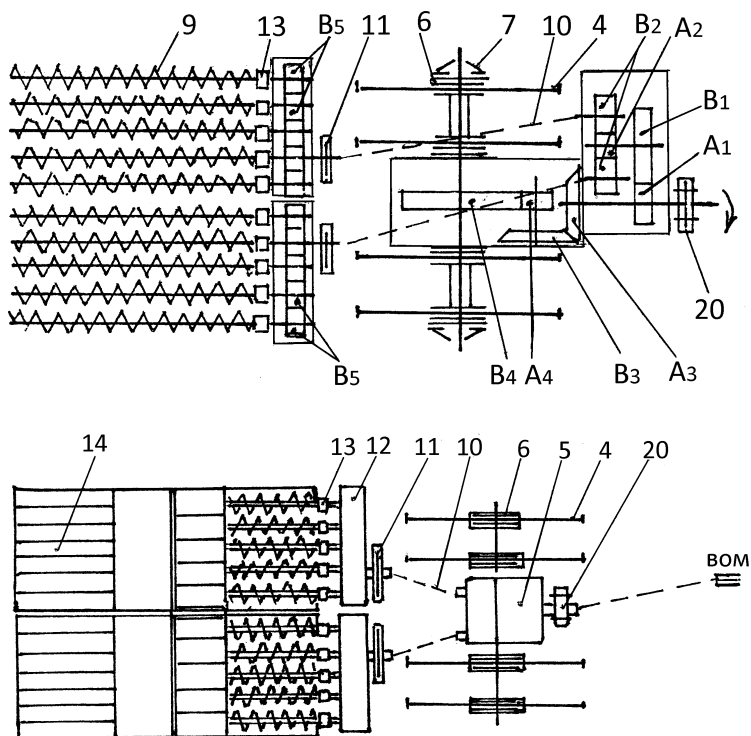


Рис. 1. Машина МТК-1,6 для добычи кускового торфа

Давление на залежь под катками при их просадке 30 мм составляет 334 кПа. Все основные рабочие узлы смонтированы на раме машины неподвижно относительно друг друга. Это позволило упростить конструкцию машины и обеспечить достаточную надежность в работе.

Залежь торфа разрабатывается четырьмя дисковыми фрезами 4, смонтированными на валу редуктора фрез 5. Съемные режущие элементы (ножи машины МТП-41) крепятся в бобышках. На бобышках перед ножами установлены лопасти, которые обеспечивают экскавацию из щели и подачу в бункер 8 сфрезерованного торфа и стружки пня. Для защиты от поломок на фрезах установлены дисковые фрикционные муфты 6. Усилие прижатия фрикционных накладок к диску фрезы регулируется тарельчатыми пружинами 7.

От редуктора фрез через шестерни A_1B_1 , A_2B_2 и карданные валы 10 крутящий момент передается на редуктор привода винтов прессы. Фракционные муфты 11 защищают от поломок редукторы прессы 12 и винты 9. Привод винтов от валов редукторов прессы осуществляется через зубчатые муфты 13.

На машине установлен спаренный многовинтовой пресс, по пять винтов в одном кожухе (рис. 2). Диаметр винтов 150 мм. Пресскамеры винтов сообщающиеся. Вращение винтов встречное. Проворачивание торфа вместе с винтом в таком прессе маловероятно. Пресс всегда развивает давление, достаточное для формирования торфа через мундштуки.

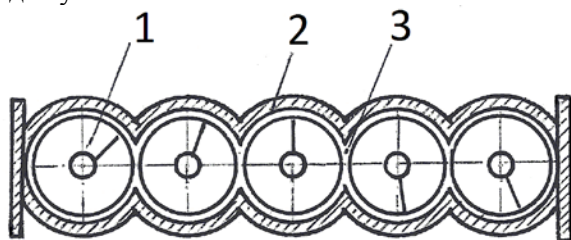


Рис. 2. Поперечный разрез прессы: 1 – винт; 2 – кожух; 3 – пресскамера

Формующие мундштуки разъемные (рис.3). Они составлены двумя блоками – верхним 1 и нижним 2. Блоки крепятся к кожуху прессы шарнирно.

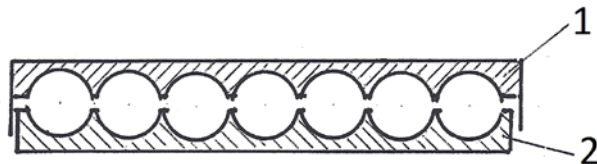


Рис. 3. Формующие каналы: 1 – блок верхний; 2 – блок нижний (наклонен вниз)



Рис. 4. Формующие каналы
1 – блок верхний; 2 – блок нижний (блоки подняты вверх)

Изменением наклона блоков можно изменять, т.е. увеличить или уменьшить поперечное сечение формующих каналов (рис. 4).

Зазор между ребрами блоков должен быть достаточным для пропускания через формователь всей стружки пня вместе с торфом. Освободив от запорного устройства блок 14 можно поднять вверх и при необходимости очистить мундштук от скопления стружки или крупных обломков пня. С помощью гидравлического цилиндра можно осуществлять очистку мундштуков не выходя из кабины трактора во время движения по рабочему проходу.

Сформованные ручки из мундштуков выходят на откладчик 15. При длине сформованной ленты 200 – 250 мм откладчик под тяжестью торфа отклоняется и лента обламывается на куски. Длина кусков регулируется натяжением пружины 16.

Подъем и заглубление (до 400 мм) фрез в залежь осуществляется изменением наклона рамы машины 17 гидроцилиндрами 18.

С целью улавливания тяжелых твердых предметов в бункере пресса размещена ловушка 19. Торф с ловушки ссыпается на винты пресса, а большие твердые предметы, в том числе и металлические, остаются в ней.

Для защиты всей машины, в том числе и вала отбора мощности трактора, от больших ударных нагрузок на входном валу редуктора фрез установлена предохранительная сухарная муфта 20.

Техническая характеристика машины МТК–1,6

Тип машины: полуприцепная к тракторам мощностью 120÷150 кВт.

Фреза:

Диаметр фрезы по режущей кромке ножей, мм	200
Диаметр съемного ножа, мм	80
Частота вращения фрез, сек ⁻¹	4,7
Окружная скорость резания, м/сек	17,7
Глубина экскавации, м	до 0,4
Ширина нарезаемой щели, м	0,08
Пресс винтовой сдвоенный:	
Количество винтов, шт	10
Диаметр винта, мм	1501
Шаг винта, мм	80
Частота вращения, сек ⁻¹	5,9
Мундштук разъемный блочный:	
Количество, шт	2
Количество формующих каналов в блоке, шт	7
Всего формующих каналов, шт	14

Поперечный размер формующего канала, мм	Регулируемый от 80 до 100
Ширина стилки за один проход, м	1,6
Рабочая скорость, м/час	400 – 800
Производительность, м ³ /час	89
При условной влажности 33%, т/ч	20
Габаритные размеры:	
Длина / ширина / высота, мм	4764 / 1846 / 1350
Масса машины, кг	3900

Литература

1. Справочник по торфу М-Л., 1982 г. – 760 с.
2. Государственная программа Торф на 2008-2010 годы и на период до 2020 года. – Минск, 2008 (Постановление Совета Министров Республики Беларусь 23.01.2008 № 94)
3. Разработка высокопроизводительно оборудования для производства кускового торфа. Жданович Ч.И., Чистый И.Н., Стасевич В.И. изд. X/д №280/08, № 20082101, Минск, 2008.

УДК 622.331

Воршилка для ворочки кускового торфа

Жданович Ч.И., Чистый В.И., Чистый И.Н., Чистый А.И.
Белорусский национальный технический университет

В процессе добычи кусковой торф сушится на поверхности залежи. Сверху на куски торфа воздействуют солнечная радиация, осадки и перемещение воздуха (скорость ветра); а снизу из залежи торфа куски подпитываются влагой, которая поступает в виде паров или по капиллярам. Если куски плотно прилегают к поверхности залежи, капиллярный перенос влаги может стать значительным, и тогда сушка их замедляется. Для ускорения сушки необходимо нарушить капиллярные связи кусков с залежью, т.е. необходимо оторвать кусок от залежи и, желательнее, повернуть его влажной стороной к дневной поверхности. Поэтому по достижению влажности кусков 50-60 %, когда куски окрепнут, необходимо произвести ворочку кускового торфа в расстиле на поверхности залежи.

Для ворочки экскаваторного кускового торфа применяется машина МТК-21. Она ребристыми валиками отрывает куски от залежи и по конвейерам сбрасывает их снова на залежь. При этом куски падают хаотично и не все они поворачиваются влажной стороной к дневной поверхности, но основная цель – нарушить капиллярные связи – достигнута. Для экскаваторного торфа, где выстланные стилочной машиной куски после подсыхания плотно прилегают к по-

верхности залежи и как бы срастаются с ней, применение машины МТК-21 оправдано. Однако машина МТК-21 конструктивно сложна, имеет множество деталей, которые часто ломаются, производительность ее мала.

Известно устройство для ворошения гранулированного торфа [1]. Рабочими органами здесь являются пружинящие ворошильные элементы, горизонтальная часть которых в процессе ворошения должна проходить под слоем сохнувшего торфа. Такое устройство хорошо ворошит гранулированный торф (мелкокусковой), но не всегда обеспечивает отрыв больших кусков, после дождей прочно “сросшихся” с залежью. Отдельные пружинящие ворошильные элементы часто проскальзывают вдоль кусков и не в состоянии оторвать их от залежи.

Ворочку кусков фрезформовочного способа добычи предполагается осуществлять методом протяжки сплошных рабочих элементов под слоем плотно лежащих кусков торфа. Здесь рабочим элементом ворошилки является канат диаметром около 15 мм, прижимаемый к поверхности поля сушки пружинящими тягами (рис. 1).

Тяги жестко закреплены на поворотной трубе. Устройство может быть прицепным к трактору или навесным. Расстояние между тягами устанавливается близким к ширине выстилаемой полосы кусков, сформированных за один проход добывающей машины. Такой сплошной эластичный, но достаточно жесткий, рабочий элемент никак не может обойти любой кусок, не оторвав его от залежи. Гибкость рабочих элементов позволяет обходить неровность, всегда плотно прилегая к поверхности поля сушки. Устройство надежно в работе, так как канат не ломается. Чтобы оторванные от залежи куски сдвигались и поворачивались, ворошильные элементы натянуты под углом к направлению движения трактора-тягача. Перед колесами трактора спереди навешиваются клиновые расчистители. Они с полосы прохождения колес должны сдвигать куски в стороны, чтобы не мять их.

На рисунке 2 представлена прицепная к трактору ворошилка, шириной захвата 8,4 м.

Перед началом движения машинист гидравлическим цилиндром опускает на залежь расчистители перед колесами трактора. Поворотом трубы с помощью другого гидравлического цилиндра прижимает ворошильные элементы к поверхности поля сушки. В процессе

движения машинист подбирает усилие прижатия тяг к залежи таким, чтобы ворошильные элементы скользили по ней под сохнувшими кусками торфа, и не выскакивали на поверхность выстланной полосы кусков. Проходя под кусками, ворошильные элементы оторвут их от залежи и сдвинут в сторону. При этом, перекатываясь через канат, большинство кусков повернется, т.е. рабочие элементы выполнят ворочку кусков торфа. Усилие прижатия каната к полю сушки должно быть умеренным, чтобы не допустить разрыхления верхнего слоя залежи торфа.

Производительность ворошилки около 7,0 га/ч, или при плотности стилки 14 кг/м^2 и коэффициенте сбора 0,75 – 700 т/ч.

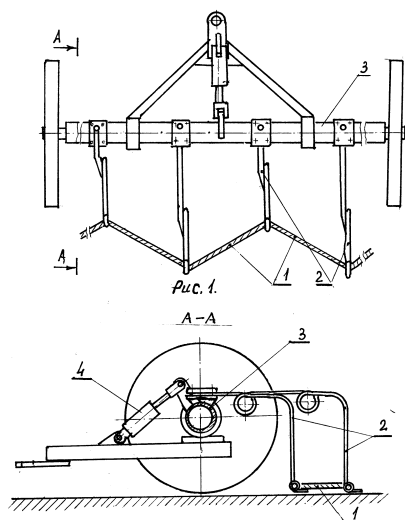


Рис. 1. Ворошилка для ворочки кускового торфа
1 - ворошильный элемент (канат); 2 - тяги пружинящие;
3- труба поворотная; 4- гидравлический цилиндр.



Рис. 2. Ворошилка для ворочки кускового торфа.

Литература

А.с. 1262041. Устройство для ворошения кускового торфа / Чистый И.Н., Богатов Б.А., Куптель Г.А., Головач А.А. – 1986.

УДК 622.331

Машина для уборки торфа

Жданович Ч.И., Чистый В.И., Чистый И.Н., Шпаковский М.Н.*

Белорусский национальный технический университет,

*ПРУП «Красное Знамя»

Применительно к кусковому торфу известны две технологические схемы уборки. Согласно им торф убирают или из расстила с помощью конвейера и побудительного валика машиной МТК-32, или из валков погрузчиком непрерывного действия торф загружают в транспортное средство и отвозят в штабели или потребителю. По первой схеме уборочная машина сложна конструктивно и не производительна. По второй схеме необходимо выполнить операции валкования, погрузки и вывозки. На каждую из них требуется силовая установка (трактор) и машинист.

Привлекательным для уборки является элеватор со скрепером уборочной машины МТФ-43. Машина надежна в работе, высокопроизводительна, но к уборке кускового торфа она не приспособлена. Для цепного элеватора машины МТФ-43 требуется бункер, а для выгрузки из бункера нужен конвейер. Всё это вместе с трансмиссией требует место для монтажа и средства для передвижения в виде гусеничного хода. В итоге получилась машина массой около 6 т и высотой 4,8 м. К тому же она «привязана» к штабелям. Производительность ковшового конвейера не всегда согласуются с производительностью по скорости движения машины и объемом валика.

В стремлении создать простую конструктивно и надежную в работе уборочную машину для кускового торфа в качестве основных рабочих органов мы применили элеватор и скрепер. В элеваторе ковши установили по кругу, т.е. элеватор представляет собой ротор, оснащенный ковшами. За ротором установлен скрепер, который сдвигает торф и подает его в ковши. Ковши представляют собой изогнутые определенным образом лопасти. Общий вид машины представлен на рисунке 1. Основными узлами машины являются пассивный ротор, скрепер и погрузочный конвейер. Ротор опирает-

ся двумя ободами на поверхность поля сушки (уборки) торфа. Между боковыми стенками ободов приварены лопасти-ковши, предназначенные для захвата торфа, его подъема и выдачи на погрузочный конвейер. Конвейер винтовой размещен внутри ротора и крепится на раме ротора. На ступице ротора крепится звездочка цепной передачи привода конвейера. Кроме цепных передач в схему привода включен цилиндрический редуктор машины МТФ-43, которым через кулачковую муфту можно отключить привод конвейера при холостых переездах машины. Кинематическая схема привода конвейера представлена на рисунке 2.

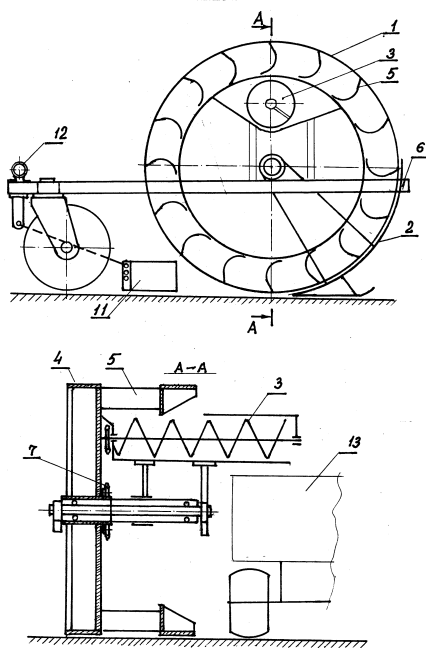


Рис. 1. Машина для уборки торфа
 1 – ротор; 2 – скрепер; 3 – конвейер погрузочный; 4 – обод; 5 – лопасть-ковш;
 6 – рама; 7 – звездочка привода конвейера; 11 – валкователь; 12 – фиксатор сценки;
 13 – кузов прицепа.

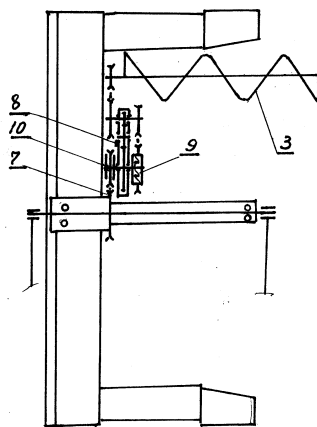


Рис. 2. Кинематическая схема привода конвейера: 3 – винт; 7 – звездочка привода конвейера; 8 – редуктор; 9 – муфта кулачковая; 10 – муфта фрикционная.

Скрепер шарнирно связан с осью ротора и может копировать поверхность поля под валком торфа. В транспортное положение он подвешивается на раме ротора.

Спереди, перед правым ободом ротора, размещен валкователь в виде клина-расчистителя шириной 1100 мм. Передняя часть рамы с фиксатором сцепки опирается на роульное колесо.

Сама уборочная машина не имеет никаких автономных двигателей и приводов извне. В работу она включается от того, что ее буксируют, как правило, транспортным средством (трактором с прицепом). Для автоматической сцепки машины на раме прицепа установлен поворотный ведущий рычаг с захватом.

Чтобы включить машину в работу машинист трактора подводит прицеп к уборочной машине сбоку слева, гидравлическим цилиндром поворачивает ведущий рычаг и захватывает им фиксатор на раме машины. Этим осуществляется сцепка машины с прицепом. Как только трактор с прицепом начнет движение, буксируемый ими ротор покатится по поверхности поля уборки, начнут вращаться ступица ротора и закрепленная на ней звездочка через цепные передачи включит в работу погрузочный конвейер. Подбираемый скрепером и лопастями ротора торф начнет высыпаться из лопостей-ковшей на винтовой конвейер и по нему перегружаться в кузов прицепа.

По представленной кинематической схеме привода конвейера обороты винта всегда согласуются с оборотами ротора, производительность конвейера по приему и перегрузке торфа постоянно соответствует производительности ротора по подбору торфа из валка. Следует только определить передаточное число трансмиссии и нужные обороты винта, обеспечивающие прием и перегрузку винтом всего торфа, поступающего из ковшей ротора.

Передаточное число трансмиссии определяется по формуле

$$i = \frac{\pi D}{n t_k},$$

где D - диаметр ротора, м; n - число ковшей, торф из которых может принять конвейер на длине одного шага винта; t_k - шаг установки лопостей-ковшей на роторе, м.

Чтобы обеспечить отсев крошки винтовой конвейер не следует загружать полностью. При условии заполнения винта конвейера на одну треть его объема:

$$n = V_b / (3 \cdot V_k),$$

где V_b - объем винтового конвейера на длине одного шага винта, м³;
 V_k - объем торфа в одном ковше, м³.

С учетом проскальзывания торфа относительно лопастей винта:

$$V_b = \pi r^2 t_b k_b,$$

где r - радиус винта, м; $k_b = 0,9$ - коэффициент, учитывающий проскальзывание торфа по лопастям винта; t_b - шаг винта, м.

Объем торфа в одном ковше ротора зависит от циклового сбора:

$$V_k = q \cdot t_k / \rho_{k.m},$$

где $\rho_{k.д.}$ -насыпная плотность торфа, кг/м³;

Цикловой сбор определяется по формуле:

$$q = \frac{\rho_3 b m H (100 - \omega_3)}{B (100 - \omega_y)},$$

где ρ_3 - плотность торфа в разрабатываемом слое залежи, кг/м³; b - ширина щели, м; m - число щелей; H - глубина щели, м; ω_3 - влажность торфа в разрабатываемом слое залежи; B - ширина полосы, застилаемая торфом за один проход добывающей машины, м; $\omega_y = 33\%$ - условная влажность.

Исходя из приведенных зависимостей, известных технологических показателей и параметров машины:

$$i = \frac{3D\rho_3 b m H (100 - \omega_3)}{k_b B r^2 \rho_{k.m} t_b (100 - \omega_y)}.$$

Для ротора диаметром ободов 3м, с шагом установки лопастей 0,3 м и длине лопастей 0,7 м, при диаметре винта конвейера 0,5 м и шаге винта 0,4 м при усредненных технологических показателях $i \approx (10 - 12)$.

При скорости движения уборочного устройства- трактора с прицепом и ротором $V = 7000$ м/ч число оборотов винта конвейера при $i = 11$ составит $n_b = 2,3$ с⁻¹.

Загрузив прицеп, машинист отсоединяет уборочную машину от прицепа, оставляет её на поле уборки и отвозит торф в штабель на суходол или потребителю.

Желательно, чтобы ширина, убираемой полосы была ближе к ширине стилки за один проход добывающей машины, МТК-1,3, т.е. близкой к 1,3 м. В этом случае производительность машины может достигать

$$F = b \cdot v \cdot \kappa_{\text{ц}} = 1,3 \cdot 7000 \cdot 0,87 = 0,79 \text{ га/ч.}$$

Техническая характеристика уборочной машины

Тип машины	Прицепная к транспортному средству
Рабочий орган	Пассивный ротор
Диаметр ротора, мм	3000
Ширина ободов, мм	500
Рабочая скорость	До 7000 м/ч
Масса, кг	2400
Ширина ротора, мм	1500

При плотности загрузки поля сушки 140 т/га и коэффициенте циклового сбора кускового торфа $a = 0,75$ производительность уборочной машины:

$$Q = F \cdot q \cdot K_r = 0,79 \cdot 140 \cdot 0,75 \cdot 0,81 = 67 \text{ т/ч.}$$

Во время уборки затрачивается энергия на перекачивание ротора, подъем торфа на лопастях ротора и на работу винтового конвейера. Необходимая для работы мощность может определяться по методикам профессора Ф.А. Опейко [1].

Мощность, необходимая для качения ротора,

$$N_1 = \frac{\mu_p \cdot m \cdot g \cdot v}{1000 \cdot \eta} \text{ кВт,}$$

где $\mu_p = 0,25$ – коэффициент сопротивления перекачиванию ротора; m – масса машины, кг; v – скорость передвижения, м/с; η – КПД привода ротора.

Мощность, необходимая для подъема торфа на лопастях ротора,

$$N_2 = \frac{G_T \cdot H}{75\eta \cdot \mu_p 1,36}, \text{ кВт},$$

где G_T – производительность по подъему торфа, кг/с; η_p – КПД ротора.

Мощность на трение о стенки скрепера

$$N_3 = \frac{f \cdot G_T \cdot l_{жс}}{102 \cdot U \cdot \eta (1 - f^2)} \cos \alpha, \text{ кВт},$$

f – коэффициент трения между торфом и желобом; $l_{жс}$ – длина заднего щитка скрепера, м; U – окружная скорость ротора, м/с.

Мощность, необходимая для работы винтового конвейера,

$$N_4 = \frac{1}{2} \cdot \varphi \cdot \frac{\tau \cdot \pi \cdot D^2 \cdot L \cdot \omega \cdot \alpha_{кожс}}{102 \cdot 2 \cdot \eta \cdot 360}, \text{ кВт},$$

где φ – коэффициент заполнения винта; τ – тангенциальное напряжение между торфом и кожухом винта, кг/м²; D – диаметр винта, м; L – длина винта, м; ω – угловая скорость, с⁻¹; α – угол охвата винта кожухом.

Необходимая для работы уборочной машины мощность

$$N = N_1 + N_2 + N_3 + N_4.$$

С учетом имеющихся конструктивных параметров и технологических показателей торфопредприятия «Туршовка» необходимая для работы уборочной машины мощность:

$$N = \frac{0,25 \cdot 2400 \cdot 1,9}{102 \cdot 0,75} + \frac{14 \cdot 1,9 \cdot 3}{102 \cdot 0,6 \cdot 0,8} + \frac{0,3 \cdot 27 \cdot 2,7 \cdot 0,7}{1,9 \cdot 0,75 \cdot (1 - 0,09)} + \frac{1}{2} \cdot 0,3 \cdot \frac{500 \cdot 3,14 \cdot 0,5^2 \cdot 2,7 \cdot 12,6 \cdot 120}{2 \cdot 102 \cdot 0,7} = 14,9 + 1,6 + 0,1 + 3,6 = 20,2, \text{ кВт}$$

Литература

Опейко Ф.А. Торфяные машины. Минск: Вышэйшая школа, –1968. – 408 с.

Обоснование параметров широкозахватного валкователя фрезерного торфа для агрегатирования с колесным трактором

Басалай Г.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

В технологическом процессе производства фрезерного торфа операция сбора высушенной в естественных условиях крошки с поверхности карт в продольные валки для последующей уборки ее машинами типа УМПФ в значительной степени определяет технико-экономические показатели деятельности производственных участков. Технологическими требованиями к машинам, занятым на данной операции, являются: – обеспечение высокой производительности по обрабатываемой площади; – высокая степень сбора фрезерного торфа с поверхности карт; – исключение подфрезеровывания залежи; – минимизация энергозатрат на выполнение технологической операции.

На всех торфопредприятиях республики длительное время используются пассивные валкователи с рабочими секциями в виде встречных наклонных отвальных плоскостей, объединенными тяговыми цепями на общей раме. Конструкции секций имеет два принципиальных исполнения: ВУФ и ВПС. Широкозахватные валкователи типа МТФ-33 предназначены для агрегатирования с гусеничными тракторами кл. тяги 3. Длительный опыт эксплуатации выявил ряд существенных недостатков как в конструкции пассивных валкователей, так и в обеспечении технологических требований. Наиболее существенными из них являются повышенная металлоемкость, значительная крюковая нагрузка и низкий коэффициент сбора торфа.

Попытки агрегатирования широкозахватных пассивных валкователей с колесными тракторами кл. тяги 1,4, оборудованных сдвоенными колесами или специальными уширенными шинами, не увенчались успехом, т.к. на переувлажненных участках и при совершении разворотов машинно-тракторным агрегатом движение обеспечивается с повышенным буксованием трактора, приводящим к разрушению поверхности полей, а также и полной потерей проходимости из-за предельных крюковых нагрузок (14-18 кН). Рабочая скорость МТА составила 7 - 9 км/ч.

Во ВНИИТП (г. Санкт-Петербург) проведены значительные исследования по оценке эффективности работы щеточных исполнительных органов на операции валкования фрезерного торфа, однако, в силу ряда причин, промышленного образца машины так и не удалось создать.

Актуальность проблемы по созданию широкозахватного валкователя для агрегатирования с колесными тракторами диктуется необходимостью наращивания ежегодных объемов добычи фрезерного торфа для производства топливных брикетов, а также возможностью с помощью данного типа рабочего органа значительно улучшить технологические и повысить технико-экономические показатели в сравнении с применяемыми в настоящее время валкователями.

Для оптимизации конструктивных параметров и режимов работы исполнительных рабочих органов необходимо параллельно с опытно-конструкторскими работами по созданию рабочей конструкторской документации провести дополнительные теоретические исследования и испытания щеточных модулей в характерных технологических условиях.

Известен валкователь МТФ-31 [1], включающий групповой прицеп с опорными колесами и прицепной серьгой, валкующие секции, каждая из которых имеет отвальные скребки, шарнирно соединенные посредством пружинного механизма регулирования с рамой в виде центральной арки, сзади установленной на одноосной тележке, а спереди опирающейся шарнирно на групповой прицеп.

Недостатком валкователя фрезерного торфа МТФ-31 является то, что пружинный механизм регулирования с рамой в виде центральной арки не обеспечивают высоких показателей выполнения технологической операции, в частности, низкий коэффициент сбора фрезерного торфа с поверхности карты в продольные валки.

Известен валкователь фрезерного торфа МТФ-33Б [1] - прототип, включающий групповой прицеп с опорными колесами и прицепной серьгой, центральные и боковые секции, каждая из которых имеет отвальные скребки, шарнирно соединенные посредством механизма регулирования с рамой в форме трапеции, опирающейся на колеса, при этом рамы центральных секций со стороны большего основания трапеции присоединены цепями к групповому прицепу непосредственно, а боковые секции – через поворотные стрелы и силовые гидроцилиндры.



Рис. 1 Машинно-тракторный агрегат в составе (МТЗ-1025) + (МТФ-33Б)

Недостатком прототипа является то, что отвальные скребки центральных секций, шарнирно соединенные посредством механизма регулирования с рамой в форме трапеции, опирающейся на колеса, приводит к увеличению металлоемкости машины, а также повышенным энергозатратам на выполнение технологической операции.

Задача, решаемая изобретением, заключается в уменьшении металлоемкости валкователя фрезерного торфа, а также снижении энергозатрат на выполнение технологической операции.

Поставленная задача решается тем, что в валкователе фрезерного торфа, включающем групповой прицеп с опорными колесами и прицепной серьгой, центральные и боковые секции, снабженные отвальными скребками и соединенные посредством механизма регулирования с рамой в форме трапеции, опирающейся на колеса, при этом боковые секции присоединены к групповому прицепу через поворотные стрелы и силовые гидроцилиндры, рама каждой центральной секции со стороны меньшего основания трапеции установлена на одноосной тележке, а со стороны большего основания трапеции подвешена шарнирно на групповом прицепе.

Предлагаемое конструктивное решение позволяет за счет рам, выполненных в форме трапеций, центральных секций, и установленных со стороны меньшего основания трапеции на одноосных тележках, а со стороны большего основания трапеции подвешенных шарнирно на групповом прицепе, уменьшить металлоемкость валкователя фрезерного торфа, а также снизить энергозатраты на выполнение технологической операции.

Валкователь [2], принципиальная схема которого представлена на рисунке 2, включает групповой прицеп 1 с опорными колесами 2 и прицепной серьгой 3, центральные 4 и боковые 5 секции, которые имеют отвальные скребки 6, шарнирно соединенные посредством механизма регулирования 7 с рамой 8 в форме трапеции, опирающейся на колеса 9, при этом центральные секции 4 присоединены к групповому прицепу 1 непосредственно, а боковые 5 секции – через поворотные стрелы 10 и силовые гидроцилиндры 11.

Рамы 8 центральных 4 секций со стороны меньшего основания трапеции установлены на одноосных тележках 12, а со стороны большего основания трапеции подвешены с помощью шарниров 13 на групповом прицепе 1.

Принцип действия валкователя фрезерного торфа следующий.

Во время рабочего прохода по технологической площадке (карте) валкователь фрезерного торфа в агрегате с трактором движется с раздвинутыми в стороны крайними 5 секциями. Сбор высушенного торфа с поверхности карты в продольные валки происходит под воздействием отвальных скребков 6, копирующих поверхность карты за счет шарнирного соединения посредством механизма регулирования 7 с рамой 8 в форме трапеции, опирающейся на колеса 9, в центральных 4 секциях со стороны большего основания трапеции – на групповой прицеп 1. При этом устойчивое прямолинейное движение отвальных скребков 6 обеспечивается тем, что рамы 8 центральных 4 секций сзади, т.е. со стороны меньшего основания трапеции, установлены на одноосных тележках 12, а спереди, т.е. со стороны большего основания трапеции, подвешены с помощью шарниров 13 на групповом прицепе 1.

При повороте валкователя фрезерного торфа в агрегате с трактором на подштабельной полосе каждая из крайних 5 секций с помощью силовых гидроцилиндров 11 и поворотных стрел 10 смещается к центру машины на ширину захвата одной секции.

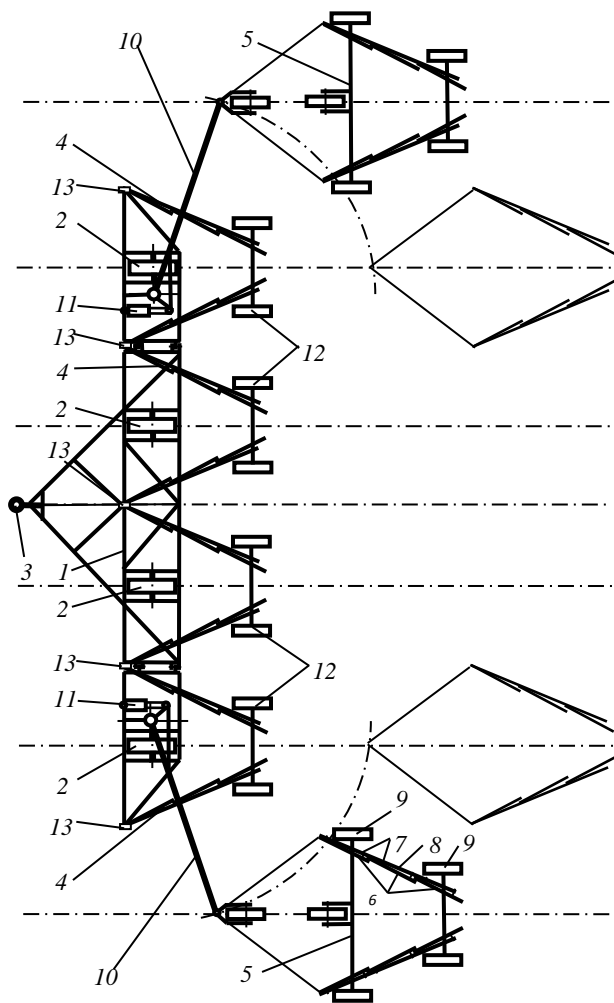


Рис. 2. Принципиальная схема широкозахватного валкователя

Литература

1. Справочник по торфу/ под ред. А.В. Лазарева и С.С. Корчунова. – М.: Недра, 1982. – С. (275-277).
2. Басалай Г.А. Патент на изобретение (РБ) № 14399. МПК Е 21С 27/00 от 7.02.2011. Валкователь фрезерного торфа.

Рабочие процессы барабанных мельниц с автоколебательной внутрикамерной загрузкой

Дейнека К.Ю.

Национальный университет водного хозяйства
и природопользования, г. Ровно

Новым технологическим направлением существенного повышения низкой энергетической эффективности барабанных мельниц является активизация циркуляции загрузки в камере.

Весьма перспективным представляется использование эффекта самовозбуждения автоколебаний загрузки, при неустойчивых режимах движения, на основе традиционных конструктивных решениях мельниц с барабаном без дополнительных элементов, подвергающихся ускоренному износу.

Цель исследования – определение влияния пульсаций внутримельничной загрузки на рабочие процессы измельчения.

Для определения условий устойчивости движения, загруженный барабан мельницы рассматривался как система постоянного состава с переменными инерционными параметрами – осевым моментом инерции и положением центра масс (рис. 1).

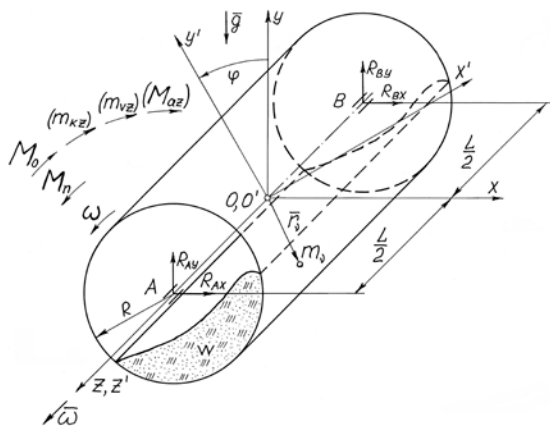


Рис. 1. Расчетная схема загруженного барабана:

ω – угловая скорость, M_n – приводной момент, M_o – момент сопротивления, включающий M_{az} – момент активных сил, m_{kz} и m_{vz} – реактивные моменты кориолисовых и вариационных сил.

Применение уравнения Лагранжа второго рода для системы с переменными инерционными параметрами и использование принципов затвердевания механической системы и иерархии переменных позволило получить уравнение переходного движения барабанной мельницы. На основе прямого метода Ляпунова было получено условие асимптотической устойчивости установившегося движения машинного агрегата мельницы:

$$\frac{\frac{dM_3(\omega)}{d\omega} \frac{1}{i\eta} - \frac{dM_\delta(\omega)}{d\omega}}{\left[\frac{\omega^2}{2} \frac{d^2 I_3(\omega)}{d\omega^2} + 2\omega_0 \frac{dI_3(\omega)}{d\omega} + I_3(\omega) + I_\delta \right] \frac{1}{i^2} + I_\delta} > 0,$$

где I_3 , I_δ и I_δ – осевые моменты инерции загрузки, барабана и вращающихся частей двигателя; M_δ – момент приводного двигателя; M_3 – момент сопротивления вращению барабана; M_δ – момент сопротивления в опорах барабана; i и η – передаточное отношение и коэффициент полезного действия привода.

Автоколебания в камере вращающегося барабана обусловлены инерционным режимом поведения зернистой загрузки, пребывающей в режиме сдвигового течения (рис. 2). Дисперсная и несущая фазы внутрикамерной загрузки рассматривались как сплошная среда с осредненными параметрами. На основе теории быстрых движений зернистых сред было использовано уравнение неньютоновской несжимаемой жидкости и, после преобразований, получено дисперсионное уравнение для зоны сдвигового течения загрузки:

$$\beta^3 + (a_1 k^2 - b_1) \beta^2 + k^2 (c_1 k^2 - d_1) \beta - k^2 (e_1 k^2 + f_1) = 0,$$

где $\beta = -i \cdot \omega_0$; ω_0 – возмущение скорости перпендикулярно плоскости сдвига; k – волновое число; $a_1, b_1, c_1, d_1, e_1, f_1$ – коэффициенты, определяющие характеристики среды.

Движение внутрикамерной загрузки барабанной мельницы в зоне несвободного падения является устойчивым или неустойчивым по отношению к малым возмущениям, распространяющимся перпендикулярно к плоскости сдвига, в зависимости от средней длины свободного пробега элементов или от дилатансии загрузки (рис. 3).

На основе картин движения загрузки в поперечном сечении вра-

шающей камеры, полученных методом визуализации с использованием расчетных сеток, были установлены зависимости динамических параметров загрузки.

Обобщение полученных результатов позволило получить качественные зависимости момента инерции I_z , момента сопротивления M_z и дилатансии ν загрузки от скорости вращения барабана ω и производных этих динамических параметров по ω (рис. 4). Анализ зависимостей свидетельствует о возникновении автоколебаний в режимах движения загрузки, выделенных штриховкой, преимущественно с полным, а также с частичным подбрасыванием.

Установлено, что наличие измельчаемого материала в загрузке обуславливает интенсификацию его автоколебаний путем уменьшения нижней бифуркационной относительной скорости, с $\psi\omega \rightarrow 1$ вплоть до $\psi\omega = 0,3$. При этом диапазон скоростей при максимальной амплитуде колебаний остается неизменным, независимо от содержания материала – $\psi\omega = 0,85-1,15$.

Эффективность влияния пульсаций загрузки на рабочие процессы барабанных мельниц, по сравнению с традиционными режимами без колебаний, была оценена экспериментально. Производительность помола определялась за значением просева через контрольное сито № 008, а энергетическая эффективность – за удельными затратами энергии при получении этого просева.

Численное значение изменения производительности оценивалось соотношениями P_m/P_t , где P_m и P_t – производительность помола для модернизированного и традиционного режимов, а изменения удельных затрат энергии – соотношениями $E_m/E_t = (N_m/P_m)/(N_t/P_t)$, где E_m и E_t – удельные затраты энергии, N_m и N_t – мощности привода для этих режимов. Поскольку считалось, что $N_m \approx N_t$, было принято $E_m / E_t \approx P_t / P_m$.

Степень заполнения камеры загрузкой составляла $k=0,25$. Степени заполнения частицами измельчаемого материала промежутков между мелющими телами кмп составляли 0,125, 0,25, 0,375, 0,5, 0,75 и 1. Для традиционного режима принималось $\psi\omega=0,75$. Для предложенных режимов принималось $\psi\omega = 0,85-1,15$, что соответствовало самовозбуждению автоколебаний загрузки с максимальной амплитудой [10,11].

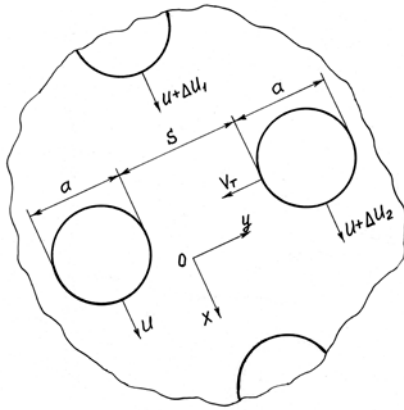


Рис. 2. Схема сдвигового гравитационного потока загрузки.

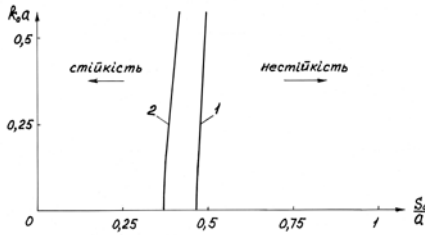


Рис. 3. Дисперсионные кривые и схемы областей устойчивого и неустойчивого движения зернистой загрузки: 1 – дисперсионная кривая для абсолютно жестких элементов загрузки, 2 – дисперсионная кривая для деформируемых элементов.

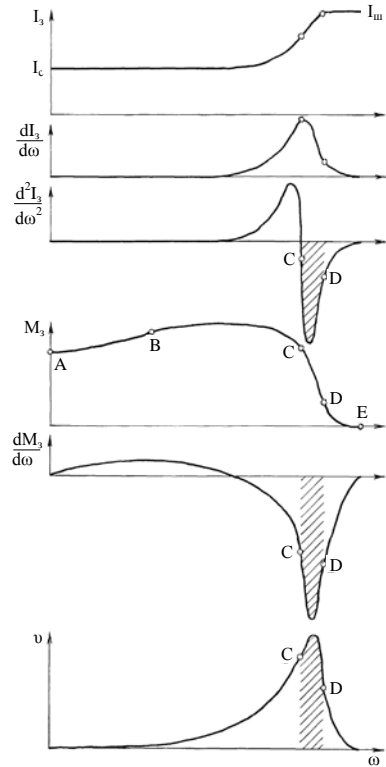


Рис. 4. Зависимости I_3 , $dI_3/d\omega$, $d^2I_3/d\omega^2$, M_3 , $dM_3/d\omega$, v от ω : AB – режим без подбрасывания, BC – с частичным подбрасыванием, CD – с полным подбрасыванием, DE – неполного центрифугирования.

Длительность измельчения составляла 30 минут. Результаты приведены на рис. 5.

Оказалось, что применение автоколебательного режима движения внутрикамерной загрузки, по сравнению с традиционным процессом измельчения в барабанных мельницах, позволяет в среднем повысить производительность приблизительно на 28-152% и сни-

зять удельные затраты энергии на 22-60%. При этом с уменьшением содержания измельчаемого материала в загрузке эффективность процесса помола возрастает.

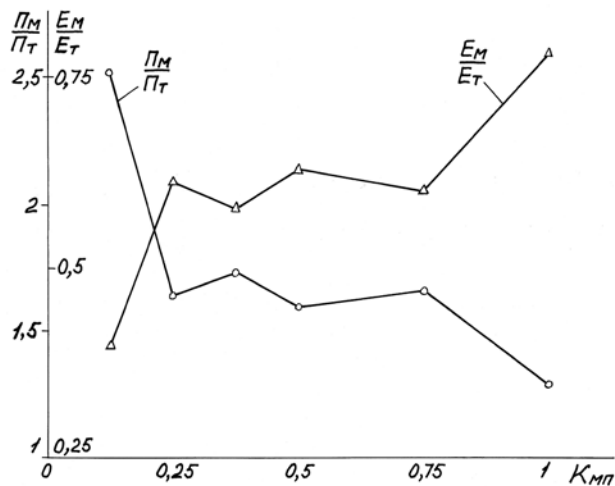


Рис. 5. Зависимости P_M/P_T и E_M/E_T от $K_{МП}$

Литература

1. Науменко К.Ю. Автоколебания внутрикамерной загрузки барабанной мельницы / К.Ю.Науменко // Научные исслед., наносистемы и ресурсосберегающ. технологии в стройиндустрии: Сб. докл. Междунар. науч.-практич. конф. – Белгород: Изд-во БГТУ им. В.Г.Шухова, 2007. – Ч. 7.
2. Энергосберегающ. Технол. комплексы и оборуд. для пр-ва строит. материалов. – С. 81-83. 2. Дейнека К.Ю. Интенсификация рабочих режимов барабанных мельниц с автоколебательной внутрикамерной загрузкой / К.Ю.Дейнека // Научные исслед., наносистемы и ресурсосберегающ. технологии в пром-сти строит. материалов: Сб. докл. Междунар. НПК. – Белгород: Изд-во БГТУ им. В.Г.Шухова, 2010. – Ч. 3. Эффективные материалы, технологии и машины в стр-ве. – С. 92-96.

Многостадийное измельчение в барабанных мельницах на основе концепции энергетической селективности диспергирования

Науменко Ю.В.

Национальный университет водного хозяйства
и природопользования, г. Ровно

Радикально повысить чрезвычайно низкую эффективность измельчения в традиционных барабанных мельницах можно лишь на основе принципа энергетической селективности измельчения.

Исследования показали, что реальным режимом движения загрузки является трехфазный «смешанный» (рис. 1), в котором, кроме твердотельной I и зоны несвободного падения II, возникает третья зона сдвигового слоя III. Установлено, что, с целью повышения эффективности процесса, целесообразно грубое измельчение крупных частиц осуществлять преимущественно ударным действием, а тонкое измельчение малых частиц – стиранием и раздавливанием.

Цель исследования - определение условий повышения энергетической эффективности внешнекамерного многостадийного помола.

Процесс измельчения ударным действием осуществляется на границе зон II и III [1]. Основной процесс измельчения стирающим действием осуществляется в верхней части зоны III в сдвиговом потоке, а раздавливанием – в нижней части этой зоны при замедлении потока. В нижней части зоны I может происходить измельчение частичным раздавливанием (рис. 1).

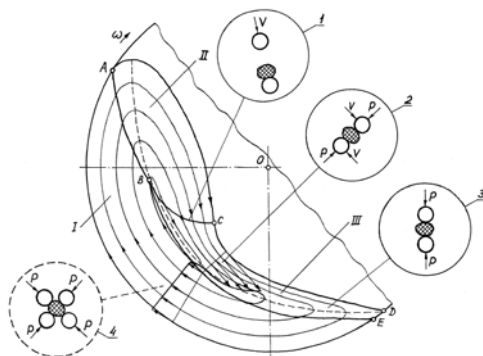


Рис. 1. Реализация способов измельчения в барабанной мельнице

Влияние режимов движения загрузки на процесс помола оценивался безразмерными механическими характеристиками (табл.), где m , m_6 и m_3 – масса загрузки, баллистической II и сдвиговой III ее зон, кг; t_u – длительность цикла движения загрузки, с; ω – угловая скорость, 1/с; R – радиус камеры, м; g – гравитационное ускорение, м/с²; $V_{6с}$ – средняя скорость на границе II и III зон, м/с; $V_{3с}$ – средняя сдвиговая скорость нормального сечения в верхней части III зоны, м/с; V_{3max} – максимальная сдвиговая скорость на свободной поверхности сдвигового слоя, м/с; V_0 – скорость опорной поверхности сдвигового слоя, м/с; h – толщина сдвигового слоя, м; W – мнимое суммарное вертикальное ускорение сдвигового слоя м/с²; M – действительный момент сопротивления, Нм; $M_{0,5max}$ – условный максимальный момент сопротивления при половинном заполнении, Нм.

Таблица. Механические характеристики движения внутрикамерной загрузки

Название	Обозн.	Математическое выражение	Характеризуемые параметры	Тип
1	2	3	4	5
Степень баллистической активации	$K_{6а}$	m_6 / m	Измельчение ударным действием	Массовый
Степень сдвиговой активации	$K_{3а}$	m_3 / m	Измельчение истиранием	Массовый
Степень присоединения	$K_{п}$	$\frac{m - m_6 - m_3}{m}$	Измельчение раздавливанием	Массовый
Оборачиваемость	$K_о$	$2 \cdot \pi / (t_u \cdot \omega)$	Производительность	Кинематический
Форсирование баллистической скорости	$K_{ф6}$	$\frac{V_{6с}}{\sqrt{R \cdot g}}$	Измельчение ударным действием	Скоростной
Форсирование сдвиговой скорости	$K_{ф3}$	$\frac{V_{3с}}{\sqrt{R \cdot g}}$	Измельчение раздавливанием	Скоростной
Градиент сдвиговой скорости	$K_{г}$	$\frac{V_{3max} + V_0 }{h} \cdot \sqrt{\frac{R}{g}}$	Измельчение истиранием	Кинематический

1	2	3	4	5
Удельная энергия баллистической массы	E_b	$\frac{V_{bc}^2}{R \cdot g}$	Измельчение ударным действием	Энергетический
Удельная энергия сдвигового слоя	E_s	$\frac{V_{zc}^2}{R \cdot g}$	Измельчение раздавливанием	Энергетический
Температура среды сдвигового слоя	T	$\left(\frac{V_{z \max} + V_0 }{h} \right)^2 \cdot \frac{R}{g}$	Измельчение истированием	Энергетический
Динамичность активации	K_d	W/g	Измельчение истированием	Динамический
Относительный момент	$\psi_{M0,5}$	$\frac{M}{M_{0,5 \max}}$	Измельчение ударным действием	Силовой
Относительная мощность	$\psi_{N0,5}$	$\frac{M \cdot \omega}{M_{0,5 \max} \sqrt{g/R}}$	Производительность	Энергетический
Число Фруда	Fr	$\frac{\omega^2 \cdot R}{g}$	Измельчение раздавливанием	Динамический

Численное определение характеристик осуществлялось методом визуального анализа картин движения загрузки, полученных цифровой фотосъемкой.

Для оценки эффективности измельчения при ударном, стирающем и раздавливающем действии мелющих тел на частицы измельчаемого материала были использованы зависимости комплексных параметров загрузки от относительной скорости вращения ψ_ω (рис. 2), где d – средний размер мелющих тел, D – диаметр камеры барабана, κ – степень заполнения камеры загрузкой. Рациональные режимы выделены штриховкой.

Установлено, что рациональными значениями параметров реализации первой стадии грубого измельчения являются – $\psi_\omega=0,85-1,05$, $\kappa = 0,45$, $d/D = 0,015-0,04$, а последней стадии тонкого измельчения – $\psi_\omega = 0,25-0,45$, $\kappa = 0,25$, $d/D = 0,002-0,01$ [2, 3] (рис. 3).

Эффективность многостадийного измельчения была оценена экспериментально. Производительность помола определялась за

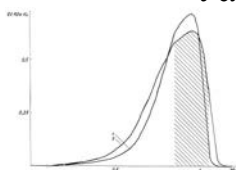
значением просева через контрольное сито № 008, а энергетическая эффективность – за удельными затратами энергии при получении этого просева. Численное значение изменения производительности оценивалось соотношениями Π_M/Π_T , где Π_M и Π_T – производительность помола для модернизированного и традиционного режимов, а изменения удельных затрат энергии – соотношениями $E_M/E_T=(N_M/\Pi_M)/(N_T/\Pi_T)$, где E_M и E_T – удельные затраты энергии, N_M и N_T – мощности привода для этих режимов.

Ударное действие
($d/D=0,022$,
волнистая камера)

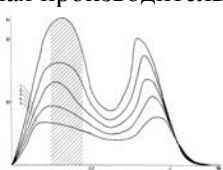
Истирание
($d/D=0,0024$, гладкая камера)

Раздавливание

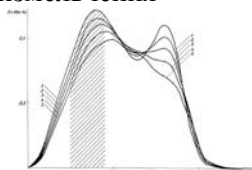
Условная производительность измельчения



Зависимости
 $E_6 \cdot K_{6a} \cdot K_0$ от ψ_ω

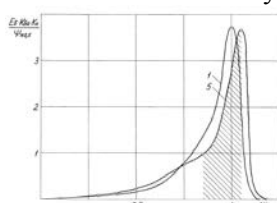


Зависимости $T \cdot K_{3a} \cdot K_0$
от ψ_ω

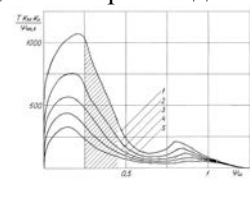


Зависимости
 $E_3 \cdot K_{3a} \cdot K_0$ от ψ_ω

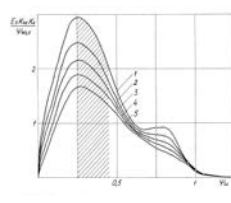
Условная удельная производительность измельчения



$(E_6 \cdot K_{6a} \cdot K_0)/\psi_{N0.5}$ от ψ_ω

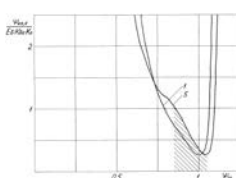


$(T \cdot K_{3a} \cdot K_0)/\psi_{N0.5}$ от ψ_ω

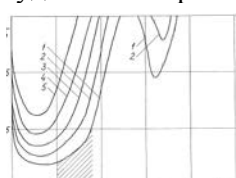


$(E_3 \cdot K_{3a} \cdot K_0)/\psi_{N0.5}$ от ψ_ω

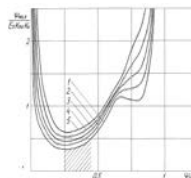
Условная удельная энергоёмкость измельчения



$\psi_{N0.5}/(E_6 \cdot K_{6a} \cdot K_0)$ от ψ_ω



$\psi_{N0.5}/(T \cdot K_{3a} \cdot K_0)$ от ψ_ω



$\psi_{N0.5}/(E_3 \cdot K_{3a} \cdot K_0)$ от ψ_ω

Рис. 2. Комплексные характеристики для оценки эффективности помола для
1 – $\kappa=0,25$, 2 – $\kappa=0,3$, 3 – $\kappa=0,35$, 4 – $\kappa=0,4$; 5 – $\kappa=0,45$.

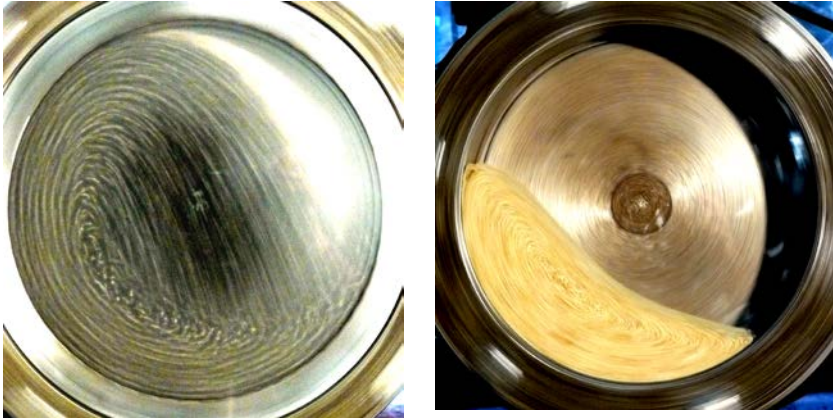


Рис. 3. Картины движения загрузки при двухстадийном измельчении: а – предварительный грубый помол, б – окончательный тонкий помол.

Моделирование первой стадии грубого помола реализовывалось при $d/D = 0,02$, $\kappa = 0,45$, степени заполнения частицами измельчаемого материала промежутков между мелющими телами $\kappa_{мп} = 0,75$ и 1 , $\psi_{\omega} = 0,95$. Моделирование последней стадии тонкого помола – при $d/D = 0,022$, $\kappa = 0,25$, $\kappa_{мп} = 0,25$ и $0,5$, $\psi_{\omega} = 0,35$. Для традиционного режима принималось $\psi_{\omega} = 0,75$. Длительность измельчения составляла 30 минут. Результаты приведены на рис. 4.

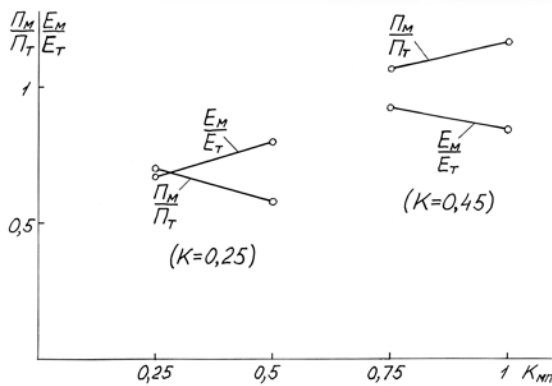


Рис. 4. Зависимости P_M/P_T и E_M/E_T для различных κ от $\kappa_{мп}$

Таким образом, по сравнению с традиционным одностадийным процессом помола, применение предложенной первой стадии грубого измельчения повышает производительность на 7-17% и снижает удельные затраты энергии на 7-15%. Применение же последней стадии тонкого измельчения, при уменьшении производительности на 30-42%, снижает удельные затраты энергии на 20-33 %.

Литература

1. Науменко Ю. В. Основи теорії режимів роботи барабанних млинів: Монографія / Ю. В. Науменко. – Рівне : Видавництво СПД Зелент О.І., 2009. – 282 с.
2. Рекомендації до розрахунку, проектування та експлуатації барабанних млинів багатостадійного подрібнення / Ю. В. Науменко. – Рівне: Видавництво СПД Зелент О.І., 2009. – 88 с.
3. Спосіб багатостадійного подрібнення в барабанному млині: Пат. 58177U України, МПК В 02 С 17/00 / Науменко Ю.В. – № u201009043; Заяв. 19.07.10; Опубл. 11.04.11, Бюл. № 7. – 8 с.

УДК 622.277

Моделирование процесса подземного выщелачивания сульфидной меди

Козяр В.А., Маланчук Е.З.

Национальный университет водного хозяйства
и природопользования, г. Ровно

Ежегодные потребности Украины в меди составляют примерно 160...175 тыс. т, из которых 20 % обеспечиваются собственным медным ломом, а остальное, в виде черновой меди, приходится завозить из соседних стран – России и Польши. Высокая ценность и большой интерес к меди связаны с уникальным сочетанием физических свойств, что обеспечивает ей широкое использование.

В Украине медь не добывается – ведутся только геологоразведочные работы, которые показали, что ее запасы в недрах государства позволяют вести предпромышленную подготовку. Разведанное ровенскими геологами во Владимирецком районе Ровенской области месторождение сульфидной меди с промышленным содержанием полезного компонента до 0,445% невозможно разрабатывать карьерным или шахтным методами из-за сложных горно-геологических условий: чрезвычайно интенсивная водоносность продуктивных отложений, а также перекрывающих и подстилающих пород [1].

Необходимым условием разработки месторождений сульфидной меди в пределах Ровенско-Волинского региона Украины является применение геотехнологических способов добычи, к которым относится метод скважинного гидродобычи с применением подземного бактериального выщелачивания. Процесс разрушения породы происходит за счет гидродинамического действия струи с образованием фракции материала, что обеспечит максимальную площадь контакта полезного компонента с растворителем. Процесс растворения сульфидной меди зависит от выбора растворителя, его концентрации, интенсивности перемешивания пульпы и температурного режима в камере размыва. Исследование данных факторов и их влияния на процесс добычи, позволят определить зависимости, в которых находится скорость растворения сульфидной меди и повысить полноту извлечения полезного компонента с породы с минимальным вредным воздействием на окружающую среду.

Для определения зависимостей скорости растворения сульфидной меди были проведены лабораторные эксперименты с моделированием процесса выщелачивания с учетом концентрации растворителя CH_2SO_4 , интенсивности перемешивания пульпы и при температурном режиме в камере размыва $T = 308 \text{ K}$.

В ходе эксперимента определено, что в присутствии окислителя Fe^{3+} соответствующей концентрации $\text{CFe}^{3+} = 0,05 \cdot 10^{-3} \text{ г-ион/м}^3$ халькопирит различных генетических типов растворяется с различными скоростями. Для извлечения меди из сульфидной руды были применены процессы биовыщелачивания и биоокисления. Сульфиды меди достаточно хорошо окисляются специфическими микроорганизмами *Thiobacillus ferrooxidans*, которые переводят сульфиды в сульфатную, хорошо растворимую форму.

Реакции окисления сульфидов чаще многоступенчатые, с получением разного рода промежуточных продуктов. При растворении халькопирита и сфалерита в растворах сульфат окиси железа является элементная сера, образующаяся на поверхности минерала и создающая диффузионное ограничение. Поскольку основным фактором, лимитирующим процесс растворения, является элементная сера, в работе использовали как кислые растворы сульфата окиси железа, так и микроорганизмы *Th. Ferrooxidans*, способные окислять в присутствии кислорода не только ионы двухвалентного железа, но и серу [2]. Это объясняется как структурными особенно-

стями различных образцов CuFeS_2 , так и наличием примесей, способствующих возникновению гальванических пар. Зависимость скорости растворения от интенсивности перемешивания очевидна.

Обобщенная модель зависимости скорости растворения халькопирита от интенсивности перемешивания пульпы имеет вид представленный на рис. 1.

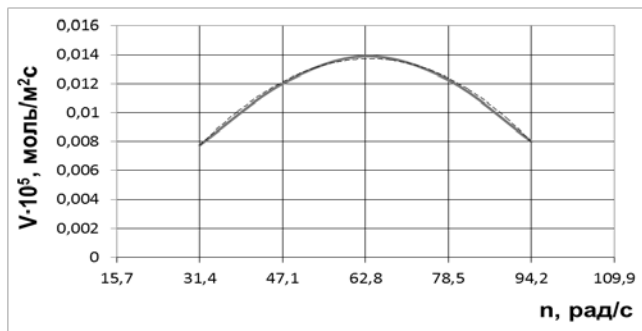
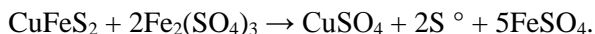


Рис. 1. Обобщенная модель зависимости скорости растворения халькопирита от интенсивности перемешивания: $C_{\text{Fe}^{3+}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ г-ион/м³, $T = 308$ К; $C_{\text{H}_2\text{SO}_4} = 0,05 \cdot 10^{-3}$ моль/м³: сплошная линия – экспериментальные данные; пунктирная линия – линия аппроксимации с коэффициентом достоверности $R^2=0,997$.

Как видно из рисунка 1, при повышении оборотов диска, который обеспечивает перемешивание пульпы, более 62,8 рад/с эта зависимость нарушается. Причиной тому является образование пленки серы при растворении халькопирита:



Кроме того, микроорганизмы при повышенных оборотах диска не могут закрепиться на твердой поверхности и снизить тем самым диффузионное сопротивление путем растворения пленки элементарной серы.

В присутствии микроорганизмов в количестве $10 \dots 10^2$ кл/м³ скорость растворения минералов возрастает в 2 раза по сравнению с растворением халькопирита только в присутствии ионов Fe^{3+} .

Было отмечено, что в тех опытах, где содержание микроорганизмов спонтанно повышался до 10^3 кл/м³, скорости растворения увеличивались в 10 и даже в 50 раз.

Изгиб кривой на рис. 2 наблюдается так же, как и на рис. 1.

При применении различных по составу растворителей характер зависимостей несколько изменился с повышенными значениями скорости растворения (рис. 3).

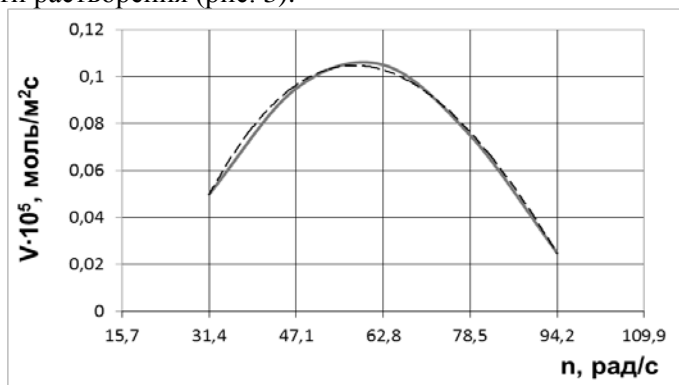


Рис. 2. Обобщенная модель зависимости скорости растворения халькопирита от интенсивности перемешивания (n) в бактериальной среде:

Th. ferrooxidans 10² кл/м³; $C_{Fe^{3+}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ г-ион/м³, T = 308 К; коэффициент достоверности аппроксимации $R^2 = 0,997$.

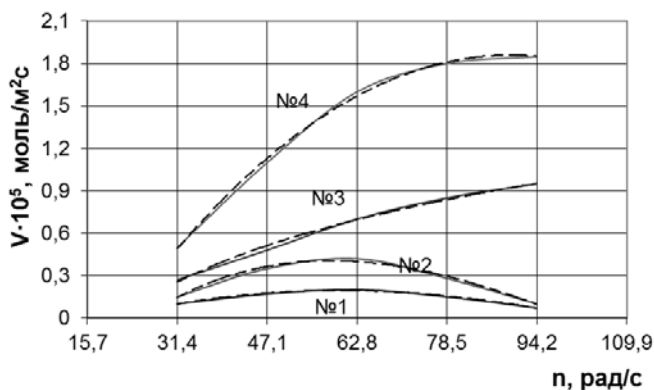


Рис. 3. Зависимость скорости растворения халькопирита от интенсивности перемешивания (n) в различных растворителях: 1 – $C_{H_2SO_4} = 0,05 \cdot 10^{-3}$ моль/м³; $C_{Fe^{3+}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ г-ион/м³, T = 308 К; 2 – бактериальная среда; $C_{Fe^{3+}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ г-ион/м³, T = 308 К; 3 – $C_{H_2SO_4} = 0,05 \cdot 10^{-3}$ моль/м³; $C_{Fe^{3+}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ г-ион/м³; $C_{\Gamma} = 0,5 \cdot 10^{-3}$ г/м³; T = 308 К; 4 – комбинированный реагент, T = 308 К.

Аппроксимация и статистическая обработка опытных данных проводилась в программных пакетах MathCad и Microsoft Excel. Экспериментальные данные аппроксимировались полиномами третьей степени, приведенные в табл. 1.

Таблица 1

Условия исследований	Зависимость
Скорость растворения халькопирита в зависимости от интенсивности перемешивания пульпы: $C_{Fe^{3+}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ г-ион/м ³ ; $T = 308K$; $C_{H_2SO_4} = 0,05 \cdot 10^{-3}$ моль/м ³	$V = -5 \cdot 10^{-9} \cdot n^3 - 5 \cdot 10^{-6} \cdot n^2 + 0,009 \cdot n - 0,009$
Скорость растворения халькопирита в зависимости от интенсивности перемешивания пульпы (n) в бактериальной среде: <i>Thiobacillus ferrooxidans</i> 102кл/м ³ ; $T = 308 K$ $C_{Fe^{3+}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ г-ион/м ³ ;	$V = -3 \cdot 10^{-7} \cdot n^3 + 0,011 \cdot n - 0,195$
Скорость растворения халькопирита в зависимости от интенсивности перемешивания пульпы (n) в различных растворителях: (рис. 3, 1...4 – состав растворителя)	$V = 2 \cdot 10^{-7} \cdot n^3 - 0,0002 \cdot n^2 + 0,0157 \cdot n - 0,252$
	$V = 2 \cdot 10^{-6} \cdot n^3 - 0,0006 \cdot n^2 + 0,0555 \cdot n - 1,02$
	$V = 0,6359 \cdot \ln(n) - 1,9378$
	$V = -0,0004 \cdot n^2 + 0,0726 \cdot n - 1,39$

Таким образом, проведенные исследования моделирования процесса выщелачивания сульфидной меди показывают, что скорость растворения сульфидной меди находится в полиномиальной зависимости третьей степени от интенсивности перемешивания пульпы, которая не должна превышать 62,8 рад/с.

Литература

- 1.Маланчук, З.Р. Характеристика покладів сульфідної міді в Рівненсько-Волинському регіоні / З.Р. Маланчук, В.О. Козяр // Вісник КТУ. – Кривий Ріг: КТУ, 2009. – Вип. № (24). – С. 35-39.
2. Сидякина, Г.Г. Минералого-технологические типы медьсодержащих руд в вулканитах Вольны и особенности их биовыщелачивания / Г.Г. Сидякина, Т.В. Носальская // Минералогический журнал. 2008. – №4. – С. 91-96.

Исследование кинетики пропитки для оценки времени технологического процесса выщелачивания базальтовой руды

Игнатюк Р.М.¹, Калько А.Д.¹, Машенко В.А.²

¹ Национальный университет водного хозяйства и природопользования (г. Ровно)

² Ровенский государственный гуманитарный университет

Процесс кучного выщелачивания меди из базальтовой руды предполагает пропитку фракций от 5 до 70 мм реагентом, содержащим 10% раствор серной кислоты. Технологическая эффективность такого процесса будет определяться временем пропитки образцов и скоростью прохождения химических реакций выемки. Из-за сложности комплексного подхода для решения поставленной задачи, условно можно разделить процесс пропитки и выщелачивания, считая, что последний будет начинаться после насыщения некоторого объема образца горной породы. Следовательно, целью данной работы было экспериментальное исследование кинетики пропитки пористых образцов базальтовой руды и оценка времени пропитки на основе капиллярной модели унифицированных пор без учета прохождения химических реакций.

Лабораторные исследования проводились на образцах горной породы, отобранных на базальтовом карьере возле п. Иванчи Волынской области. Химический состав и физические свойства образцов полностью соответствуют параметрам сырья, используемого для извлечения меди методом кучного выщелачивания. Кинетику пропитки образцов исследовали насыщением полностью погруженных образцов в дистиллированную воду и 10% раствор серной кислоты с постоянным измерением изменения их массы. Эффективную пористость ε определяли методом водонасыщения согласно [2].

Результаты экспериментальных исследований показали, что эффективная пористость образцов базальтовой руды находится в пределах 4÷8%, при этом отдельные образцы базальтовой руды имели пористость до 15%. Экспериментальные зависимости изменения удельного объема $\Delta V/m$ пор от времени содержания образцов преобладающей фракции размером 30 мм и пористостью $\varepsilon = 6\%$ в 10% H_2SO_4 в дистиллированной воде представлены на рис. 1, анализ ко-

торых показывает, что по истечению 4 часов содержания образцов в жидкостях, изменения величины $\Delta V/m$ не происходит.

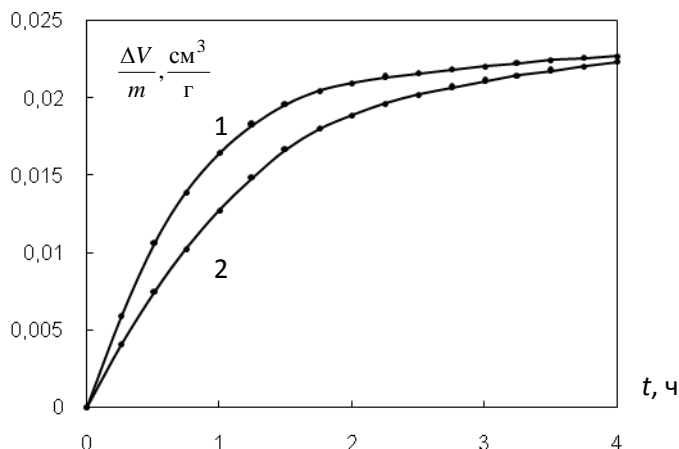


Рис. 1. Зависимости изменения удельного объема пор от времени содержания в жидкости: 1–10% серной кислоте; 2 – дистиллированной воде.

При этом скорость изменения удельного объема пор в начале эксперимента выше для 10% серной кислоты. Интенсификация скорости пропитки на начальном этапе происходит, очевидно, вследствие вскрытия пор. Химический состав образцов базальтовой руды дает возможность предположить, что вскрытие пор происходит вследствие реакции кислоты с оксидами щелочных (Na_2O , K_2O) и щелочноземельных (MgO , CaO) металлов, а также оксидами железа (Fe_2O_3 , FeO) и фосфора (P_2O_5), увеличивая тем самым скорость движения фронта пропитки в объеме образца.

Анализ экспериментальных зависимостей изменения величины $\Delta V/m$ во времени для образцов с различной пористостью (рис. 2) показывает, что с увеличением величины ε , время пропитки увеличивается. Так, для образцов руды с $\varepsilon = 4\%$ время пропитки равно 3 часам и возрастает до 6 часов с пористостью образцов равной 8%. При этом следует отметить, что скорость движения фронта пропитки в образцах с различной пористостью на начальном этапе (до 1 часа) различна и изменяется от 0,0091 до 0,0206 см³/(г·ч) с увеличением величины ε .

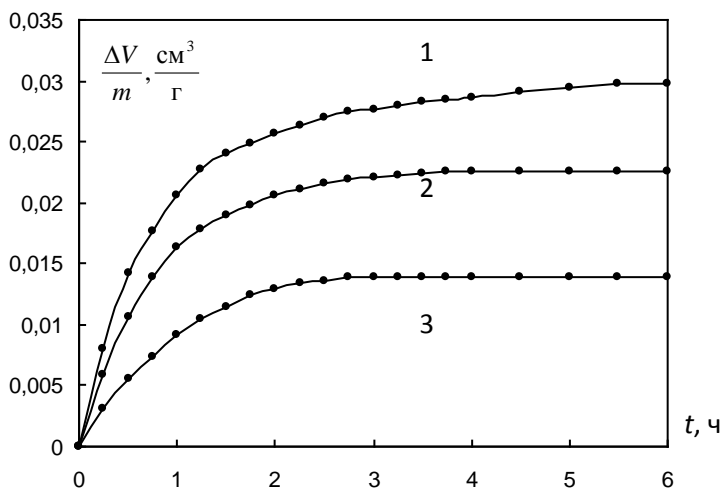


Рис. 2. Зависимости изменения удельного объема $\Delta V/m$ пор от времени содержания в 10% серной кислоте: 1 – $\varepsilon=8\%$; 2 – $\varepsilon=6\%$; 3 – $\varepsilon=4\%$.

Образцы базальтовой руды, как полидисперсной системы, с различной пористостью имеют различные функции распределения пор по радиусам. Проницаемость среды с достаточно широким распределением размеров пор определяется проницаемостью пор радиусом, равным пробойному и их объемной доле. Так для образцов руды с пористостью порядка 8% на начальном этапе пропитки пробойными будут радиусы пор с максимально возможными значениями по размеру. В таком случае процесс пропитки будет проходить достаточно эффективно пока объем пор данных радиусов не будет полностью заполнен. А пропитка пор с радиусами меньше пробойного будет проходить медленно, что и приведет к возрастанию общего времени пропитки образца. Для образцов руды с пористостью порядка 4% распределение пор по радиусам будет более узкое и процесс пропитки будет проходить с квазипостоянной скоростью, но достаточно эффективно во времени с заполнением всего объема пор образца.

Считая в первом приближении частицы базальтовой руды сферическими, рассмотрим задачу пропитки полностью погруженной в

жидкость такой частицы радиусом R , пренебрегая эффектом защемленного воздуха. В приближении квазистационарного фронта пропитки для пористой среды согласно капиллярной модели унифицированных пор имеем:

$$4 \cdot \pi \cdot \varepsilon \cdot r_f^2 \cdot \frac{dr_f}{dt} = -j(r_f) \quad (1)$$

где r_f – текущее положение фронта пропитки; $j(r_f)$ – поток жидкости в частицу, который определяется из решения стационарного уравнения фильтрации:

$$\frac{dj}{dr} = -\frac{d}{dr} \left(\frac{[K]}{\eta} \cdot 4 \cdot \pi \cdot r^2 \cdot \frac{dP}{dr} \right) \quad (2)$$

$$\text{С граничными условиями } P|_{r=R} = P_0, \quad (3)$$

$$P|_{r=r_f} = P_0 + P_K = P_0 - \frac{\sigma_{ж,з} \cdot s \cdot \cos \theta}{\varepsilon}, \quad (4)$$

где P – давление; P_K – капиллярное давление; P_0 – атмосферное давление; s – удельная поверхность в расчете на единицу объема материала; θ – контактный угол; $\sigma_{ж,з}$ – коэффициент поверхностного натяжения на границе фаз жидкость газ; η – вязкость жидкости; $[K]$ – проницаемость пористой среды.

Решение задачи (1)-(4) дает такие соотношения для потока жидкости [4]:

$$j = \frac{4 \cdot \pi \cdot R \cdot r_f}{R - r_f} \cdot \frac{[K]}{\eta} \cdot \frac{\sigma_{п,з} \cdot s \cdot \cos \theta}{\varepsilon} \quad (5)$$

Соответственно, соотношение между положением фронта пропитки r_f и временем пропитки t определяется уравнением:

$$\frac{1}{6} R^3 - \frac{1}{2} R \cdot r_f^2 + \frac{1}{3} r_f^3 = R \frac{[K] \cdot \sigma_{п,з} \cdot s \cdot \cos \theta}{\eta \cdot \varepsilon^2} t \quad (6)$$

Полагая в (6) $r_f = 0$ и используя соотношение для проницаемости капиллярной модели пористой среды [4]:

$$[K] = \frac{\varepsilon \cdot d^2}{36 \cdot K \cdot (1 - \varepsilon)^2}, \quad (7)$$

где d – средний размер капилляра; K – коэффициент, определяемый: $K = K_0 \cdot \beta^2$; K_0 – постоянная в большинстве случаев равная 2; β – извилистость.

Определим характерное время капиллярной пропитки частицы:

$$t_K = \frac{6R^2 \cdot \eta \cdot \beta^2 \cdot \varepsilon \cdot (1 - \varepsilon)^2}{d^2 \cdot \sigma_{p,z} \cdot s \cdot \cos \theta}, \quad (8)$$

Теоретическая оценка времени пропитки для фракции частиц радиуса $R = 15$ мм с удельной поверхностью $s \cong 10^5$ м²/кг, в зависимости от пористости (ε 4÷8%) находится в пределах 2,5÷5 часов, что удовлетворительно согласуется с результатами эксперимента. Уменьшение величины фракции базальтовой руды приводит к уменьшению времени пропитки. Для частиц размером 10 мм и пористостью в пределах 4÷8% время пропитки равно соответственно 10÷20 мин.

Таким образом, в работе произведена теоретическая и экспериментальная оценка времени пропитки образцов как основного технологического параметра процесса выщелачивание меди из базальтовой руды.

Литература

1. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология / В.Ж. Аренс и др. // Учебник для ВУЗов.- Москва «Горная книга», 2010. – 575 с.
2. ГОСТ 26450.1-85
3. Хейфец Л.И., Неймарк А.В. Многофазные процессы в пористых средах. – М.: Химия, 1982. – 320 с.
4. Аэров М.Э., Тодес О.М., Наринский Д.А. Аппараты со стационарным и зернистым слоем. – Л.: Химия, 1979. – 176 с.

К вопросу снижения эксплуатационных затрат при производстве калийных удобрений

Рухля И.Е.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Для получения флотоконцентрата с высоким содержанием калия хлористого черновой концентрат, содержащий после основной флотации 72-77 % KCl , подвергается трехкратной перечистке во флотационных машинах кипящего слоя типа ФКМ-6,3 КС.

На первой перечистке используется трехкамерная машина, на второй и третьей – двухкамерные машины. Работа семи камер перечистных машин требует определенных энергетических затрат. На 1РУ ОАО «Беларуськалий» применили для перечистки черного концентрата пневматическую флотационную машину IMF-35 (рис.1).

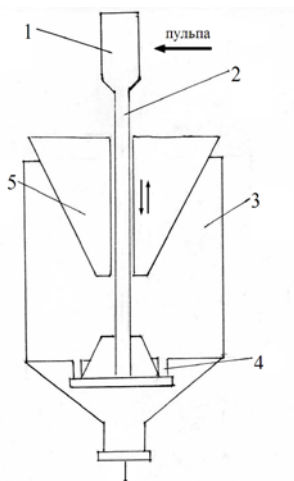


Рис. 1. Схема пневматической флотационной машины IMF-35:
1 – аэратор, 2 – центральная труба, 3 – камера, 4 – эжектор, 5 – конус.

Пульпа подается под давлением в эжекторное аэрационное устройство 1, где происходит засасывание воздуха из окружающей среды, его диспергирование и аэрация пульпы. Аэрированная пульпа через центральную трубу 2 поступает в камеру 3, где установлен дополнительный эжектор 4. Работа эжектора направлена на равно-

мерное распределение азрированной пульпы по всему объему камеры флотации и дополнительную эжекцию несфлотированных частиц калия хлористого с нижней части флоткамеры, чем повышает эффективность флотационного процесса.

Кроме того, расположенный в верхней части камеры перемещающийся конус 5 позволяет регулировать площадь образования пенного продукта, обеспечивая оптимизацию всего процесса.

Применение флотационной машины IMF-35 для обогащения черного концентрата обеспечивает одну стадию перечистной флотации взамен трех, при высокой селективности процесса и снижении эксплуатационных затрат.

Традиционно обезвоживание флотоконцентрата осуществляется двухстадийно. На первой стадии используются барабанные вакуум-фильтры, эксплуатационная надежность работы которых не высока, не высока и их производительность. После второй стадии обезвоживания в центрифугах получаем продукт одного гранулометрического состава.

На 1РУ ОАО «Беларуськалий» для обезвоживания флотоконцентрата впервые применили дисковые вакуум-фильтры SSFE 26/3, которые выгодно отличаются от применяемых в настоящее время.

Дисковый вакуум-фильтр (рис. 2) состоит из трех фильтровальных дисков 1, каждый из которых образуют 30 сегментов 2, снабженных отдельной дренажной трубкой.

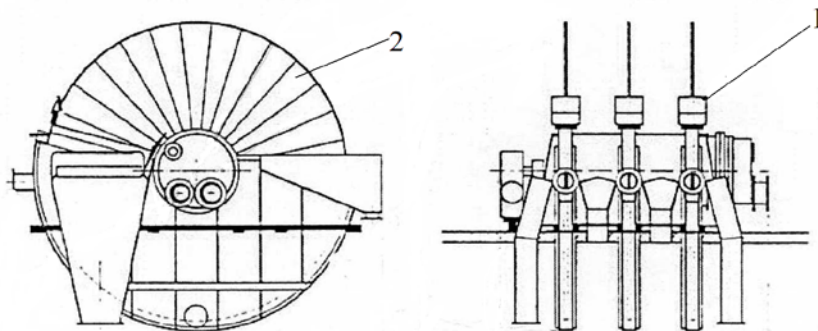


Рис. 2. Схема дискового вакуум-фильтра:

1 — фильтровальные диски,

2 — сегменты, снабженные отдельной дренажной трубкой

Таким образом, каждый сегмент работает автономно и при повреждении фильтрующей поверхности или других неисправностях сегмент может быть заглушен или заменена фильтрующая поверхность только одного сегмента, площадью 1,4 м² при общей площади фильтра 126 м².

Использование таких фильтров обеспечивает производительность до 80 % выше при потреблении электроэнергии на 40 % меньше по сравнению с барабанными вакуум-фильтрами.

Кроме того, при использовании дисковых вакуум-фильтров на обогатительной фабрике применили оригинальную схему гидроклассификации и обезвоживания флотационного концентрата.

Флотационный концентрат подается на гидроклассификацию по классу 0,25 мм в гидроциклон. Пески гидроциклона (более 0,25 мм) направляются на обезвоживание в центрифугу типа SZ-1000/2 и далее на сушку. Слив сгустителей с размером частиц менее 0,25 мм после флотосгущения поступают в дисковый вакуум-фильтр SSFE 26/3 на обезвоживание и с конечной влажностью 8,5 % направляются на сушку.

Таким образом, использование дискового вакуум-фильтра позволило разделить продукт по гранулометрическому составу на два класса, а значит расширить ассортимент выпускаемой продукции без дополнительной классификации и при минимальных на то затратах.

УДК 622.363

Методический подход к выбору реагентов для флотации

Вишневская Е.Ю., Шаститко Т.С.
Солигорский филиал БНТУ, г. Солигорск

В связи с вовлечением в процесс переработки калийных руд с высоким содержанием глинисто-карбонатных шламов или нерастворимого остатка (Н.О.) проблема устранения вредного их влияния на последующую флотацию сильвина превратилась в одну из главных проблем обогащения растворимых солей.

Гидрофобизатором (собирателем) КС1 является амин. Адсорбция амина или закрепление амина на поверхности КС1 значительно осложняется при наличии в пульпе глинистых примесей. При введении амина в пульпу, содержащую КС1 и Н.О., происходит необратимая сорбция аминов на шламах. Содержание 0,3% глинистых шла-

мов в питании флотации уменьшает адсорбцию аминов на КС1 в 3 раза, а содержание 1% полностью подавляет флотационный процесс [1].

Наиболее селективным способом устранения вредного влияния Н.О. является процесс флотации шламов, который, как правило, проводят на конечных стадиях многостадийных схем обесшламливания. Прогресс в области флотации шламов в значительной мере определяется реагентным режимом. Проблема усугубляется также тем, что руды Верхнекамского и Гремячинского (Россия), Старобинского (Белоруссия), Тюбегатанского (Узбекистан) месторождений существенно отличаются по вещественному составу шламов. Из-за отсутствия универсальных и эффективных реагентов широкое распространение этого метода сдерживается. Кроме того, ряд известных реагентов не находят практического применения из-за нежелательных последствий в последующих операциях обогащения.

Оценка эффективности любого способа обесшламливания процесс трудоемкий, требует значительных затрат времени (подготовка руды, обработка продуктов обогащения) и аналитических исследований. Поэтому предлагается системный методический подход к выбору реагентного режима флотации шламов из высокоглинистых сильвинитовых руд.

Методика оценки селективности действия реагента. Как правило, в качестве реагентов, собирателей шламов, применяют поверхностно-активные вещества (ПАВ), молекулы которых состоят из гидрофобной части – углеводородного радикала и гидрофильной части.

Собираясь определенным образом на поверхности раздела жидкость-газ, ПАВ влияют на объем жидкой фазы, увлекаемой пузырьком воздуха в пену, т.е. объем жидкой фазы зависит от концентрации и типа реагента. Пена является своеобразным фильтром, позволяющим отделить только гидрофобные частицы [2]. Поэтому исследование пенообразующих свойств реагентов в присутствии шламов позволяет выявить разницу в поведении реагентов по отношению к шламам. Метод может быть использован не только для сильвинитовых руд, но и для любого минерального сырья.

Суть методики заключается в определении количества жидкой фазы, увлекаемой в пену в заданное время при различных расходах реагента из жидкой фазы, в которой проводят процесс флотации в присутствии исследуемого минерала и без него. Методика позволя-

ет установить поведение реагента в процессе флотации, его оптимальный расход, а также оценить селективность.

Исследования проводят в динамических условиях во флотомашине в присутствии шламов. В приведенных ниже опытах изучали реагенты собиратели шламов, поэтому использовали природную соленосную глину Старобинского месторождения, измельченную до крупности менее 0,25 мм с массовой долей Н.О. 67,96% и КС1 17,74% в основном представленную силикатными минералами (левой шпат, иллит, каолинит и т.п. минералами).

Порядок проведения исследований следующий. В камеру флотомашины заливают определенный объем жидкой фазы (насыщенный по КС1 и NaCl солевой раствор или маточник). Вводят определенное количество реагента и измеряют объем жидкой фазы, увлеченной в пену за определенное время (время флотации). Аналогично выполняют измерения в присутствии определенной навески шламов. Первоначальный объем жидкой фазы и масса навески шламов зависят от используемой в опытах лабораторной флотомашины (достаточный объем флотокамеры 100-150 мл и навеска минерала 4-5 г.). Измеряют объем жидкости, увлеченной в пену без шламов и со шламами при различных расходах реагентов.

Селективность реагентов определяют по показателю (π), который рассчитывают как отношение объема жидкости, увлеченной в пену из системы (солевой раствор – реагент – шламы), к объему жидкости, увлеченной в пену из системы (солевой раствор – реагент). Чем меньше π , тем более селективным является реагент по отношению к шламам, так как делает их поверхность более гидрофобной.

Таким образом, без проведения длительных и трудоемких исследований по подбору реагентного режима флотации шламов, путем проведения флотационных опытов, можно по пенообразованию выбрать наиболее эффективный реагент и его оптимальный расход, затем провести короткую серию флотационных опытов для проверки подтверждения результата.

Графики зависимости показателей селективности от расхода реагентов приведены на рисунке 1. В качестве собирателей шламов исследовали оксиэтилированные ПАВ, содержащие в молекуле группу атомов ($-C_2H_4O$), с количеством оксиэтильных групп 18,20,60,80 отдельно и в сочетании с флокулянтном полиакриламидом (ПАА).

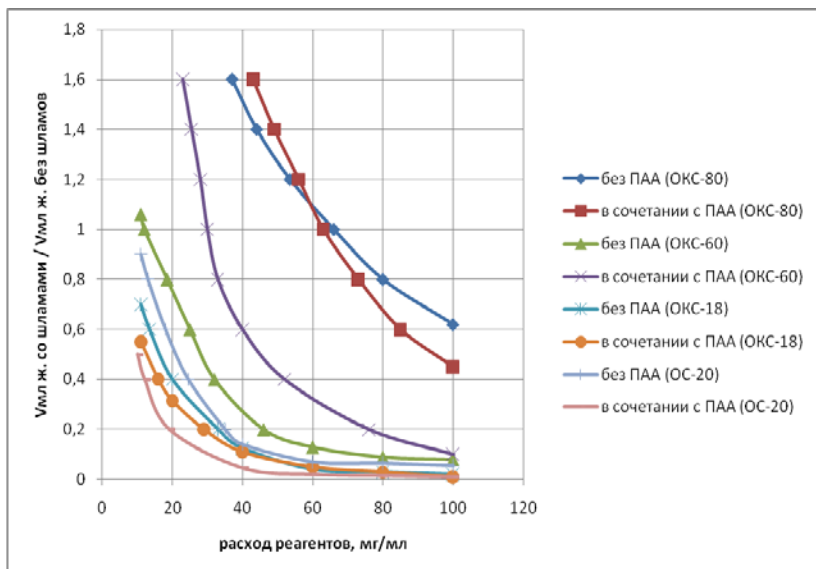


Рис. 1. Зависимость показателя селективности от расхода реагентов

По данным исследований наименьшие значения π при меньших расходах собирателей соответствуют образцам с 18÷20 оксиэтильными группами, кроме того, ПАА способствует повышению их селективности, следовательно, целесообразно подавать их в процесс совместно с флокулянтom.

Эти же реагенты по результатам флотационных опытов позволяют обеспечить основную цель любого способа обесшламливания: достижение максимально возможного извлечения Н.О. (60-72%) при минимальных потерях КСI (2-2,5%) [3,4,5].

Исследование кинетики флотации шламов с применением реагентов монооктадециловый эфир эйкозаэтиленгликоля (ОС-20) [3] и оксиэтилированный олеиновый спирт (ОКС-18) [4] совместно с ПАА показывает, что эти реагенты способствуют повышению скорости флотации в 3,0-3,3 раза, причем меньшие потери КСI обеспечивает ОС-20 [6].

Кроме обеспечения достаточной гидрофобизации шламов собиратель должен давать легко разрушаемую пену, что позволит беспрепятственно перекачивать продукт на последующую стадию сгущения. Осветление маточника в процессе сгущения пенного про-

дукта флотации шламов показало, что сгущение шламов, полученных в результате флотации смесями ПАА с собирателями ОКС-18 и ОС-20 проходит в 1,5-2,0 раза быстрее, чем с одним ПАА и в 4-5 раз быстрее, чем шламов, полученных в результате гидромеханического обесшламливания, сфлокулированных ПАА, при этом практически не требуется дополнительная обработка ПАА [6].

Изучение адсорбции ОКС-18 на глинистых минералах показало, что в насыщенном солевом растворе адсорбция его повышается по сравнению с водным. Адсорбция ОКС-18 на соленосной глине при использовании его совместно с ПАА повышается 30 г/кг до 35 г/кг и приближается количественно к максимально возможной 40 г/кг, т.е. адсорбции на отмытой от солей глине [6].

Таким образом, изучение пенообразования реагентов полностью согласуется с результатами прямых флотационных опытов, а также эффективность реагентов подтверждается результатами адсорбции и осветления маточника. Следовательно, методика оценки флотационной активности реагентов по их пенообразующим свойствам может быть использована как экспресс-метод для выбора селективно действующих реагентов собирателей и вспенивателей.

Для окончательной оценки эффективности обесшламливания важно оценить не только качественный состав обесшламленного продукта, но и наличие «свободных» шламов, не связанных с частицами минералов, крупность которых менее 0,045мм. Связанный с минеральными частицами крупностью более 0,045мм Н.О. подавляется депрессором. Поэтому важно оценить наличие «свободного» Н.О. в продуктах обогащения.

Методика определения «свободного» Н.О. (фракции шламов менее 0,045мм). Пробу продукта(200-400г) необходимо поместить в двухлитровый стакан и залить 1 литром маточника, спокойно перемешать палочкой, через 30 секунд (за это время осядут солевые частицы крупностью более 0,15 мм) слить слой жидкой фазы. Эту операцию повторить три раза. Сливать надо так, чтобы над солевой фракцией оставался слой жидкости примерно 10 мм.

Слитый продукт пропустить через сито 0,045мм. Надрешетный продукт сита объединить с солевой фракцией в стакане и отфильтровать. Подрешетный продукт (объем примерно 3л) обработать 0,25% раствором флокулянта ПАА, чтобы шлам осел и отфильтровать.

Высушить пробы и рассчитать выход фракций более 0,045мм (солевая) и менее 0,045мм (шламовая). Определить массовую долю КС1 и Н.О. во всех продуктах.

В обесшламленном продукте может быть Н.О. только в солевой фракции, т.е. связанное с минеральными частицами Н.О. Если в обесшламленном продукте обнаруживается около 5-10% «свободного» Н.О., то процесс обесшламливания проведен неэффективно. Тогда потребуется увеличивать расход депрессора выше требуемой нормы, однако, при этом довольно низкая вероятность получения сильвинового концентрата хорошего качества.

Результаты исследования по данной методике показывают, что в обесшламленной флотационным способом сильвинитовой руде с применением в качестве реагентов собирательной смеси ОКС-18 с ПАА, либо ОС-20 с ПАА при соотношении реагентов 1:1 и расходе от 2 до 20 г/т руды (расход зависит от содержания Н.О. в исходном питании флотации шламов) «свободное» Н.О. не обнаруживается.

Предлагаемый методический подход к выбору флотационных реагентов позволяет с минимальными затратами выбрать эффективные собиратели и вспениватели. «Методика оценки селективности действия реагента» является экспресс – оценкой в вопросе выбора реагентного режима и может быть использована для выбора собирателей и вспенивателей для любого минерального сырья. «Методика определения «свободного» Н.О. (фракции шламов менее 0,045 мм)» дает возможность оценить практическую эффективность процесса флотации шламов.

Литература:

1. Александрович Х.М. и др. Физикохимия селективной флотации калийных солей. Минск, Наука и техника, 1983, 272с.
2. *Rechers sur pouvoir moussant des reactifs Application a la flottation des ultra-fins.* Formanek V. «Ind miner Ser miner», 1976, №3, с.223-231.
3. Авт. свид. СССР №1132981, кл. В 01D 1/00. Оpubл. 07.01.85. Б.И.№1.
4. Авт. свид. СССР №1238799, кл. В 01D 1/02. Оpubл. 23.06.86. Б.И.№23.
5. Исследование физико-химических особенностей флотации шламов. Шаститко Т.С., Загнибеда Н.И., Волчек С.А., Поляков А.Е. В кн.: «Промышленное освоение Старобинского месторождения калийных солей». Л., 1986, с. 99-106.
6. Применение неионогенных ПАВ при флотационном обесшламливании сильвинитовых руд. Шаститко Т.С., Волчек С.А., Загнибеда Н.И., Поляков А.Е., Корнева Г.К. В сб. «Актуальные вопросы технологии переработки калийных руд. Л., 1988, с.3-7.

**Изменение влажности обезвоженного глинисто-солевого шлама
и смеси обезвоженного глинисто-солевого шлама
с галитовыми отходами от времени**

Шемет С.Ф. (ОАО «Белгорхимпром»), Кологривко А.А. (БНТУ)

В ГНУ «Институт общей и неорганической химии НАН Беларуси», разработана новая технология обезвоживания глинисто-солевых шламов ОАО «Беларуськалий» с использованием полимерных флокулянтов, позволяющая разделить дисперсию глинисто-солевых шламов на жидкую и твердую фазы. Обезвоживание проводится следующим образом.

Суспензию промышленного глинисто-солевого шлама обрабатывают раствором полиакриламидного флокулянта (раствор 0,5 % концентрации на водопроводной воде). К навеске шламов (120-150 г) добавляют различное количество раствора флокулянта. После добавления реагента шлам перемешивают на мешалке при 350 об/мин в течение определенного времени (времени кондиционирования). Для каждой дозировки флокулянта определяют оптимальное время кондиционирования. После обработки флокулянтом суспензия глинисто-солевого шлама из однородной пастообразной массы приобретает «творожистый» вид. Сфлокулированную суспензию подают на обезвоживающее (фильтрующее) оборудование (ленточный фильтр-пресс). После обезвоживания измеряют влажность кека, а также общий объем и мутность жидкости, выделившейся из кека в процессе обезвоживания.

Аналогичным образом обезвоживают глинисто-солевой шлам в промышленных условиях. На стадии перемешивания (кондиционирования) шлама и раствора флокулянта используют специальные промышленные миксеры.

Результаты испытаний показали, что разработанная технология обезвоживания глинисто-солевого шлама позволяет получить продукт с влажностью около 30 %. Обезвоженный продукт имеет физико-химические и механические свойства, позволяющие транспортировать его и складировать совместно с галитовыми отходами.

При разработке технологий складирования обезвоженных шламов очень важно правильно оценить их инженерно-геологические свойства, в частности влажность. Правильное представление об из-

менении влажности отходов обогащения калийного производства имеет существенное практическое значение для планирования развития хвостового хозяйства ОАО «Беларуськалий» и снижения техногенной нагрузки в районе ведения горных работ по складированию калийных отходов.

При определении влажности засоленных грунтов и пород стандартным методом путем высушивания образцов до постоянного веса при температуре 105–107 °С, получается результат, не соответствующий действительности. При высушивании навески шлама из рассола, находящегося в ней, выпаривается вода, а соль выкристаллизовывается в порах грунта, что приводит к изменению плотности и пористости навески и ее весовой влажности, а от этих значений зависит достоверное определение прочностных показателей.

Каждой плотности рассола, находящегося в порах различных солесодержащих грунтов и шламов, соответствует определенная минерализация. Влажность образца, в порах которых содержится рассол с различной минерализацией, определяем стандартным весовым методом, т.е. высушиванием образцов при температуре 105–107 °С до постоянной массы с применением формулы

$$W = \frac{(1 + K) \cdot m_{\text{в}}}{m_{\text{гр}} - K \cdot m_{\text{в}}} \cdot 100\% ;$$

где K – коэффициент, соответствующий определенной плотности и минерализации рассола в естественных условиях (для отходов калийного производства $K = 0,414$);

$m_{\text{гр}}$ – масса скелета грунта, г;

$m_{\text{в}}$ – масса испарившейся воды, г.

Для изучения изменения влажности глинисто-солевого шлама, находящегося на открытом воздухе, был взят образец шлама весом 7,2 кг с влажностью 45,2 %, который поместили в помещение со средней влажностью воздуха $W_{\text{ср}} \approx 30$ % и с температурой $t^{\circ}_{\text{ср}} \approx 22^{\circ}$. Результаты исследований представлены на рисунке 1, из которого следует, что первые 30 дней (особенно в начале наблюдений) влажность образца снижалась достаточно быстро, затем она несколько стабилизировалась и в конце исследований составляла около 10 %.

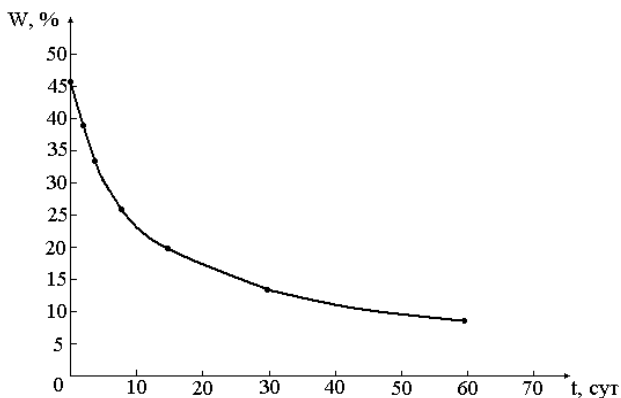


Рис. 1. Зависимость влажности глинисто-солевого шлама от времени, в течение которого он находился на открытом воздухе

Для определения влажности смеси обезвоженного глинисто-солевого шлама и галитовых отходов взяли образец шлама с влажностью 30 % и образец галитовых отходов с влажностью 12 % в отношении 20/80 соответственно и механически перемешали. Один образец поместили в помещение со средней влажностью воздуха $W_{\text{ср}} \approx 30\%$ и с температурой воздуха $t^{\circ}_{\text{ср}} \approx 22^{\circ}$. В течение 60 дней определяли изменение влажности образца в естественных условиях. Результаты исследований представлены на рисунке 2.

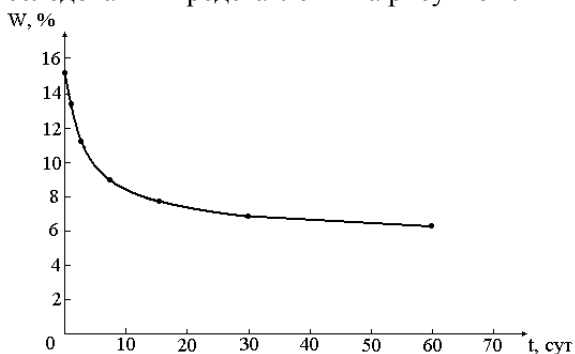


Рис. 2. Зависимость влажности смеси обезвоженных глинисто-солевых шламов ($W \approx 12\%$) при их соотношении в смеси 20/80 соответственно от времени, в течение которого образец смеси находился на открытом воздухе

Изучение изменения влажности обезвоженного глинисто-солевого шлама и смеси обезвоженного глинисто-солевого шлама с галитовыми отходами от времени показывает, что:

влажность глинисто-солевого шлама в течение 30 суток снижается достаточно быстро, затем, несколько стабилизируется и по истечении 60 суток составляет около 10 %;

влажность смеси обезвоженных глинисто-солевых шламов при их соотношении в смеси 20/80 соответственно от времени, в течение 15 суток снижается равномерно, затем, несколько стабилизируется и по истечении 60 суток составляет около 10 %.

УДК 622.02:539.2/.8:622.363.2

Напряженно-деформированное состояние толщи пород при повторной подработке в условиях Старобинского месторождения

Дешковский В.Н., Зольников Н.А.
ОАО «Белгорхимпром», г. Минск

На Старобинском месторождении калийных солей ранее проводились исследования по изучению техногенной трещиноватости в условиях отработки одиночных пластов. Сегодня актуален вопрос влияния порядка отработки калийных пластов в условиях многократных подработок на напряженно-деформированное состояние толщи пород как с точки зрения устойчивости горных выработок, так и развития техногенной трещиноватости вокруг выработок.

С целью изучения геомеханических процессов в толще пород в результате ее повторной подработки выполнен комплекс исследований на руднике Третьего рудоуправления ОАО «Беларуськалий».

Толща пород на исследуемом участке первично подработана лавой № 1 Второго калийного горизонта (гор. -420 м) рудника Третьего рудоуправления с вынимаемой мощностью 2,45 м в 2004 г. На гор. -420 м для проведения исследований в 2009 г. пройдены горные выработки (рисунок): № 1 – под лавой № 1 с потолочиной 3 м; № 2.1 и 2.2 – выше лавы № 1 на 3 и 5 м соответственно. Выработки № 2.1 и 2.2 вскрыли зоны разрыва пород над границей выработанного пространства лавы № 1 [1, 2]. Спустя 6 лет после отработки лавы № 1 при проходке выработки № 2.1 обнаружено большое количество расслоений, секущих трещин, открытых полостей. Зона разрыва слоев расположена на расстоянии 5 м от целика. В то же

время в выработке № 2.2 визуально прослеживается иной характер нарушения подработанной толщи пород. На расстоянии 8 м от целика наблюдается зона изгиба слоев шириной около 3 м с амплитудой смещения слоев 0,9 м.

Повторная подработка массива пород в районе расположения исследовательских выработок № 1, 2.1 и 2.2 гор. -420 м производилась в апреле 2010 г. лавой № 80 нижележащего Третьего калийного горизонта (гор. -620 м) с вынимаемой мощностью 1,2 м. Расстояние между Вторым и Третьим калийными горизонтами составляет 201 м, что существенно меньше расчетной высоты распространения зоны водопроводящих трещин (ЗВТ) над лавой № 80 гор. -620 м ($H_T = 46,1$ м). Расчетная высота ЗВТ над лавой № 1 гор. -420 м в результате первичной подработки массива пород составляет $H_T = 99,1$ м, а в результате повторной подработки – $H_T = 115,8$ м согласно [3].

Оценка напряженного состояния пород выполнялась с использованием приборов неразрушающего контроля [4] в выработке № 1 гор. -420 м. Результаты замеров показали увеличение прочности пород в результате воздействия опорного давления лавы № 80 гор. -620 м и последующее уменьшение данного показателя при подработке выработки № 1 гор. -420 м. Повышенные напряжения в массиве реализовались в качестве деформаций контуров подработанной выработки.

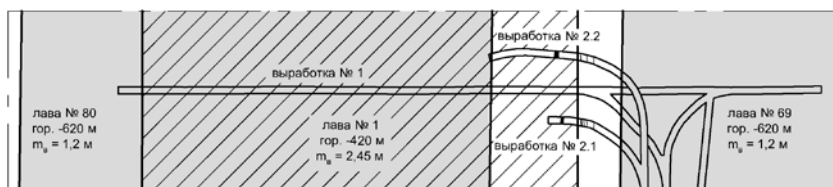


Рисунок. План участка проведения исследований на гор. -420 м рудника ЗРУ

Результаты измерений горизонтальных деформаций I уровня при длине интервалов измерений 3-10 м показали:

- в выработке № 2.1 преобладали горизонтальные деформации сжатия блоков больших геометрических размеров величиной от -0,2 до -0,4 мм/м на границе «зона обрушения – массив»;

- в выработке № 2.2 на интервале от забоя до зоны изгиба слоев преобладали горизонтальные деформации растяжения до +0,2 мм/м;

– горизонтальные деформации растяжения и сжатия в выработках № 2.1 и 2.2 достигнув максимальных значений в период воздействия динамической мульды сдвижения от лавы № 80 гор. -620 м остались неизменными по истечении 1,2 года.

Измерение вертикальных деформаций породных пачек при повторной подработке массива производилось по глубинным реперам, установленным в четырех скважинах на высоту до 24 м в первично подработанном массиве над границей выработанного пространства лавы № 1 гор. -420 м. В активную стадию процесса сдвижения преобладали вертикальные деформации растяжения до +0,5 мм/м на интервале 10 м, что свидетельствует о расслоении пород. В стадию затухания процесса сдвижения преобладали вертикальные деформации сжатия до - 1,4 мм/м на интервале 10 м, что указывает на закрытие имевшихся и вновь образованных горизонтальных трещин, еще большее уплотнение пород в результате повторной подработки массива. Полученные в результате повторной подработки массива пород вертикальные деформации над границей выработанного пространства в 30 раз меньше реализованных при первичной подработке.

Анализ результатов измерений деформаций II порядка (блоков средних геометрических размеров – длиной 1÷3 м) показал:

– в зоне обрушения над границей лавы № 1 гор. -420 м в выработке № 2.1 в результате повторной подработки породные блоки повернулись в сторону выработанного пространства, сместившись в горизонтальной плоскости к целику. Преобладающими являлись деформации сжатия до -13 мм/м, измеренные на интервале 1,3 м.

– натурными наблюдениями установлено незначительное разуплотнение зоны изгиба слоев в активную стадию процесса сдвижения и последовавшее сжатие пород в период затухания процесса сдвижения. Горизонтальные и вертикальные смещения пород при этом составили 1-2 мм. Также зафиксирован поворот породного блока в сторону выработанного пространства лавы № 1 гор. -420 м, расположенного над зоной разрыва пород в исследовательской выработке № 2.1. Результаты замеров свидетельствуют о плавном прогибе пород в зоне локального изгиба слоев в выработке № 2.2 над границей выработанного пространства лавы № 1 гор. -420 м в результате повторной подработки.

Для дополнительной оценки горизонтальных деформаций на берегах зон разрывов и изгиба слоев на стенках выработок № 2.1 и 2.2

оборудованы четыре наблюдательные станции, обеспечивающие повышенную точность измерений ($\pm 0,2$ мм). В течение всего периода наблюдений преобладали горизонтальные деформации сжатия до $-0,8$ мм/м.

Измерение деформаций на берегах отдельных техногенных трещин (деформаций III порядка), расположенных над границей выработанного пространства лавы № 1 гор. -420 м, производилось штангенциркулем на базах $100-200$ мм с точностью $\pm 0,05$ мм. При повторной подработке массива горных пород лавой № 80 гор. -620 м преобладали сжимающие деформации, приводившие к закрытию берегов отдельных техногенных трещин на $0,6-0,9$ мм.

По результатам маркшейдерских измерений в выработке № 1 гор. -420 м на февраль 2011 г получены следующие величины сдвижений и деформаций: оседание 483 мм (96% от ожидаемой величины); наклоны $2,98$ мм/м; кривизна $-1,0 \times 10^{-4}$ 1/м; горизонтальные деформации растяжений на участке «массив - граница лавы № 1» $+0,30$ мм/м; горизонтальные деформации сжатий на участке «граница лавы № 1 - выработанное пространство» $-0,50$ мм/м; максимальное горизонтальное смещение пород относительно опорного репера в краевой части мульды (зона растяжений) составляет $+25$ мм, а над выработанным пространством в зоне сжатия равно -23 мм.

Для более полного изучения геомеханических процессов внутри повторно подрабатываемого массива выполнялось бурение восходящих скважин в первично подработанном массиве над лавой № 1 гор. -420 м.

Изучение проницаемости толщи пород производилось в двух восходящих скважинах глубиной до 130 м, пробуренных из выработки № 1, путем опрессовки изолированных интервалов воздухом под давлением до $0,5$ МПа. Относительная проницаемость массива пород в изолированном интервале оценивалась экспресс-методом по изменению давления сжатого воздуха в течение 30 мин. Результаты исследований свидетельствуют об уменьшении проницаемости массива в результате повторной подработки с течением времени.

Выводы

1) Водопроницающие каналы наибольшей высоты расположены над границами выработанного пространства лав и приурочены к зонам разрывов и прогибов слоев с большой амплитудой.

2) В мульде сдвижения лавы № 80 гор. -620 м внутри повторно подработанного массива, расположенного в зоне разгрузки напряжений, по мере оседания пород развиваются деформации сжатия и трещины расслоения по напластованиям с плавным прогибом слоев.

3) Зафиксированные горизонтальные и вертикальные деформации в интервале 0-24 м над гор. -420 м в результате повторной подработки породного массива лавой № 80 гор. -620 м на порядок меньше, чем реализованные в результате его первичной подработки лавой № 1 гор. -420 м.

4) В условиях Старобинского месторождения, когда мощность толщи пород между разрабатываемыми горизонтами превышает суммарную величину высоты распространения зоны водопродводящих трещин и защитной потолочины 35 м, спустя 6 лет и более после первичной подработки массива пород лавой Второго калийного горизонта в нем наблюдаются незначительные деформации при повторной подработке лавой Третьего калийного горизонта с вынимаемой мощностью 1,2 м.

Литература:

1. Новокшинов, В.Н. Изучение техногенной трещиноватости при разработке Старобинского месторождения калийных солей столбовой системой разработки / В.Н. Новокшинов [и др.] // Горная механика и машиностроение. - 2011. - №3. - С. 29-36.
2. Смыччик, А.Д. Натурные исследования по определению высоты формирования зоны техногенных водопродводящих трещин над разрабатываемыми пластами Старобинского месторождения калийных солей Республики Беларусь / А.Д. Смыччик, И.С. Невельсон, В.Н. Дешковский // Наукові праці УкрНДМІ НАН України, №5 (частина I) / Під заг. ред. А.В. Анциферова. – Донецьк: УкрНДМІ НАН України, 2009. – С. 92-99.
3. Правила по защите рудников от затопления в условиях Старобинского месторождения: согл. Проматомнадзором РБ 11.10.2006г. – Минск, 2006. – 104 с.
4. Зольников, Н.А. Адаптация приборов неразрушающего контроля для изучения свойств массива горных пород в условиях Старобинского месторождения калийных солей / Н.А. Зольников, В.Н. Дешковский, А.В. Варламов // Освоение месторождений минеральных ресурсов и подземное строительство в сложных гидрогеологических условиях: материалы 10- го Международного симпозиума, Белгород, Россия, 25-29 мая 2009 г. / ВИОГЕМ. – Белгород, 2009. – С. 135-140.

Методика физического моделирования условий многократных подработок предохранительной водозащитной потолочины

В.В. Климович, В.Н. Дешковский
ОАО «Белгорхимпром», г. Минск

При отработке свиты пластов массив пород испытывает многократное техногенное воздействие. В связи с возрастающим техногенным воздействием на массив пород по причине вовлечения в отработку большего числа горизонтов актуален вопрос сохранения предохранительной потолочины водозащитных свойств.

С целью изучения возможных последствий многократных подработок выполняется физическое моделирование данного процесса. На первом этапе выполнена отработка методики исследований.

При повторной подработке развитие техногенных трещин происходит в уже нарушенных в результате первичной подработки слоях за счет накопления деформаций. Наихудшим случаем расположения границ выработанных пространств обрабатываемых пластов с точки зрения накопления деформаций является их полное совпадение в плане.

Для изучения механизма разрушения слоев, образования в них секущих трещин проведены лабораторные испытания образцов на изгиб с использованием стандартного оборудования ОАО «Белгорхимпром» и приспособления для испытания породных балок.

В качестве материала для испытаний использованы соляные породы Старобинского месторождения. Основная идея эксперимента заимствована из [1] с некоторой корректировкой программы испытаний и рекомендаций [2]. При этом изучалось влияние многократных приложений нагрузки на прочностные характеристики образцов (эффект Баушингера).

Для проведения экспериментов из монолитов соляных пород выпиливались призматические образцы (балки) квадратного сечения 50×50 мм. Размеры образцов выбирались с учетом структурного состава (зернистости) и других факторов, согласно [2]. Кроме размеров поперечного сечения, на величину прочности пород при изгибе оказывает влияние соотношение длины пролета балки к высоте ее сечения. При испытаниях горных пород на изгиб по трехточечной

схеме рекомендуется это соотношение сохранять в пределах от 3,5 до 10. Расстояние между опорами принято 187 мм, что удовлетворяет [2].

Часть образцов использовалась для определения мгновенных разрушающих характеристик: предела прочности на изгиб ($\sigma_{из}$) и критической деформации (прогиба) в центральной части балки ($h_{из}$).

Кривизну балки K определяем по формуле

$$K = 8 \cdot h_{из} / l^2, \quad (1)$$

где l – расстояние между опорами, м.

Средние значения мгновенных разрушающих характеристик: $\sigma_{из} = 2,36$ МПа, $K = 6,69 \cdot 10^{-5}$. Для полученных данных характерен большой размах значений. В выборке отклонения от средних значений характеристик достигают 35 %.

Программа нагружения балок сформирована исходя из горно-технических условий отработки трех горизонтов Старобинского месторождения (Первого, Второго и Третьего калийных горизонтов) и их влияния на оседание (прогиб в центральной части), кривизну ПВП (рисунок).

Величина прогиба ПВП в центральной ее части в результате отработки горизонта для условий Старобинского месторождения рассчитывалась по формуле, полученной В.Н. Новокшеновым

$$\Delta h = \begin{cases} 0,6m_b \frac{D}{H} - 0,19 & \text{при } \frac{D}{H} < 1,4, \\ 0,84m_b - 0,19 & \text{при } \frac{D}{H} \geq 1,4 \end{cases} \quad (2)$$

где m_b – вынимаемая мощность, м; D – ширина выработанного пространства, м; H – расстояние от обрабатываемого пласта до ПВП, м.

Кривизна ПВП в результате отработки горизонта определялась по формуле (1). По доле влияния отработки Первого, Второго и Третьего калийных горизонтов на кривизну ПВП (55, 36 и 9% соответственно) произведено распределение нагрузок на балку для проведения испытаний. Нагрузка на балку для условий отработки верхнего пласта принята $0,8\sigma_{из}$. Сформированы следующие программы нагружения:

1) нисходящий порядок отработки пластов I гор. → II гор. → III гор. (над границами выработанного пространства): $0,8\sigma_{из} \rightarrow 0,5\sigma_{из} \rightarrow 0,2\sigma_{из} \rightarrow \sigma_{из}$ (поэтапное уменьшение нагрузки на балку);

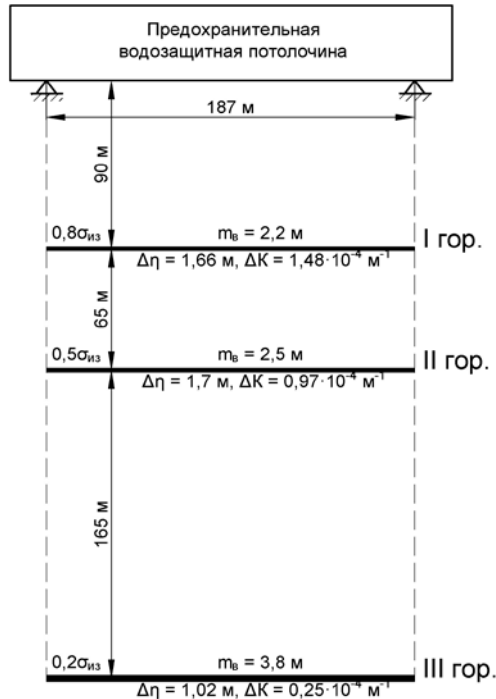


Рисунок. Схема для расчета нагрузок при многократной обработке ПВП

2) нисходящий порядок отработки пластов I гор. → II гор. → III гор. (в зоне полных сдвижений): $+0,8\sigma_{из}$ → $-0,8\sigma_{из}$ → $+0,5\sigma_{из}$ → $-0,5\sigma_{из}$ → $+0,2\sigma_{из}$ → $-0,2\sigma_{из}$ → $\sigma_{из}$ (поэтапное уменьшение знакопеременной нагрузки на балку);

3) восходящий порядок отработки пластов III гор. → II гор. → I гор. (над границами выработанного пространства): $0,2\sigma_{из}$ → $0,5\sigma_{из}$ → $0,8\sigma_{из}$ → $\sigma_{из}$ (поэтапное увеличение нагрузки на балку);

4) восходящий порядок отработки пластов III гор. → II гор. → I гор. (в зоне полных сдвижений): $+0,2\sigma_{из}$ → $-0,2\sigma_{из}$ → $+0,5\sigma_{из}$ → $-0,5\sigma_{из}$ → $+0,8\sigma_{из}$ → $-0,8\sigma_{из}$ → $\sigma_{из}$ (поэтапное увеличение знакопеременной нагрузки на балку);

5) комбинированный порядок отработки пластов II гор. → III гор. → I гор. (над границами выработанного пространства): $0,5\sigma_{из}$ → $0,2\sigma_{из}$ → $0,8\sigma_{из}$ → $\sigma_{из}$ (смешанная нагрузка на балку);

б) комбинированный порядок отработки пластов II гор. → III гор. → I гор. (в зоне полных сдвижений): $+0,5\sigma_{из}$ → $-0,5\sigma_{из}$ → $+0,2\sigma_{из}$ → $-0,2\sigma_{из}$ → $+0,8\sigma_{из}$ → $-0,8\sigma_{из}$ → $\sigma_{из}$ (смешанная знакопеременная нагрузка на балку).

При выполнении пробных экспериментов по изгибу соляных балок с многократным приложением нагрузки весьма затруднительно соблюдение режима нагружения. Фактическая прилагаемая нагрузка в центре балки оценена по разрушающей нагрузке на последнем шаге нагружения. Например, вместо требуемой нагрузки $0,8\sigma_{из}$ фактически приложена $0,55\sigma_{из}$. Погрешность определения мгновенного значения предела прочности соляных балок на изгиб ($\sigma_{из}$) существенно влияет на фактическую программу нагружения. Кроме того из 14 испытаний по программе нагружения 1 преждевременно разрушились 36% образцов, из 19 испытаний по программе нагружения 2 – 53%, из 16 испытаний по программе нагружения 3 – 13%, из 17 испытаний по программе нагружения 4 – 47%. Общее количество преждевременно разрушившихся образцов составило 39%. Тем не менее, результаты экспериментов свидетельствуют об увеличении на 30-40% значений кривизны соляных балок при которых происходит их разрушение, что дает повод для продолжения исследований. Увеличение гибкости соляных балок происходит за счет нарушения части внутренних структурных связей в местах максимальных деформаций. Полученные данные не позволяют в настоящее время сделать однозначный вывод о более безопасном варианте подработки соляной ПВП. Очевидна необходимость проведения экспериментов с использованием эквивалентных материалов для повышения надежности результатов и проверки гипотез.

Использование физического моделирования для оценки состояния ПВП позволит сделать вывод о возможности учета последовательности отработки пластов в методике расчета высоты распространения техногенных водопроводящих трещин [3].

Литература:

1. Гусев, В.Н. Геомеханика техногенных водопроводящих трещин / В.Н. Гусев. – СПб.: СПГИ, 1999. – 156 с.
2. Проскуряков, Н.М. Физико-механические свойства соляных пород / Н.М. Проскуряков [и др.]. – М.: Недра, 1973. – 272 с.
3. Правила по защите рудников от затопления в условиях Старобинского месторождения калийных солей: согл. Проматомнадзором при МЧС РБ 11.10.2006. – 104 с.

**Компьютерные методы оптимизации параметров технологии
отработки участка шахтных полей**

Паливода Э.Н., Шпургалов Ю.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

В данной работе представлена математико-компьютерная модель оптимизации параметров технологии отработки участков шахтных полей Старобинского месторождения на основе разработки алгоритма расчета технико-экономических показателей отработки технологических схем, выборе критерия оптимизации и соответствующих ограничений. Алгоритм численной реализации выбора оптимальных параметров технологии реализован с помощью таблиц EXCEL без разработки специальных программ ЭВМ.

Зачастую параметры (длина лавы, длина панели и др.) технологии отработки участка шахтных полей выбираются с учетом горно-геологических условий залегания полезного ископаемого (мощности полезного ископаемого, расстояния от ствола до краевых границ шахтного поля и др.). Проектируя календарный план отработки шахтного поля необходимо оптимизировать параметры технологических схем, с целью получения наибольшей прибыли, максимального коэффициента извлечения полезного ископаемого при минимальных оседаниях и деформации земной поверхности, а также минимальных затратах на проведение горных работ.

Для оптимизации параметров технологии отработки участка шахтных полей, воспользуемся методом математико-компьютерного моделирования, который заключается в разработке алгоритма вычисления технико-экономических показателей, зависящих от горно-геологических характеристик и выбранных параметров технологической схемы, а также выборе критерия оптимизации и соответствующих ограничений.

Результаты исследования

Согласно сформулированной выше задаче центральным местом её решения представляется разработка алгоритма расчета основных технико-экономических показателей отработки участка шахтного поля в зависимости от горно-геологических характеристик и выбранных параметров отработки технологической схемы.

Основные характеристики обработки участка шахтного поля, в том числе и критерий оптимизации, рассчитываются с использованием электронных таблиц EXCEL. В качестве основных исходных данных для расчетов используется следующее: параметры, характеризующие типовую технологическую схему; типы и количество очистных комплексов; горно-геологические характеристики обрабатываемого участка шахтного поля.

Расчет количества, качества руды из очистных и подготовительных выработок и по панели в целом, коэффициенты извлечения и разубоживания, время обработки панели и другие параметры, также рассчитываются с использованием электронных таблиц, форма которых представлена таблицей 1.

Для расчета содержания КСL и НО в подготовительных выработках, проведенных комплексами ПК-8МА и Урал-10КС используется электронные таблицы в виде таблицы 2.

Для определения качества горной массы (процентного содержания полезного компонента и нерастворимого остатка) при проходке выработок комплексами «ПК 8-МА» и «Урал-10КС» используется электронная таблица 2. Алгоритм ее использования следующий. На первом этапе в таблицу заносятся данные, характеризующие геологическую колонку, соответствующую выработке, для которой мы рассчитываем качество горной массы, в том числе и значение параметра m , характеризующего привязку выработки к слоям полезного ископаемого. Эти данные определяются с использованием математической модели геологического строения месторождения, являющейся доступной для пользователей (папка GEO на сервере локальной сети факультета). Затем программа рассчитывает значение параметра L и заполняет колонку (4) таблицы. Затем, следует по значениям параметра L и соответствующим таблицам для комплексов заполнить колонку 5 таблицы. Далее программа автоматически выдает площади всех слоев S_i и значение содержания полезного компонента и нерастворимого остатка при проведении выработки, соответственно, в колонки 8 и 9 таблицы. Следует обратить внимание на то, что при разработке данной электронной таблицы передоложен и реализован в рамках EXCEL прием, обеспечивающий диалог «пользователь – компьютер». Рассчитанные таким образом значения характеристик горной массы передаются в соответствующие ячейки колонок 8 и 9 таблицы 1.

Таблица 1 – Исходные данные и алгоритм расчета технико-экономических показателей.

Наименование	Количество	Параметры				Объем м ³	Содержание		Горная масса, Q_p
		Сечения, м ²		Длина, м			КС I, %	НО, %	
		Всего	Привязка к слою	Единицы	Общая	Всего			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Горно-подготовительные работы									
Конвейерный штрек лавы	1	8,03	0,19	6000	6000	48180	26,96	10,75	48180
Транспортный штрек лавы	1	12,53			6000	75180	26,64	10,65	75180
Разгрузочный штрек лавы	2	8,03	0,19	6000	6000	48180	26,96	10,75	48180
Вентиляционный штрек лавы	1	8,03			6000	48180	26,96	10,75	48180
Вспомогательная выработка	1	8,03			6000	48180	26,96	10,75	48180
Панельный штрек лавы	1	8,03			6000	48180	26,96	10,75	48180
Итого (с учетом технологических сбоек):						316080	26,91	10,73	316080
Очистные работы									
Лава							34,72	30,33	2506400
Всего по очистным работам:									
Технико-экономические показатели по всей панели									
Количество руды по панели						2822480			
Коэффициент извлечения						0,62			
Разубоживание						9,50 %			
Содержание КСI в горной массе						31,6118 %			
Содержание НО в горной массе						25,0665 %			
Удельный вес добычи, %									
Очистные работы				83	Подготовительные работы 17				
Время на отработку панели T						30 мес			

Таблица 2 - Расчёт качества руды в выработках проведенных ПК-8 и Урал-10КС

КЦИ	НО	Мощность	Значение аргумента		Площадь слоя S_i	Привязка, m	Содержание	
			L	S			КЦИ, %	НО, %
1	2	3	4	5	6	7	8	9
3,19	14,15	1,01	0,82	1,56	1,56	0,19	26,96	10,75
39,51	12,28	0,91	1,73	4,22	2,66			
5,45	14,12	0,51	2,24	5,75	1,53			
43,02	4,38	0,76	3	8,03	2,28			

Аналогично рассчитываются характеристики всех подготовительных выработок (штреков), обозначенных в ячейках колонки 1 таблицы 2. Рассчитанные характеристики заносятся в ячейки колонок 6 – 10. Затем, автоматически в таблице 2 рассчитываются технико-экономические показатели подготовительных работ, очистных работ и по панели, в целом, и заносятся в соответствующие ячейки таблицы.

По значениям параметров, рассчитанным в таблицах, могут быть рассчитаны выбранные нами критерии и ограничения.

В данной работе в качестве критерия выбрана часть затрат (для упрощения выкладок) на добычу руды.

Целевую функцию в этом случае можно записать в виде.

$$Z = \frac{K_1 \cdot Z_{ПВ} + K_2 \cdot Z_{АО} + K_3 \cdot Z_{ЗП} + K_4 \cdot Z_9 + K_5 \cdot Z_{МД} \dots + \dots}{Q_p} \rightarrow \min \quad (1)$$

$Z_{ПВ}$ – затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок, в том числе и выработок призабойного пространства;

$Z_{АО}$ – затраты на амортизационные отчисления и ремонт оборудования; $Z_{ЗП}$ – затраты на заработную плату; Z_9 – затраты на электроэнергию; Z_p – затраты на расходные материалы; $Z_{МД}$ – затраты на монтаж – демонтаж оборудования лавы; $K_1 - K_6$ – весовые коэффициенты, значение которых в этом случае принято равным 1.

Все затраты рассчитываются на период времени, в течении которого будет обрабатываться проектируемый участок шахтного поля.

$Z_{AO}, Z_{3П}, Z_{Э}, Z_P$ (затраты на расходные (вспомогательные) материалы в месяц), также рассчитываются с использованием таблиц EXCEL.

В качестве ограничений выбраны следующие:

$$Q_P \geq A, (2); \quad K_P \geq B, (3); \quad K_{II} \geq C (4)$$

где Q_P, K_P, K_{II} – соответственно количество руды, качество руды, коэффициент извлечения руды, которая будет добыта при отработке запроектированного участка;

A, B, C – постоянные числовые коэффициенты, характеризующие ограничения, значения которых определяются конкретными условиями.

Близкое к оптимальному решение экономико-математической модели, формализованной выражениями (1 –4) может быть найдено исходя из следующих соображений.

Для всех разработанных (допустимых) параметров технологии отработки участка шахтного поля определяются значения Z, Q_P, K_P, K_{II} . Затем из них выбираются те варианты, которые удовлетворяют условиям (2 –4). Из вариантов, удовлетворяющих условиям (2 – 4), выбирается тот вариант, для которого значение критерия Z (определяемое выражением 1) наименьшее.

Вывод. Предложен и численно реализован, без разработки специальных программ для ЭВМ, способ оптимизации параметров технологии отработки участков шахтных полей для условий Старобинского месторождения.

Литература

Шпургалов, Ю.А. Компьютерное моделирование принятия решений в производственных задачах: монография / Ю.А. Шпургалов. – Минск: БНТУ. - 2009 г. – 217с.

О возможности сопровождения очистных забоев лав специалистами АСУ рудников с применением аппаратуры автоматизированного контроля горного давления (КоДаК)

Леонов А.В., Мисников В.А.
Солигорский филиал БНТУ

В 2000 г. специалистами АСУ рудника 1РУ (при участии ОАО «Белгорхимпром») создана автоматизированная система контроля горного давления забойной гидрокрепи (ТСК-ОК), которая представляла собой программно-аппаратные микропроцессорные средства с датчиками давления. В результате совершенствования методики и алгоритма прогноза, алгоритмов передачи, фильтрации данных была создана АСУ контроля давления кровли (КоДаК) [1]. В КоДаК использованы технические средства ТСК-ОК. С 2005 г. КоДаК была внедрена в лавах всех рудников объединения. С помощью системы КоДаК осуществляется геомеханическое сопровождение лав специалистами АСУ рудника 1 РУ с привлечением научно-исследовательских организаций.

Так за время всех исследований горного давления в очистных забоях нижних слоевых лав с использованием КоДаК обычно выявляются следующие показатели.

1) Устанавливается шаг обрушения основной кровли, что показано на рисунке 1.

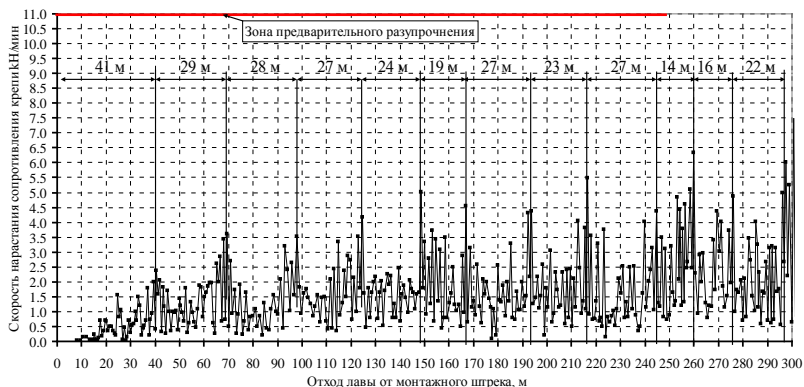


Рис. 1. Изменение средней скорости нарастания сопротивления крепи по длине столба

2) Исследуется характер изменения скорости нарастания сопротивления крепи по длине лавы (см. рисунок 2) и по длине выемочного столба за весь период наблюдений. Выявляются участки с наиболее высокими максимальными и средними нагрузками на крепь.

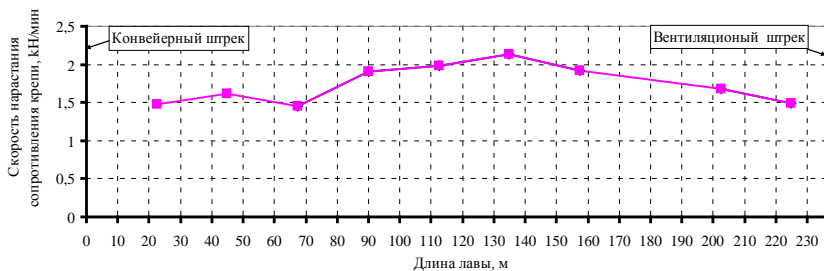


Рис. 2. Характер изменения средней скорости нарастания сопротивления забойной крепи в очистных циклах по длине лавы

3) Определяется характер взаимодействия забойной крепи с боковыми породами, он проиллюстрирован на гистограмме, приведенной на рисунке 3.

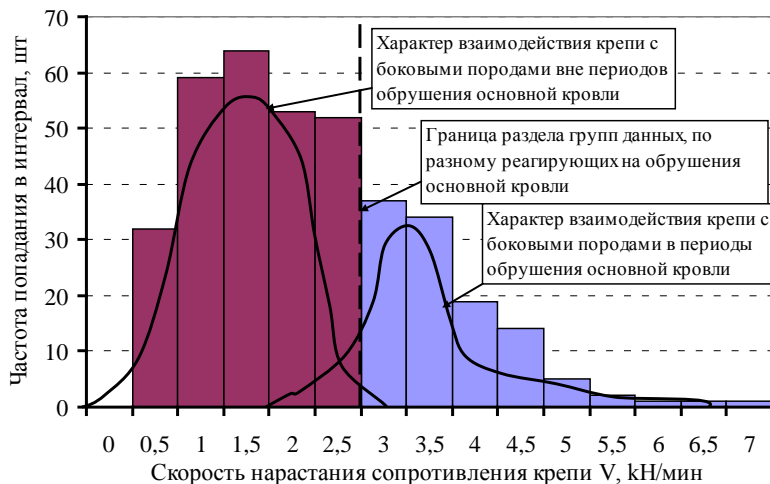


Рис. 3. Гистограмма распределения скорости нарастания сопротивления секции крепи при отработке столба

4) Анализируется характер нагружения забойной крепи в очистных циклах при ее передвижке по стандартной схеме – впереди комбайна и по измененной – позади комбайна.

5) Строятся карты пригрузки основной кровли в очистных циклах лавы.

Анализируя карты пригрузки можем говорить об особенностях изменения скорости нарастания давления вдоль выемочного столба.

6) Исследуется влияние возрастания скорости подвигания очистного забоя на изменение величины минимальной и средней скорости нарастания сопротивления крепи.

7) Исследуется поведение крепи на участках с разупрочнением пород основной кровли.

Цель данной работы заключалась в проверке возможности самостоятельного сопровождения лав специалистами рудников. Для этого в течении 3-х месяцев проводилось наблюдение за характером взаимодействия боковых пород с гидрокрепью нижней слоевой лавы № 9а-2 горизонта – 670 м рудника 4 РУ. В результате проделанной работы были получены приведенные выше показатели для этой лавы, на основании чего сделаны следующие выводы:

1. Установлено, что для проведения анализа данных по методике научно-исследовательского института ОАО «Белгорхимпром» требуется собрать и обработать достаточно много первичных данных. К сожалению доступ к архивам, средствам обработки и анализа данных у работников АСУ рудников отсутствует. А обработка данных ручным способом достаточно трудоемка. Поэтому возникает необходимость совершенствования программной части аппаратуры КоДаК.

2. Каждый очистной забой на рудниках ОАО «Беларуськалий» представляет собой уникальную систему «механизованная крепь – боковые породы», которая характеризуется своим набором геологических, горнотехнических, конструкционно-силовых и других показателей. Поэтому единого критерия опасности проявлений горного давления для всех очистных забоев – нет.

3. На рудниках и в научно-исследовательских организациях не ведется целенаправленной постоянной работы по анализу результатов мониторинга работы забойных крепей, систематизации уже собранного материала – нет. Учитывая, что каждый очистной забой уникален, то для обеспечения наибольшей безопасности необходимо создавать группы постоянного мониторинга характера взаимодействия бо-

ковых пород с крепью лав. А результатом этих групп станет собрание и систематизация материала по проявлению горного давления на Старобинском месторождении.

4. Ограничения по количеству подключаемых датчиков давления (10 штук), заложенные в системе КоДаК подталкивают к разработке новой, более приспособленной системы для исследований и мониторинга горного давления.

Такой системой может стать аппаратура МОПС, которая имеет ряд преимуществ по сравнению с аппаратурой КоДаК:

- возможность установки в лаве до 30 датчиков давления;
- высокое качество получаемых данных и отсутствие необходимости их сглаживания;
- возможность быстрого монтажа, настройки, модернизации, обслуживания системы, ее демонтажа без остановки лавы;
- возможность сбора и архивации данных на съемный носитель памяти.

5. Выяснено, что велико влияние человеческого фактора как на опасные проявления горного давления, так и на их профилактику. А именно:

- нарушается технология очистного цикла;
- несвоевременно проводится ремонт, замена сломанных элементов гидрокрепей;
- проводится некачественный осмотр, несвоевременные ремонт обрывов и замена кабелей КоДаК;
- неадекватное поведение во время сигнализации КоДаК, связанное с низкой достоверностью прогноза опасного проявления горного давления;
- нежелание выяснять причины прогноза опасного проявления горного давления;
- не всегда удается поддерживать необходимую скорость подвигания забоя, что снижает эффективность управления кровлей [2].

Во многом это объясняется низким уровнем организации работ. Сказывается сложность аппаратной и программной части КоДаК, отсутствие некоторого производственного опыта, знания ситуации в лавах, умения работать с трендами диаграмм, графиками функций.

От некоторых недостатков необходимо избавляться, совершенствуя КоДаК, привлекая к анализу результатов мониторинга службы, отвечающие за техническое состояние гидрокрепи. Для более качественного анализа необходимо увеличение количества датчиков в ла-

ве. Для облегчения процесса визуализации и анализа обстановки требуется разработка специального программного обеспечения.

Литература

1. Гавриков А.А., Курчевский А.Н., Хаустович О.Э. Опыт, некоторые результаты эксплуатации и перспектива развития автоматизированной системы управления и контроля горного давления в очистных забоях //Горная механика. – 2005. -№2. – С.19-26.
2. Гавриков А.А., Курчевский А.Н. Анализ процесса формирования норного давления в лавах Старобинского месторождения, новая технология управления подвиганием лав и кровлей// Горная механика.-2006. -№3 – С.59-66.

УДК 622.363

Механизмы формирования опорного давления лав калийных рудников

Леонов А.В., Мисников В.А.
Солигорский филиал БНТУ

Из литературных источников [1], а также из результатов исследований проявления горного давления в лавах калийных рудников Старобинского месторождения известно, что размер зоны опорного давления лавы, а также интенсивность проявления в ее забое горного давления зависит от скорости подвигания лавы. При набранном пролете отработки увеличение скорости подвигания лавы может способствовать росту пригрузки крепи (рис. 1).

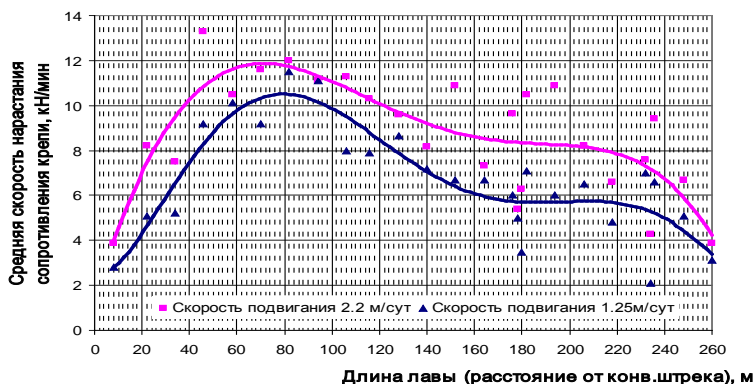


Рис. 1. Изменение средней скорости нарастания сопротивления крепи по длине лавы 9а-1 рудника 4 РУ в зависимости от скорости ее подвигания

Одним из объяснений этого явления является теория кинематики. Согласно ей в нетронутом массиве породы находятся в состоянии напряженного равновесия. При проведении горных работ происходит перераспределение сил в массиве. Появляются зоны опорного давления, в которых увеличивается значение давления, т.е. породы находят новую точку опоры и пытаются опять прийти в состояние равновесия. Так, впереди длинных очистных забоев появляется опорное давление, величина которого зависит от скорости подвигания забоя. Чем выше скорость подвигания, тем выше величина и зона опорного давления. После каждого очистного цикла возникает остаток потенциала энергии упругого последействия одного цикла [1]. Часть остатка потенциала оказывает влияние на опорное давление очередного цикла, другая часть приводит к пучению почвы позади лавы. При постоянном движении лавы происходит рост суммарного потенциала остатков, а, следовательно, увеличивается величина опорного давления внутри массива. В случае остановки лавы происходят реологические процессы в зоне опорного давления, остаток потенциала энергии уменьшается, как следствие уменьшается величина опорного давления. Данные явления также наблюдаются и на Старобинском месторождении калийных солей. Однако данный подход не объясняет причины увеличения пригрузок на крепь при замедлении подвигания лавы, и даже при ее остановке. Кроме энергетического объяснения данных явлений, в последнее время в литературе появляются новые формы интерпретации этих процессов. Одной из таких форм является объяснения этих процессов с точки зрения колебания пород, вызванных очистными работами. Согласно [2], вдоль забоя лавы наблюдаются огибающая линия, которая как "волна конвергенции" сопровождает перемещение крепи.

Наши исследования, а также исследования авторов [2] подтверждают возникновение таких волнообразных изменений давления в стойках крепи. Кроме того, волновой характер наблюдаем и вдоль столба лавы, что показано на рис. 2. Из рисунка 2 видно, что тренды скоростей нарастания сопротивления одной из секций забойной крепи при подвигании лавы в двух соседних циклах имеют как возрастающий, так и ниспадающий характер. Аналогичный характер имеет средняя величина скорости для группы из 7 – 15 циклов. Эти колебания имеют волнообразный вид. Считается,

что максимумы единичных колебаний связаны с моментами, предшествующими обрушению непосредственной кровли, а максимумы средних колебаний соответствуют моментам вторичных осадок основной кровли. Однако ожидаемого резкого спада пригрузок после вторичных осадок не происходит, что, очевидно, вызвано взаимодействием непосредственной и основной кровли: в момент максимального нарастания консоли основной кровли непосредственная кровля может обрушаться быстрее, и наоборот. Есть очистные циклы, в которых обрушение основной и непосредственной кровли происходит одновременно, в таких случаях пригрузка на крепь максимальна.

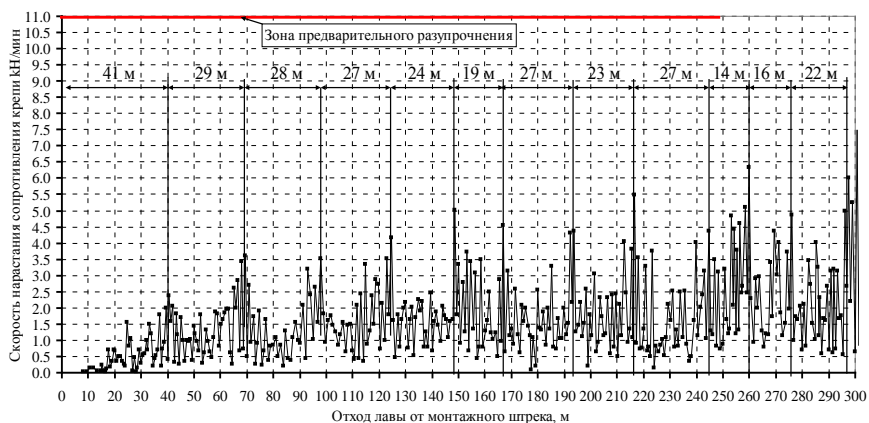


Рис. 2. Изменение средней скорости нарастания сопротивления крепи по длине столба

Если учесть волновой характер происходящих процессов, то можно говорить о том, что в зоне опорного давления возникают затухающие колебания, которые поддерживаются энергией последствия очистных циклов. А раз существуют колебания, то могут возникать и резонансы. На взгляд авторов работы, внезапные обрушения кровли происходят в результате резонанса колебаний. В пользу этой гипотезы говорит и то, что одним из мероприятий при возникновении опасного обрушения является изменение скорости подвигания лавы [3], т.е., согласно нашей гипотезе, изменение частоты колебаний.

Для опровержения либо подтверждения нашей гипотезы необходимы дополнительные исследования горного давления на Старобинском месторождении.

Литература

1. Дудукалов В. П. Механизмы влияния скорости периодического подвигания лавы на проявления опорного давления и пучения почвы // Уголь. - 2008. - №10. - С. 3-5.
2. Ройтер М., Курфюрст В., Майрхофер К., Векслер Ю. Волнообразное распределение горного давления вдоль забоя лавы // ФТПРПИ. -2009. - № 2. -С.38-44.
3. Гавриков А.А., Курчевский А.Н. Анализ процесса формирования норного давления в лавах Старобинского месторождения, новая технология управления продвижением лав и кровлей// Горная механика.-2006. -№3 – С.59-66.

УДК 622.363

Уменьшение влияния горных работ на земную поверхность путём оптимизации межпанельного целика при столбовой системе разработки

Вишневский А.Г.

Солигорский филиал БНТУ, г. Солигорск

При ведении горных работ на Старобинском месторождении калийных солей происходят сдвиги и деформации земной поверхности. Эти факторы отражаются неблагоприятно на зданиях, сооружениях и природных объектах, попадающих в зону влияния горных работ. Все здания и сооружения (промышленные, гражданские, наземные и подземные), а также природные объекты (водоёмы, лесные и сельскохозяйугодья), расположенные на территориях действующих и строящихся калийных рудников, подлежат обязательной охране от вредного влияния горных работ, нарушающего безопасность и эффективность их эксплуатации. Согласно ст. 60, п. 1. Кодекса РБ «О недрах»: «...недропользователи, осуществляющие разработку месторождений полезных ископаемых, должны иметь геолого-маркшейдерскую службу, осуществляющую геологическое и маркшейдерское обеспечение горных работ, включающее в себя: (п.1.5) своевременную разработку и реализацию мероприятий по охране зданий и сооружений, расположенных в зоне проведения горных работ от их вредного воздействия».

Результаты исследований

В случае, когда ширина целика между лавами составляет менее 10% от глубины его залегания, расчёт оседаний и горизонтальных

сдвижений в суммарной мульде на земной поверхности от нескольких отработанных ранее выработок производится также, как от одной выработки суммарного размера.

Было сделано предположение о том, что если выполнить расчёт ожидаемых (вероятных) горизонтальных сдвижений при отработке столба лавы с разной шириной межпанельного целика, то будет возможность проследить зависимость между ними см. табл.1

Расчёты выполнялись в программном продукте Map manager 6.0 deform, в котором учтены все особенности разработки Старобинского месторождения. Значения угловых параметров мульды сдвижения: граничный угол -60° , угол полных сдвижений -55° , угол максимального оседания -90° , граничный угол в наносах -45° .

Таблица 1. Расчётные горизонтальные сдвижения

Ширина целика, м	0	8	20	47	74	167	240	320
Горизонтальные сдвижения, мм/м	0,259	0,266	0,287	0,371	0,422	0,538	0,269	0

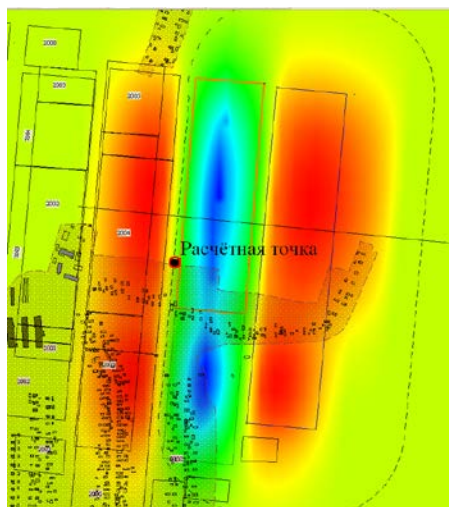


Рис. 1. Поле деформаций по направлению главной оси x

Расчёт выполнен для конкретных горно-технических условий. Он показывает, что ширина целика влияет на процесс сдвижения, и значения этой зависимости можно проследить в таблице 1.



Рис. 2. Графики ожидаемых деформаций (красная линия – оседание, фиолетовая линия – горизонтальные деформации)
 Параметры системы разработки: - 3 калийный горизонт;
 - II-III сильвинитовый слой. - глубина разработки - 555м
 - вынимаемая мощность - 2,1м; - коэффициент извлечения – 1.

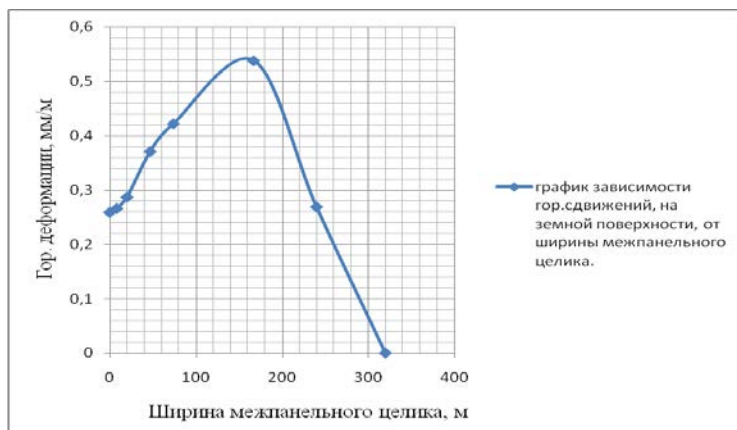


Рис. 3. График зависимости горизонтальных сдвижений на земной поверхности от ширины межпанельного целика

Применение бесцеликовой схемы отработки панелей ведет к равномерному протеканию процесса сдвижения, что, в свою очередь, благотворно влияет на подрабатываемую поверхность, обеспечивая более «плавное» оседание и уменьшение горизонтальных

нагрузок на объекты подработки, находящиеся непосредственно над междулавным целиком.

Литература:

1. Кодекс Республики Беларусь «О недрах» от 14 июля 2008 г. №406-3
2. Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок в условиях Старобинского месторождения калийных солей. ОАО «Белгохимпром», Солигорск-Минск 2001 г.
3. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. ОАО «Белгохимпром», ЧУП «Институт горного дела» Солигорск-Минск, 2010.
4. Инструкция по наблюдениям за сдвижением земной поверхности и за подрабатываемыми зданиями и сооружениями на Старобинском месторождении калийных солей. ОАО «Белгохимпром», Минск, 2007.

УДК 622.73: 621.926.: 622.75

Совершенствование процессов добычи и переработки полезных ископаемых

Плескунова Г.В., Хорева С.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Подземная добыча сильвинитовой руды на Старобинском месторождении с 60х годов прошлого столетия и по настоящее время ведется механизированным способом на втором и третьем (частично на первом) промышленных горизонтах на глубинах 400-500 м и 600-800 м соответственно.

В результате горных работ повсеместно на территории четырех шахтных полей наблюдается деформация покрывающей толщи пород и оседание земной поверхности над отработанными горными выработками. Максимальная величина оседания земной поверхности при отработке запасов на этих горизонтах достигает 4,5 м. Оседания земной поверхности на территории Старобинского месторождения, расположенного в равнинной северной части Припятского Полесья с неглубоким залеганием уровня грунтовых вод, приводят к затоплению и заболачиванию отдельных участков шахтных полей, негативному воздействию которых к концу отработки запасов двух горизонтов может быть подвержено до 50 % площади шахтных полей.

Калийные руды является основным сырьем для производства калийных и комплексных удобрений, а также других химических веществ. Калий в основном представлен минералом сильвин (KCl),

породообразующий минерал – галит (NaCl) с примесями карналлита, ангидрита и силикатно-карбонатных материалов.

Переработка калийных руд началась в XIX века в Страсбурге методом термического выщелачивания с последующей кристаллизацией калийных солей из насыщенных солевых растворов (*галургический метод*). Известны также флотационный, гидротермический, гравитационный и электростатические способы обогащения руды.

Среди способов обогащения главное место занимают механический (флотация) и химический (метод галургии). Процесс флотации основан на различной способности поверхностей минералов, входящих в состав обогащаемой руды, смачиваться водой или насыщенными растворами солей. При флотации через пульпу обогащаемой руды продувают пузырьки воздуха. Частицы несмачиваемых минералов прилипают к пузырькам и всплывают на поверхность, с которой удаляются в виде минерализованной пены, а смачиваемые водой частицы опускаются на дно. Таким образом, осуществляется флотационное разделение минеральных составляющих обогащаемой руды. Большинство минералов хорошо смачивается водой, поэтому при обогащении природных руд чаще всего приходится использовать флотационные реагенты. Под воздействием этих реагентов можно направленно изменить смачиваемость поверхности того или иного минерала и таким путем регулировать процесс флотации.

Сущность галургического метода состоит в том, что хлористый калий выщелачивают из сильвинита горячим оборотным щелоком, а оставшийся не выщелоченный калий направляют в отвал. Полученный горячий крепкий щелок проходит очистку от солевого и глинистого шлама путем отстаивания. Из осветленного горячего щелока производят кристаллизацию хлористого калия. Полученные кристаллы хлористого калия отделяют от охлажденного маточного щелока, сушат и выпускают в качестве готовой продукции, а маточный щелок после подогрева возвращают на выщелачивание новых порций хлористого калия.

ОАО «Беларуськалий», один из крупнейших в мире производителей хлористого калия, оказывает негативное воздействие на окружающую среду региона. Добываемая руда имеет относительно невысокое содержание полезного компонента (хлористого калия), в среднем от 20 до 30%. Это определяет и образование значительного количества отходов при обогащении руды. Ежегодно, при суще-

ствующем объеме производства в ОАО «Беларуськалий», образуется 23-24 млн. тонн галитовых отходов и более 2,5 млн. тонн глинисто-солевых шламов, для складирования которых отведено под солеотвалы и шламохранилища свыше 1,9 тыс. га земель. В настоящее время общее количество складированных в солеотвалах и шламохранилищах отходов превышает 850 млн. тонн.

Отходы калийного производства, образующиеся как при флотационной схеме обогащения (1, 2 и 3 рудоуправления ОАО «Беларуськалий»), так и при галургическом способе переработки (4 рудоуправление ОАО «Беларуськалий»), составляют около 75 % от объема перерабатываемой сильвинитовой руды. Такой объем отходов обусловлен низким содержанием в руде КСl, специфическим геологическим строением продуктивных слоев и несовременным уровнем средств механизации горных работ.

Обогатительные фабрики ОАО «Беларуськалий» располагаются на поверхности. Данное расположение предполагает доставку полезного ископаемого с разрабатываемого горизонта на поверхность вместе с пустой породой содержащийся в необогащенной руде. Необогащенная руда поступает по скиповому стволу в бункер, далее на конвейера, затем она подается в корпус крупного дробления. Крупнодробленая руда конвейерами подается в промежуточный бункер, предназначенный в основном для распределения руды. Из бункера руда питателями разгружается на конвейера, идущие в корпус среднего и мелкого дробления. Перед дробилками установлены грохоты. Дробленая руда поступает по общему конвейеру в бункера главного корпуса, где размещены цехи измельчения и флотации. В главном корпусе кроме оборудования измельчения и флотации расположены большие сгустители для промпродуктов флотации. Концентратная пульпа подается в отделение обезвоживания, после чего продукты обогащения перемещают на склад.

Недостатком данного расположения обогатительной фабрики являются:

- зависимость процесса обогащения от изменяющихся климатических условий на поверхности,
- дополнительные затраты на доставку руды до поверхности,
- нерациональное использование хвостов после обогащения.

Предлагается подземное расположение обогатительной флотационной фабрики, т.е. доставка необогащенной руды осуществляется только до околоствольного двора, где расположены корпуса дробления, измельчения и флотации. Концентратная пульпа после процессов дробления, измельчения и флотации подается к трубопроводу (расположенному в главном стволе) по которому выдается на поверхность. На поверхности расположено отделение обезвоживания, в котором происходит заключительный этап обогащения и готовую продукцию перемещают на склад. Хвосты, полученные в результате обезвоживания, перемещают в бункер пустой породы, а технологическая вода доставляется по трубопроводу в корпус флотации для повторного использования.

Хвосты, полученные в результате основного процесса флотации, по трубопроводу доставляются до обрабатываемого участка, где проходят процесс обезвоживания, и с помощью роторных метателей помещаются в выработанное пространство, а оставшаяся технологическая вода доставляется в корпус флотации для повторного использования.

Применение подземного расположения корпусов обогатительной фабрики обеспечит снижение затрат на транспортировку полезного ископаемого; поможет исключить зависимость процессов обогащения от климатических условий на поверхности; снизит негативное влияния горных работ на окружающую природную среду района.

УДК 622. 23. 054. 54

Исследование процесса погрузки калийной руды на конвейер шнековым исполнительным органом

Прушак В.Я., Конопляник И.А., Конопляник А.В.

ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения
с Опытным производством»

Полнота погрузки калийной руды, разрушенной шнековым рабочим органом, на забойный скребковый конвейер определяется совокупностью режимных и конструктивных параметров, участвующих в этом процессе элементов очистных комбайнов. К важнейшим из них относятся высота погрузки на конвейер, расстояние от разгрузочной торцевой поверхности шнека до желоба конвейера, число заходов, диаметр шнека и частота его вращения.

Практически все современные забойные конвейеры оснащены пассивными зачистными лемехами, не позволяющими уменьшить размеры мертвой зоны между шнеком и желобом конвейера. Если у ранее применявшихся конвейеров без лемеха зазор между шнеком и бортом конвейера принимался минимально возможным (40-70 мм) из конструктивных соображений, то у конвейеров с лемехом это расстояние в 3-4 раза больше, вследствие чего в приконвейерной зоне образуется достаточно большой по размерам поперечного сечения сплошной вал разрушенного материала. Образующаяся буферная зона под воздействием лопастей в зоне работы шнека приводится в движение, сопровождающееся уплотнением материала, его дополнительным измельчением и обратной циркуляцией в зону работы шнека. Схема, поясняющая этот процесс, показана на рисунке.

Анализ процесса погрузки материала на конвейер.

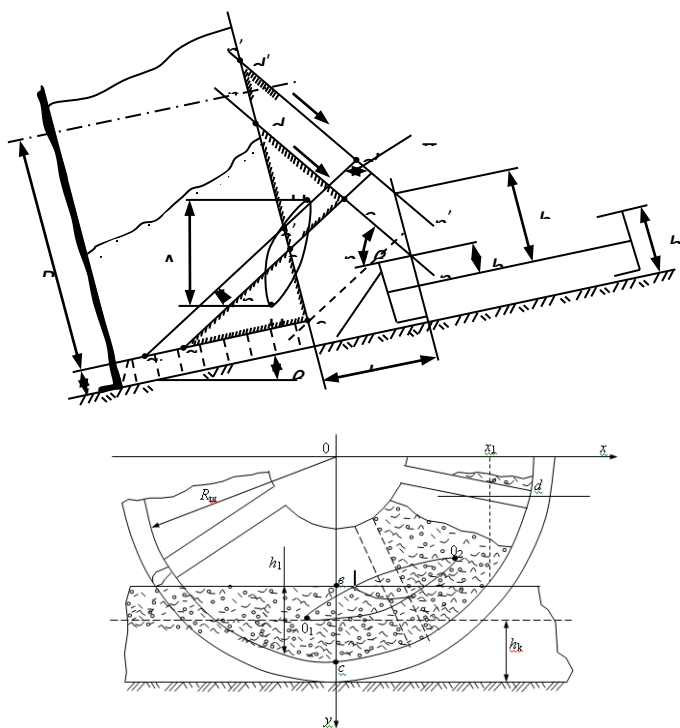


Рис. Схема циркуляции разрушенной калийной руды в приконвейерной зоне

На схеме показан общий случай погрузки материала при наличии бокового крена под углом β . После прохода зоны погрузки очередной лопастью шнека верхняя теоретическая граница разрушенного материала определяется углом его естественного откоса ρ и высотой бункеризации материала на конвейере h_B . Эта граница проходит по линиям $a' - e' - n'$. Материал, оказавшийся в процессе погрузки выше линии скольжения $n' - n'$, уносится конвейером из зоны погрузки. Вступающая в зону погрузки очередная лопасть подхватывает рассыпавшийся материал в области треугольника $a'b'c$ и вытесняет его вверх и в сторону конвейера. Одновременно происходит погрузка материала, вновь поступившего в шнек из зоны разрушения и располагающегося выше условной линии $a' - b'$.

Объем вновь поступившего материала будет вытеснен выше линии скольжения $n' - n'$ и поступит в желоб конвейера, а материал, оказавшийся в пределах треугольника $b'd'e'$ под действием сил тяжести осыплется и вновь займет форму треугольника $a'b'c$.

При устойчивой работе шнека и конвейера наступает баланс в циркуляции, условие которого без учета уплотнения материала можно отразить как равенство треугольников $a'b'c$ и $b'd'e'$.

Уменьшение высоты бункеризации на конвейере заметно снижает циркулирующий объем. При $h_B = 0$ условие баланса соответствует равенству $\Delta abc = \Delta bde$.

Если подача материала в шнек из зоны разрушения отсутствует, то циркуляция рассматриваемого объема, эквивалентного заштрихованной области, может продолжаться бесконечно долго. Однако вследствие проявления метательной способности лопастей при малой высоте материала в буферной зоне происходит постепенное уменьшение циркулирующего объема до нуля.

Количественная оценка описанного процесса может быть дана как отношение объема циркулирующего материала к объему поступающего в шнек материала из зоны разрушения. Поскольку термин «циркуляция» применительно к шнекам предполагает переброс материала через ступицу, а в данном случае происходит только возврат материала в зону шнека, то удобнее количественную оценку назвать коэффициентом возврата.

Учитывая то обстоятельство, что материал возвращается в шнек столько раз за один оборот, сколько на нем лопастей, то коэффициент возврата можно представить в следующем виде:

$$K_B = \frac{N \cdot W_B}{W_p}, \quad (1)$$

где N – число заходов шнека; W_B – единичный объем, возвращающийся после прохода каждой лопасти; W_p – объем вновь поступившего материала из зоны разрушения за время одного оборота шнека.

Очевидно, что численное значение этого коэффициента может быть от нуля до бесконечности. В частности, если $K_B = 1$, то объем вновь разрушенного материала будет равен объему возвратившегося в шнек материала. $K_B = \infty$ в момент остановки выемочной машины и прекращения подачи материала в шнек.

Единичный объем W_B материала, возвращающегося в зону работы шнека, равен объему клиновидной фигуры, ограниченной цилиндрической поверхностью радиусом $R_{uu} = 0,5D_{uu}$ и двумя плоскостями, одна из которых совпадает с торцевой поверхностью шнека, а другая наклонена к горизонтальной плоскости под углом естественного откоса материала ρ и проходит через верхнюю границу, образованную осыпавшимся материалом по линии $a' - e'$, как показано на рисунке. Объем клиновидной фигуры равен

$$W_B = 2 \int_0^{x_1} F_1 dx, \quad (2)$$

где

$$F_1 = \frac{0,5h_1^2}{\operatorname{tg}(\rho - \beta)} = \frac{0,5}{\operatorname{tg}(\rho - \beta)} \left[\sqrt{R_{uu}^2 - x_1^2} - (R_{uu} - h_{bc})^2 \right];$$

$$x_1 = \sqrt{h_{bc}(2R_{uu} - h_{bc})}.$$

В результате интегрирования получаем:

$$W_B = \frac{1}{\operatorname{tg}(\rho - \beta)} \left\{ \frac{D_{uu}^2}{4} \left[\sqrt{h_{bc}(D_{uu} - h_{bc})} - (0,5D_{uu} - h_{bc}) \operatorname{ar} \sin \frac{\sqrt{h_{bc}(D_{uu} - h_{bc})}}{0,5D_{uu}} \right] - \frac{[h_{bc}(D_{uu} - h_{bc})]^{3/2}}{3} \right\}, \text{ м}^3. \quad (3)$$

Для определения максимальной высоты клиновидной фигуры h_{bc} будем исходить из условия баланса в циркуляции материала, т.е. из равенства площадей

$$F_{\Delta abc} = F_{\Delta bde} \quad (4)$$

В результате решения с использованием размеров, показанных на рисунке, получаем:

$$h_{bc} = \frac{[L_k \operatorname{tg}(\rho + \beta) + h_k + h_{\sigma} - h_{\text{жс}}](\sqrt{A} - 1)}{A - 1} - l, \text{ м}, \quad (5)$$

где $A = \frac{2 \sin 2\rho}{\sin 2\rho - \sin 2\beta}$.

Здесь L – расстояние между торцевой поверхностью шнека и желобом конвейера, м;

h_k – высота конвейера по верхней полке, м;

h_{σ} – высота зоны бункеризации, м;

$h_{\text{жс}}$ – высота (глубина) желоба конвейера, м;

ρ – угол естественного откоса материала, град.;

β – угол бокового крена забоя, град.;

l – конструктивный вылет режущего инструмента, м.

Таким образом, выходное сечение шнека частично заполнено постоянным по среднему расходу паразитным потоком разрушенного материала вследствие его возврата из буферной зоны с частотой, пропорциональной произведению числа заходов и частоты вращения шнека. С увеличением скорости подачи и ширины захвата его доля в общем балансе потоков снижается.

Литература

1. Пшеничный, И.Д. Влияние формы винтовой поверхности на погрузочную способность шнекового органа / И.Д. Пшеничный, В.В. Модин // Научные основы установления рациональных параметров средств выемки и доставки полезных ископаемых: Сб. науч. тр. – М.: Наука, 1969. – С. 59-69.
2. Айхбаум, Ф. Сравнительные исследования шнеков выемочных комбайнов / Ф. Айхбаум, Г. Бендлмайр // Эссен, ФРГ: Глюкауф. – 1974. - № 23. – С. 17-18.

УДК 622.112(082)

Необходимость усовершенствования роликовых направляющих многоканатных неопрокидных скипов большой грузоподъемности

Гущин Э.П., Таяновский Г.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

В связи с необходимостью выдачи на земную поверхность больших объемов горной массы из-за возрастающих глубин разработки месторождений потребовалось внедрение в практику шахтного подъема металлических полых проводников прямоугольного сечения. Обеспечение необходимой долговечности таких проводников при работе высокоинтенсивных подъемных установок возможно только с применением совершенных направляющих устройств подъемных сосудов. Как за рубежом, так и в Беларуси, на скиповых подъемных установках ОАО “Беларуськалий” нашли широкое применение поддресоренные упругие роликовые направляющие с раздельной подвеской роликов.

Особенностью армировок отечественных стволов в настоящее время является то, что значительное количество из них имеет нарушенную геометрию в силу сдвижения горных пород. Из-за этого проводники имеют достаточно большое количество участков по глубине ствола с местными искривлениями профиля и нарушениями параллельности. В таких условиях известные конструкции направляющих оказались недостаточно эффективными при работе на скоростях свыше 7 м/с и не спасают систему “скип – жесткая армировка” от возникновения непроектного ударного взаимодействия башмаков с проводниками. Необходимость устранения этого явления требует проведения работ по усовершенствованию конструкции направляющих. Особенно это касается интенсивных многоканатных скипов большой грузоподъемности.

Для того чтобы роликовая направляющая принимала на себя достаточное усилие сопротивления при раскатке сосуда в искривленных проводниках, ее амортизатор должен быть точно настроен на максимальное соответствие фактической кинематике колебаний скипа, чтобы поглощать максимальное количество энергии и предотвращать жесткое соударение предохранительного башмака с проводником.

В настоящее время на скипах большой грузоподъемности применяются роликовые направляющие с пружинным амортизатором с резиновой ограничительной вставкой (рис. 1).

Как показывает практика, срок эксплуатации таких роликовых направляющих составляет 2-4 месяца. Лабораторные исследования показали, что данный амортизатор эффективно работает при нагрузке до 6 кН, при этом горизонтальное (максимальное) перемещение ролика составляет примерно 50 мм. Согласно правилам техники безопасности (ПТБ) кинематические зазоры в системе “скип - жесткая армировка” должны находиться в пределах 15-24 мм на одну сторону. Результаты измерений динамических усилий в системе “скип – жесткая армировка” системой АСКА (автоматическая система контроля армировки) показали, что фактические средние нагрузки на армировку со стороны скипа составляют: 28,7 кН – для груженого большегрузного скипа и 10,8 кН – для порожнего скипа. На рисунке 2 приведена осциллограмма боковых ускорений движения большегрузного скипа с применяемыми в настоящее время роликовыми направляющими. Первая половина осциллограммы соответствует движению порожнего скипа вниз, вторая – вверх. Как показали исследования, максимальные нагрузки в системе “скип-жесткая армировка” возникают в боковом направлении.

Исследования показали, что роликовые направляющие, применяемые в настоящее время на большегрузных скипах, работают не эффективно, они не обеспечивают безударного движения скипа по направляющим проводникам.



Рис. 1. Роликовые направляющие с пружинным амортизатором с резиновой ограничительной вставкой

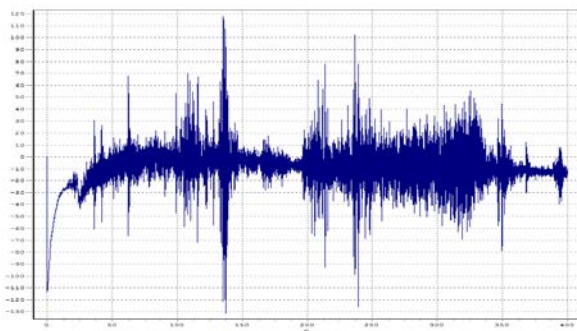


Рис. 2. Оциллограмма боковых ускорений движения большегрузного скипа с применяемыми в настоящее время роликовыми направляющими

Для решения этой проблемы необходимо оценить фактические условия работы направляющих в представительных условиях действующих шахтных стволов. Для снижения нагрузки на армировку и обеспечения плавного безударного движения большегрузных скипов по направляющим необходимо разрабатывать новую конструкцию роликовых направляющих с более совершенными амортизаторами, рассчитанными на нагрузку, определенную в ходе исследований. Новые роликовые направляющие должны быть эффективными в области низкочастотных колебаний и не допускать кратковременные перегрузки в системе “скип – жесткая армировка”. Из-за неровной профилировки проводников, необходимо предусмотреть в конструкции новых роликовых направляющих систему регулировки, для того, чтобы регулировать зазоры в боковом и лобовом направлениях системы “скип – жесткая армировка”.

С целью обоснованного инженерного выбора рациональных схемы установки, конструкции и параметров роликоопор необходимо также проведение исследований на математических моделях движения скипа, с учетом случайного характера неровностей и искривлений проводников, а также массо-геометрических характеристик скипа, жесткостных и диссипативных характеристик роликоопор. При этом механико-математическая модель должна позволять рассчитывать динамические нагрузки в опорах скипа, который участвует одновременно в различных по характеру движениях: лобовом колебании, боковом сносе, продольном подергивании, поперечном вилянии, продольном галопировании и боковой качке.

Взаимодействие базы шагающего отвалообразователя с опорной поверхностью солеотвала

Басалай Г.А., Казаченко Г.В., Ярмолинская А.А., Неверовская Я.Б.
Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Отвалообразователь – полноповоротная горнотранспортная машина на шагающем ходу, предназначенная для перегрузки и складирования в отвал сыпучих материалов. При производстве калийных удобрений они используются чаще всего при складировании отходов обогатительных фабрик. На ОАО «Беларуськалий» применяются два типа отвалообразователей на шагающем ходу: с длиной отвальной консоли 110 м и 75 м.

Машины работают при неблагоприятных горно-геологических условиях. Во-первых, технологические площадки, где работают отвалообразователи, расположены на верхних уровнях солеотвалов, т.е. на значительной высоте по отношению к окружающему рельефу земной поверхности. Это сопровождается существенным воздействием на них ветровых нагрузок, особенно во время дождя или снега, которые могут вызвать потерю устойчивости машины. Во-вторых, отличительной особенностью отвалообразователя является то, что эта машина опирается элементами движителя на насыпной недостаточно уплотненный грунт. В-третьих, исполнительный орган отвалообразователя – ленточный конвейер большой протяженности представляет собой массивную и сложную динамическую систему.

Естественно, что при этих условиях приобретают исключительное значение вопросы долговечности, надежности и устойчивости работы машин. Кроме того, необходимо учитывать, что простои этих машин связаны с большими убытками. Выход из строя одного агрегата вызывает простой всего комплекса машин, занятых на формировании солеотвалов, вплоть до остановки обогатительной фабрики.

При работе отвалообразователя ветровые нагрузки могут существенно изменяться по величине, так и по направлению, что приводит к динамическим колебаниям системы, которые также способствуют потере устойчивости. Анализируя устойчивость отвалообразователя целесообразно рассматривать две ее формы: статическую и динамическую. В настоящей работе рассматривается статическая

устойчивость, под которой понимается устойчивость при действии постоянных нагрузок. Для оценки статической устойчивости, на наш взгляд, рациональнее использовать методику проф. Ф.А. Опейко, основанную на недопустимости работы отвалообразователя с неполным использованием опорной поверхности его базы.

Условие надежной устойчивости будет соблюдаться, когда координаты центра давления машины на опорное основание не выходят за пределы ядра сечения. В противном случае будет использоваться не вся площадь опорной базы, что влечет уменьшение площади опорной поверхности и вызывает существенное перераспределение давления по площади пятна контакта. Следствием этого является увеличение значений давления и прогрессирующий рост деформации опорного основания.

Для шагающих отвалообразователей с опорной базой в виде круглой плиты ядром сечения является круг, радиус ядра сечения которого

$$r_{я} = D/8, \quad (1)$$

где D - диаметр базы, м.

Расчетный радиус центра давления в наихудшем случае (Рис.1), т.е. при действии ветровой нагрузки перпендикулярно продольной оси машины:

$$r_{\partial} = \frac{m \cdot g \cdot x_c + P_{\partial} \cdot h_{\partial}}{P_z}, \quad (2)$$

где m – масса машины, кг; x_c – координата центра тяжести, м; P_{∂} – равнодействующая сил ветрового потока на конструктивные элементы отвалообразователя, Н; h_{∂} – вертикальная координата приложения равнодействующей, м; P_z – реакция со стороны опорного основания, Н.

На основании этих зависимостей, а также определения равнодействующей силы P_{∂} от ветровой нагрузки нами построена диаграмма, отражающая характер статической устойчивости отвалообразователя в зависимости от скорости ветра (Рис. 2).

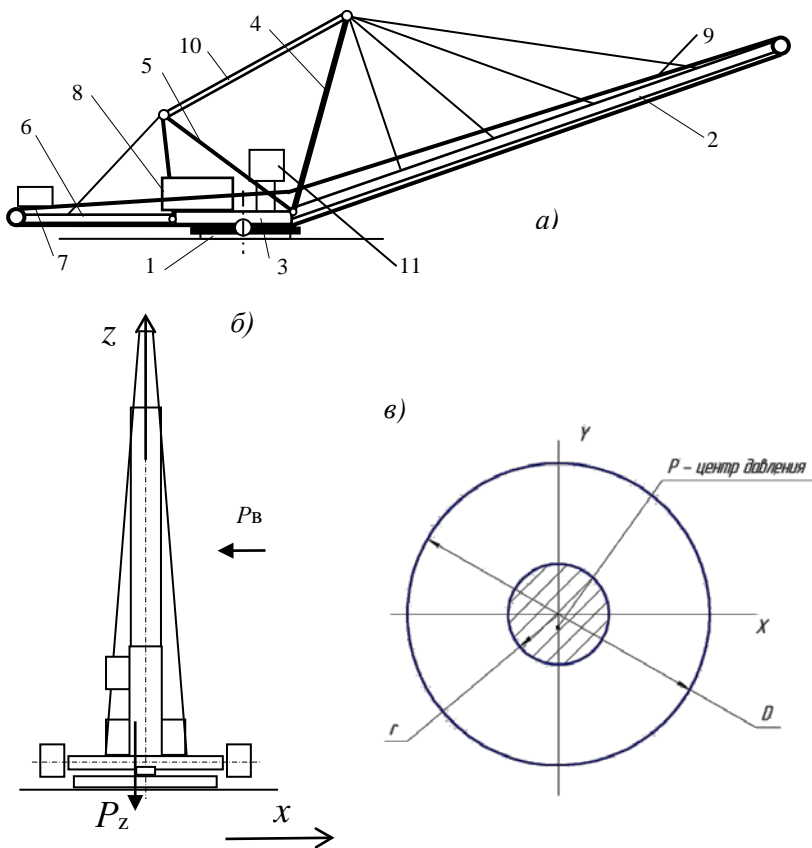


Рис. 1. К анализу статической устойчивости:
 а) – расчетная схема: 1 – база; 2 – стрела, 3 – платформа поворотная,
 4 – пилон, 5 – надстройка, 6 – хвостовая консоль, 7 – бункер,
 8 – привод главный, 9 – конвейер, 11 – кабина;
 б) – положение центра давления, в) – форма и размеры ядра сечения

Учитывая, что по существующим нормам работа отвалообразователя допустима при скорости ветра не более 20 м/с, то можно установить коэффициент запаса устойчивости, принятый при установлении этой нормы:

$$K_3 = v_y / [v], \quad (3)$$

где v_y – расчетная скорость ветрового потока, при которой обеспечивается устойчивость по использованию опорной площади базы; $[v]$ – предельная скорость ветрового потока, при которой допускается работа отвалообразователя по существующим нормативам.

Таким образом $K_3 = 65/20 = 3,25$.

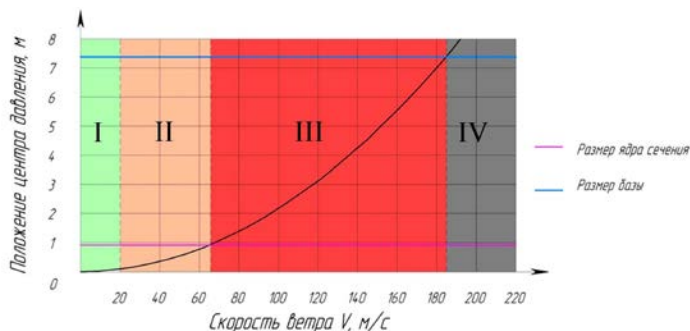


Рис.2. Области статической устойчивости машины в зависимости от скорости ветра:

I – зона устойчивой работы, II – зона допустимой работы,
III – зона потери устойчивости, IV – опрокидывание машины.

Для повышения статической устойчивости есть возможность модернизировать конструкцию базы, не изменяя значительно ее массу. Это можно выполнить за счет кольцевой формы опорной поверхности базы. Преследуя цель сохранить площадь опорного основания одинаковой с круглой базой и не повлиять при этом на конструкцию механизма шагания, можно подобрать оптимальные параметры кольцевой базы: наружный диаметр базы – 7,6 м, а диаметр отверстия - 1,9 м.

Радиус ядра сечения для базы кольцевого профиля определим из условия равновесия нулю давления на ее границе. Это условие для кольцевой базы дает соотношение

$$\frac{4 \cdot P_z}{\pi(D^2 - d^2)} = \frac{32 \cdot P_z \cdot r_{я} \cdot D}{\pi(D^4 - d^4)}, \quad (4)$$

где $r_{я}$ – радиус ядра сечения кольцевой базы;

d – внутренний диаметр базы кольцевого сечения, м.

Разрешая это равенство относительно $r_{я}$ имеем

$$r_{я} = \frac{D^2 + d^2}{8 \cdot D}, \quad (5)$$

Произведя такие же расчеты влияния ветровой нагрузки на положение центра давления, как и в случае обычной базы, построим диаграмму характерных областей устойчивости (Рис.3).

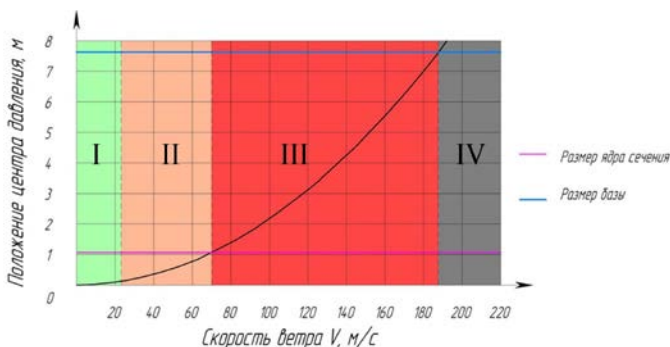


Рис.3. Области условий работы в зависимости от скорости ветра:
 I – зона устойчивой работы, II – зона допустимой работы,
 III – зона потери устойчивости, IV – опрокидывание машины.

Приняв такое же значение коэффициента запаса устойчивости, находим предельное значение скорости ветра, при котором еще допустима работа отвалообразователя. Предельное значение скорости ветра для отвалообразователя с кольцевой формой базы составляет 22 м/с.

Таким образом, кольцевая форма базы отвалообразователя повышает его статическую устойчивость на величину порядка 10 % при коэффициенте запаса 3,25. Величина используемого значения коэффициента запаса вряд ли достаточно обоснована и, на наш взгляд, завышена. Обоснование его значения требует дальнейшего исследования с учетом случайного характера ветровой нагрузки и колебаний системы под ее воздействием.

Литература

1. Волков Д.П., Черкасов В.А. Динамика и прочность многоковшовых экскаваторов и отвалообразователей – М.: Машиностроение, 1969. – 408 с.
2. Казаченко Г.В., Басалай Г.А. Основные параметры одноковшового экскаватора и его устойчивость. / Н-т. ж. «Горная механика», № 4, 2008, с. 87-93.

Моделирование затрат мощности в процессе шнекового бурения

Казаченко Г. В., Нагорский А.В., Басалай Г.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Шнековое бурение является самым производительным видом вращательного бурения мелких скважин глубиной до 50, иногда до 80 м, и диаметром от 60 до 600-800 мм в породах не выше VI категории по 12-бальной шкале буримости (мерзлые плотные глины, галечники, связные песчано-глинистые породы с ледяными прослойками). Этот вид бурения широко применяется для бурения взрывных скважин при сейсморазведке и открытой добыче полезных ископаемых, при инженерно- и гидрогеологических исследованиях, геологической съемке, поисках и картировании, при разведке полезных ископаемых, для бурения строительных скважин и эксплуатационных скважин на воду [1, 2]. Достоинством шнекового бурения, или как его иногда называют “бурения всухую”, является отсутствие необходимости использования промывочной буровой жидкости, обычно применяемой для выноса продуктов бурения из скважины. В связи с этим метод успешно применяется при бурении в безводных районах, в мерзлых породах и в зимнее время. Процесс шнекового бурения включает в себя разрушение породы на забое скважины путем ее взрыхления или резания буровым долотом и одновременное транспортирование продуктов разрушения из скважины шнековым буровым ставом. Буровой став, помимо транспортирования разрыхленной породы к устью скважины, передает от бурового станка к долоту крутящий момент и осевое усилие, необходимые для разрушения породы на забое с определенной механической скоростью проходки скважины. Схема передвижения столба разрыхленной породы в скважине снизу вверх аналогична схеме передвижения гайки в резьбовой паре “винт-гайка”, удерживаемой внешними силами от проворачивания. В результате этого столб породы, проскальзывая относительно вращающейся винтовой поверхности шнека, поднимается ею в осевом направлении вверх к устью скважины. Эффект транспортирования породы винтовым шнеком проявляется только при скорости вращения буровой колонны большем некоторого критического значения, величина которого за-

висит от радиуса и угла подъема направляющей винтовой линии, коэффициентов трения породы о стенку скважины и о винтовую поверхность шнека [2]. Необходимым условием выхода буровой установки в установившийся режим бурения, при котором весь объем выбуренной породы может стабильно успешно транспортироваться шнеком из скважины, является балансовое соответствие производительности шнекового транспортера и производительности долота по объему разрушенной породы с учетом ее разрыхления [3]. При этом производительность шнекового транспортера может быть больше или, в крайнем случае, равна производительности породоразрушающего инструмента. В случае несоответствия транспортных возможностей шнека производительности долота, как это известно из практики бурения, происходит уплотнение породы в межвитковом пространстве и заштыбовка породой шнекового транспортера в виде, так называемых, “буровых сальников” [2]. Ликвидация данного вида осложнения в практическом бурении осуществляется подъемом бурильной колонны над забоем скважины и ее “расхаживанием”, т.е. вращением на максимальных оборотах с целью выклинивания центробежными силами уплотненной породы из шнека.

Выход буровой установки в установившийся режим при выбранных режимных параметрах теоретически возможен только при условии, что затраты мощности на выполнение всех операций проходки скважины не превышают установленную мощность приводов буровой установки. Фактически же, в связи с отсутствием у оператора установки достоверной информации о соблюдении материального баланса в рабочем процессе, бурение является не непрерывным, а прерывистым. Это обусловлено тем, что шнек время от времени приходится освобождать от уплотнившейся в его витках породы. Многократные попытки оператора вывести буровую установку в установившийся режим бурения, сопровождаемые расхаживанием шнекового транспортера с целью освобождения его от уплотнившейся породы в виде “сальников”, приводит к непроизводительным потерям времени и перерасходу энергии, что в итоге снижает общую механическую скорость проходки и коэффициент полезного действия буровой установки в целом.

Из приведенного обзора видна проблема оптимального выбора режимных параметров шнекового бурения, для решение которой

требуется аналитическое исследование его рабочего процесса. Конечной же целью исследования является определение рациональных соотношений между конструктивными и режимными параметрами бурового оборудования, использование которых, на наш взгляд, должно существенно увеличить его производительность при шнековом бурении.

Математическая модель рабочего процесса в аналитическом исследовании должна отвечать условию одновременного соблюдения двух выше указанных балансовых соотношений. Суммарные затраты мощности на привод бурильной колонны в установившемся режиме шнекового бурения, в процессе которого предполагается материальный баланс между выбуренным долотом и удаляемым шнеком из скважины объемом породы, можно представить в виде суммы трех ее составляющих:

$$N = N_1 + N_2 + N_3 , \quad (1)$$

где N_1 – затраты мощности на разрушение породы долотом; N_2 – затраты мощности на вынос породы из скважины; N_3 – затраты мощности на осевую подачу долота на забой. Первая составляющая затрат мощности может быть определена по выражению:

$$N_1 = c_1 \cdot \left(v_n \frac{2 \cdot \pi}{\omega \cdot z} \right)^{c_2} \cdot \pi \cdot R_c^2 \cdot v_n \quad (2)$$

где v_n – скорость осевой подачи бурильной колонны; ω – угловая скорость вращения долота; z – число его режущих лопастей; c_1 и c_2 – параметры, зависящие от свойств разрабатываемой породы и качества резцов.

Вторая составляющая затрат мощности может быть определена:

$$N_2 = M_{mp} \cdot \omega , \quad (3)$$

где $M_{mp} = \sum_1^n M_{mpi}$ – суммарный момент трения транспортирующей части бурильной колонны о породу; M_{mpi} – момент силы трения i -го витка шнека о породу; $n = H/h_g$ – число витков шнека участвующих в транспортировании породы; H – текущее значение глубины

ны скважины; h_6 – шаг направляющей винтовой линии шнека.

Значения момента M_{mpi} изменяются по глубине скважины в связи с изменением физических свойств породы. В общем случае момент M_{mpi} может определяться по формуле

$$M_{mpi} \cdot (h_i) = \frac{2\pi}{3} f_i (p_{vi} + p_{ni}) (R_2^3 - R_1^3) + 2 \cdot \pi \cdot f_i \cdot p_{li} \cdot h_6 \cdot R_1^2, \quad (4)$$

где p_{vi} , p_{ni} , p_{li} – давление воспринимаемое поверхностями одного витка породы соответственно со стороны верхней и нижней винтовых поверхностей лопасти и цилиндрической поверхности става шнека; R_1 – радиус наружной поверхности става шнека; R_2 – больший из радиусов лопасти шнека; f_i – текущее значение коэффициента трения породы о шнек.

Затраты мощности на осевую подачу долота на забой

$$N_3 = P_{oc} \cdot v_n, \quad (5)$$

где P_{oc} – осевое усилие бурового инструмента, необходимое для обеспечения максимально допустимой скорости подачи v_n инструмента на забой.

Это усилие находится из условия равновесия инструмента в вертикальной плоскости

$$P_{oc} = P_n + T_z - (m_u + m_n) \cdot g, \quad (6)$$

где P_n – сопротивление подаче долота на забое скважины; T_z – вертикальная составляющая силы трения породы о стенки скважины; m_u – масса буровой колонны; m_n – текущая масса породы в шнеке.

Осевое усилие подачи можно определить через эквивалентную силу резания и радиус ее приложения [4, 5]

$$P_n = k_n \cdot \frac{2 \cdot e \cdot Q}{\omega \cdot \sqrt{R_2^2 - R_1^2}}, \quad (7)$$

где k_n – коэффициент пропорциональности; e – удельные затраты мощности на единицу объема разбуренной породы; Q – объемная

производительность долота по разбуренной породе.

Вертикальная составляющая силы трения породы о стенки скважины

$$\begin{aligned} T_z &= f_2 \cdot p_2 \cdot 2 \cdot \pi \cdot R_2 \cdot h_i \cdot \sin \gamma = \\ &= 2 \cdot \pi \cdot f_2 \cdot p_2 \cdot R_2 \cdot h_i \frac{\varphi \cdot h_6}{\sqrt{2 \cdot \pi (1 - \varphi)^2 + \varphi^2 \cdot h_6^2}}, \end{aligned} \quad (8)$$

где f_2 – коэффициент трения породы о стенку скважины; φ – коэффициент циркуляции породы; γ – угол наклона скорости скольжения породы.

Сформированные функциональные зависимости по определению затрат мощности в шнековом бурении дают возможность находить для установившегося режима шнекового бурения энергетические, силовые и кинематические параметры рабочего процесса в зависимости от конструктивных и режимных параметров бурового оборудования и физико-механических свойств породы. Основываясь на полученных зависимостях можно разрабатывать методики и алгоритмы расчета оптимальных режимов процесса шнекового бурения. При формировании математической модели рабочего процесса шнекового бурения дополнительно должны быть учтены ограничения, вытекающие из условия соблюдения материального баланса по производительности долота и транспортирующего шнека.

Литература:

1. Шамшев Ф.А. Основы разведочного бурения / Ф.А. Шамшев.- Л.: Недра, 1971. – 196 с.
2. Кардыш В.Г. Бурение неглубоких скважин / В.Г. Кардыш, Б.В. Мурзаков, А.С. Окмянский. – М.: Недра, 1971. – 240 с.
3. Башкатов Д.Н. Вращательное шнековое бурение геологоразведочных скважин / Д.Н. Башкатов, Ю.А. Олоновский.- М.: Недра, 1968. – 192 с.
4. Солод В.И. Горные машины и автоматизированные комплексы / В.И. Солод, В.И. Зайков, К.М. Первов.- М.: Недра, 1981.- 503 с.
5. Казаченко Г.В. Число резцов в линии резания и неравномерность силы резания / Г.В. Казаченко // Горная механика.- 2007. №3. с. 45- 50.

**Кривые течения и фракционный состав
твёрдого сапропелевой суспензии**

Кислов Н.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Возрастающий дефицит природного органического сырья обуславливает необходимость освоения ресурсов сапропелевых отложений в озерах Республики Беларусь. Это связано также с прогрессирующими процессами заиления озёр, что приводит к негативным последствиям сокращения водного баланса озёр и ухудшению качества воды, снижению возможностей рыбоводства и рекреации.

Практика показывает [1, 2, 5] возможность широкого использования сапропелей прежде всего для производства различных видов удобрений и кормовых добавок. Отдельные виды сапропелей используются в медицине, перспективны для приготовления буровых растворов, технологических добавок для производства пористых керамических изделий, керамзита, связующего для получения древесноволокнистых плит и т.д.

Разнообразие условий залегания сапропелевых отложений (в озерах, под торфяной залежью, в старицах рек, искусственных водоемах), широкий диапазон физического состояния залежей (малозольные отложения, минеральные илы, карбонатные отложения), большое различие по размерам площадей и глубин залегания требуют дифференцированного подхода к выбору и применению соответствующих конкретным условиям технологий добычи, транспортирования и обезвоживания сапропелей [1, 3].

В настоящее время нашли применение следующие способы добычи сапропелей: гидромеханизированный в двух вариантах для больших и малых водоемов; грейферный; экскаваторный для извлечения сапропелей, залегающих под торфом; канатно-скреперный. Каждый из этих способов ориентирован на добычу сапропелей с учетом конкретных условий их залегания, химического состава и физико-механических свойств.

Цель настоящего исследования заключалась в оценке влияния реологического фактора на процессы переноса сапропелевой суспензии при ее гидротранспорте, определении напряжений сдвига в зависимости от концентрации смеси и оценке фракционного состава

твердого в пульпе. Эти данные необходимы для определения энергозатрат на гидротранспорт сапропелевой суспензии. Последнее обусловлено тем, что к настоящему времени накоплен достаточный экспериментальный материал и производственный опыт по добыче сапропелей, а также зарубежный опыт по реставрации озер, которые подтверждают перспективность применения гидромеханизованного способа добычи сапропелей [1, 5]. С использованием земснаряда, оборудованного широкозахватным грунтозаборным устройством конфузорного типа, он обеспечивает наиболее полную и упорядоченную выработку залежи без ее взмучивания, в результате чего образуется плавный рельеф дна. Гидромеханизованный способ позволяет получать конечную продукцию, отвечающую техническим требованиям: влага 50 ± 5 %, фракционный состав – содержание фракций сапропеля более 10 мм не превышает 15 %. Технологический процесс – послонный намыв, первичная переработка, хранение в штабелях – увеличивают агрохимический и биологический потенциал удобрений, улучшают свойства добытого сапропеля как сырья для получения других видов продукции [1].

Сапропели характеризуются высокой дисперсностью. Содержание фракций меньше 50 мкм составляет 45-50 %, средневзвешенный размер частиц – 110÷130 мкм. Структура сапропелей обусловлена сложностью и многообразием биологических процессов, протекающих в водоемах, а также микробиологической деятельностью и деструкцией органического вещества. Плотность сапропелей изменяется в пределах 1400÷2700 кг/м³. По величине математического ожидания плотность сапропелей располагается в следующем порядке: органические – 1610 кг/м³; смешанные – 1970 кг/м³; карбонатные – 2060 кг/м³; кремнеземистые – 2240 кг/м³. Сапропели в естественном состоянии обладают высокой пластичностью, липкостью, резко выраженной способностью к усадке при высыхании, незначительной водопроницаемостью [1, 2].

В работах [1, 2] были получены данные для оценки оптимального содержания твердого вещества (концентрации) $\mu_{оп}$ в сапропелевой пульпе от ее зольности A . Оказалось, что при изменении A от 30 до 70 % величина $\mu_{оп}$ увеличивается в пределах 3÷8 %. На практике перекачиваемая пульпа содержит только 50-70 % твердого от оптимальной концентрации. В итоге реально ожидаемая концентрация

μ_p сапропелевой суспензии может составить 2,15-5,40 %. Эксперименты, выполненные на ряде озер, подтвердили эти данные. Так, например, для озера Мотольское концентрация сапропелевой суспензии μ_p составила 4,84 % (в долях единицы $\mu_p = 0,0484$). В общем случае зависимость $\mu_{оп} = f(A)$ при условии, что $\mu_{оп}$ и A выражены в долях единицы, подчиняется закономерности

$$\mu_{оп} = 0,02 + 2,3 \cdot 10^{-3} e^{46A}. \quad (1)$$

При гидротранспорте сапропелевой пульпы в состав измельченной твердой фазы входят компоненты сапропеля, песок и случайные крупные включения. При этом песок в пульпе наличествует как за счет эрозии почв, так и вследствие захвата его заборным устройством земснаряда. Суспензия сапропеля, очищенная от примесей, образует устойчивую коллоидную структуру, проявляющую нелинейновязкопластичные свойства в диапазоне скоростей сдвига, характерных для ее гидротранспорта. Осадок на нижней части трубы состоит из песка и случайных посторонних включений. Эти включения имеют более высокую плотность, чем у компонентов сапропеля и являются более крупными. Используя принцип мультипликативности [2], можно допустить правомерность рассмотрения суспензии из мелких фракций как однородной сплошной дисперсной среды по отношению к крупным фракциям. Тогда на динамику течения будут влиять тонкодисперсные фракции, образующие вместе с водой однородную жидкость относительно большой плотности. Поэтому за несущую среду в таком потоке можно принять тонкодисперсную гидросмесь, а механической примесью в ней будут крупные частицы. Такую гидросмесь можно рассматривать как бы состоящей из «тяжелой» несущей жидкости, перемещающей крупные частицы. Поэтому при анализе течения сапропелевой пульпы представляется целесообразным исследовать реодинамику собственно сапропелевой суспензии. Заметим здесь, что в реальных условиях доля песка по массе при гидротранспорте сапропелевой пульпы не превосходит 7-12 %, то есть объемная доля песка соответствует интервалу концентраций, в котором влиянием крупных тяжелых частиц можно пренебречь [1, 2].

Определение реологических характеристик сапропелевой сус-

пензии было выполнено методом трубной вискозиметрии, который основан на использовании зависимости касательных напряжений τ в потоке от градиента скорости сдвига $\dot{\vartheta}$. Эксперименты были выполнены с сапропелевой суспензией озера Мотольское. Зольность A составляла 67,7 %, содержание собственно сапропеля в суспензии изменялось в пределах $\mu = 1,26 \div 5,08$ %. В качестве примера на рис. 1 приведена кривая течения $\tau = f(\dot{\vartheta})$ сапропелевой суспензии озера Мотольское при $\mu = 4,84$ %.

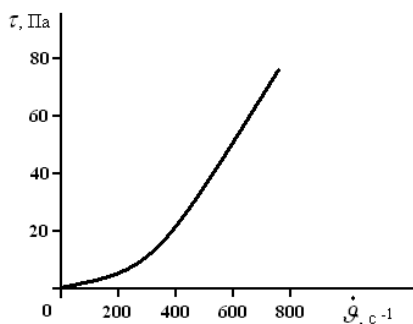


Рис. 1. Кривая течения сапропелевой суспензии при $\mu = 0,0484$ кг/кг

Анализ полученных кривых течения для различных μ показал, что они имеют вид, близкий к степенной зависимости со свободным членом. Это позволяет отнести сапропелевую суспензию к неньютоновской жидкости и ее реологическое состояние описать моделью Балкли-Гершеля

$$\tau = \tau_0 + k \left(\frac{d\vartheta}{dr} \right)^n, \quad (2)$$

где τ – напряжение сдвига; τ_0 – предел текучести (сцепление); $\dot{\vartheta} = d\vartheta/dr$ – градиент скорости сдвига; k – коэффициент, характеризующий разжижение суспензии; n – характеристика отклонения свойств суспензии от ньютоновской жидкости.

Зависимость (2) с учетом концентрации сапропеля в суспензии $\mu = (0,0126 \div 0,0508)$ кг/кг и изменении $\dot{\vartheta}$ от 100 до 800 с⁻¹ имеет вид:

$$\tau = \tau_0 + 4 \cdot 10^{-4} (1 + \mu) \cdot \dot{\vartheta}^{1,8}. \quad (3)$$

При этом предел текучести (сцепление) описывается зависимостью $\tau_0 = \tau_{00} \cdot \exp[\alpha \cdot \mu] = 0,021 \cdot \exp[81 \cdot \mu]$. Тогда окончательно

кривые течения сапропелевой суспензии подчиняются закономерности

$$\tau = 0,021 e^{81\mu} + 4 \cdot 10^{-4} (1 + \mu) \cdot \dot{\gamma}^{1,8}. \quad (4)$$

Коэффициент разжижения сапропелевой суспензии $k = 0,0004$ по мере увеличения ее концентрации μ в пределах $0,0126 \div 0,0508$ кг/кг незначительно влияет на напряжение сдвига τ . При этом величина предела текучести τ_0 с увеличением μ возрастает почти в 22 раза (с 0,06 до 1,30 Па). Следовательно, сапропелевая суспензия в состоянии покоя обладает значительно большим сцеплением, чем несущая среда.

Таким образом, сапропелевая суспензия является неньютоновской жидкостью и проявляет псевдопластические свойства. Реологическое состояние суспензии при $\mu = \text{const}$ описывается моделью (2) Балкли-Гершеля, а также ее модификацией (4), учитывающей концентрацию μ . Зависимость $\tau = f(\dot{\gamma}, \mu)$ необходима для моделирования процесса массопереноса при течении сапропелевой суспензии в системах гидротранспорта и оценки затрат мощности на этот процесс.

При гидротранспорте сапропелевой суспензии по трубам неравномерность распределения концентраций гидросмеси по вертикали характеризуется фракционным составом сапропеля, который является определяющим фактором при оценке его физических свойств и структуры, используется при выборе типа, параметров и режимов работы технологического оборудования и оказывает непосредственное влияние на затраты мощности при транспортировании гидравлическим способом.

С точки зрения математической статистики образец любого измельченного материала можно рассматривать как статистический коллектив, который состоит из членов, варьирующих по размеру d частиц и выходам p отдельных фракций. При обработке опытных данных помимо выходов в процентах к общей массе пробы определяются *суммарные (кумулятивные) выходы* P_i . *Суммарным выходом по плюсу* $P(d)$ называют выход частиц крупнее данного размера. Он получается сложением относительных выходов частиц, размеры которого больше заданного. Если сложить выходы меньше данного размера, то получим *суммарный выход по минусу* $P_T(d)$. Естествен-

но, что $P = 100 - P_1(d)$.

Экспериментальная часть исследования была выполнена на лазерном микроанализаторе «Анализетт -22» фирмы FRIISH (Германия) [2]. В результате были получены графические зависимости суммарных выходов по минусу $P_1(d)$ состава твердого в сапропелевых суспензиях месторождений озер Червоное и Мотольское. При дальнейшей обработке опытных данных оказалось, что суммарные выходы по плюсу P фракций сапропеля в координатах $\lg(\lg 100/P) - \lg d$ спрямляются с изломом в области, соответствующей размерам частиц $d = 25 \div 30$ мкм (рис. 2) [2].

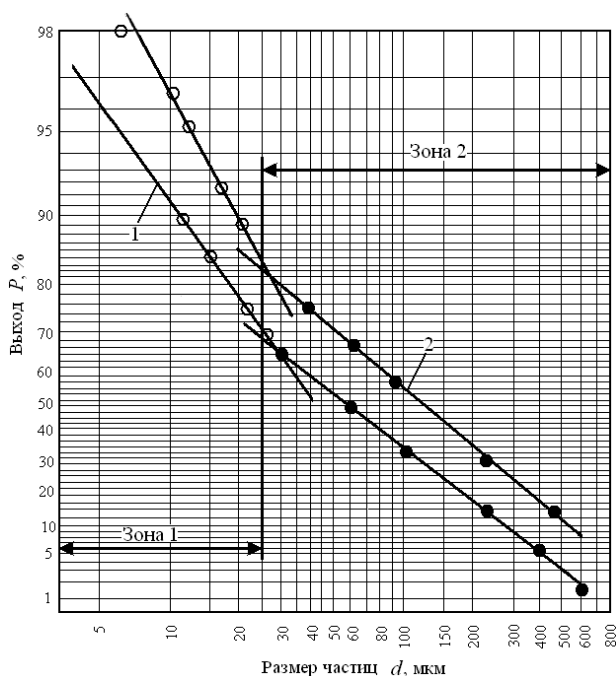


Рис. 2. Зависимость суммарных выходов P по плюсу от размеров d частиц сапропеля озер Мотольское (1) и Червоное (2)

Рассмотрим сначала случай, когда зависимость $P = f(d)$ представляет собой прямую линию в координатах $\lg(\lg 100/P) - \lg d$

практически во всем диапазоне изменения переменных P и d . В этом случае угловой коэффициент n прямой, представляющий собой характеристику неоднородности по размерам частиц их полидисперсной смеси, можно определить практически по двум экспериментальным точкам, которые соответствуют некоторым суммарным выходам по плюсу P_1 и P_2 на ситах с размерами отверстий d_1 и d_2 . Тогда

$$n = \frac{\lg(2 - \lg P_1) - \lg(2 - \lg P_2)}{\lg d_1 - \lg d_2}. \quad (5)$$

В качестве одной из произвольно выбранных на прямой $\lg(2 - \lg P) - \lg d$ точки может быть размер частиц d_k для фиксированного значения P_k . Пусть d_m представляет собой размер частиц d_m , при котором суммарный выход $P_m = 50\%$, т.е. d_m является медианным размером, так как делит всю совокупность фракций полидисперсной смеси поровну. Следовательно, суммарная масса всех частиц с размерами больше d_m равна суммарной массе частиц размером меньше d_m . В этом случае формула (5) принимает вид:

$$n = \frac{\lg(2 - \lg P) - \lg(2 - \lg P_m)}{\lg d - \lg d_m}, \quad (6)$$

где P и d – выбранные на прямой значения суммарных выходов по плюсу в % и соответствующие им размеры частиц в мкм; d_m – медианный средний размер частиц полидисперсной смеси, мкм; $P_m = 50\%$ – суммарный выход частиц, размер которых равен d_m .

После преобразований и потенцирования зависимость (6) принимает вид

$$P = 100 \cdot 2^{-(d/d_m)^n}. \quad (7)$$

Заметим, что параметры n и d_m этой формулы имеют вполне конкретный физический смысл. Они характеризуют соответственно неоднородность полидисперсной смеси частиц по фракциям и ее медианный размер, который в рассматриваемом случае определяется по формуле

$$d_{\Sigma} = d_i \sqrt[n]{\frac{\lg 2}{2 - \lg P_i}} \quad (8)$$

где P_i – величина суммарного выхода по плюсу частиц размером больше d_i .

Формула (7) представляет собой интегральную кривую распределения частиц по фракциям. Продифференцировав ее, получим выражение для дифференциальной кривой распределения

$$P'(d) = \frac{P_i}{\Delta d} = 100 \cdot n d_{\Sigma}^{-n} \cdot d^{n-1} \cdot 2^{-(d/d_{\Sigma})^n} \cdot \ln 2. \quad (9)$$

Максимум на кривой распределения существует при $n > 1$.

С уменьшением n кривая распределения (9) принимает все более пологий вид. Если $n \leq 1$, то максимум в области положительных значений d отсутствует.

Математическая обработка данных, полученных с помощью лазерного микроанализатора «Анализетте-22», показала, что при изменении размеров частиц сапропеля от 10 до 800 мкм (озеро Мотольское) и от 5 до 400 мкм (озеро Червоное) тонкодисперсная составляющая ($\bar{d} = 5-25$ мкм) характеризуется относительной однородностью фракций по их размерам ($n = 1,72$ и $1,92$). При этом расчетные медианные средние $\bar{d}_{\Sigma} = 40$ и 57 мкм. Что же касается фракций с $\bar{d} > 25$ мкм, то их однородность невелика ($n = 0,74$ и $0,89$). Максимум на этих кривых распределения отсутствует, а расчетное медианное среднее \bar{d}_{Σ} соответственно составляет 60 и 132 мкм [2].

Из полученных данных можно заключить, что для мелких фракций сапропеля параметр \bar{d}_{Σ} формулы (7) лежит за пределами изменения их размеров. Поэтому полученные значения \bar{d}_{Σ} не являются условными средними величинами совокупности частиц сапропеля с размерами частиц $\bar{d} = 5-25$ мкм. Значения \bar{d}_{Σ} следует рассматривать в этом случае как эмпирические параметры формулы (7), не имеющие конкретного физического смысла.

Таким образом, предлагаемая зависимость (7) может быть рекомендована для описания суммарных характеристик по плюсу различных измельченных материалов преимущественно в тех случаях,

когда опытные точки располагаются на прямой линии в координатах $\lg(2 - \lg P) - \lg d$ практически во всем диапазоне размеров фракций (от $P = 2-3\%$ до $P = 98-99\%$).

На основании формулы (7), приняв ее за базовую, обобщенную зависимость можно представить в виде

$$P = 100 \cdot K \cdot \left(\frac{d}{d_k}\right)^{n_k}, \quad (10)$$

где K – параметр, соответствующий базовому значению размеров d_k частиц полидисперсной смеси при заданном значении P , находящемся в пределах узкой группы фракций измельченного материала; n_k – параметр неоднородности этой группы фракций.

Универсальность формулы (10) можно подтвердить следующим. Если $P_k = 36,8\%$, то $d_k = d_e$. Тогда при $d = d_e$ $K = 100/36,8 = 2,72 = e$ и формула (10) принимает вид

$$P = 100 \cdot e^{-\left(\frac{d}{d_e}\right)^n}, \quad (11)$$

т.е. является формулой, предложенной Розиным-Раммлером.

В случае $P_k = 50\%$, что соответствует медиане $d_k = d_m$, получается формула (7). При этом $n_k = n$. Параметры n и d_m вычисляются по формулам (5) и (8) или по методу наименьших квадратов.

В общем случае

$$d_k = d_i \sqrt[n]{\frac{\lg K}{2 - \lg P_i}}. \quad (12)$$

Параметры K формулы (10), установленные для условных значений размеров d_k узких групп фракций и соответствующих им суммарных выходов P_k , сведены в табл. 1.

Рассмотрим результаты обработки опытных данных по фракционному составу твердого сапропелевой суспензии (рис. 2). Суммарные выходы фракций по плюсу изображены в координатах $\lg(2 - \lg P) - \lg d$ в виде двух пересекающихся прямых с разными угловыми коэффициентами n , т.е. неоднородность различных размерных групп неодинакова, причем мелкие фракции более одно-

родны по своему составу, чем крупные. Разделим фракционный состав сапропеля по размерам частиц на две зоны (рис. 2) и выполним обработку этих данных с целью получения зависимостей $P = f(d)$ в виде (10) для каждой из этих зон. Как уже отмечалось для зоны 1 (рис. 2) с размерами частиц $d = 5-25$ мкм параметр n для сапропеля озера Мотольское составляет 1,72 и для озера Червоное 1,92, а общие суммарные выходы P по плюсу соответственно $68,2 \div 92,9$ и $86,5 \div 99,2$ [2]. Пусть для зоны 1 (рис. 2) размер частиц $d_k = 15$ мкм, т.е. располагается примерно в середине группы фракций с $d = 5-25$ мкм. Тогда согласно табл. 1 и рис. 2 (зона 1) формула (10) для сапропелей озер Мотольское и Червоное соответственно принимает вид:

$$P = 100 \cdot 1,18^{-(d/15)^{1,72}} \quad \text{и} \quad P = 100 \cdot 1,05^{-(d/15)^{1,92}}. \quad (13)$$

Таблица 1 – Значения параметров K и d_k формулы (10) в зависимости от величины суммарного выхода по плюсу P_k , определяющего диапазон интервала размеров узкой группы фракций

$P_k, \%$	5	10	15	20	25	30	35	36,8	40	45
d_k	d_5	d_{10}	d_{15}	d_{20}	d_{25}	d_{30}	d_{35}	$d_{36,8}$	d_{40}	d_{45}
K	20	10	6,67	5,0	4,0	3,33	2,86	2,72	2,5	2,22
$P_k, \%$	50	55	60	65	70	75	80	85	90	95
d_k	d_{50}	d_{55}	d_{60}	d_{65}	d_{70}	d_{75}	d_{80}	d_{85}	d_{90}	d_{95}
K	2,0	1,82	1,67	1,54	1,43	1,33	1,25	1,18	1,11	1,05

Заметим, что частные выходы p мелких фракций сапропеля ($d = 5-25$ мкм) не превышают в сумме для озер Мотольское и Червоное соответственно 32 и 14 %. Что же касается крупных фракций сапропеля из этих озер ($d = 25-800$ мкм), то их суммарные характеристики $P = f(d)$ подчиняются закономерности (7) с параметрами $n = 0,736$ и $d_n = 60,1$ мкм для сапропеля озера Мотольское и $n = 0,894$ и $d_n = 132,7$ мкм для озера Червоное [2]. В этом случае параметр d_n представляет собой медианное среднее всей совокупности частиц сапропеля, т.е. имеет конкретный физический смысл.

Что же касается параметра n , то его величина в рассматриваемом случае ($d = 25-800$ мкм) меньше единицы. Это свидетельствует о неоднородности фракционного состава сапропеля в его суспензии и отсутствии максимума на кривых распределения частиц по фракциям.

Таким образом, в результате выполненного исследования получена зависимость (4), характеризующая кривые течения сапропелевой суспензии с учетом концентрации частиц сапропеля. Показано, что сапропелевая суспензия в состоянии покоя обладает значительно большим сцеплением с дном гидротрубопровода или отложениями в нем. В общем случае реологическое состояние сапропелевой суспензии описывается моделью Балкли-Гершеля.

Предложена обобщенная зависимость (10) для оценки суммарных выходов фракций сапропеля, выполнено толкование физической сущности параметров этой зависимости и математическое описание фракционного состава сапропелей озер Мотольское и Червоное.

Литература

1. Лопотко М.З. Использование сапропелей в народном хозяйстве СССР и за рубежом / М.З. Лопотко, Н.В. Кислов. – М.: ЦБНТИП Минтоппрома РСФСР, 1990. – 85 с.
2. Отчет по теме Каустобиолиты 09 «Разработка научных основ новых технологий добычи сапропелей // рук. Н.В. Кислов, № г.р. 01860016551. – Минск: ИТ АН БССР, 1989. – 148 с.
3. Кислов Н.В. Построение системы контроля процесса экскавации сапропеля / Н.В. Кислов, С.Р. Петровский, В.П. Прасолов // Гидротранспорт сапропеля. – М.: ВНИИПИ гидротрубопровод, 1987. – С. 72-76.
4. Кислов Н.В. Улавливание выбросов тонкодисперсных сред машиностроительных производств / Н.В. Кислов, П.В. Цыбуленко, В.Я. Щерба. – Гомель: ОАО «По-леспечать», 2008.
5. Березовский Н.И. Торфяные и сапропелевые месторождения / Н.И. Березовский, Б.В. Курзо, В.М. Слыш. – Минск: БНТУ, 2011. – 49 с.

**Математическая модель установившегося режима
пневмотранспорта измельченного торфа**

Петренко С.М.

Белорусский национальный технический университет г. Минск

Рассматривается одномерное установившееся ($\partial/\partial t = 0$) движение торфовоздушной аэросмеси, ограниченной стенками пневмотранспортного трубопровода, при котором осредненные по поперечному сечению потока параметры изменяются только в направлении его течения, совпадающей с направлением оси трубопровода x . Используется представление о торфовоздушной аэросмеси как о двухкомпонентной гетерогенной среде, состоящей из сплошной воздушной фазы и распределенной в ней в виде отдельных частиц твердой фазы. Следуя [1- 3], принято допущение о возможности осреднения параметров потока как для несущей среды, так и для твердых частиц в пределах некоторого предельно малого, но конечного объема аэросмеси. Такой подход позволяет условно обеспечить непрерывность функций этих осредненных параметров двухфазного потока и использовать дифференциальные методы их описания. Движение воздушной и твердой фаз рассматривается как взаимопроницающее с силовым взаимодействием на границах раздела фаз.

С учетом принятых допущений получена следующая система уравнений.

Уравнения неразрывности воздушной и твердой фаз:

$$Q_v = (1 - c) \cdot \rho_v \cdot \mathcal{G}_v \cdot S, \quad (1)$$

$$Q_m = (1 - c) \cdot \rho_m \cdot \mathcal{G}_m \cdot S, \quad (2)$$

где Q_v и Q_m – массовые производительности соответственно по воздуху и по измельченному торфу; c – истинная объемная концентрация торфяных частиц в объеме аэросмеси; ρ_v и ρ_m – плотности соответственно воздушной и твердой фаз; S – площадь поперечного сечения трубопровода; \mathcal{G}_v и \mathcal{G}_m – действительные (учетом стеснения поперечного сечения трубопровода частицами материала) скорости воздуха и торфяных частиц.

Уравнения движения воздушной и твердой фаз при установившемся режиме течения [4]:

$$-\frac{dp}{dx} = \rho_g g \sin \alpha + \lambda_g \rho_g \frac{g_g^2}{2D} + \frac{c}{1-c} \rho_m F_{\text{вз}} + \rho_g g_g \frac{dg_g}{dx}, \quad (3)$$

$$-\frac{dp}{dx} = \rho_m g \sin \alpha + \lambda_m \rho_m \frac{g_m^2}{2D} - \rho_m F_{\text{вз}} + \rho_m g_m \frac{dg_m}{dx}, \quad (4)$$

где dp/dx - градиент давления на длине dx трубопровода; g - ускорение свободного падения, α - угол наклона трубопровода к горизонту; λ_g - коэффициент сопротивления воздушной фазы; λ_m - коэффициент сопротивления перемещению торфяных частиц; D - диаметр трубопровода; $F_{\text{вз}}$ - сила аэродинамического взаимодействия несущей среды и торфяных частиц.

При полной стабилизации течения аэросмеси за разгонным участком пневмотранспортного трубопровода ($dg_g/dx = 0$, $dg_m/dx = 0$) уравнения движения воздушной и твердой фаз имеют вид [4]:

$$\frac{\Delta p}{L} = \rho_g \cdot g \cdot \sin \alpha + \lambda_g \cdot \rho_g \frac{g_g^2}{2D} - \frac{c}{1-c} \rho_m \cdot F_{\text{вз}}, \quad (3')$$

$$\frac{\Delta p}{L} = \rho_m \cdot g \cdot \sin \alpha + \lambda_m \cdot \rho_m \cdot \frac{g_m^2}{2D} - \rho_m \cdot F_{\text{вз}}, \quad (4')$$

где $\Delta p/L = -dp/dx$ - удельное падение давления; Δp - перепад давления на длине L участка пневмотранспортного трубопровода с вполне установившимся течением аэросмеси.

Коэффициент сопротивления перемещению воздушной фазы определяется по известным эмпирическим зависимостям

$$\lambda_g = \lambda(\text{Re}, \Delta), \quad (5)$$

где $\text{Re} = g_g D \rho_g$ - критерий Рейнольдса для воздушной фазы; Δ - относительная шероховатость стенок трубопровода.

Коэффициент сопротивления перемещению торфяных частиц λ_m должен определяться экспериментально.

Сила аэродинамического взаимодействия, отнесенная к единице массы

$$F_{\text{вз}} = g \frac{(\mathcal{G}_e - \mathcal{G}_m) \text{Abs}(\mathcal{G}_e - \mathcal{G}_m)}{\mathcal{G}_s}, \quad (6)$$

где \mathcal{G}_s – действительная (с учетом стеснения сечения трубопровода частицами) скорость витания.

Действительная скорость воздуха определяется по известной приведенной (отнесенной ко всему поперечному сечению трубопровода) скорости V :

$$\mathcal{G}_e = V/(1-c) \quad (7)$$

Действительная скорость витания определяется по известной из опытов приведенной скорости витания V_{sn} :

$$\mathcal{G}_s = V_{sn} (1-c)^3 \left(1 - \left(\frac{d_3}{D}\right)^2\right)^{\frac{3}{2}}, \quad (8)$$

где d_3 – эквивалентный диаметр торфяных частиц, определяется из эмпирических зависимостей, полученных в [5]:

$$d_3 = f(d, R, \lambda). \quad (9)$$

Здесь d – осредненный диаметр торфяных частиц; R – степень разложения торфа; λ – степень механической переработки по методу проф. Опейко Ф.А.

Для замыкания системы необходимы уравнения сохранения энергии и теплообмена между воздухом и торфяными частицами, а также уравнение состояния воздушной фазы.

Падение давления вдоль пневмотранспортного трубопровода в направлении движения аэросмеси сопровождается расширением воздуха и снижением его температуры. С другой стороны, диссипативные потери, равные работе сил давления по преодолению сопротивления перемещению аэросмеси, выделяются в потоке в виде теплоты. Если начальные температуры воздуха и твердых частиц равны температуре стенок трубопровода и окружающей среды,

определяющим является теплообмен между ними. За счет теплообмена между транспортируемыми частицами, прежде всего мелкими, и воздухом снижение температуры последнего в процессе расширения существенно ограничивается [3].

При наличии в аэросмеси большого количества мелких частиц с развитой поверхностью теплообмена процесс расширения воздушной фазы политропный, $T \cdot \rho_g^{n-1} = const$, с показателем политропы

$$n = \frac{c_p + \mu \cdot c_m \cdot (v_g/v_m)}{c_v + \mu \cdot c_m \cdot (v_g/v_m)},$$

где $\mu = Q_m/Q_g$ – расходная массовая концентрация; c_p и c_v – теплоемкости воздуха соответственно при постоянном давлении и постоянном объеме.

Дисперсность измельченного торфа достаточно велика. По данным [6], у низинного фрезерного торфа высокой степени разложения содержание мелких (менее 1 мм) и пылевидных (менее 0,25 мм) фракций достигает 50%, у верхового – 23%.

При реализуемых в практике пневмотранспорта измельченного торфа расходных массовых концентрациях до 40 кг/кг показатель политропы $n \approx 1$. Тогда можно принять допущение о близком к изотермическому процессе движения торфовоздушной аэросмеси с $T = const$, которое позволяет исключить из математической модели уравнения энергии и теплообмена. Уравнение состояния воздуха при этом имеет вид

$$\frac{p_o}{\rho_o} = \frac{p}{\rho_g}, \quad (10)$$

где ρ_o - плотность воздуха в сечении трубопровода с давлением p_o .

Система уравнений (1 – 10), несмотря на ряд допущений, соответствует физическому смыслу процесса пневмотранспорта измельченного торфа как гетерогенной двухфазной среды при установившемся режиме течения аэросмеси. В отличие от эмпирических зависимостей полученное математическое описание течения торфовоздушной аэросмеси учитывает влияние всех режимных параметров пневмотранспорта.

Система уравнений (1) – (10) устанавливает взаимосвязь между двенадцатью переменными: $Q_в, Q_м, \mathcal{G}_в, \mathcal{G}_м, \mathcal{G}_с, c, \lambda_в, \lambda_м, F_{вз}, p, \rho_в$ и $d_э$. Для замыкания системы уравнений необходимо задать два любые неизвестные параметры, например, $Q_в$ и c и т.д.

Если опытным путем определен перепад давлений $\Delta p/L$ на участке пневмотранспортного трубопровода с вполне установившимся режимом течения торфовоздушной аэросмеси, то по достаточно просто регистрируемым расходным режимным параметрам (массовые производительности по воздуху $Q_в$ и транспортируемому торфу $Q_м$, приведенная скорость витания $V_{сн}$, давления соответственно в начале p_n и в конце участка p_k) можно численно определить из полученной системы уравнений трудно регистрируемые в опытах действительные режимные параметры процесса пневмотранспорта - истинную объемную концентрацию торфяных частиц в аэросмеси, действительные скорость витания, скорости воздушной и твердой фаз, силу аэродинамического взаимодействия фаз и их влияние на величину коэффициента сопротивления перемещению торфяных частиц $\lambda_м$.

Литература

1. Рахматулин, Х.А. Основы гидродинамики взаимопроникающих движений сжимаемых сред/ Х.А. Рахматулин //ПММ. – 1956. – 20, №2. –С. 184 -195.
2. Соу, С. Гидродинамика многофазных систем/ С. Соу. – М.: Мир, 1971. -536 с.
3. Горбис, З.Р. Теплообмен и гидромеханика дисперсных сквозных потоков /З.Р. Горбис. – М.: Энергия, 1970. – 424 с.
4. Петренко, С.М. Уравнения движения двухфазной среды в пневмотранспортном трубопроводе / С.М.Петренко //Проблемы технологии и механизации разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. Междунар. научно – техн. конф., Минск, 20 -23 февраля 2009 г. / Часть 1. –Минск, 2009. –С. 106 – 109.
5. Кислов, Н.В. Аэродинамика измельченного торфа /Н.В. Кислов/под. ред. И.И. Лиштвана. – Минск: Наука и техника, 1987. -175 с.
6. Антонов, В.Я. Технология полевой сушки торфа/ В.Я. Антонов, Л.М. Малков, Н.И. Гамаюнов. – 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1981. – 239 с.

К вопросу определения приведенной скорости витания полидисперсных сыпучих материалов

Петренко С.М.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Большинство природных или полученных в результате дробления и измельчения сыпучих материалов являются полидисперсными. Частицы полидисперсных материалов различаются по размерам и форме, а для ряда материалов – и по плотности. При расчетах систем пневмотранспорта таких полидисперсных материалов необходимо выбрать некоторый определяющий размер частиц, скорость витания \mathcal{G}_{sn} которого, называемая приведенной, будет интегральной характеристикой аэродинамических свойств всей полидисперсной смеси частиц.

Гранулометрический состав полидисперсных материалов подчиняется определенным закономерностям и с некоторым приближением может быть описан [1] уравнениями счетного $dn = n(\delta)d\delta$ или массового $dp = p(\delta)d\delta$ распределения, где dn и dp – соответственно численная или массовая доли частиц узкой фракции с граничными размерами δ , $\delta + d\delta$. На основании этих функций распределения строятся зависимости $p_i = f(\delta_i)$, где p_i – весовая доля частиц фракции с характерным размером δ_i в общей массе M частиц, или интегральные характеристики распределения – суммарные выходы по плюсу $R(\delta)$ или по минусу $D(\delta)$, представляющие собой процент (по массе) частиц, размер которых соответственно больше или меньше значения δ . За характерный размер i -той фракции δ_i принимают обычно среднее арифметическое граничных размеров фракции.

Скорости витания \mathcal{G}_{si} узких фракций частиц определяются экспериментально. На основании уравнения распределения можно построить зависимость $\mathcal{G}_{si} = f(\delta_i)$. Но выбор определяющего размера частиц δ_o , скорость витания которых соответствует приведенной скорости витания v_{sn} полидисперсной смеси частиц, является

неоднозначным. Приведенную скорость витания определяют либо по характерному размеру фракции с наибольшей скоростью витания, либо по “средневзвешенному” по массовому вкладу фракций в суммарную массу размеру $d = \sum(p_i \delta_i) / \sum p_i$, либо по размеру, соответствующему определенному значению суммарного выхода по плюсу (например, для измельченного торфа это размер частиц с суммарным выходом по плюсу 10..20%).

Физически обоснованным методом выбора определяющего размера будет метод, который базируется на так называемом определяющем свойстве [1] физического процесса. Применительно к процессу витания частиц материала таким определяющим свойством будет равенство суммарной силы аэродинамического взаимодействия F с несущей воздушной средой всех частиц полидисперсной смеси силе F_o аэродинамического взаимодействия частиц определяющего размера δ_o .

Частицы реальных полидисперсных материалов, как правило, имеют неправильную геометрическую форму. Для анализа сформулированного определяющего свойства используем понятие эквивалентного диаметра d_e , как диаметра сферической частицы, который определяется из условия, что количество эквивалентных сферических частиц в навеске массой M равно количеству реальных частиц в ней и суммарная масса частиц эквивалентного диаметра равна массе M реальных частиц. Если плотность полидисперсных частиц не зависит от их размера, то эквивалентная сфера и частица будут иметь одинаковые объемы V и $d_e = \sqrt[3]{6V/\pi}$. Если плотность полидисперсных частиц зависит от их размера, то эквивалентный диаметр должен определяться из эмпирических зависимостей $d_e = f(\delta)$ для каждого конкретного полидисперсного материала.

Сила аэродинамического взаимодействия одной частицы i -й фракции, отнесенная к единице массы

$$F_i^1 = \frac{3}{4} \zeta_i \frac{\rho}{d_{zi} \rho_{mi}} g_{si}^2,$$

где $\zeta_i = f(\text{Re}_i)$ – коэффициент аэродинамического сопротивления частиц i -й фракции; $\text{Re}_i = d_{\text{э}i} \mathcal{G}_{si} / \nu$ – коэффициент Рейнольдса для витающей частицы i -й фракции; ν – динамическая вязкость воздуха; ρ – плотность воздуха; $d_{\text{э}i}$ – эквивалентный диаметр частиц i -й фракции; $\rho_{mi} = f(\delta_i)$ – плотность частиц i -й фракции.

Исходя из принципа аддитивности, сила аэродинамического взаимодействия всех частиц i -й фракции

$$F_i = \sum_n F_i^1 = n_i F_i^1,$$

где n_i – количество частиц эквивалентного диаметра в i -й фракции,

$$n_i = p_i / m_i ;$$

m_i – масса одной частицы эквивалентного диаметра i -й фракции,

$$m_i = \rho_{mi} V_i = \rho_{mi} \frac{\pi d_{\text{э}i}^3}{6} ;$$

V_i – объем одной частицы эквивалентного диаметра i -й фракции.

Тогда

$$n_i = \frac{6 p_i}{\rho_{mi} \pi d_{\text{э}i}^3},$$

а сила аэродинамического взаимодействия всех частиц i -й фракции

$$F_i = \frac{6 p_i}{\rho_{mi} \pi d_{\text{э}i}^3} \zeta_i \mathcal{G}_{si}^2 \frac{3 \rho}{4 d_{\text{э}i} \rho_{mi}} = 4,5 \zeta_i \mathcal{G}_{si}^2 \frac{p_i \rho}{\pi d_{\text{э}i}^4 \rho_{mi}^2}.$$

Суммарная сила аэродинамического взаимодействия всех частиц полидисперсной смеси $F = \sum_i F_i$, где F_i – сила аэродинамического

взаимодействия частиц i -й фракции; i – количество фракций в смеси.

Вынося постоянные за знак суммы, суммарная сила аэродинамического взаимодействия всех фракций полидисперсной смеси

$$F = 4,5 \frac{\rho}{\pi} \sum_i p_i \frac{\zeta_i \mathcal{G}_{si}^2}{d_{3i}^4 \rho_{mi}^2}. \quad (1)$$

Общая масса заменяющих реальную полидисперсную смесь частиц с эквивалентным диаметром d_o , который соответствует определяющему размеру δ_o , по условию $M = \sum_i p_i$, а их количество N равно количеству реальных частиц в смеси $N = \sum_i n_i$.

Масса одной частицы с эквивалентным диаметром d_o

$$m = \frac{\sum_i p_i}{N} = \rho_{mo} \frac{\pi \cdot d_o^3}{6}$$

Тогда

$$N = \frac{6 \sum_i p_i}{\rho_{mo} \cdot \pi \cdot d_o^3},$$

где m и ρ_{mo} – соответственно масса и плотность частиц с эквивалентным диаметром d_o .

Суммарная сила аэродинамического взаимодействия с несущей воздушной средой частиц с эквивалентным диаметром d_o равна $F_o = N \cdot F_o^1$, или

$$F_o = 4,5 \frac{\rho}{\pi} \frac{\zeta_o \mathcal{G}_{sn}^2}{d_o^4 \rho_{mo}^2} \sum_i p_i, \quad (2)$$

где F_o^1 – сила аэродинамического взаимодействия одной частицы с эквивалентным диаметром d_o ; ζ_o и \mathcal{G}_{sn} – соответственно коэффициент аэродинамического сопротивления и приведенная скорость витания таких частиц.

Приравняв (1) и (2), получим

$$\sum_i \frac{p_i \zeta_i \mathcal{G}_{si}^2}{d_{3i}^4 \rho_{mi}^2} = \frac{\zeta_o \mathcal{G}_{sn}^2}{d_o^4 \rho_{mo}^2} \sum_i p_i.$$

Если представить p_i в долях единицы ($\sum_i p_i = 1$), то

$$\sum_i \frac{p_i \zeta_i \mathcal{G}_{si}^2}{d_{\varepsilon i}^4 \rho_{mi}^2} = \frac{\zeta_o \mathcal{G}_{sn}^2}{d_o^4 \rho_{mo}^2}. \quad (3)$$

Алгоритм численного определения d_o и соответствующей ему приведенной скорости витания \mathcal{G}_{sn} полидисперсной смеси частиц следующий.

Значения p_i , соответствующие эквивалентным диаметрам $d_{\varepsilon i} = f(\delta_i)$, известны из гранулометрической характеристики материала. Параметры ρ_{mi} , ζ_i , \mathcal{G}_{si} определяются по эмпирическим зависимостям как функции $d_{\varepsilon i}$.

Левая часть выражения (3) для конкретной гранулометрической характеристики полидисперсного материала является константой.

При некотором малом начальном значении δ_o вычисляется из эмпирической зависимости $d_{\varepsilon} = f(\delta)$ значение эквивалентного диаметра d_o , затем по таким же эмпирическим зависимостям, как и для $d_{\varepsilon i}$, определяются параметры ρ_{mo} , ζ_o и \mathcal{G}_{sn} как функции d_o . Вычисленное значение правой части выражения (3) и сравнивается со значением левой. Если разность между левой и правой частями выражения (3) превышает по абсолютной величине заданную погрешность вычислений, то значение δ_o наращивается с принятым шагом и цикл вычислений повторяется. Вычисления выполняются до тех пор, пока не будет достигнуто равенство между левой и правой частями выражения (3) с обеспечением заданной погрешности. Последнее значение δ_o является определяющим размером частиц, скорость витания которых есть приведенная скорость витания \mathcal{G}_{sn} полидисперсной смеси в целом.

Литература

1. Андреев, С.Е. Закономерности измельчения и исчисления характеристик гранулометрического состава/ С.Е. Андреев, В.В. Товаров, В.А. Перов. – М.: Металлургиздат, 1959. – 437 с.

О статической устойчивости горных машин на колесном ходу

Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Кремчеев Э.А.
БНТУ, СПГГУ

В горном деле, как и во многих сферах хозяйственной деятельности, технические средства выполнения операций различных технологических процессов в большинстве случаев совершают перемещения в пространстве. Эти движения осуществляются разнообразными механизмами, среди которых чаще всего используются гусеничные и колесные движители. Такие движители применяются как в машинах для выполнения открытых горных работ, так и при подземной добыче полезных ископаемых. Рациональный выбор параметров и режимов работы механизмов, обеспечивающих перемещения горных машин в пространстве, а во многих случаях и подачу исполнительных органов на забой, во многом определяет эффективность их работы.

Для нормальной работы ходового устройства необходимо, чтобы все колеса передавали нагрузку на опорную поверхность. Выполнение этого условия обеспечивается тогда, когда центр давления находится в пределах ядра сечения опорной поверхности. Размеры и форма ядра сечения, как и в случае гусеничных машин, в основном зависит от типа колес (жесткие, упругие) и подвески. Для определения его размеров и формы вычислим экстремальные значения давления по формуле

$$P_{\max}^{\min} = \frac{P_{z0}}{S_0} \pm \left| \frac{M_x}{W_x} \right| \pm \left| \frac{M_y}{W_y} \right|, \quad (1)$$

где P_{z0} – общая нормальная к опорной поверхности нагрузка машины на опорное основание; S_0 – суммарная площадь контакта колес с опорной поверхностью; M_x , M_y – моменты внешних сил относительно соответствующих осей; W_x , W_y – моменты сопротивления опорной площади относительно тех же осей.

Вычислим предварительно значения W_x и W_y для жесткой схемы двухосной машины

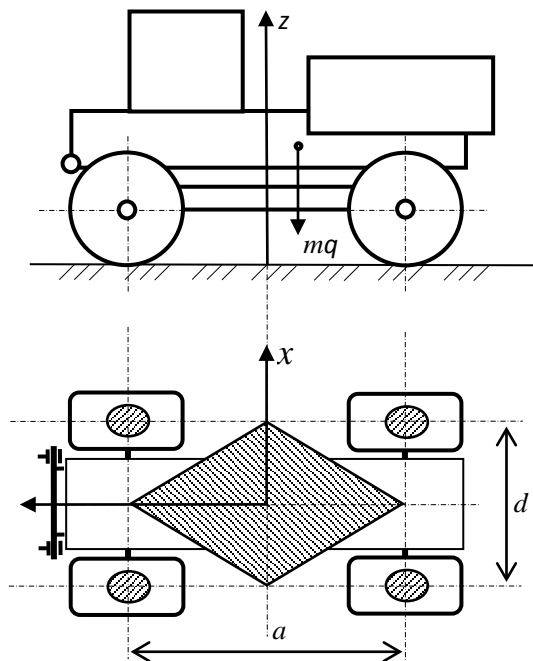


Рис. 1. Ядро сечения двухосной колесной машины

Для равных по площади контактных площадок двухосной машины

$$S_0 = 4 \cdot S_{\kappa}, \quad (2)$$

где S_{κ} – площадь контакта одного колеса.

Моменты сопротивления опорной площади

$$W_x = \frac{I_x}{y_{\max}}, \quad W_y = \frac{I_y}{x_{\max}}, \quad (3)$$

где I_x , I_y – моменты инерции опорной площади относительно соответствующих осей;

x_{\max} , y_{\max} – максимальные значения координат контактных площадок.

Моменты инерции, учитывая малость контактных площадок колес по сравнению с общими размерами опорной площади ходового устройства, вычисляем по упрощенным формулам

$$I_x = 4 \cdot S_{\kappa} \cdot \frac{a^2}{4}; \quad I_y = 4 \cdot S_{\kappa} \cdot \frac{d^2}{4}, \quad (4)$$

Примем максимальные значения координат опорной площади $y_{\max} = a/2$, $x_{\max} = d/2$. Тогда

$$W_x = 2 \cdot a \cdot S_{\kappa}; \quad W_y = 2 \cdot d \cdot S_{\kappa}, \quad (5)$$

Учитывая, что $|M_x| = |P_{z0} \cdot y_{\partial}|$, $|M_y| = |P_{z0} \cdot x_{\partial}|$ и подставив эти значения, а также значения W_x и W_y в (1) и принимая во внимание то, что на границе ядра сечения $p_{\min} = 0$, имеем

$$0 = \frac{P_{z0}}{4 \cdot S_{\kappa}} - \frac{|P_{z0} \cdot y_{\partial M}|}{|2 \cdot a \cdot S_{\kappa}|} - \frac{|P_{z0} \cdot x_{\partial M}|}{|2 \cdot d \cdot S_{\kappa}|}, \quad (6)$$

или

$$0 = \frac{1}{2} - \frac{|y_{\partial M}|}{a} - \frac{|x_{\partial M}|}{d}, \quad (7)$$

где $x_{\partial M}$, $y_{\partial M}$ – координаты границ ядра сечения.

Как и в случае двухгусеничной машины [1] с жесткой подвеской соотношение (10) указывает на то, что контур ядра сечения жесткой двухосной машины ограничен прямыми линиями. Ядро сечения представляет собой ромб с диагоналями, равными d и a (Рис. 1). Колесные машины на пневматических шинах и с упругой подвеской колес имеют ядро сечения другой формы и больших размеров. Поэтому допустимое положение центра давления для жестких колесных машин тем более допустимо и для машин на пневматических шинах с упругой подвеской колес.

Применяя формулу (1) для трехосной и четырехосной машин с жесткими колесами и подвеской и повторяя последовательность определения размеров ядра сечения двухосной машины, имеем: - для трехосной машины

$$I_x = \frac{a^2}{4} \cdot 4 \cdot S_K; \quad I_y = \frac{d^2}{4} \cdot 6 \cdot S_K;$$

$$W_x = 2 \cdot a \cdot S_K; \quad W_y = 3 \cdot d \cdot S_K.$$

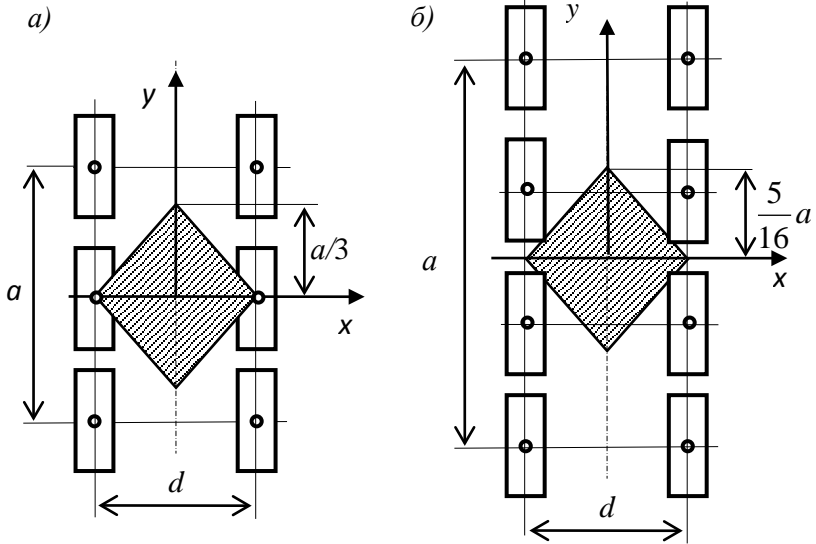


Рис. 2 (а, б). Ядра сечения трехосной (а) и четырехосной (б) машин

Условие равенства нулю минимального значения p

$$0 = \frac{P_{z0}}{6 \cdot S_K} \pm \frac{P_{z0} \cdot y_{\partial M}}{2 \cdot a \cdot S_K} \pm \frac{P_{z0} \cdot x_{\partial M}}{3 \cdot d \cdot S_K},$$

или

$$\frac{1}{3} = \frac{y_{\partial M}}{a} + \frac{2 \cdot x_{\partial M}}{3 \cdot d},$$

откуда $x_{\partial \max} = \pm d/2; \quad y_{\partial \max} = \pm a/3.$ (8)

- для четырехосной машины

$$I_x = 4 \cdot \frac{a^4}{4} \cdot S_K + 4 \cdot \frac{a^2}{16} \cdot S_K = a^2 \cdot S_K \cdot \left(1 + \frac{1}{4}\right) = \frac{5}{4} \cdot a^2 \cdot S_K;$$

$$I_y = 8 \cdot \frac{d^2}{4} \cdot S_K = 2 \cdot d^2 \cdot S_K;$$

$$W_x = \frac{5}{2} \cdot a \cdot S_K; \quad W_y = 4 \cdot d \cdot S_K.$$

$$0 = \frac{P_{z0}}{8 \cdot S_K} \pm \frac{2 \cdot P_{z0} \cdot y_{\partial M}}{5 \cdot a \cdot S_K} \pm \frac{P_{z0} \cdot x_{\partial M}}{4 \cdot d \cdot S_K},$$

$$x_{\partial \max} = \pm d/2; \quad y_{\partial \max} = \pm \frac{5}{16} a. \quad (9)$$

Ядра сечений трехосной и четырехосной машин представлены на рис. 2.

Представляет практический интерес определение размеров ядра сечения колесного хода с шарнирным соединением переднего моста с рамой, задний мост к которой крепится жестко (Рис.3).

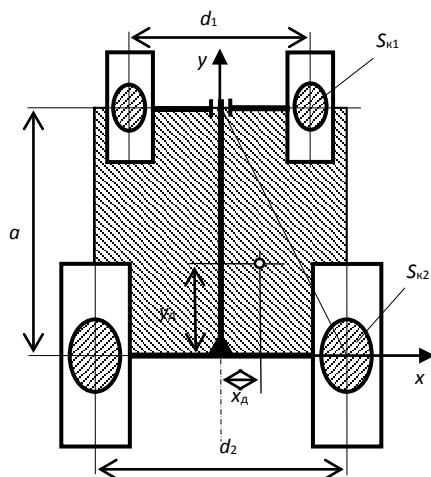


Рис. 3. К определению размеров ядра сечения двухосного колесного движителя с шарнирным соединением переднего моста и рамы.

Так как для колесного хода условие $p_{\min} = 0$ равносильно условию равенства нулю нагрузки на одно из колес, то для определения размеров ядра сечения определим зависимость реакций опорной поверхности на все колеса от координат центра давления.

Суммарные реакции на колеса переднего и заднего мостов

$$R_n = P_{z0} \cdot \frac{y_\partial}{a}; \quad R_z = P_{z0} \cdot \frac{a - y_\partial}{a},$$

где $R_n = R_{nl} + R_{nn}$ - общая реакция грунта на передний мост;

$R_z = R_{zl} + R_{zn}$ - то же на задний мост;

R_{nl} , R_{zl} , R_{nn} , R_{zn} , - реакции опорного основания на колеса левого и правого бортов соответственно переднего и заднего мостов.

$$R_{nl} = R_{nn} = P_{z0} \cdot y_\partial / (2 \cdot a);$$

$$R_{zl} = P_{z0} \cdot \frac{a - y_\partial}{a} \cdot \left(\frac{d_2}{2} - x_\partial \right);$$

$$R_{zn} = P_{z0} \cdot \frac{a - y_\partial}{a} \cdot \left(\frac{d_2}{2} + x_\partial \right).$$

Приравняв к нулю эти реакции, убеждаемся, что ядро сечения такого хода – прямоугольник со сторонами d_2 и a , т.е. максимально возможные координаты центра давления для такого колесного хода

$$x_{\partial \max} = \pm d/2; \quad y_{\partial \min} = 0; \quad y_{\partial \max} = a. \quad (10)$$

Таким же способом определяются размеры ядра сечения колесных машин с двигателями других конструкций.

Литература:

1. Опейко Ф.А. Торфяные машины /Ф.А. Опейко.–Минск: Выш.школа, 1968.-408 с.
2. Морев А.Б. Горные машины для калийных рудников / А.Б. Морев, А.Д. Смычник, Г.В. Казаченко. – Минск: Интегралполиграф, 2009. -544 с.

**Маневровые свойства тракторного агрегата с прицепами
с составными шарнирными дышлами**

Таяновский Г.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Развитие тракторных поездов идет по пути увеличения их удельной, на единицу конструктивной массы, грузоподъемности, снижения материалоемкости, повышения маневренности и допустимых скоростей движения в сцепе с трактором, а также показателей других важнейших свойств [1, 2]. В реализации перечисленных путей четко прослеживаются достоинства полуприцепной схемы исполнения грузонесущего звена тракторного поезда перед схемой прицепа со свободным дышлом и схемой полунавесного прицепа [2]. При этом рост грузоподъемности полуприцепов достигается увеличением числа колесных осей тандемной колесной тележки, а повышение маневренности длиннобазовых прицепов – использованием составного («ломающегося») управляемого дышла. Однако многие вопросы динамики движения таких тракторных поездов требуют дальнейшего рассмотрения [2], с целью обоснованного выбора рациональных конструктивных параметров создаваемых новых полуприцепов, системы управления поворотной частью дышла, а при необходимости и подворотом колес или тележки полуприцепа.

В статье рассмотрены методические положения оценки маневрового свойства тракторных поездов с полуприцепом с составным дышлом.

При создании тракторного транспортно-технологического агрегата на базе колесного трактора обязательным разделом предпроектных исследований является оценка его маневрового свойства. При такой оценке для случая движения МТА по круговой траектории с установившейся скоростью определяются радиусы поворота характерных точек и углы взаиморасположения звеньев агрегата. В качестве обобщающего оценочного параметра маневрового свойства используется, например, фактор маневренности, равный отношению габаритной ширины агрегата к габаритной ширине его круговой поворотной полосы.

Считается, чем ближе значение фактора маневренности к единице, тем лучшими маневровыми свойствами обладает агрегат. Для оценки приспособленности тракторного агрегата к прохождению

На рисунках 1а и 1б представлены характерные состояния расположения звеньев рассматриваемого тракторного агрегата при круговом повороте и обозначена величина e – эксцентриситета траекторий середины заднего моста трактора (т. С) и середины колесной тандемной тележки полуприцепа (т. К). Величина угла θ_0 равна полусумме углов поворота правого и левого управляемых колес трактора-тягача, остальные обозначения ясны из рисунка.

При анализе исследуемого МТА представляет практический интерес оценка влияния на показатели маневрового свойства: базового расстояния полуприцепа; соотношений базовых расстояний трактора и полуприцепа; относительной длины поворотной части дышла полуприцепа; угла поворота поворотной части дышла полуприцепа; вылета точки сцепки; колеи полуприцепа.

Для определения числовых значений показателей маневренности были получены их аналитические выражения, боковой увод колес не учитывался. Из геометрических соотношений на основании рисунка 1а и рисунка 1б, при введении обозначения радиусов траекторий характерных i -ых точек расчетной схемы тракторного агрегата

$$- R_i, \text{ получено: } R_A = \overline{AO_u} = \sqrt{l_0^2 \cdot \text{ctg}^2 \theta_0 + c_0^2};$$

$$\angle \alpha_0 = \text{arctg} \frac{c_0}{l_0 \cdot \text{ctg} \theta_0}; R_E = \sqrt{l_0^2 + R_K^2};$$

$$R_K = l_0 \cdot \text{ctg} \theta_0 \cdot \cos(\gamma_1 + \gamma_2) + c_0 \cdot \sin(\gamma_1 + \gamma_2) + l_1 \cdot \sin \gamma_2;$$

$$\overline{TK} = l_0 \cdot \text{ctg} \theta_0 \cdot \sin(\gamma_1 + \gamma_2) = c_0 \cdot \cos(\gamma_1 + \gamma_2) + l_1 \cdot \cos \gamma_2 + l_2,$$

откуда найдем неизвестный угол γ_1 .

Так как известно, что

$$\sin(\gamma_1 + \gamma_2) = \sin \gamma_1 \cdot \cos \gamma_2 + \cos \gamma_1 \cdot \sin \gamma_2$$

$$\cos(\gamma_1 + \gamma_2) = \cos \gamma_1 \cdot \cos \gamma_2 - \sin \gamma_1 \cdot \sin \gamma_2,$$

то преобразуем последнее равенство, обозначив

$$l_0 \cdot \text{ctg} \theta_0 = A_0:$$

$$A_0 \cdot \sin \gamma_1 \cdot \cos \gamma_2 + A_0 \cdot \cos \gamma_1 \cdot \sin \gamma_2 = c_0 \cdot \cos \gamma_1 \cdot \cos \gamma_2 - c_0 \cdot \sin \gamma_1 \cdot \sin \gamma_2 + l_1 \cdot \cos \gamma_2 + l_2$$

Сгруппируем подобные:

$$\underbrace{(l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0 \cdot \cos \gamma_2 + c_0 \cdot \sin \gamma_2)}_{C_1} \cdot \sin \gamma_1 + \underbrace{(l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0 \cdot \sin \gamma_2 - c_0 \cdot \cos \gamma_2)}_{C_2} \cdot \cos \gamma_1 =$$

$$= \underbrace{l_1 \cdot \cos \gamma_2 + l_2}_{C_3}$$

C

учетом введенных обозначений получим:

$$C_1 \cdot \sin \gamma_1 + C_2 \cdot \cos \gamma_1 = C_3$$

Решив последнее уравнение, получим величину искомого угла γ_1 .

Из схемы а) (рис. 1а): $\overline{O_\delta C} = R_C = l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0$;

$$\overline{O_\delta A} = R_A = \sqrt{R_C^2 + c_0^2};$$

$$\overline{O_\delta K} = R_K = \sqrt{R_A^2 + (l_1 + l_2)^2} = \sqrt{l_0^2 \cdot \operatorname{ctg}^2 \theta_0 + c_0^2 + (l_1 + l_2)^2};$$

$$\angle \alpha_0 = \operatorname{arctg} \frac{c_0}{l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0};$$

$$\angle (\gamma_1 - \alpha_0) = \operatorname{arctg} \frac{l_1 + l_2}{\sqrt{l_0^2 \cdot \operatorname{ctg}^2 \theta_0 + c_0^2 + (l_1 + l_2)^2}};$$

$$\angle \gamma_1 = \operatorname{arctg} \frac{c_0}{l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0} + \operatorname{arctg} \frac{l_1 + l_2}{\sqrt{l_0^2 \cdot \operatorname{ctg}^2 \theta_0 + c_0^2 + (l_1 + l_2)^2}};$$

$$e = R_C - R_K = l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0 - \sqrt{l_0^2 \cdot \operatorname{ctg}^2 \theta_0 + c_0^2 + (l_1 + l_2)^2}$$

Из схемы б) (рисунок 1б):

$$R_C = l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0; R_A = \sqrt{R_C^2 + c_0^2} = \sqrt{l_0^2 \cdot \operatorname{ctg}^2 \theta_0 + c_0^2};$$

$$\angle CAO_{\delta} = \operatorname{arctg} \frac{R_C}{c_0} = \frac{l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0}{c_0}; \angle \beta_1 = 180^\circ - \gamma_1 - \angle CAO_{\delta};$$

$$\angle \alpha_0 = \operatorname{arctg} \frac{c_0}{l_0 \cdot \operatorname{ctg} \theta_0}.$$

Приведенные выражения установившегося поворота позволяют исследовать влияние на показатели маневренности конструктивных параметров трактора и полуприцепа с поворотной частью дышла.

Для изучения фаз неустановившегося поворота тракторного агрегата (см. рисунок 2) получены дифференциальные уравнения относительно неизвестной величины – угла складывания γ_1 при изменении угла поворота управляемых колес θ_0 с постоянной скоростью для случаев постоянного угла установки γ_2 поворотной части дышла и управляемого изменения его с помощью крестообразных связей, показанных на рисунке 2.

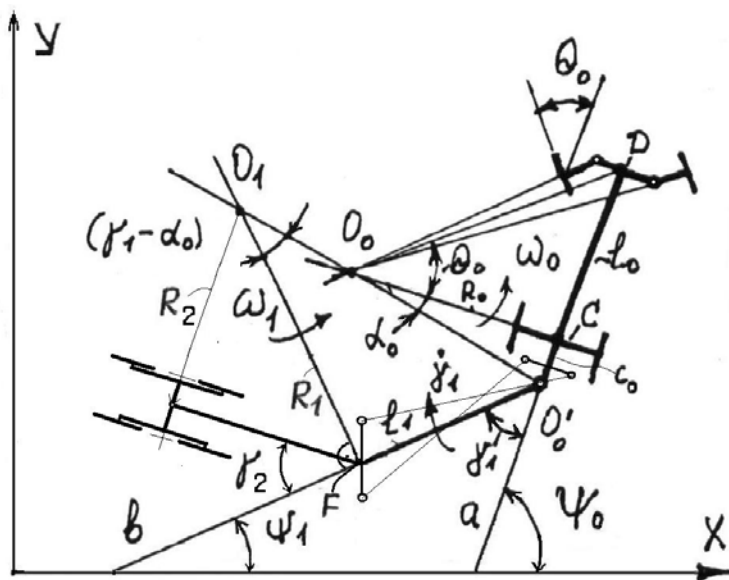


Рис. 2. Схема неустановившегося поворота трактора с полуприцепом

Качественный характер изменения траекторных оценок маневрового свойства при входе в поворот и выходе из поворота в зависимости от угла поворота управляемых колес трактора показан на рисунке 3.

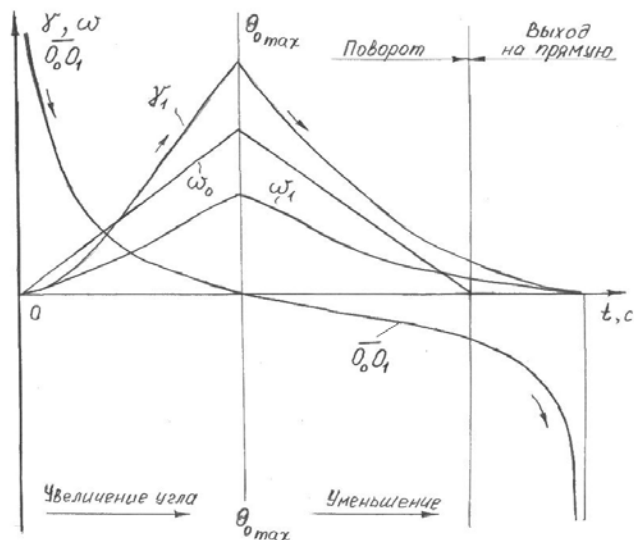


Рис. 3. Характер изменения величин углов и угловых скоростей при повороте трактора с полуприцепом

Так, например, упомянутое дифференциальное уравнение при $\gamma_2 = 0$ имеет вид

$$(\gamma_1)'_{\theta_0} = \frac{1}{k_{\gamma} \cdot R_o(\theta_0)} \cdot \left[1 - \frac{\tilde{N}_o}{\ell_1} \cdot \frac{\sin[\gamma_1 - \alpha_o(\theta_0)]}{\sin[\alpha_o(\theta_0)]} \right],$$

которое позволяет при его решении одним из известных численных методов, например, методом Эйлера, получить связь углов θ_0 и γ_1 во время криволинейного движения тракторных агрегатов рассмотренных схем. В уравнении $k_{\Pi} = \theta_0/v_0$ – режимный параметр поворота, где v_0 – поступательная скорость центра задней оси тягача. Для тракторных агрегатов при малых радиусах поворота в стеснен-

ных условиях k_{Π} лежит в диапазоне 0,05...0,15 рад/м. Начальные значения – $\frac{d\gamma_1}{dt} = \frac{d\theta_0}{dt} = 0$; $\theta_0(t=0) = 0$. θ_0 (конечное) зависит

от принятого режимного параметра и для диапазона k_{Π} , характерного для универсально-пропашных тракторов, можно принимать θ_0 (конечное) $\leq 0,58$ рад, так как предельные значения углов поворота управляемых колес или углов складывания, как правило, не превышают этого значения [2].

Так как при повороте тракторного поезда, например, на 90° водитель вначале поворачивает колеса до некоторого угла θ_{0max} , а затем поворачивает их до нуля в обратную сторону, то это необходимо учесть при интегрировании дифференциального уравнения.

Приведенные выражения для случая неустановившегося поворота позволяют получить картину изменения характеристик маневра, совершаемого агрегатом:

$$\dot{\gamma}_1, \omega_0, \omega_1, \overline{O_0 O_1}, \alpha_0, R_0, R_C, R_D, \overline{O'_0 O_1}, R_F, \theta_0$$

в функции времени от начала его совершения, которые имеют следующий вид (см. рисунок 3).

Данный подход позволяет решать многие практические задачи маневренности тракторных поездов с прицепами новой схемы, с целью выбора наилучших параметров как самого прицепа, так и параметров его агрегатирования с тягачем. Дальнейшее развитие изложенной модели состоит в учете углов увода колес и переходе к динамической модели.

Литература

1. Tractors: theory/ V.V.Guskov, N.N. Velev, J.E. Atamanov and others.- М.: Engineering, 1988.- 376 p.
2. Tajanowskij G.A. The conception and tasks structure system of the analysis and approval of tractors transport units. News of Mogilev State Technical University, No.1, 2001, - 198 p., page 173-178.

Степень переработки торфа между дисками валково-дискового перетирателя

Нагорнов Д.О. (СПГГУ), Казаченко Г.В. (БНТУ)

В практике производства формованного торфа в виде различных по форме и размерам кусков наибольшее применение получили шнековые экструдеры, что обусловлено их высокой перерабатывающей способностью, простотой конструкции и хорошим технологическим сочетанием с формующими мундштуками. Вместе с тем во многих случаях шнековые пресс-формователи неэффективны по энергетическим показателям, особенно по удельным затратам энергии на единицу производительности. Поэтому не прекращаются попытки создания других более эффективных и производительных перерабатывающе-формующих устройств.

Одно из перспективных направлений создания таких устройств – использование валково-дисковых перетирателей, принцип действия которых применяется при сепарации торфяного сырья для производства самых различных продуктов на основе торфа. Для определения степени переработки в валково-дисковом устройстве для переработки торфа-сырца определим его относительные деформации при прохождении в пространстве между двумя соседними валками с дисками, которые соединены с валками через ступицы. Переработка в таком механизме осуществляется за счет деформаций сдвига, которые возникают в результате скольжения слоев торфа относительно друг друга, а также за счет деформаций раздавливания при сужении сечения потока торфа в пространстве между двумя соседними валками. При определении относительных деформаций, возникающих при этом, будем считать, следуя [1], что условия неразрывности и неизменности объема соблюдаются.

Деформации сдвига за счет разности скоростей слоев торфа в плоскости, перпендикулярной осям валков носят сложный характер вследствие несовпадения направлений движения частиц торфа, соприкасающихся с боковыми поверхностями дисков со скоростями точек этих поверхностей. Разобьем область, в которой торф подвергается переработке на несколько частей таким образом, чтобы вычислить в них средние значения степени переработки. Рассмотрим

сначала область (Рис.) между боковыми поверхностями двух дисков, принадлежащих соседним валам.

При одинаковых скоростях вращения валов и геометрических размеров дисков поле скоростей точек боковых поверхностей дисков симметрично относительно геометрических осей фигуры пересечения дисков. Эта фигура – два сложенных хордами равных между собой сегмента с центральными углами 2α . Определим производительность материала, проходящего через эту фигуру

$$Q_{\partial} = S_{\partial} \cdot v, \quad (1)$$

где S_{∂} – площадь поперечного сечения потока материала, проходящего между дисками; v – скорость материала в этом сечении.

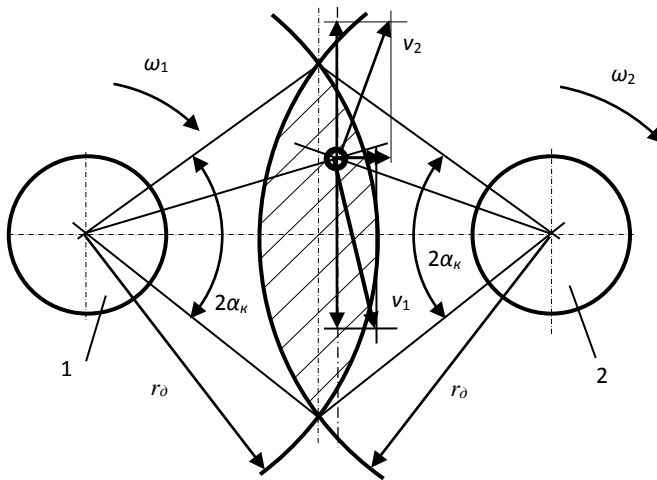


Рис. Определение степени переработки между дисками

Площадь S_{∂} поперечного сечения этой фигуры

$$S_{\partial} = b(h_{\partial} - \bar{b}_{\partial}), \quad (2)$$

где b – ширина проходного сечения; h_{∂} – шаг установки дисков на валу; \bar{b}_{∂} – толщина диска.

Ширина сечения потока материала между дисками изменяется от нуля до максимального значения b_{\max} и обратно до нуля. Текущее значение ширины сечения

$$b = (2 \cdot r_{\partial} - h_{\epsilon}) - 2 \int_0^{\alpha} db, \quad (3)$$

где db – дифференциал ширины сечения, выраженный через угол α , измеряемый от плоскости, содержащей оси валов,

$$db = r \cdot \sin \alpha \cdot d\alpha. \quad (4)$$

h_{ϵ} – шаг установки валов.

Интегрируя и определяя постоянную интегрирования при $\alpha = 0$, имеем

$$b = (2 \cdot r_{\partial} - h_{\epsilon}) - 2 \cdot r_{\partial} (1 - \cos \alpha), \text{ или } b = 2 \cdot r_{\partial} \cdot \cos \alpha - h_{\epsilon}. \quad (5)$$

Тогда

$$S_{\partial} = (h_{\partial} - \bar{\sigma}_{\partial}) \cdot (2 \cdot r_{\partial} \cdot \cos \alpha - h_{\epsilon}), \quad (6)$$

$$Q_{\partial} = (h_{\partial} - \bar{\sigma}_{\partial}) \cdot (2 \cdot r_{\partial} \cdot \cos \alpha - h_{\epsilon}) \cdot v. \quad (7)$$

При определении скорости материала в соответствующих сечениях считаем, что она возрастает от начального значения в наибольшем сечении до максимального значения в сечении наименьшей ширины в соответствии с условием $S \cdot v = \text{const}$.

Начальная площадь сечения $S_0 = a \cdot b$, где a – поперечный размер бункера устройства. Далее она уменьшается по закону

$$S = S_0 - 2 \cdot z_{\epsilon} \cdot z_{\partial} \cdot \bar{\sigma}_{\partial} \cdot r_{\partial} \cdot \cos \alpha \text{ при } r_{\partial} \cdot \sin \alpha \geq r_{cm};$$

$$S = S_0 - 2 \cdot z_{\epsilon} \cdot z_{\partial} \cdot \bar{\sigma}_{\partial} \cdot r_{\partial} \cdot \cos \alpha - 2 \cdot z_{\epsilon} \cdot z_{\partial} \cdot \bar{\sigma}_{cm} \cdot r_{cm} \cdot \cos \alpha \text{ при } r_{cm} \cdot \sin \alpha \geq r_{\epsilon}; \quad (8)$$

$$\begin{aligned} S &= S_0 - 2 \cdot z_{\epsilon} \cdot z_{\partial} \cdot \bar{\sigma}_{\partial} \cdot r_{\partial} \cdot \cos \alpha - 2 \cdot z_{\epsilon} \cdot z_{\partial} \cdot \bar{\sigma}_{cm} \cdot r_{cm} \cdot \cos \alpha - \\ &= 2 \cdot z_{\epsilon} \cdot b \cdot r_{\epsilon} \cdot \cos \alpha \\ &\text{при } r_{\partial} \cdot \sin \alpha \geq 0, \end{aligned}$$

где \bar{b}_δ , \bar{b}_{cm} – толщина диска и ступицы; r_δ , r_{cm} , r_θ – диаметры диска, ступицы и вала; z_θ , – число валов; z_δ – число дисков на валу.

При постоянной производительности Q средняя скорость потока материала $v = Q/S$. Через величину этой скорости определяем время нахождения перерабатываемого материала в пространстве между боковыми поверхностями дисков

$$t = l/v, \quad (9)$$

где l – длина пути материала при прохождении между боковыми поверхностями дисков. Это расстояние зависит от положения части рассматриваемого потока материала относительно валов

$$l = 2 \cdot r_\delta \cdot \sin \alpha_\kappa, \quad (10)$$

Степень переработки зависит от этого расстояния. Определяя элементарную степень переработки через скорости прилегающих к дискам слоев торфа

$$d\lambda_1 = \frac{1}{2} \cdot \frac{v_2 - v_1}{h_\delta - \bar{b}_\delta} \cdot dt, \quad (11)$$

где v_2 , v_1 – скорости торфа в местах соприкосновения его с боковыми поверхностями дисков.

$$d\lambda_1 = \frac{1}{2} \cdot \frac{v_2 - v_1}{h_\delta - \bar{b}_\delta} \cdot \frac{dl}{v} = \frac{v_2 - v_1}{h_\delta - \bar{b}_\delta} \cdot \frac{r_\delta \cdot \sin \alpha}{v} \cdot d\alpha. \quad (12)$$

Таким образом

$$\lambda_1 = \int_{-\alpha_\kappa}^{\alpha_\kappa} \frac{v_2 - v_1}{h_\delta - \bar{b}_\delta} \cdot \frac{r_\delta \cdot \sin \alpha}{v} \cdot d\alpha = \frac{r_\delta}{2 \cdot (h_\delta - \bar{b}_\delta) \cdot v} \int_{-\alpha_\kappa}^{\alpha_\kappa} (v_2 - v_1) \cdot \cos \alpha d\alpha \quad (13)$$

Производительность через часть сечения, в которой достигается степень переработки λ_1

$$dQ_1 = v \cdot dS, \quad (14)$$

где $dS_1 = (h_\delta - \bar{b}_\delta) \cdot r_\delta \cdot \cos \alpha \cdot d\alpha$.

Тогда

$$Q_1 = v \cdot r_\delta \cdot \cos \alpha . \quad (15)$$

Определим теперь среднюю степень переработки материала в пространстве между дисками

$$\lambda_{1c} = \frac{\int \lambda_1 dQ_1}{Q_{10}} = \frac{2 \cdot r_\delta^2}{Q(h_\delta - \bar{b}_\delta)} \cdot \int_0^{\alpha_\kappa} (v_2 - v_1) \cdot \cos \alpha d\alpha \cdot \int_0^{\alpha_\kappa} \cos \alpha d\alpha . \quad (16)$$

Если теперь определить среднее значение разности $v_2 - v_1$ скоростей торфа около боковых поверхностей дисков, то имеем окончательно

$$\lambda_{1c} = \frac{2 \cdot r_\delta^2 \cdot (v_2 - v_1)}{Q \cdot (h_\delta - \bar{b}_\delta)} \left(\int_0^{\alpha_\kappa} \cos \alpha \cdot d\alpha \right)^2 = \frac{2 \cdot r_\delta^2 \cdot (v_2 - v_1)}{Q \cdot (h_\delta - \bar{b}_\delta)} \cdot \sin^2 \alpha_\kappa , \quad (17)$$

где

$$\sin \alpha_\kappa = \frac{\sqrt{r_\delta^2 - h_\delta^2 / 4}}{r_\delta} . \quad (18)$$

Таким образом, определена степень переработки торфа за счет сдвиговых деформаций при движении между боковыми поверхностями дисков.

Литература

Опейко Ф.А. Торфяные машины. Минск, «Выш.школа», 1968. - 408 с.

**Рекомендации по выбору рациональных параметров
процесса размола древесных включений торфа**

Жигульская А. И., Фомин К.В.

Тверской государственной технической университет, РФ

Эффективное использование местных сырьевых ресурсов торфодобывающих регионов связано с решением проблемы утилизации болотной древесины, являющейся повышенным источником пожароопасности на действующих торфяных предприятиях.

Обоснование новых методов получения связующей добавки из древесных включений торфяной залежи связано с разработкой рекомендаций по выбору оптимальных параметров размольной гарнитуры и режимов работы технологического оборудования.

Наиболее существенными элементами гарнитуры, влияющими на эффективность размола, являются: толщина ножей и ширина канавок между ними, углы наклона ножей к радиусу диска, наличие и расположение перегородок в канавках между ножами.

Взаимосвязь показателей стоимости размола и удельного расхода электроэнергии такова: при увеличении числа ножей (т.е. повышении числа рабочих граней и, следовательно, режущей длины ножей) возрастает производительность мельницы при снижении удельного расхода электроэнергии на размол. Повышение режущей длины ножей может быть достигнуто (на одной площади размалываемого диска) за счет уменьшения толщины ножей и расстояния между ними. Расстояние между ножами определяется видом размалываемого сырья и его концентрацией: для пневмой древесины торфяной залежи при размоле низкой концентрации - 4 мм.

Угол скрещивания ножей гарнитуры ротора и статора является параметром, с помощью которого можно варьировать соотношение гидратирующего и укорачивающего воздействия на волокнистый материал, а также удельный расход электроэнергии на размол. Проведенные эксперименты показали, что при радиальном расположении ножей происходит более сильное режущее действие на массу при минимальной энергоемкости размола, а при угле наклона ножей к радиусу диска равном 45° - расчесывание волокна при максимальной энергоемкости процесса, поэтому средний угол наклона

ножей к радиусу колеблется между двумя этими крайними положениями и составляет $12\div 25^\circ$.

По сравнению с режущей длиной влияние угла наклона ножей на эффективность размола менее значительна, она определяется главным образом производительностью мельницы и энергоемкостью процесса размола.

Металлическая гарнитура в процессе эксплуатации подвергается коррозии и сильному абразивному износу, поэтому при получении опытных партий древесно-волокнутой массы из пневмой древесины торфяной залежи был исследован процесс размола с использованием комбинированной металлокерамической гарнитуры. Специальная конфигурация ножей и материал керамической гарнитуры снижают удельный расход электроэнергии на размол: при размоле массы низкой концентрации за счет снижения гидродинамических потерь в зоне размола; при размоле массы высокой концентрации за счет большего прироста степени помола за проход через мельницу.

После проведения экспериментов с использованием металлокерамической гарнитуры необходимо отметить следующие преимущества: снижение энергоемкости размола на $10\div 30\%$; повышение качества готовой продукции на 10% и выше; снижение стоимости гарнитуры в $2\div 3$ раза; снижение шумового фона на $8\div 10$ дБ.

Рекомендовано, по результатам промышленных экспериментов, производить размол пневмой древесины торфяной залежи в две ступени. Первая ступень: дефибратор (установка горячего размола – УГР-03), где совмещены камера пропаривания непрерывного действия и камера размола. Для обеспечения минимальной энергоемкости размола, определены оптимальные параметры работы установки: температура $170\div 180^\circ$, время пропарки $60\div 90$ с, давление пара $0,6\div 1,0$ МПа. Степень размола получаемой массы $10\div 12^\circ\text{ШР}$.

Установлено методом экспертных оценок, что при размоле пневмой древесины торфяной залежи, на второй ступени следует применять дисковые мельницы. Определен показатель удельной нагрузки на кромки ножей B_s , который характеризует качество размола пневмой древесины. При расчетном значении $B_s = 1,5$ Дж/м, минимальный расход полезной энергии на размол $A_n = 1000$ МДж/т, степень размола $35\div 55^\circ\text{ШР}$, содержание длинноволокнутой фракции до 80% . Использование металло-

керамической гарнитуры при размоле пневмой древесины торфяной залежи позволяет снизить энергозатраты на 20÷30 %.

На основе проведенных исследований при получении опытных партий древесно-волоконистых масс разработаны модели процессов размола и взаимодействия рабочих органов (гарнитуры). Для первой ступени размола рекомендован дефибратор (установка горячего размола – УГР-03), где совмещены камера пропаривания непрерывного действия и камера размола, оснащенная двумя дисками, один из которых вращающийся.

Высокое давление насыщенного пара рекомендуется для создания благоприятных условий размола и снижения расхода электроэнергии на приготовление волокна. Размол подогретой щепы экономичен с точки зрения расхода электроэнергии.

Температуру в дефибраторе поддерживают подачей насыщенного пара. Повышение температуры при дефибрировании не только снижает расход энергии, но и улучшает качественные показатели получаемой древесно-волоконистой массы, как подтверждают результаты исследований по размолу щепы из древесных включений торфяной залежи. Особенно резкое снижение расхода энергии на дефибрирование наблюдается при температуре 170...180°.

Удельная нагрузка на кромки ножей имеет определенный физический смысл, т. к. полезная мощность отнесена к длине ножевых кромок, а не к площади размалывающей поверхности, что указывает на превалирующее значение ножевых кромок (участков рабочих поверхностей ножей, покрытых волокнистыми наслойками) в процессе размола.

При равных удельных нагрузках на кромках ножей ($B_s = const$), отношениях секундной режущей длины к производительности ($L_o = L_s/Q = const$), углах наклона ножей к образующей, а также материале гарнитуры качество массы, размолотой на различных по типу мельницах, должно быть одинаковым. Комплекс L_o фактически характеризует величину обратную количеству волокон, откладываемых на 1 м длины ножевых кромок.

$$B_s L_o = \frac{N_{p1}}{Q_1} = \frac{N_{p2}}{Q_2} = A_n = const.$$

Это выражение представляет собой удельный полезный расход энергии, имеющий более ясный физический смысл, чем величина

L_Q . Таким образом, при прочих равных условиях обеспечение одинаковых значений удельной нагрузке Bs и удельного полезного расхода энергии A_n должно обеспечить одинаковое качество обрабатываемых волокон.

В размалывающих машинах качество разработки волокна определяет количество работы, затраченной на обработку волокон. Отнеся эту работу к массе волокна, прошедшего зону размола, получим показатель полезного удельного расхода энергии, МДж/т:

$$A_n = N_p \cdot t / m = (N_0 - N_{x.x}) / Q \quad (1)$$

где $N_p = N_0 - N_{x.x}$ – полезная мощность размола, кВт; N_0 – общая мощность, потребляемая мельницей, кВт; $N_{x.x}$ – мощность холостого хода, потребляемая мельницей при перекачке массы, кВт; t – время размола, ч; m – масса а.с.в., размалываемого мельницей за время t , т; $Q = 24m/t$ – производительность мельницы, т/сут а.с.в.

Наряду с показателем A_n для характеристики работы размалывающей машины часто применяется показатель общего удельного расхода энергии A_0 , МДж/т:

$$A_0 = 24N_0 / Q. \quad (2)$$

Экспресс–методом оценки работы размалывающей мельницы является прирост степени помола массы за проход в зависимости от удельного расхода полезной или общей электроэнергии. Поскольку на качество размола практически оказывает влияние только полезная мощность, для расчета размалывающих машин введем показатель полезной удельной энергоёмкости размола E_n , МДж/(т·°ШР), который можно определить по формуле

$$E_n = \frac{\Delta A_n}{\Delta^\circ \text{ШР}} = \frac{N_p \Delta t}{m \Delta^\circ \text{ШР}}, \quad (3)$$

где ΔA_n – удельный полезный расход энергии, необходимый для получения определенного прироста степени помола массы ($\Delta^\circ \text{ШР}$).

Выразим E_n с учетом производительности мельницы:

$$E_n = \frac{N_p}{Q\Delta^\circ ШР}, \quad (4)$$

Этот показатель (при соблюдении постоянного удельного давления в зоне размола) не зависит от типа размалывающих машин, а определяется видом волокна и его сопротивляемостью размолу.

Следовательно, после проведения теоретических исследований в ходе апробации модели процессов размола и взаимодействия рабочих органов (гарнитуры) для получения качественной волокнистой массы, пригодной по всем свойствам и характеристикам для связующей добавки, определены оптимальные режимы работы технологического оборудования с позиции минимальной энергоемкости его работы.

Литература

Жигульская А.И., Самсонов Л.Н. Минимальная энергоемкость работы размольного оборудования в производстве связующей добавки торфяных горшочков. Горный информационно-аналитический бюллетень №12, 2003.

УДК 634.0.31

Механико-математическая модель рубильной машины с барабанным режущим рабочим органом

Таяновский Г.А., Хамицевич М.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Рубильные машины в условиях торфоразработок используются для измельчения на топливную щепу предварительно разделанной на допустимые по размеру части скорчеванной пневой древесины. Динамическая система рубильной машины с барабанным режущим органом включает: привод режущего барабана; привод подающего вальца; привод пластинчатого конвейера; привод метателя. Приводы испытывают значительные динамические нагрузки при взаимодействии с исходным древесным материалом. При проектном выборе параметров приводов этих машин необходимо учитывать уровень их динамической нагруженности.

На стадии проектирования рубильной машины оценить величины динамических нагрузок в приводах ее активных рабочих органов можно путем моделирования. При составлении динамической системы и математическом описании ее функционирования приняты

следующие допущения: динамическая система трансмиссии может быть представлена в виде дискретной с сосредоточенными массами, связанными безинерционными упруго-демпфирующими связями [1]; учитывается продольная и поперечная жесткости перерабатываемой пачки пнево́й древесины; толщина пачки перерабатываемого древесного материала по длине изменяется как монотонная случайная функция.

Рабочий процесс рубильной машины является нестационарным и состоит из повторяющихся неустановившихся процессов загрузки пнево́й нерубленой массы в приемный порт машины с участием подающих рабочих органов, измельчения ножевым режущим барабаном, загрузки полученной щепы метателем в бункер-накопитель.

На схеме динамической системы рубильной машины обозначено (рисунок 1): $M_d(\omega, h)$ – момент двигателя, зависящий от угловой скорости и положения рейки топливного насоса; $I_{\dot{a}}, I_{\ddot{a}}, I_{j_1}, I_{j_2}, I_{\delta}, I_{\delta'}, I_{\epsilon}, I_{\dot{a}}$ – моменты инерции, приведенные к валу двигателя, соответственно: двигателя с ведущими частями муфты сцепления; ведомой части муфты сцепления; ведущего шкива клиноременной передачи; ведомого шкива клиноременной передачи; ротора метателя; режущего ротора; подвижных деталей приемного конвейера; прижимного вальца; $M_c(t)$ – момент трения в муфте сцепления; M_{pn} – момент трения в контакте клиновых ремней со шкивом; M_p – момент сопротивления резанию, приложенный к режущему ротору; M_{ω}, M_{κ} – крутящий момент, развиваемый соответственно, вальцом и приемным конвейером; $m_{\dot{a}}$ – масса измельчаемой древесины; C_{ij} – приведенные к валу двигателя жесткости частей привода между соответствующими сосредоточенными массами динамической системы; k_{ij} – приведенные к валу двигателя коэффициенты неупругого сопротивления относительно повороту масс динамической системы при крутильных колебаниях; $k_{\dot{a}}, C_{\dot{a}}$ – коэффициент неупругого сопротивления и жесткость подвески прижимного подающего вальца.

Схема динамического взаимодействия с измельчаемой древесиной режущего и подающих рабочих органов показана на рис. 2.

$$I_1 = I_{\ddot{a}}; \quad I_3 = I_{\dot{\lambda}_1}; \quad I_4 = I_{\dot{\lambda}_2}; \quad I_5 = I_{\ddot{o}}; \quad I_6 = I_{\dot{\delta}}; \quad \omega_2 = \omega_{\bar{n}}; \\ \omega_3 = \omega_{\dot{\lambda}_1}; \quad \omega_4 = \omega_{\dot{\lambda}_2}; \quad \omega_5 = \omega_{\ddot{o}}; \quad \omega_6 = \omega_{\dot{\delta}}.$$

Дифференциальные уравнения движения масс расчетной динамической системы (рисунок1) имеют вид:

$$I_1 \cdot \dot{\omega}_1 = M_{\ddot{a}}(\omega, h) - M_{\dot{\delta}}(t);$$

при включении муфты сцепления ее момент определяется из выражений:

$$M_{\dot{\delta}}(t) = k_{\dot{\delta}} \cdot t; \quad k_{\dot{\delta}} = \frac{M_{\bar{n}\max}}{T_{\ddot{a}\ddot{e}\ddot{e}}};$$

или

$$M_{\dot{\delta}}(t) = M_{\dot{\delta}\max} \left(1 - e^{-k_{\dot{\delta}}^* t}\right).$$

$$I_2 \cdot \dot{\omega}_2 = M_{\bar{n}}(t) - M_{23} - k_{23} \cdot (\omega_2 - \omega_3);$$

после кинематического замыкания муфты сцепления $\omega_1 = \omega_2$ и

$$(I_1 + I_2) \cdot \dot{\omega}_1 = M_{\ddot{a}}(\omega, h) - M_{23};$$

$$(I_1 + I_2) \cdot \dot{\omega}_2 = M_{\ddot{a}}(\omega, h) - M_{23};$$

$$I_3 \cdot \dot{\omega}_3 = M_{23} - M_{34} + k_{23} \cdot (\omega_2 - \omega_3) - k_{34} \cdot (\omega_3 - \omega_4);$$

$$I_4 \cdot \dot{\omega}_4 = M_{34} - M_{45} - M_{46} + k_{34} \cdot (\omega_3 - \omega_4) - k_{45} \cdot (\omega_4 - \omega_5) - k_{46} \cdot (\omega_4 - \omega_6) - M_{\dot{\lambda}_1};$$

$$I_5 \cdot \dot{\omega}_5 = M_{45} - M_{\ddot{o}} + k_{45} \cdot (\omega_4 - \omega_5);$$

$$I_6 \cdot \dot{\omega}_6 = M_{46} - M_{\dot{\delta}} + k_{46} \cdot (\omega_4 - \omega_6) - M_{f\dot{\delta}};$$

$$\dot{M}_{23} = c_{23}(\omega_2 - \omega_3); \quad \dot{M}_{34} = c_{34} \left(\omega_3 - \omega_4^{\ddot{a}} \cdot \frac{1}{1 - \delta_{\dot{\lambda}_1}} \right);$$

$$M_{34} = M_{\dot{\lambda}_1\max} \cdot \left(1 - e^{k_{\dot{\lambda}_1} \delta_{\dot{\lambda}_1}}\right),$$

откуда

$$\delta_{\dot{\lambda}_1} = \frac{\omega_3 - \omega_4^{\ddot{a}}}{\omega_3} = -\frac{1}{k_{\dot{\lambda}_1}} \cdot \ln \left(\frac{M_{\dot{\lambda}_1\max} - M_{34}}{M_{\dot{\lambda}_1\max}} \right),$$

где $\delta_{\partial r}$ – проскальзывание ремней клиноременного привода режущего ротора, тогда действительная угловая скорость вращения 4-ой массы динамической системы определится из выражения

$$\omega_4^{\dot{i}} = \omega_4 (1 - \delta_{\partial r}), \quad \omega_4 = \frac{\omega_4^{\dot{i}}}{1 - \delta_{\partial r}};$$

$$\dot{M}_{45} = c_{45} (\omega_4 - \omega_5); \quad \dot{M}_{46} = c_{46} (\omega_4 - \omega_6)$$

$$m_{\dot{a}} \cdot \dot{v}_{\dot{a}} = P_{\tau} \cdot \cos \varphi - P_N \cdot \sin \varphi + \frac{M_{\dot{a}}}{r_{\dot{a}}} + \frac{M_{\dot{e}}}{r_{\dot{e}}} - F_N;$$

$$\dot{F}_N = c_{\dot{a}i} (\dot{i}_{\dot{n}\partial} - v_{\dot{a}}),$$

где $m_{\dot{a}}$ – масса подаваемого материала, является уменьшающейся переменной величиной. Уменьшение массы прямо пропорционально частоте вращения, числу ножей режущего барабана, площади поперечного сечения материала и его плотности, при допущении о постоянстве плотности по длине измельчаемого материала; P_{τ} , P_N – тангенциальная и нормальная составляющие усилия резания; φ – угол встречи ножа с материалом.

$$I_{\dot{a}} \cdot \dot{\omega}_{\dot{a}} = M_{\dot{a}} (\omega_{\dot{a}}) - R_{\dot{a}} \cdot \varphi_{\dot{a}\max} \cdot (1 - e^{k_{\dot{a}} \delta_{\dot{a}}});$$

$$I_{\dot{e}} \cdot \dot{\omega}_{\dot{e}} = M_{\dot{e}} (\omega_{\dot{e}}) - R_{\dot{e}} \cdot \varphi_{\dot{e}\max} \cdot (1 - e^{k_{\dot{e}} \delta_{\dot{e}}}),$$

где $\varphi_{\dot{a}\max}$ – коэффициент сцепления выступов прижимного вальца с материалом; $\hat{e}_{\dot{e}}, \delta_{\dot{e}}$ – коэффициент аппроксимации кривой и буксование вальца относительно материала; $\hat{e}_{\dot{e}}, \delta_{\dot{e}}$ – коэффициент аппроксимации кривой и проскальзывание конвейера относительно материала.

$R_{\dot{a}} = R_{\dot{e}}$ определяются жесткостью пачки пневой древесины между подающими рабочими органами.

Уравнение движения рычага с прижимным вальцом представляет собой уравнение равновесия моментов относительно точки $O_{\dot{\delta}}$:

$$c_{\dot{a}} \cdot (h_{\dot{a}} - h_{\min}) + k_{\dot{a}} \cdot \omega_{\delta} \cdot \text{sign } \omega_{\delta} + m_{\delta \ddot{a}} \cdot \frac{d^2 q_{\dot{a}}}{dt^2} +$$

$$+ I_{\delta \ddot{a}} \cdot \frac{1}{l_{\dot{a}}} \cdot \frac{d^2 q_{\dot{a}}}{dt^2} - c_{\dot{a}} \cdot \frac{l_n}{l_{\dot{a}}} \cdot (h_{\dot{a}} - h_{\min}) - k_{\dot{a}} \cdot \frac{l_A}{l_{\dot{a}}} \cdot \frac{dq_{\dot{a}}}{dt} = 0;$$

$$R_{\dot{a}} = R_{\dot{e}} = c_{\dot{a}} (h_{\dot{a}} - h_{\min}) + k_{\dot{a}} \cdot \omega_{\delta} \cdot \text{sign } \omega_{\delta},$$

где $q_{\dot{a}}$ – ордината толщины подаваемого материала.

Момент двигателя берется из описания его скоростной характеристики [1].

Моменты и угловые скорости роторно-плунжерных гидромашин, используемых для привода подающих рабочих органов рубильной машины, а также другие необходимые величины определяются из следующих зависимостей [1]:

$$M_{i_1} = \frac{\Delta p_{i_1} \cdot q_{\dot{\alpha} i_1} \cdot \eta_{i_1}}{2\pi} - \text{момент, необходимый на привод насоса;}$$

$$q_{\dot{\alpha} i_1} = \frac{\pi d_{i_1}^2}{4} \cdot Z_{i_1} \cdot D_{i_1} \cdot \text{tg } \beta_{i_1} - \text{удельная подача насоса;}$$

$$\omega_{i_1} = \omega_4 = \frac{\eta_{0i_1} Q_{i_1}}{q_{Ti_1}} - \text{угловая скорость насоса;}$$

$$M_{i_2} = \frac{\Delta p_{i_2} \cdot q_{Ti_2} \cdot \eta_{i_2}}{2\pi};$$

$$q_{Ti_2} = \frac{\pi d_{i_2}^2}{4} \cdot Z_{i_2} \cdot D_{i_2} \cdot \text{tg } \beta_{i_2}; \quad \omega_{i_2} = \omega_{\dot{a}} = \frac{\eta_{0i_2} Q_{i_2}}{q_{Ti_2}};$$

$$\delta_{\dot{a}} = \frac{\omega_{\dot{a}} \cdot r_{\dot{a}} - v_{\dot{a}}}{\omega_{\dot{a}} \cdot r_{\dot{a}}} - \text{безразмерная величина проскальзывания кон-}$$

вейера относительно материала;

$$M_{\dot{a}} = M_{M_{\dot{a}}} = \frac{\Delta p_{M_{\dot{a}}} \cdot q_{TM_{\dot{a}}} \cdot \eta_{M_{\dot{a}}}}{2\pi}; \quad q_{TM_{\dot{a}}} = \frac{\pi d_{M_{\dot{a}}}^2}{4} \cdot Z_{M_{\dot{a}}} \cdot D_{M_{\dot{a}}} \cdot \text{tg } \beta_{M_{\dot{a}}};$$

$$\omega_{\hat{a}} = \omega_{M_{\hat{a}}} = \frac{\eta_{0M_{\hat{a}}} Q_{M_{\hat{a}}}}{q_{TM_{\hat{a}}}}; \quad \delta_{\hat{e}} = \frac{\omega_{\hat{e}} \cdot r_{\hat{e}} - v_{\hat{a}}}{\omega_{\hat{e}} \cdot r_{\hat{e}}};$$

$$M_{\hat{e}} = M_{M_{\hat{e}}} = \frac{\Delta p_{M_{\hat{e}}} \cdot q_{TM_{\hat{e}}} \cdot \eta_{M_{\hat{e}}}}{2\pi};$$

$$q_{TM_{\hat{e}}} = \frac{\pi d_{M_{\hat{e}}}^2}{4} \cdot Z_{M_{\hat{e}}} \cdot D_{M_{\hat{e}}} \cdot \text{tg} \beta_{M_{\hat{e}}}.$$

Мгновенная секундная объемная производительность рубильной машины в период измельчения материала равна

$$q_{\delta\hat{a}} = S_{\substack{\hat{c}\hat{a}\hat{a}\hat{d} \\ \hat{i}\hat{a}\hat{d}\hat{d}\hat{i}\hat{a}}} \cdot h_{\hat{a}} \cdot v_{\hat{a}};$$

Момент трения торца материала о межножевую поверхность ба-
рабана $M_{f\hat{d}} = F_N \cdot f_{\hat{a}\hat{d}}$. Сила резания $\bar{P}_{\tau} + \bar{P}_N = \bar{P}_{\delta\hat{a}\hat{c}}$. Удельная,
на единицу ширины s материала, сила резания

$$p_{\delta\hat{a}} = p(\alpha) \cdot a_{\rho} \cdot a_w \cdot a_s \cdot a_t; \quad a_{\rho} \cdot a_w \cdot a_s \cdot a_t,$$

здесь произведение поправочных коэффициентов, соответствен-
но, на степень затупления ножей, на влажность пневой древесины,
на случай использования мороженой пневой древесины, на породу
пневой древесины. Тогда

$$P_{\delta\hat{a}\hat{c}} = p_{\delta\hat{a}} \cdot h_{\hat{a}} \cdot s; \quad P_{\tau} = P_{\delta\hat{a}\hat{c}} \cdot \cos \varepsilon; \quad P_N = P_{\delta\hat{a}\hat{c}} \cdot \sin \varepsilon;$$

$\dot{l}_{\hat{n}\hat{d}\hat{d}} = n_{\hat{i}\hat{a}\hat{e}\hat{e}} \cdot l_{\hat{u}\hat{a}\hat{u}} \cdot \omega_6$ – скорость укорочения древесины в
направлении подачи (см. рисунок 3);

Объемная часовая производительность рубильной машины учи-
тывает структуру рабочего цикла и определяется из выражения

$$Q_{M_{\hat{a}}} = \frac{k_{\substack{\hat{d}\hat{a}\hat{c}\hat{d}\hat{u}\hat{e}\hat{e}\hat{a}\hat{i}\hat{e}\hat{y} \\ \hat{i}\hat{a}\hat{n}\hat{u}\hat{i}\hat{i}\hat{e} \\ \hat{u}\hat{a}\hat{u}}} T_{\hat{\delta}}}{T_{\hat{\delta}}} \int_0^{T_{\hat{\delta}}} n_{\hat{i}\hat{a}\hat{e}\hat{e}} \cdot l_{\hat{u}\hat{a}\hat{u}} \cdot \omega_{\hat{a}} \cdot h_{\hat{a}} \cdot s \cdot dt; \quad M_{\hat{\delta}} = P_{\tau} \cdot r_{\hat{i}\hat{a}\hat{e}\hat{e}};$$

Некоторые необходимые вспомогательные величины определя-
ются из следующих выражений (см. рисунок 3):

$$OD = A - h_{\hat{a}}; \quad \sin \varepsilon = \frac{OD}{R} = \frac{A - (h_{\hat{a}} - \omega_6 \cdot R \cdot t_{\delta\hat{a}\hat{c}})}{R},$$

при $\arcsin \frac{A}{R} > \varepsilon > \arcsin \frac{A-h_a}{R}$; $h_a^* = h_a - \omega_6 \cdot R \cdot t_{\delta a \zeta}$;

$$\alpha + \beta + \varphi = \pi; \quad \cos \varepsilon = \frac{\sqrt{R^2 - (A-h_a)^2}}{R};$$

Длина щепы $l_a \approx h_a \cdot \frac{1}{\cos \varepsilon} = \frac{h_a \cdot R}{\sqrt{R^2 - (A-h_a^*)^2}}$;

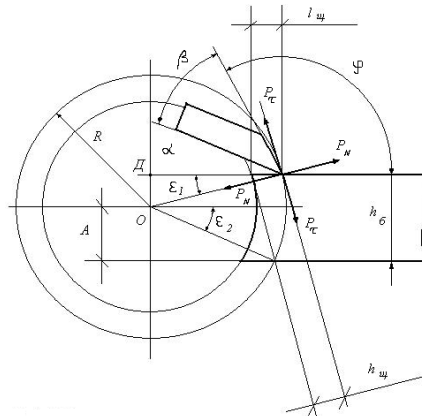


Рис. 3. Схема к определению параметров резания

Для роторного метателя с радиальными лопастями, в первом приближении: $M_{щ} = m_{щ} \cdot \omega_s^2 \cdot f_{mp} \cdot R_{л} \cdot ((R_{л} + r_6)/2)$, где $m_{щ}$ – масса щепы, взаимодействующая с лопастями ротора метателя; r_6 – радиус вала ротора метателя.

Разработанная механико-математическая модель рубильной машины, предназначенной для переработки на топливную щепу скорчеванной на торфяной залежи пневой древесины, позволяет выполнять многовариантный предпроектный параметрический анализ динамики ее рабочего процесса, с целью последующего выбора рациональных конструктивных и режимных параметров.

Литература

Тарасик В.П. Математическое моделирование технических систем: Учебник для вузов. – Мн.: ДизайнПРО, 1997. – 640 с.

**Запасы и использование нерудных материалов
в дорожном хозяйстве Республики Беларусь**

Леонович И.И., Бабаскин Ю.Г.

Белорусский национальный технический университет

Дорожное хозяйство Республики Беларусь представляет собой развитую систему. По состоянию на 01.01.2012г. оно включает более 86 тыс. км автомобильных дорог общего пользования, что на 1000 км² территории составляет 417 км и на 1000 жителей 9,2 км дорог.

Республиканские дороги имеют протяженность около 16 тыс. км, а местные выше 70 тыс. км. К одному километру дорог тяготеет около 270 гектаров общей территории страны. Плотность дорожной сети по областям республики (км/1000 км²): Брестская – 325,5; Витебская – 442,8; Гомельская – 306,9; Гродненская – 512,9; Минская – 481,2; Могилевская – 458,0. Типы покрытий на республиканских дорогах: цементобетонные – 421 км (2,7%), асфальтобетонные – 14744 км (94,9%), черногравийные и чернощебеночные – 165 км (1,1%), гравийные и щебеночные – 204 км (1,3%), а на местных дорогах: цементобетонные – 841 км (1,2%), асфальтобетонные – 30585 км (43,2%), черногравийные и чернощебеночные – 1019 км (1,4%), мостовые – 214 км (0,3%), гравийные и щебеночные – 26473 км (37,3%), грунтовые – 117,42 км (16,6%). Территорию Беларуси пересекают два трансевропейских транспортных коридора, определенных по международной классификации под номером II (Запад – Восток) и под номером IX (Север – Юг) с ответвление IX В (Гомель – Прибалтика). На автомобильных дорогах общего пользования эксплуатируется около 5,8 тыс. мостов и путепроводов протяженностью более 200 тыс. погонных метров и 95 тысяч водопропускных труб длиной 1362 тыс. п.м. Кроме этого на республиканских и местных автомобильных дорогах имеется множество других сооружений и объектов, обеспечивающих инженерное обустройство, регулирование и безопасность дорожного движения, придорожный сервис и другие функции дорожно-транспортной инфраструктуры [1].

Для создания и развития дорожного комплекса страны, поддержания в требуемом эксплуатационном состоянии дорог и всех относящихся к ним сооружений, необходимы различные материалы и в первую очередь местные нерудные материалы природного проис-

хождения такие как грунт, гравий, щебень, известь, доломитовый порошок, камни и др. Физико–механические свойства нерудных материалов варьируют в значительных пределах, а поэтому их применения связано с полевыми и лабораторными исследованиями.

Требования к нерудным дорожно–строительным материалам

Нерудные материалы отличаются различными физико–механическими свойствами и это необходимо учитывать при их использовании в дорожных целях [2]. Грунты, как известно, используются при возведении земляного полотна дорог, создания естественного основания дорожной одежды, как среда при устройстве подпорных стенок, фундаментов, прокладки тоннелей, водоотводных сооружений и как исходный продукт для получения дорожно–строительных материалов и т.п. Основными разновидностями грунтов являются: песок, супесь, суглинок, глина, гравий, морена, мергель, торф и др. Важно правильно оценить их свойства и обоснованно принять решения по их использованию. От физико–механических свойств грунтов зависит прочность и устойчивость дорожной конструкции, ее водно–тепловой режим, выбор способа производства земляных работ при строительстве и ремонте дорог. Классифицируются грунты (в соответствии с СТБ 943-2007) по числу пластичности, гранулометрическому составу и процентному содержанию песчаных частиц от веса сухого грунта и по другим показателям. При возведении земляного полотна могут использоваться любые грунты, но при этом необходимо предусмотреть меры по предотвращению пучинообразования, водной и ветровой эрозии [3].

К щебню из плотных горных пород используемому в асфальто–бетонном производстве в соответствии с СТБ 1311-2002 предъявляются требования по составу и ряду технических характеристик. Зерновой состав кубовидного щебня выпускается фракциями: 2,5-3; 5-7,5; 5-10; 7,5-12,5; 10-15; 12,5-17,5; 15-20, а механические свойства по прочности, истираемости, морозостойкости и другие показатели должны соответствовать требованиям утвержденного регламента. В зависимости от содержания зерен кубовидной, пластической и игольчатой формы, а также содержания пылеватых и глинистых частиц, щебень классифицируется по сортам в соответствии с таблицей 1.

Таблица 1 Сортность кубовидного щебня

Сорт кубовидного щебня	Содержание зерен кубовидной формы, % масс, не менее	Содержание зерен пластической и игольчатой формы, % масс, не менее	Содержание пылеватых и глинистых частиц, % масс, не менее
I	65	8	0,5
II	50	15	1,0

Особого внимания в дорожной практике заслуживают вопросы инженерной мелиорации грунтов, т.е. их стабилизация путем оптимизации гранулометрического состава или путем выделения вяжущих материалов. Однако не все грунты в равной степени пригодны для укрепления тем или иным вяжущими материалами. В зависимости от пригодности для укрепления вяжущими материалами грунты подразделяются на пригодные, условно – непригодные и непригодные.

К пригодным относятся грунты различного гранулометрического состава, за исключением крупнообломочных, органогенных и жирных глин. Они пригодны для укрепления либо в естественном виде, либо с введением гранулометрических добавок или поверхностно – активных веществ. Эта группа грунтов подразделяется на четыре подгруппы.

К условно – непригодным относятся крупнообломочные грунты, в которых содержится большое количество песчано-глинистых фракций и значительное количество крупных обломков различных горных пород.

К непригодным относятся в основном жирные глины. Для стабилизации пригодных грунтов применяются: известь, битум, цемент, деготь, битумные эмульсии и другие вяжущие материалы.

Запасы нерудных материалов в Беларуси

Можно с уверенностью констатировать, что в Республики Беларусь имеются значительные запасы природных нерудных материалов[4]. Причем характерно, они практически имеются во всех областях, что способствует их эффективному использованию дорожными организациями. По гранулометрическому составу грунтовые запасы характеризуются данными, приведенными в таблице 2.

Таблица 2. Гранулометрический состав грунтов по областям (%)

Область	Глина и суглинок тяжелый	Суглинок средний и мелкий	Супесь	Грунты песчаные	Грунты торфяные
Брестская	0	4	30	46	20
Витебская	3	44	37	7	9
Гомельская	0	4	35	45	16
Гродненская	1	3	71	15	10
Минская	0	22	45	14	19
Могилевская	0	33	48	12	7
ИТОГО	1	18	44	23	14

Балансовые запасы месторождений песчано–гравийных пород, которые чаще всего используются в дорожном строительстве приведены в таблице 3.

Таблица 3. Балансовые запасы месторождений песчано–гравийных пород, тыс.м³.

Область	Степень освоения месторождения				ВСЕГО
	Разрабатываемые	Подготовленные к разработке	Резервные	не намеченные к разработке	
Брестская	42664	16737	-	2511	61912
Витебская	143470	1929	4489	10551	160439
Гомельская	-	-	-	-	0
Гродненская	61414	-	16865	-	78279
Минская	165184	-	73893	13871	252948
Могилевская	45662	-	-	-	45662
ИТОГО	458394	18666	95247	26933	599240

Эти запасы находятся в 145 месторождениях: в Брестской области – 12 месторождений; в Витебской области – 49; в Гродненской области – 33; в Минской области – 43 и в Могилевской области – 8. В Гомельской области месторождений гравийно – песчаных пород не имеется. Наиболее крупными месторождениями являются: в Брестской области (Козловичи - 17211 тыс.м³, Летвичи – 12838 тыс.м³, Минковичи – 9328 тыс.м³); в Витебской области (Крулевщина - 38005 тыс.м³, Боровое – 37054 тыс.м³, Наташино – 23649 тыс.м³); в Гродненской области (Индурское – 16917 тыс.м³, Кошели

– 10581 тыс.м³ и Ковали – 6324 тыс.м³; в Минской области (Минское – 57663 тыс.м³, Слобода – 30723 тыс.м³, Скобин – 28894 тыс.м³) и в Могилевской области (Дубровка – 16951 тыс.м³, Охотици – 12757 тыс.м³, Черное – 7662 тыс.м³).

В ста месторождениях имеются запасы строительного песка, промышленная категория, которых составляет 475772 тыс.м³. Балансовые запасы их учтены в 99 месторождениях: в Брестской – 7, Витебской – 24, Гомельской – 12, Гродненской – 12, Минской – 23 и Могилевской – 21.

Основными компонентами для производства асфальтобетона является щебень. Он в составе асфальтобетона занимает по массе около 80%. Щебень является важной составляющей и при производстве цементобетонных и железобетонных для объектов дорожно-мостового строительства. Сырьем для производства щебня являются горные породы Березниковского, Глушковичского, Микашевичского, Ситницкого, Сенкевичского, Лонского и другие месторождений. Запасы этих месторождений по промышленным и разведанным категориям соответственно составляют многие сотни миллионов кубических метров. Из пород Микашевичско – Житковичского выступают получают щебень марки 800–1400. При его переработке в кубовидную форму он полностью соответствует требованиям системе менеджмента качества в современном производстве асфальтобетонных смесей СТБ 1311-2002.

Мелким заполнителем асфальтобетонных смесей является доломитовый порошок. Его получают из доломитов – горной породы, включающей соединения $\text{CaCO}_3 + \text{MgCO}_3$. Предел прочности на сжатие плотных доломитов изменяется от 47,6 до 109,2 МПа. Средний коэффициент фильтрации – около 17,6 м/сут.

Минеральный порошок должен быть сухим, рыхлым (не комкаться) и удовлетворять следующим требованиям: тонкость помола (проходит через сито 1,25 без остатка, 0,315 – не менее 90%, 0,071 – не менее 70%; пористость не более 35% объема при уплотнении порошка нагрузкой 30 МПа; коэффициент гидрофильности частиц мельче 1,25 мм – не более 1,0.

Месторождения доломитов находятся в основном в Витебской и Могилевской областях. Всего их свыше 30-ти. Наиболее крупными категории С являются Осинторфское (2630861 тыс. т.), Руба (807699 тыс. т.), Бельки (903288 тыс. т.), Речки (545476 тыс. т.) и др.

Для дорожного строительства несомненный интерес представляют многие виды каменных материалов и известь, а для зимнего содержания дорог соли и солевые рассолы. Можно надеяться, что геологоразведочные работы, которые проводятся в нашей республике довольно широко, будут и впредь находить полезные ископаемые и тем самым расширять базу сырьевых ресурсов для дорожного хозяйства.

Заключение

1. Строительство и эксплуатация автомобильных дорог связаны с широким использованием различных стройматериалов и в первую очередь природного происхождения таких как песок, гравий, щебень и др.
2. В Республике Беларусь имеются значительные запасы природных нерудных материалов пригодных для дорожного строительства. Среди них залежи каменных материалов, строительных песков, песчано-гравийных смесей и др. Различия физико-механических, водно-физические и других свойств диктует необходимость в каждом конкретном случае принимать решения их применение с учетом технической возможности и экономической целесообразности.
3. Дороги имеют линейный характер и на их протяжении инженерно-геологические условия могут принципиально и неоднократно меняться, притрассовые карьеры также могут иметь залежи песка, гравия и других грунтов различных качеств. Все эти особенности необходимо тщательно изучать в процессе изыскания и максимально учитывать при принятии проектных решений.
4. Дороги могут строиться в самых различных гидрогеологических условиях, в том числе и в крайне неблагоприятных для строителей. Важно принять оптимальное решение как по выбору конструкции земляного полотна и дорожной одежды, так и технологии производства строительных работ, обеспечивающих максимальный эффект при минимальных затратах на стадии строительства и эксплуатации дорог.
5. Необходимо давать всестороннюю оценку выбираемых для дорожных целей материалов; определять физико-механические, водно-физические и другие свойства; прогнозировать и оценивать внешние факторы, влияющие на материалы и конструкции, включая возможные неблагоприятные последствия для окружающей среды.

Литература

1. Леонович, И.И. Диагностика автомобильных дорог/ И.И. Леонович, С.В. Богданович, И.В. Нестерович//.-Минск: Новое знание: М.: ИНФРА. - М. - 2011.-350 с.
2. Казарновский, В.Д. Основы инженерной геологии, дорожного грунтоведения и механики грунтов (Краткий курс). - М., -2007. – 284 с.
3. Полезные ископаемые Беларуси. К 75-летию БелНИГРИ/ Ред кол.: П.З. Хомич и др. -Мн: Адукацыя і выхаванне, -2002. -528 с.
4. Вырко, Н.П. Дорожное грунтоведение с основами механики грунтов / Н.П. Вырко, И.И. Леонович // Вышэйшая школа. Минск, 1977. – 224 с.

УДК 622.012.

Особенности бестранспортной системы разработки

Ковалева И.М.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Бестранспортная система разработки — способ ведения открытых горных работ, при котором вскрышные породы перемещаются во внутренний отвал экскаваторами. Применяется, как правило, при разработке горизонтальных и пологих (до 12°) пластовых (мощностью до 30 м) залежей полезных ископаемых.

Выделяют две разновидности бестранспортной системы разработки: классическая, при которой вскрышные и добычные работы технологически, технически и организационно обособлены, и "экскаватор-карьер", где они объединены. В классической бестранспортной системе разработки схемы вскрышных работ делятся на простые и усложнённые. Простые схемы – без перевалки вскрышных пород применяются на участках и месторождениях с мощностью пустых пород не более 15-30 м, усложнённые – с одной или несколько перевалками части или всего объёма первичного отвала при мощности пустых пород не более 30-40 м.

Схемы вскрышных работ бестранспортной системы разработки различаются также по виду применяемых экскаваторов и их расположению по высоте рабочей зоны (рис. 1 и рис. 2).

В простых и усложнённых с обычным вторичным отвалом схемах используются мехлопаты и шагающие драглайны, в усложнённых схемах с предотвалом - только драглайны. Мехлопаты в схемах вскрышных работ бестранспортной системы разработки всегда устанавливаются на кровле пласта полезных ископаемых, драглай-

ны – на нижней площадке, промежуточном горизонте и верхней площадке разрабатываемого ими уступа.

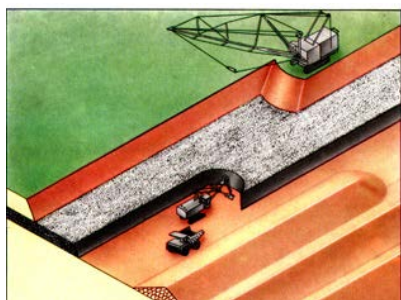


Рис. 1. Бестранспортная система разработки с простой схемой вскрышных работ

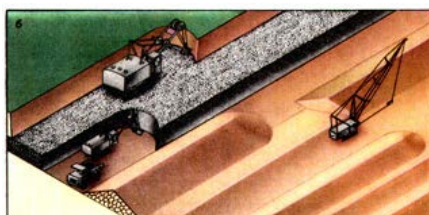


Рис. 2. Бестранспортная система разработки с вторичным отвалом и усложненной схемой вскрышных работ.

Разработка полезных ископаемых при классической бестранспортной системе разработки производится преимущественно одним уступом карьерными экскаваторами в сочетании с железнодорожным, автомобильным и конвейерным транспортом, роторными экскаваторами в сочетании с железнодорожным и конвейерным транспортом, драглайнами в сочетании с конвейерным транспортом и одноковшовыми погрузчиками. В бестранспортной системе разработки "экскаватор-карьер" добычные и вскрышные работы производятся попеременно одним драглайном. Вскрышные породы разрабатывают одним уступом без разделения и с разделением его на подуступы.

При бестранспортной системе разработки капитальные траншеи на рабочие вскрышные горизонты не проводятся. Спуск на них экскаваторов и буровых станков, выход экскаваторов и буровых станков на поверхность, доставка материалов и запасных частей, пропуск вспомогательного оборудования осуществляются по временным съездам, сооружаемым по рабочему борту карьера. Добычные горизонты при классической бестранспортной системе разработки вскрываются внешними траншеями центрального и флангового заложения с нерабочего борта или в комбинации с передовой разрезной траншеей с рабочего борта, скользящими съездами со стороны нерабочего или рабочего бортов, внешней траншеей совместно со

скользящими съездами. При бестранспортной системе разработки "экскаватор-карьер" не требуется проведения капитальных выработок на добычный горизонт.

Разрабатываемое по бестранспортной системе разработки карьерное поле делится на участки, для каждого из которых предусматривается наиболее эффективное горное и транспортное оборудование. Фронт работ участка по классической бестранспортной системе разработки состоит из одного или двух блоков. В первом случае вскрышные и добычные работы в блоке ведутся одновременно, во втором - попеременно. В каждом блоке или крыле блока рабочий ход экскаватора может производиться в одном или обоих направлениях (соответственно односторонняя и челноковая организация работ), а вскрышная заходка выниматься за один или два прохода экскаваторов.

Бестранспортная система разработки - наиболее экономичная система при открытом способе разработки полезных ископаемых.

Литература

1. Открытые горные работы: Справочник. – М: Горное бюро. 1994. – 591 с.
2. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород. Учебник. М.: 2005. – 694 с.
3. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ. 1983. – 474 с.

УДК 622.7

Повышение качества переработки песчано-гравийных смесей

Федотова С.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

В настоящее время в Республике Беларусь уделяется большое внимание вопросам ресурсо- и энергосбережения. Для производства строительных материалов необходимы дешевые материалы и изделия из местного сырья. Сейчас перед промышленностью и наукой ставится задача более рационального использования природных ископаемых, в том числе нерудных. Сырьевую базу производства щебня в республике образуют скальные породы месторождений строительного камня (на балансе числится 3 месторождения с промышленными запасами 576,6 млн. м³) и гравийно-валунный материал песчано-гравийных месторождений (147 месторождений с запасами 6,882 млн. м³).

К особенностям месторождений, влияющих на выбор и обоснование параметров технологических схем добычи и переработки гравийно-песчаных пород, следует отнести высокую изменчивость качественных показателей месторождений. В первую очередь это касается содержания гравия и валунов (от 10 до 90%), гранулометрического и минерального состава.

За последние годы сформировался устойчивый спрос на щебень кубовидной формы (щебень 1-й группы с содержанием лещадных и игловатых зерен до 15%) со стороны дорожно-строительных организаций. Качество и надежность автомобильных дорог зависит от качественных характеристик щебня, применяемого для устройства верхних слоев дорожного покрытия. Прочность зерен плоской формы в 6 раз меньше, чем кубовидной. В процессе эксплуатации лещадные зерна разрушаются, что может приводить к образованию свежих поверхностей, не покрытых битумом. Эти места являются первичными очагами разрушения асфальтобетона при проникновении воды и действия затем попеременного замораживания-оттаивания. Шероховатость зерен плоской формы на 8, 5% меньше, чем кубовидных. По этой причине тормозной путь машин увеличивается на 10%. Для обеспечения качества асфальтобетонных покрытий и бетона лещадность щебня должна составлять, по европейским нормам, не более 15%, т.е. для устройства верхнего покрытия дороги необходимо использовать щебень 1-й группы.

Решение о необходимости получения щебня кубовидной формы должно складываться из нескольких факторов: экономической эффективности, конкурентоспособности продукции на рынке, удаленности от потребителя, наличия человеческих ресурсов и т.д. Главным фактором, определяющим и затратность процесса получения щебня кубовидной формы, является минералогический состав, структурные и текстурные особенности горной породы, изначально предопределяющие образование зерен пластинчатой и игловатой формы в щебне в процессе дробления добытого полезного ископаемого. Учитывая различия в физико-механических свойствах пород, обломки которых образуют гравийно-валунный материал, получение из него кубовидного щебня является затратным и энергоемким, с высоким выходом отсевов дробления. В случае отсутствия спроса на отсевы дробления, производитель будет нести дополнительные затраты по их размещению.

Классическая технологическая схема получения кубовидного щебня из изверженных пород, которому отдают предпочтение потребители этой продукции) представляет собой трехстадийную схему дробления, где обязательно выполняются следующие условия: отбор карьерной мелочи крупность 0-20 мм, содержащей чаще всего слабые породы и частицы глины; работа конусных дробилок «под завалом» с размещением аккумулирующего бункера емкостью 20 м³ и более с вибропитателем, расположенным непосредственно над приемным отверстием конусных дробилок; работа конусных дробилок в замкнутом цикле; наличие промежуточных складов емкостью 2000м³ и более для увеличения коэффициента использования оборудования во времени и гарантированной загрузки аккумулирующих бункеров. Конусные дробилки для увеличения выхода кубовидного щебня должны также иметь увеличенную частоту качания подвижного конуса. В этом случае материал дольше находится в камере дробления, многократно поворачивается, улучшается ориентировка и упаковка зерен, материал гранулируется – зерна пластинчатой формы разламываются, приобретая кубовидную форму. В этом отношении преимущество имеют конусные инерционные дробилки ОАО «НПК «Мехаобртехника». Так дробилка КИД-1200 М имеет частоту качания конуса 570 об/мин, конусная эксцентриковая дробилка 44SbS фирмы TelSmith – 310 об/мин, а дробилка КМД-1750Г7-Д ОАО «Уралмаш», которая входит в состав дробильно-сортировочного комплекса, смонтированного в г. Адлер Краснодарского края в 2008 году, по переработке песчано-гравийной массы с получением щебня фракций 20-40 мм, 10-20 мм и 5-10 мм I категории качества по содержанию лещадных зерен для строительства объектов Сочинской Зимней Олимпиады 2014 года, - 260 об/мин. Следует также учитывать, что в дробилках КИД при увеличении степени дробления увеличивается содержание пластинчатых зерен.

Однако классическая технологическая схема не всегда позволяет получить щебень улучшенного качества в связи с особенностями определенных горных пород, склонных образовывать зерна пластинчатой и игловатой формы. В технологическую схему переработки таких пород необходимо внести соответствующие изменения, например, использование центробежно-ударной дробилки ДЦ-1,6 совместного белорусско-российского производства в качестве «ку-

бизатора» для улучшения формы зерна в третьей стадии дробления параллельно с конусной дробилкой мелкого дробления. После дробления гравия в дробилке ДЦ-1,6 содержание зерен пластинчатой формы в щебне фракций 5-10 и 10-20 не превышает 15%, а стоимость производства в 2 раза ниже, чем при использовании конусных дробилок.

Таким образом, при модернизации существующих дробильно-сортировочных заводов, перерабатывающих гравийно-песчаные смеси, для улучшения формы зерна готовой продукции целесообразно строительство дробильно-сортировочных установок с применением дробилок КИД, работающих «под завалом», в комплексе с центробежно-ударными дробилками для улучшения формы зерна готового продукта.

УДК 69.05-82+625.7/.8.08-82

Обоснование параметров дробильно-сортировочного комплекса для горной промышленности Беларуси

Березовский Н.И., Смоляк А.Н., Березовский С.Н., Попко С.В.
Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Актуальные направления развития горной промышленности Беларуси обуславливают техническое и технологическое перевооружение в условиях переменчивой экономической ситуации в мире. Высокие требования к техническим условиям и нормам на выпуск готовой продукции определяют выбор наиболее эффективных конструкторских решений, обеспечивающих существенное улучшение наиболее значимых показателей производства [1].

Современные дробильно-сортировочные комплексы для переработки горных пород в промышленности строительных материалов гарантируют ряд сложных технологических операций, включающих: доставку исходного материала, его очистку и предварительную сортировку, дробление, нередко в несколько стадий, с отбором требуемых товарных фракций (сортировкой по стадиям дробления), складирование и транспортирование к месту использования.

Процессы дробления и сортировки горных пород относят к числу наиболее ответственных этапов в строительной технологии. Однако их недостаточно высокая эффективность обусловлена:

- сложностью управления процессом дробления и сортировки вручную;

- отсутствием технического контроля над состоянием дробимого материала в ходе процесса дробления;

- низкой надежностью и отсутствием достоверного прогнозирования результатов по причине большого разброса значений крупности и механических свойств материалов, что приводит к значительной засоренности продукта дробления зернами, не отвечающим требованиям к параметрам фракционного состава.

Вследствие широкой области применения нерудных материалов требования к параметрам и качеству выходного продукта вызывает необходимость применения различного оборудования даже при переработке одной и той же исходной горной массы.

По требованиям ГОСТ 8267-64 щебень для строительных работ разделяют на фракции: (3) 5 - 10; 10 - 20 (25); 20 (25) - до 40 (50 и 60); 40 - 70 мм. Цифры в скобках обозначают размеры зерен фракций щебня, предназначенного для автомобильных дорог и балластного слоя железнодорожных путей. Для гидротехнического строительства предусмотрены дополнительные фракции: 40 - 80 и 80 - 120 мм [4].

В современных условиях, с целью повышения эффективности процессов дробления и сортировки, возникает необходимость создания автоматизированного дробильно-сортировочного производства (АДСП), представляющего собой сложную многоуровневую систему [2].

Сложные автоматизированные системы включают большое количество разнородных элементов, объединенных с помощью разветвленных взаимно переплетающихся связей для достижения некоторой конечной цели. Организация процесса обработки информации, циркулирующей в подобных системах, выработка на их основе рациональных команд управления в интересах достижения поставленной цели, выбор наилучшего режима функционирования всех элементов и системы в целом осуществляется с помощью современных ЭВМ с развитым математическим обеспечением.

Наиболее перспективными для горной промышленности Беларуси являются мобильные дробильно-сортировочные комплексы, позволяющие экономить затраты на производство фундаментов для стационарных комплексов, установку опорных металлоконструкций, подъемную технику и рабочую силу.

Одна мобильная установка (колесная или гусеничная) обслуживает несколько карьеров с объемом производства до 1 млн. т в год.

Необходимые эксплуатационные требования и параметры выходного продукта способны обеспечить мобильные дробильно-сортировочные установки с замкнутым циклом дробления.

Применение автоматизированного объемного гидропривода в конструкциях рассматриваемых горных машин позволит осуществлять складывание загрузочных конвейеров, что позволит уменьшить транспортные габариты станции и сделать открытым вертикальный доступ к роторной дробилке, совместить трехуровневый грохот и сборочный конвейер в единый модуль, который опускается гидравлическим приводом в транспортное положение. В итоге транспортная высота установки уменьшится до 4 м, и время приведения в рабочее положение составит менее 5 минут.

Главными сборочными компонентами комплекса для горнодобывающей промышленности являются роторные дробилки с гидравлической системой разгрузки, очистки камер дробления.

Ширина загрузочного отверстия роторной дробилки должна регулироваться в пределах от 250 до 1500 мм. При максимальной ширине загрузочного отверстия производительность роторной дробилки составит около 1000 т/ч. Степень дробления составит 3-15, в зависимости от крупности питания и прочности дробимой породы (по средневзвешенному размеру питания и продукта дробления). Складывающийся конвейер обеспечит беспрепятственный доступ к дробилке для обслуживания.

На основе проведенных исследований, на базе новой конструкции многопоточного насоса [3] и существующих конструкций элементов объемных гидроприводов с привлечением новых технических решений, разработана принципиальная схема гидропривода мобильного дробильно-сортировочного комплекса (рисунок 1).

Рассматриваемый гидропривод представляет собой многоконтурную систему с замкнутой циркуляцией рабочей жидкости, включающую: многопоточный регулируемый насос Н1, насос системы подпитки Н2; пять гидромоторов М1- М5 для обеспечения работы щековой и роторной дробилок, привода двух вибрационных питателей и грохота; гидроблоки дистанционного привода управления и контроля давления БПК1-БПК5, обратные гидроклапаны КО1-

КО10, фильтр Ф1 очистки рабочей жидкости и предохранительный гидроклапан КП1 системы подпитки.

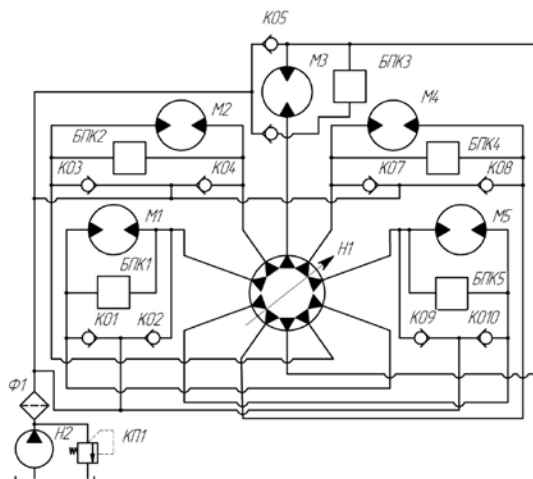


Рис. 1. Принципиальная схема гидропривода мобильного дробильно-сортировочного комплекса

Гидроблоки привода управления и контроля давления оборудованы электромагнитами, дистанционно связанными с программируемым блоком, осуществляющим их настройку в автоматическом режиме в соответствии с требуемыми параметрами выходного материала. В результате предварительной настройки программирующего блока на определенные параметры дробления и сортировки, в соответствии с нагрузочными режимами, на контрольном дисплее высвечивается информация о готовности дробильно-сортировочного комплекса к работе, осуществляемой по замкнутому циклу.

Проведенные научные исследования по вопросу обоснования параметров дробильно-сортировочного комплекса позволяют сделать следующие выводы:

1. Наиболее перспективными для горной промышленности Беларуси являются мобильные дробильно-сортировочные установки, оснащенные гидроприводами с автоматическим управлением, со средней производительностью до 100 т/ч, применяемые в карьерах полезных ископаемых с годовой производительностью до 600000 м³, решающие вопросы комплексной автоматизации при выполне-

нии всех операций технологических процессов дробления и сортировки горных пород;

2. Комплексный подход к созданию и внедрению в производство автоматизированного оборудования для проектируемых горных машин базируется на применении блоков с дистанционным гидравлическим или электрогидравлическим управлением, изготавливаемых промышленными предприятиями Беларуси и передовыми зарубежными фирмами;

3. С целями снижения массы, размеров, себестоимости изготовления дробильно-сортировочного комплекса проектирование гидропривода с автоматическим управлением необходимо осуществлять на основе многопоточного регулируемого насоса в замкнутой системе.

Литература

1. Березовский, Н.И. Технология энергосбережения: учеб. Пособие/ Н.И. Березовский, С.Н. Березовский, Е.К. Костюкевич. – Минск: БИП-С Плюс, 2007. – 152 с.
2. Смоляк А.Н. К вопросу совершенствования автоматизации управления строительными и дорожными машинами с гидравлическим приводом.// Вестник БНТУ. – 2007. – №2. – С.9-12.
3. Объемная гидромашина: пат. 3590 (РБ), МПК7 F 15 В 11/00 /А.Н. Смоляк; заявитель БНТУ - № u 20060744; заявл. 10.11.2006; опубл. 30.06.2007// Офиц. бюл./ Нац. центр интеллектуальной собственности – 2007.
4. Березовский Н.И., Богатов Б.А. Добыча и переработка горных пород. –Минск: БНТУ, 2005. – 138 с.

УДК 622.

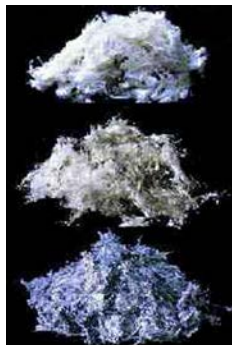
Опыт применения ударно-центробежных дробилок УП «НПО «ЦЕНТР» в обогащении хризотил-асбеста

Иванов Е.Н., Таболич А.В., Шиманович О.П.
УП «НПО «Центр», г. Минск



Хризотил-асбест – это волокнистый минерал группы серпентинита и амфибола, обладающий трубчатым строением элементарного кристалла и высокими прочностными и термическими свойствами.

Сфера потребления асбеста обусловлена его свойствами: низкой проводимостью тепла, электрического тока и звука, способностью к прядению, щелочестойкостью и ан-



तिकоррозийной способностью, высокой прочностью на разрыв; гибкостью и пластичностью волокна; высоким коэффициентом трения и адсорбционной способностью; способностью к образованию устойчивых композиций с различными вяжущими материалами - цементом, смолами и др.

Из длиноволокнистого асбеста изготавливаются текстильные материалы и изделия огнезащитной ткани и костюмы, тормозные ленты и тканые диски сцепления с весьма высоким коэффициентом трения, а также прокладки. Эти изделия имеют большое значение для автомобильной промышленности.

Весьма важной областью применения асбеста является производство асбестоцементных изделий. Из них в наибольшем количестве производятся асбестоцементные кровельные плиты и волокнистые листы, превосходящие по качеству и долговечности другие кровельные материалы, а так же асбестоцементные водопроводные, канализационные, газовые трубы. Кроме того, асбест применяется для производства асбестового картона и бумаги, которые широко используются в строительстве и в промышленности в качестве огнеупорных, огнезащитных обшивок, хорошо тепло-, звука-, и электроизоляционных материалов.

В современных рыночных условиях перед горно-обогательными комбинатами всё более остро встаёт вопрос о снижении эксплуатационных затрат на производство товарной продукции. Затраты на раскрытие полезного компонента составляют примерно половину затрат на переработку руды.

Стремление при дроблении сохранить природную длину волокна, избегая излишних деформаций и насыщения его тонкой породной пылью, диктует условия очень осторожного выбора режима дробления. Учитывая специфичность минерала, его волокнистую структуру, значение операций дробления при обогащении хризотиловой руды ещё более возрастает.

Основными требованиями, которые предъявляются промышленностью к схемам и методом обогащения асбестовых руд, являются:

1. Сохранение природных физико-механических свойств асбеста. Метод и схема обогащения оцениваются в зависимости от возмож-

ности сохранить природную длину асбестового волокна, его природную прочность.

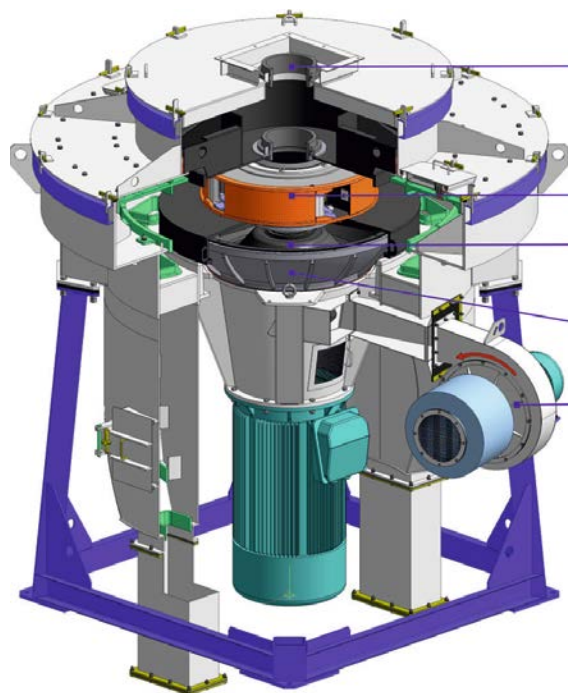
2. Возможность более полного извлечения волокна из руды. Точное определение показателей извлечения асбеста довольно затруднено, так как современные методы контроля, основанные на ситовом анализе, не эффективны для волокнистых структур.

3. Обеспечение полного удаления гали и возможно более совершенное обеспыливание асбестового волокна.

4. Возможно большая однородность сортового асбеста по длине волокна.

Традиционно для дробления хризотиловой руды в цехе обогащения на фабриках применяются вертикально-молотковые дробилки (ВМД), которые обеспечивают высокое вскрытие хризотила и хорошую подготовку его к извлечению. Но наряду с этим, у них имеется ряд существенных недостатков:

- низкая производительность – до 60 т/ч;
- снижение вскрытия хризотила с 60 до 20% и степени дробления



- с 2-3 до 1,2 по мере износа молотков в межремонтный период;
- быстрый износ дробящих тел;
- недостаточная надёжность подшипниковых узлов при работе дробилки с повышенными частотами вращения вала до 850-1000 об/мин.

Наиболее эффективными аппаратами для дробления хризотиловой руды

являются дробилки ударного действия.

Принцип работы центробежно-ударной дробилки показан на рисунке. Вентилятором высокого давления 5 создается давление воздуха, необходимое для «всплывания» ротора и образования воздушного зазора между ротором 3 и статором 4. Образовавшаяся воздушная подушка под ротором играет роль газового подшипника. Уникальная конструкция рабочего органа дробилки является самобалансирующейся системой и обеспечивает надежную работу обродования.

Исходный продукт через воронку 1 подается во вращающийся ускоритель 2. Получив в ускорителе необходимую для измельчения окружную скорость, и, соответственно, кинетическую энергию, ударяется об отбойную поверхность камеры дробления и разрушается.

Благодаря слабым контактам на границе срастания жил хризотила с вмещающей породой, разрушение кусков руды в этих местах при ударе происходит в большей степени, чем при других способах дробления, основанных на раздавливании, раскалывании и истирании.

Специалистами УП «НПО «Центр» совместно с ОАО «Ураласбест» были проведены исследования по сравнению показателей работы ДЦ с самофутеровкой и ВМД, работающими в III и IV стадиях дробления, показывает: обе дробилки обеспечивают примерно одинаковую степень дробления, но при дроблении в ДЦ достигается большее на 15-20% отн. вскрытие и в 4,2-4,3 раза больший прирост хризотила.

Таблица 1

Наименование дробилки	Скорость вращения молотков на ВМД и ускорителя на ДЦ, м/с	Производительность, т/ч	Вскрытие, %	Прирост, %	Степень дробления	Абс. изменение фракций в дроблёном хризотиле по отношению к исходному, %	
						+1,18 мм	-0,075 мм
ВМД	45	58,8	37,7	29,6	1,48	-3,5	+12,1
ДЦ-1,25	70	70,3	42,9	42,1	1,43	-2,4	+7,9
	84	78,3	75,0	21,2	1,52	-8,0	+12,7

Данные таблицы 1 свидетельствуют о том, что дробилка ДЦ обеспечивает вскрытие хризотила выше, чем дробилка ВМД на 15 и 37% отн., в зависимости от скорости вращения ускорителя. Степень дробления у обеих дробилок находится примерно на одном уровне. Однако стоит отметить, что технологические показатели дробилки ВМД в течение межремонтного периода резко снижаются: вскрытие хризотила в 2,2 раза с 55 до 25%, степень дробления в 1,8 раза с 2,06 до 1,14.

Снижение длины волокна при дроблении в ДЦ-1,25 находится на одном уровне с ВМД при скорости вращения ускорителя 70 м/с и повышается примерно в 2 раза при увеличении скорости вращения ускорителя до 84 м/с. Насыщение хризотила тонкой породной пылью в обеих дробилках происходит примерно на одном уровне.

Полная потребляемая электрическая мощность на ВМД составила 120 кВт, на ДЦ-1,25 при скорости вращения ускорителя: 70 м/с – 99,8 кВт, 84 м/с – 156,6 кВт.

Результаты испытаний дробилок на исходном продукте в IV стадию дробления приведены в таблице 2. Испытания дробилок на исходном продукте в IV стадию дробления показывают, что при работе дробилки ДЦ-1,25 со скоростью вращения ускорителя 70 м/с она обеспечивает вскрытие хризотила на уровне дробилки ВМД, а при скорости вращения ускорителя 84 м/с превосходит последнюю на 14% отн. Технологические показатели дробилки ВМД в течение межремонтного периода снижаются не значительно, в отличие от испытаний дробилки в III стадии дробления.

Таблица 2

Наименование дробилки	Скорость вращения молотков на ВМД и ускорителя на ДЦ, м/с	Производительность, т/ч	Вскрытие, %	Прирост, %	Степень дробления	Абс. изменение фракций в дроблёном хризотиле по отношению к исходному, %	
						+1,18 мм	-0,075 мм
ВМД	56	20,6	62,2	79,8	1,3	-5,7	+10,0
	70	30,0	64,0	12,9		-4,6	+8,4
ДЦ-1,25	84	15,9	70,8	34,7	-	-8,5	+23,7

Изменение фракционного состава хризотила при дроблении в ДЦ-1,25 находится на одном уровне с ВМД при скорости вращения

ускорителя 70 м/с, при увеличении скорости вращения ускорителя до 84 м/с качество хризотила резко ухудшается.

Удельный расход металла на дробление руды в дробилках ВМД составил: на исходном продукте в III стадию – 6,11 г/т, в IV стадию 6,62 г/т.

Удельный расход металла на дробление хризотиловой руды в дробилке ДЦ-1,25 составил 0,5 г/т. Он был определён при следующих условиях: крупность исходной руды -50+0 мм; средняя производительность 59,5 т/ч; скорость вращения ускорителя дробилки 70 м/с. Т. е. условия работы были не менее тяжёлые с точки зрения воздействия продукта на износ деталей дробилки.

Сравнение удельного расхода металла на дробление руды показывает, что на ДЦ он в 12-13 раз ниже, чем на ВМД.

На основании выше перечисленного был сделан вывод, что дробилки ДЦ способны обеспечить технологические показатели дробления на уровне дробилок ВМД, при значительно более низких эксплуатационных затратах.

По результатам испытаний с использованием дробильного оборудования производства УП «НПО «Центр» в 2009-2010 на предприятии «Оренбургские минералы» (Россия) была проведена реконструкция завода «ОАО Кiemбаевский ГОК» по обогащению асбестосодержащих руд.

Вместо существующих 112 роторных дробилок российского производства было установлено 39 дробилок марки ДЦ производства УП «НПО «Центр». Это позволило уменьшить количества стадий дробления с 5 до 3 при увеличении степени обогащения руды. При этом годовое потребление электроэнергии сократилось в 2,5 раза с 143843 до 56951 мВт, а расход марганцевистой стали (для быстроизнашивающихся элементов) уменьшился на 2700 т/год.



**Применение вибрационной обработки в процессе сварки
для повышения качества разнородных сварных соединений
трубопроводов**

Хафизова О.Ф.

Санкт-Петербургский государственный горный университет

Ремонт участков магистральных нефтегазопроводов в ряде случаев приводит к необходимости их замены на новые участки из сталей, отличающихся по химическому составу и механическим свойствам от основного материала трубопровода. Получаемые при этом разнородные сварные соединения отличаются повышенным уровнем остаточных напряжений и пониженной сопротивляемостью к воздействию различных факторов, способствующих разрушению. Это приводит к снижению долговечности трубопроводов как одного из основных показателей их надёжности. Качество соединений разнородных сталей зависит от степени различия их состава и механических свойств [1,2].

Для повышения остаточного ресурса нефтегазопроводов с соединениями разнородных сталей, в настоящее время используют послесварочную термическую обработку. [3]. Так, при строительстве и ремонте промышленных и магистральных газопроводов в случае сварки элементов трубопроводов из разнородных сталей, существенно отличающихся по прочностным свойствам (с разнородностью по классу прочности $\Delta K \geq 80$ МПа), рекомендуется [4] проводить высокий отпуск, заключающийся в нагреве сварного соединения до температуры 575-600°C, выдержке в течение часа и последующем охлаждении. Понятно, что такая термическая обработка является сложным и энергоёмким процессом, трудно осуществимым в полевых условиях.

Альтернативным методом уменьшения негативного влияния сварочных процессов является вибрационная обработка свариваемых элементов, проводимая в процессе сварки. При этом, как показано, например, в [5], наибольшая эффективность виброобработки достигается при частотах вибрации, вызывающих резонансные колебания системы. В то же время в литературе не обнаружено сведений о применении вибрационной обработки для повышения качества сварных соединений из разнородных сталей.

В данной работе на примере сварки сталей СтЗсп (класс прочности К38) и 10Г2ФБ (класс прочности К60) рассматривается возможность улучшения механических свойств разнородных сварных соединений путем их вибрации в процессе сварки с заданной частотой (рис.1).

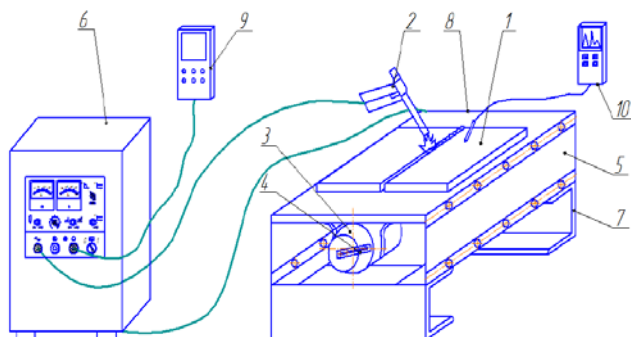


Рис. 1. Схема экспериментального стенда по изучению влияния вибрационной обработки различной частоты на качество сварных соединений из трубопроводных сталей: 1–свариваемые листовые заготовки; 2–электрододержатель; 3–электродвигатель; 4 –дебаланс; 5–сменные стальные пластины; 6–выпрямитель сварочный; 7–основание; 8–крышка сварочного стола; 9–преобразователь частоты; 10–датчик вибрации AMTest-2

Свариваемые листовые заготовки *1* из выбранных материалов жестко крепились к крышке стола *8* и подвергались во время сварки вынужденным колебаниям относительно неподвижного массивного основания *7*. К крышке стола устанавливался асинхронный электрический двигатель переменного тока *3*, на валу которого находился дебаланс *4*, который являлся источником колебаний. Перемещением центра массы дебаланса изменялась амплитуда a задаваемых колебаний ($a_{\max} = 62$ мкм). Частота вынужденных колебаний f системы (свариваемых заготовок, крышки стола и электродвигателя) совпадала с частотой ω вращения вала двигателя, которая, в свою очередь, регулировалась с помощью преобразователя частоты *9*. Значение f регистрировалось датчиком вибрации AMTest-2 *10*. Частота собственных колебаний f_c системы регулировалась изменением ее жесткости k , что достигалось варьированием количества N пластин *5*, соединяющих крышку стола с основанием.

Поскольку, как было найдено в [5], вибрация сварных соединений наиболее эффективна в условиях резонанса, выбранные частоты виброобработки пластин сопоставляли с расчетной величиной первой собственной частоты колебаний системы. При количестве пластин, равным $N=2$, и частоте вращения вала двигателя $\omega=3000$ об/мин, частота вынужденных колебаний системы была равной 50 Гц, близкой к частоте собственных колебаний системы ($f_c = 8,3$ Гц) и участка трубопровода диаметром 820 мм и длиной $l = 10$ м ($f_n = 53$ Гц).

Полученные пластины с разнородными сварными соединениями разрезали на соответствующие образцы [7] для физико-механических испытаний. Анализировали влияние виброобработки с той или иной частотой на прочностные характеристики (σ_{02} , σ_B), твердость (HV), ударную вязкость (KCV) и микроструктуру металла шва и околшовоной зоны обеих сталей сварного соединения.

Результаты испытаний на ударный изгиб [9] при температуре минус 20 °С показали, что применение вибрационной обработки повышает ударную вязкость как металла сварного шва, так и зоны термического влияния обеих сталей. Причем наибольший рост KCV металла сварного шва (до 105 %) достигается при частоте вибрационной обработки 50 Гц.

Аналогичным образом виброобработка влияет и на твердость различных зон сварного соединения. При этом если для ЗТВ менее прочного материала (СтЗсп) она мало влияет на HV, то для зоны термического влияния более прочного материала (10Г2ФБ) и сварного шва величина HV с применением виброобработки существенно возрастает.

Результаты микроструктурного анализа материала в средней части сечения сварного шва показали, что применение виброобработки способствует повышению дисперсности структуры шва и измельчению зерна.

При испытаниях образцов на растяжение повысились значения условного предела текучести (σ_{02}) на 20-25% в образцах, сваренных с сопутствующей виброобработкой при практически неизменной величине предела прочности (σ_B) металла сварного шва.

Результаты испытаний на усталостную выносливость (табл. 1) показали, что вибрационная обработка сварных соединений, проведенная с частотой, близкой к частоте собственных колебаний си-

стемы, до 4-х раз повышает число циклов нагружений, которое может выдержать соединение до разрушения.

Таблица 1. Результаты испытаний образцов из сварных соединений сталей СтЗсп - 10Г2ФБ на усталостную выносливость

Режим обработки	Количество циклов до разрушения N		
	1	2	3
Без обработки	$0,328096 \cdot 10^6$	$0,257369 \cdot 10^6$	-
С термической обработкой	$1,075 \cdot 10^6$	$\geq 1 \cdot 10^6$	$\geq 1 \cdot 10^6$
С вибрационной обработкой	$\geq 1 \cdot 10^6$	$\geq (1 \div 7) \cdot 10^6$	$\geq 1 \cdot 10^6$

Исходя из результатов проведенных экспериментов по сварке разнородных сталей СтЗсп и 10Г2ФБ с сопутствующей вибрационной обработкой, можно сделать вывод о том, что применение вибрационной обработки в процессе сварки благоприятно влияет на механические свойства сварного соединения, повышая его ударную вязкость в металле сварного шва до 105 % при частоте вибрации 50 Гц, твердость - на 13 %, повышает усталостную выносливость до 4-х раз, приводит к увеличению условного предела текучести и улучшению микроструктуры металла сварного шва и зон термического влияния.

Литература

1. Земзин В.Н. Сварные соединения разнородных сталей. М: Машиностроение, 1966. - 232 с.
2. Закс И.А. Сварка разнородных сталей. Справочное пособие. Л.: Машиностроение, 1973. - 208 с.
3. Винокуров В.А. Отпуск сварных конструкций для снижения напряжений. М: - Машиностроение. 1973. - 213 с.
4. СТО Газпром 2-2.2-136-2007. Инструкция по технологиям сварки при строительстве и ремонте промышленных и магистральных газопроводов. Часть I.
5. Полнов В.Г., Сагалевиц В.М., Могильнер М.Н. Влияние собственных колебаний сварных конструкций на устранение в них остаточных напряжений вибрацией // Сварочное производство. -1988. - №4 - С.37-39.
6. Мельников Б.Е., Павлов П.А., Паршин Л.К. Сопrotивление материалов. С-Пб.: Лань, 2007. - 560 с.
7. ГОСТ 6996-66. Сварные соединения. Методы определения механических свойств.
8. ГОСТ 1497-84 Металлы. Методы испытаний на растяжение.
9. ГОСТ 9454-78 Металлы. Методы испытаний на ударный изгиб при пониженной, комнатной и повышенных температурах.

**Оценка характера повреждаемости образцов
при физическом моделировании диссипативных процессов
изнашивания в зацеплении**

Звонарев И.Е., Фокин А.С., Иванов С.Л.

Санкт-Петербургский государственный горный университет

В настоящее время усталостная теория изнашивания получила всеобщее признание. Согласно энергетической теории изнашивания [1], отделение частиц износа происходит в результате накопления в некотором объеме материала поверхностного слоя определенного критического запаса внутренней энергии. При этом в процессе деформации активируются самоорганизующиеся диссипативные процессы, в результате которых перед разрушением в деформируемом материале вместо ожидаемого хаоса и деградациии наблюдаются высокоупорядоченные структуры, т. е. система непрерывно само регулируется, понижая энтропию, образуемую в ходе накопления дефектов.

Объемные и поверхностные усталостные явления тесно связаны между собой, что поддерживается результатами рентгеноструктурных исследований, при которых было показано, что дислокационные субструктуры, формирующиеся при трении, аналогичны тем, которые образуются при объемном деформировании материалов. Впервые на общность закономерностей объемного и поверхностного деформирования, а также фрикционной усталости было указано Й. Кимурой, подтверждено и развито Е.Ф. Непомнящим, А.Л. Жариным, В.В. Федоровым и другими.

В трудах Я.И. Френкеля, С.Н. Журкова и других ученых была показана фундаментальная роль кинетических термофлуктуационных актов, совершаемых на атомарном уровне, во всех химических, физических и механических процессах, происходящих внутри и на поверхности твердых тел. Вопреки ожидаемому растущему хаосу, как показано в работах [2, 3], в материалах, находящихся вдали от равновесия, происходит самоорганизация и эволюция дислокационных диссипативных субструктур, развивающаяся в строгой иерархической последовательности. Соотношения между плотностью дислокаций, механизмом диссипации и видом диссипативных структур, определяющих состояние и свойства материала деформируемого тела соответствуют определенному энергетическому барьеру.

еру и характеризуют устойчивые фазовые переходы. Фазовые переходы осуществляются последовательно и закономерно. При этом каждый вид диссипативных структур распространяется, пока не заполнит весь объем материала. Каждая новая фаза начинает появляться в очагах образования дислокаций, постепенно смещая границу предыдущей фазы.

Понятие о совместном действии колебательного и скачкообразного движения атомов и молекул как элементарном физическом механизме атомно-молекулярных перегруппировок легло в основу современной молекулярно-кинетической теории и термофлуктуационной концепции прочности материалов.

Пространственно-временную локализацию диссипативных структур, обусловленную дискретностью (скачкообразностью) процесса разрушения можно обнаружить при любых кинетических процессах, например, в скачкообразном росте трещины, появлении «зубьев» текучести при пластической деформации, циклическом диспергировании поверхностного слоя при усталостном изнашивании, акустических эффектах, сопровождающих деформацию металлов и др. явлениях. При этом геометрические и временные характеристики диссипативных структур, определяющие кинетику повреждения и разрушения материалов, при неизменных внешних условиях сохраняются достаточно стабильными [1, 4].

На макроуровне в твердом теле происходит усреднение всех дискретных процессов; скачкообразное изменение физико-механических параметров сглаживается и воспринимается как непрерывный процесс. Таким образом, дискретный процесс накопления повреждения создает непрерывный рост внутренней энергии деформируемых материалов. Кинетика изменения накопленной энергии повреждения для сталей была представлена в работах В.В. Федорова, где он показал, что в процессе усталостных испытаний происходит близкий к линейному рост запасенной энергии до некоторого критического значения, при котором происходит разрушение материала. Его эксперименты подтвердили правомерность структурно-энергетической теории прочности, в которой разрушение связывается с достижением внутренней энергией материала критического значения, называемого энергией активации разрушения.

Установлено, что на процесс усталостного изнашивания наибольшее влияние оказывает процесс пластической деформации,

протекающий при трении на вершинах выступов шероховатостей и приводящий к малоцикловому усталостному разрушению поверхностного слоя [1].

В качестве меры накопленной повреждаемости в кинетическом подходе могут рассматриваться приращения: запасенной энергии, плотности дефектов, интенсивности сигналов акустической эмиссии, остаточной намагниченности и других показателей состояния материалов, позволяющих прогнозировать выработанный и остаточный ресурс элементов машин и оборудования, что необходимо для решения задачи управления сроком их службы.

Для выявления характера накопления повреждаемости в образцах имитирующих эти процессы в зубчатом зацеплении был проведен сравнительный эксперимент по разрушению образцов. Для серии опытов была изготовлена серия одинаковых образцов длиной 210 мм из металлической ленты ЛВП – 12x5,5 (рис. 1а) толщиной 0,55 мм.

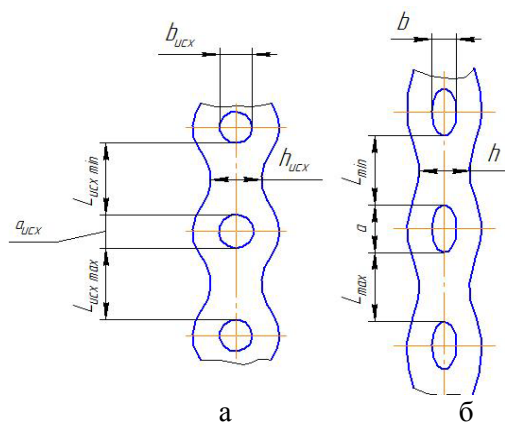


Рис. 1. Геометрические размеры образцов до (а) и после (б) растяжения

Образцы подвергались разрушению растяжением на прессе для статических испытаний Zwick Roell (рис. 1б), а также при циклическом изгибе на маятниковом стенде [4]. Так же лента была подвержена циклическим изгибам до разрушения. Энергия разрушения образцов составила 3,07 и 0,09 Дж соответственно. Разрушенные части образцов были подвергнуты измерениям твердости по всей поверхности на универсальном твердомере Zwick ZHU 187 (рис. 2).

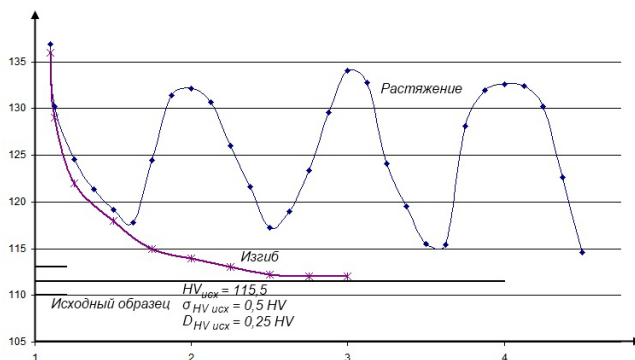


Рис. 2. Изменение твёрдости разрушенных образцов растяжением и изгибом в сравнении с базовым

Увеличение поверхностной твердости образцов объясняется накоплением дислокаций в их кристаллической решетке под воздействием разрушающей нагрузки. При этом твердость в сечении разрушения образцов разрушенных различными способами близки между собой в пределах точности измерений. Вместе с этим, как видно из рисунка характер изменения твердости по длине образцов различен и соответствует способу нагружения последних.

Литература

1. Ибатуллин И.Д. Кинетика усталостной повреждаемости и разрушения поверхностных слоев: монография / И.Д. Ибатуллин. – Самара: Самар. гос. техн. ун-т, 2008. – 387 с.
2. Лихтман В.И. Физико-химическая механика металлов / В.И. Лихтман, Е.Д. Щукин, П.А. Ребиндер. – М.: АН СССР, 1962. – 303 с.
3. Логвинов Л.М. Техническая диагностика жидкостных систем технологического оборудования по параметрам рабочей жидкости: Учеб. пособие / Л.М. Логвинов. – М.: ЦНТИ «Поиск», 1992. – 90 с.
4. К вопросу оценки ресурса механических трансмиссий машин энергетическим методом / Фокин А.С., Звонарёв И.Е., Иванов С.Л. // Горное оборудование и электромеханика. - 2011. - №8. – С. 38-41.

Исследование коррозионной стойкости сталей с защитными покрытиями в агрессивных средах, содержащих хлор-ионы

Басалай И.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Атмосферная коррозия – разрушение металлов и сплавов в воздушных средах с физико-химическими параметрами, присущими реальной атмосфере. Этому виду коррозионного разрушения подвержены практически все металлические конструкции, эксплуатируемые в природных средах: наземные и гидротехнические сооружения, горно-шахтное и обогащительное оборудование, детали машин, технологическая оснастка, различные промышленные изделия.

На разрабатываемых соляных месторождениях проблема защиты оборудования от коррозии, в частности атмосферной коррозии, стоит достаточно остро.

Представления о механизме и кинетики атмосферной коррозии основываются на современных знаниях в области поверхностных явлений на металлах (адсорбции, окисления), а также технической климатологии. Содержание агрессивных веществ в воздухе рабочей зоны действующих рудников приведено в таблице 1. Наиболее распространённой примесью в атмосфере являются хлор-ионы, входящие в состав твердых частиц пыли.

Таблица 1. Концентрации агрессивных веществ в воздухе рабочей зоны

Наименование вещества	Концентрация, мг/м ³
Сильвинит	5
Полиминеральная калийная руда	5
Натрия хлорид	5
Пыль гранита	2
Пыль цемента, глин, минералов, их примеси	6

На скорость атмосферной коррозии оказывает влияние большое количество факторов - степень загрязнения воздуха, влажность, условия эксплуатации изделий.

Более 90% конструкционных материалов, используемых в

отрасли, составляют углеродистые стали. Скорость их коррозии в этих условиях в отдельных случаях составляет 3-5 мм/год, поэтому повышение их коррозионной стойкости при воздействии хлорсодержащих сред является острой необходимостью. Повышение надежности машин калийного производства решается за счет применения легированных сталей с соответствующей термической обработкой, применения специальных коррозионностойких материалов, но в условиях всемирных тенденций к ресурсо- и энергосбережению использование дорогостоящих импортруемых легированных сталей или периодическая замена пришедших в негодность элементов конструкций и механизмов не рациональны.

Коррозионное разрушение деталей оборудования, конструкций и инструмента начинается с поверхности, поэтому именно к поверхностным слоям относятся вышеперечисленные требования. В связи с этим все большее внимание уделяется методам поверхностного упрочнения. Одним из основных методов поверхностного легирования является термодиффузионная обработка в порошковых насыщающих средах.

В данной работе рассматривается коррозионная стойкость углеродистых сталей с термодиффузионными покрытиями на основе хрома. Известно [1], что хромирование стали позволяет повысить коррозионную стойкость в большинстве промышленных атмосфер, но солевые растворы, а также морская вода вызывают коррозию хромированных изделий. Коррозионную стойкость хромовых покрытий можно повысить их легированием некоторыми металлами. Покрытия на углеродистых сталях 20 и 45 получали с применением алюмотермических порошковых сред при 1000°C в течение 4 ч.

Образцы с полученными покрытиями испытывали на коррозионную стойкость в камере солевого тумана. Этот метод ускоренных испытаний широко применяется для оценки работоспособности металлов и покрытий в условиях атмосферной коррозии. Испытания проводили при температуре 20°C, относительной влажности 95% в течение 500 ч. Трехпроцентный раствор NaCl впрыскивали в камеру один раз в сутки в течение 5 мин. Относительную влажность 95% создавали с помощью 22%-го водного раствора глицерина [2]. После извлечения из камеры

солевого тумана образцы очищали от продуктов коррозии, промывали проточной водой, сушили в сушильном шкафу и взвешивали через каждые 100 ч испытаний. Оценивали коррозионную стойкость по изменению массы за время испытания, отнесенное к единице площади поверхности образца. Результаты испытаний приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Коррозионная стойкость сталей с диффузионными покрытиями на основе хрома

Вид покрытия	Толщина слоя, мкм		Потеря массы, г/м ²	
	Сталь 45	Сталь 20	Сталь 45	Сталь 20
Cr	200	220	2,2	3,4
Cr-Al	180	210	1,8	2,4
Cr-Si	180	230	10,0	15,3
Cr-Ni	110	140	2,6	2,7
Cr-Al-Si	120	130	4,4	5,7
Cr-Al-Ni	110	90	1,7	1,9
Без покрытия			21,0	39,2

Проведенные исследования показали, что максимальной коррозионной стойкостью в атмосферных условиях имеют образцы, полученные после диффузионного насыщения в порошковых смесях на основе систем хром-алюминий и хром-алюминий-никель.

Исследования кинетики коррозионного разрушения показали, что легирующие добавки характера разрушения практически не изменяют, а скорость коррозии по сравнению с нелегированным покрытием несколько снижается во времени за счет образования на поверхности защитной пленки из продуктов коррозии.

Условия получения покрытия на основе системы хром-алюминий-никель были оптимизированы с помощью метода математического планирования. В качестве факторов, влияющих на коррозионную стойкость, выбраны: температура насыщения, °С; содержание в смеси оксида хрома, оксида алюминия, оксида никеля и активатора, %; время насыщения, ч. Параметром оптимизации являлась потеря массы образца (г/м²) после 500 ч испытаний в камере солевого тумана. В результате оптимизации установлено, что к повышению коррозионной стойкости приводит увеличение температуры и времени насыщения, а также увеличение содержания в

насыщающей смеси оксида хрома, что в свою очередь приводит к возрастанию толщины формируемых диффузионных слоев.

Результаты фазового анализа полученных слоев на стали 45 показывают, что в результате оптимизации условий насыщения для достижения максимальной коррозионной стойкости структура слоя претерпевает изменения. Полностью исчезает карбид Me_3C_2 , увеличивается интенсивность линий карбида Me_6C .

В результате насыщения поверхности исследуемых сталей 45 и 20 в смесях оптимизированных составов формируются качественные, практически без дефектов диффузионные слои, обладающие высокой коррозионной стойкостью в агрессивных средах, содержащих хлор-ионы. Кинетика их коррозионного разрушения показана на рисунке 1.

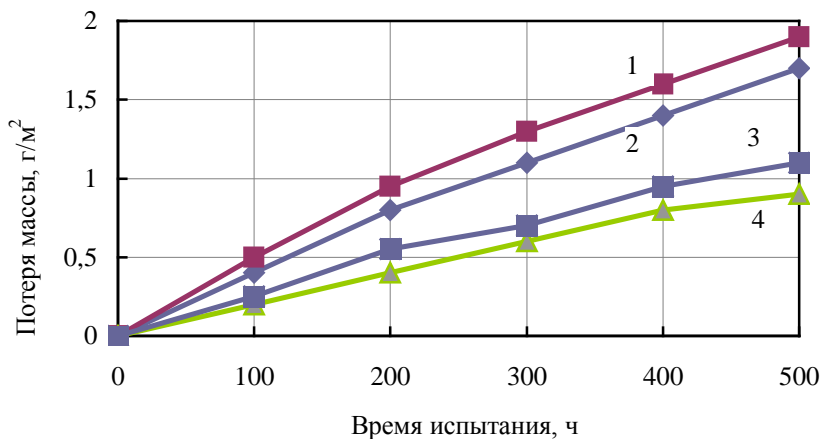


Рис. 1. Кинетика коррозионного разрушения диффузионных слоев на стали 20 (1,3) и стали 45 (2,4) до оптимизации (1,2) и после (3,4)

Внешний осмотр покрытий после 500 часов коррозионных испытаний показал, что на традиционных покрытиях продукты коррозии наблюдаются на 50% поверхности, а на покрытиях, полученных из смесей оптимизированных составов и режимов насыщения – на 10-15%, что также хорошо согласуется с гравиметрическими исследованиями кинетики коррозионного разрушения.

Литература

1. Жук Н.П. Курс теории коррозии и защиты металлов. М.: Металлургия. -1976. 472 с.
2. Розенфельд И.Л., Жигалова К.А. Ускоренные методы коррозионных испытаний металлов. М.: Металлургия. -1999. -347 с.

Технические возможности увеличения долговечности оборудования

Тарасов Ю.И., Арабей М.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Современная быстроразвивающаяся промышленность испытывает потребность в материалах, которые способны длительное время выдерживать высокие механические и тепловые нагрузки, хорошо противостоять вредному воздействию износа, агрессивных сред и других нагрузок.

В определенной мере эта проблема решается применением ионно-плазменных покрытий методом вакуумного напыления. Вакуумное нанесение покрытий охватывает технологии, используемые сегодня во многих отраслях промышленности: напыление в вакууме, распыление, химическое осаждение покрытий из парогазовой фазы.

Для группы методов напыления в вакууме характерными являются газорассеивающее нанесение покрытий, реактивное напыление, ионное осаждение, активированное реактивное ионное осаждение, активированное реактивное напыление.

Реализация метода магнетронного распыления была осуществлена на модернизированной установке резистивного напыления, в вакуумной камере которой был установлен круглый магнетрон.

Магнетрон состоял из анодного узла, экрана, который окружал анодный узел, с размещенной внутри магнитной системой. Рабочая камера установки откачивалась до остаточного давления $(2,6 - 4,4) \times 10^{-3}$ Па, в качестве рабочего газа использовался аргон.

При включении блока питания магнетрона производилось нанесение металлических покрытий на основе нитрида титана на листовое стекло. После завершения процесса напыления вакуумная Камера разгерметизировалась, образцы выгружались и исследовались.

Исследование образцов проводилось методом атомно-абсорбционной спектроскопии. Сущность метода состоит в способности свободных атомов элементов, находящихся в слое плазмы, селективно поглощать свет. Метод позволяет идентифицировать состав всех структурных элементов покрытий и диффузионные

процессы в исследуемых материалах, а также дает представление о распределении элементов в покрытиях.

Полученные результаты свидетельствуют, что метод магнетронного распыления обладает возможностями нанесения металлов и сплавов с высокими скоростями напыления и дает хорошие качественные характеристики покрытий.

Однако применение ионно-плазменных, гальванических покрытий для защиты оборудования от нагрузок в сочетании с методами химической, термической, механической обработки в различном их сочетании радикально решить проблему не может.

Поэтому в основу разработки нового класса материалов был заложен принцип, заключающийся в том, что работа разнородных материалов дает эффект, эквивалентный созданию материала, свойства которого отличаются от свойств каждого из его составляющих. Одним из видов этого класса материалов являются композиционные электрохимические покрытия (в дальнейшем – КЭП).

КЭП представляют собой металлическую матрицу с вкраплением мелкодисперсных частиц твердой фазы неорганического или органического происхождения. КЭП совмещают в себе свойства металлов и неметаллов, характеризуются повышенными износостойкостью, жаропрочностью, микротвердостью, более высокой коррозионной стойкостью.

Изучение свойств КЭП на основе цинка с триоксидом молибдена проводилось после их формирования на катоде в стандартном цинковом электролите-суспензии.

Полученные образцы КЭП подвергались электронно-микроскопическому анализу для определения структуры поверхности покрытий, а также образцы КЭП подвергались испытаниям на износостойкость и стойкость в коррозионной среде.

При формировании покрытий металлов из раствора процесс обычно состоит из трех основных стадий: зародышеобразование; рост зародышей с образованием зерен; рост и агломерация зерен с образованием крупных агрегатов.

На рис. 1 представлен снимок цинкового покрытия. Просматриваются зерна цинка различного размера $150 \div 700$ нм, встречаются крупные агрегаты размером 1,2 мкм. Включение в состав покрытий оксидных частиц существенно меняет морфологию их поверхности: она становится менее гладкой с более развитым рельефом.

На рис. 2 представлен снимок поверхности КЭП. При введении частиц триоксида молибдена появляется вторичная структура, покрытие состоит из крупных агломератов размером 1,3 – 1,8 мкм, на их поверхности находятся более мелкие частицы от 40 до 400 нм.

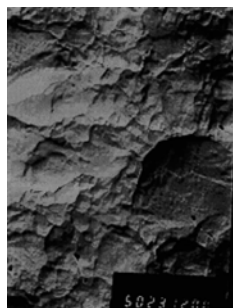


Рис. 1. Увеличение 20 тыс.



Рис. 2. Увеличение 4 тыс.

Износостойкость образцов КЭП оценивалась по потере массы образца в условиях сухого трения и сравнивалась с цинковым покрытием, осажденным из стандартного электролита цинкования.

Коррозионная стойкость оценивалась по потере массы образца при растворении в 1 н растворе серной кислоты в течение 2 часов при температуре 70 °С. На основании проведенных экспериментов были получены результаты, отраженные в таблицах 1 и 2.

Таблица 1. Износостойкость образцов

Наименование образца	Потеря массы образца, мг/см ²		
	30 мин	60 мин	120 мин
Цинковое покрытие	2,0	3,5	17,6
КЭП	3,4	4,7	5,1

Таблица 2. Коррозионная стойкость образцов

Наименование образца	Потеря массы образца, мг/см ²		
	30 мин	60 мин	120 мин
Цинковое покрытие	0,90	2,25	3,90
КЭП	0,40	2,05	3,00

Анализ приведенных данных свидетельствует о возможности получения покрытий методом магнетронного распыления и композиционных электрохимических покрытий с улучшенными характеристиками.

Федотова С.А., Цейтлин А.С.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Стабильное и устойчивое развитие общества невозможно без рационального использования местных природных ресурсов. В настоящее время руководством Республики Беларусь поставлена задача замены не менее 25% импортируемых энергоресурсов местными видами сырья. Торф является одним из важных топливно-энергетических ресурсов в обеспечении решения поставленной задачи. Значительная роль отведена торфу и в деле обеспечения бездефицитного баланса гумуса в пахотных почвах Республики Беларусь. Особую актуальность с учётом этого приобретает анализ современного состояния и перспектив развития торфяной отрасли страны на фоне других торфодобывающих стран мира.

Пик мировой добычи торфа пришёлся на 1984-85 годы, когда добывалось около 380 млн. т торфа в год. В последующие годы объёмы его мировой добычи постоянно сокращались и уже к 1992 г. составили всего 29 млн. т. В последнее десятилетие производство торфа в мире практически не изменялось: в год, примерно, добывалось около 25 млн. т торфа, из которых около 70% использовалось для производства тепла и электроэнергии, остальные 30% – для нужд сельского хозяйства. Большая часть торфа производится в европейском регионе, доля которого в общем объёме мировой добычи превышает 80%, а доля США и Канады составляет не более 7%. Следует отметить, что уровень добычи торфа в Финляндии за указанный период практически не изменялся, в то время как в Ирландии он упал на 23%, в России – на 41%, в Эстонии – на 12%, в Канаде – на 14%, а в США – на 11%. Однако, в некоторых странах мира объёмы добычи торфа в этот период возросли: в Латвии – на 68%, Швеции – на 44%, Польше – на 25%, Республике Беларусь – на 23%. Мировым лидером в производстве торфа в 2008 г. стала Финляндия, где было добыто 9.1 млн. т торфа (36.4% от общемировой добычи), на втором месте Ирландия – 4.3 млн.т (17.2%), на третьем месте – Республика Беларусь – 2.6 млн. т (10.4%). Россия занимает 4-е место по объёму добываемого торфа: в 2009 г добыча составила 1.2 млн. т.

В недрах Беларуси имеются значительные ресурсы торфа: общая площадь торфяного фонда составляет 2,4 млн. га с геологическими запасами торфа 4 млрд. тонн. Запасы торфа в Республике Беларусь распределены по всей территории страны. В 1979-1980 годы в стране ежегодная добыча торфа составляла около 40 млн. т, в результате чего многие крупные месторождения, являющиеся сырьевыми базами торфопредприятий, были выработаны. В этой связи встал вопрос оценки существующих торфяных ресурсов и определения путей их эффективного использования и охраны. С целью упорядочения вопросов использования торфяных ресурсов по распоряжению Совета Министров БССР была разработана и одобрена «Схема рационального использования и охраны торфяных ресурсов Республики Беларусь на период до 2010 г.» (постановление от 25 ноября 1991 г. № 440). Этой схемой в соответствии с установившимися в республике социально-экономическими условиями развития торфяные ресурсы были распределены по целевым фондам: земельный, природоохранный, разрабатываемый, запасной, неиспользуемый. Приоритетными направлениями использования торфяных месторождений в тот период были земельное и природоохранное. Республика была обеспечена недорогими энергетическими ресурсами, что и отразилось на принципах распределения торфяных ресурсов по целевым фондам. В земельный и природоохранный фонды было отнесено более 40% всего торфяного фонда, а в разрабатываемый фонд – около 4%.

Мировой рост цен на сырьевые ресурсы и энергетическая безопасность страны потребовали существенно увеличить добычу торфа. Государственная программа «Торф» предусматривает увеличение его добычи для топливных целей к 2020 году до 4.38 млн. т. Для решения этой задачи необходимо перераспределить запасы торфа по фондам. Учитывая, что при использовании экологически безопасных ресурсосберегающих технологий нагрузка от разработки месторождений на окружающую среду будет незначительной и кратковременной, следует пересмотреть природоохранный, земельный и нераспределенный фонды. Существующие технологии добычи торфа требуют применения большого комплекта энергонасыщенных машин по осушению, подготовке, ремонту производственных площадей, технологического оборудования по производству продукции из торфа и

транспортированию к потребителю. В результате сжигания горючего в двигателях машин в атмосферу выбрасывается большое количество вредных веществ. Торфяные месторождения, являясь лабильными природными экосистемами, требуют особого подхода к их освоению и соответствующих экологически сбалансированных технологий. Разработка торфяных ресурсов на данном «водном» объекте технологически сложна и должна проводиться по технологиям, обеспечивающим минимальное экологическое вмешательство в экосферу. Актуальной задачей современного этапа является оценка применяемых способов добычи торфа с позиции экологии (на одну тонну высококачественной торфяной продукции). Выбор наиболее выгодного в экологическом отношении способа добычи торфа, прежде всего, должен максимально учитывать все положительные биогеосферные функции болот. Однако их полный учет достаточно сложен и многообразен, и поэтому в данном случае в качестве критерия оценки экологичности технологических способов добычи торфа предлагаем рассмотреть только выброс вредных веществ в атмосферу в результате сжигания горючего в двигателях машин, который определим как произведение удельных по топливу средневзвешенных выбросов (таблица 1) на расход топлива при производстве 1 т торфяной продукции, учитывающий затраты топлива на строительство осушительной системы и подготовку производственных площадей, работу технологического оборудования (уборочной машины, фрезера, ворошилки, валкователя и штабелирующей машины), на работу оборудования при ремонте производственных площадей и на транспорт продукции.

Таблица 1 - Удельные выбросы по дизельному топливу

Загрязняющие вещества	Удельные средневзвешенные выбросы по топливу, г/кг
Оксиды азота:	
NO _x в пересчете на NO ₂	75
NO	30
NO ₂	30
Оксид углерода CO	20
Углеводороды CH в пересчете на CH _{1,85}	2,5
Взвешенные частицы	2
Оксиды серы SO _x в пересчете на SO ₂	10
Альдегиды в пересчете на C ₃ H ₄ O	1

Энергетические затраты (кВт·ч/ т) определим как суммарную мощность двигателей машин, умноженную на количество часов их работы по всем операциям от осушения месторождения до транспорта готовой продукции, необходимое для добычи 1 т торфа.

Сравним различные технологические схемы добычи торфа.

I. Технологические схемы производства фрезерного торфа:

1 схема - МТФ-43А, МТФ-18, МТФ-22, МТФ-33Б, МТФ-71; 2 схема - МТФ-55, МТФ-22, МТФ-71; 3 схема - МТФ-61, МТФ-18, МТФ-21, ВФТ-19;

II. Технологические схемы производства кускового торфа фрезеромовочным способом: 4 схема — МТК-12А, МТК-21Б, МТК-32.

Расход топлива на 1 т торфа при применении различных технологических схем приведен в табл. 2. Энергоемкость процессов рассматриваемых технологий представлена в табл. 3.

Таблица 2 - Удельный расход топлива на добычу 1 т торфа

Наименование процесса	Номера технологических схем			
	1	2	3	4
Строительство осушительной системы и подготовка производственных площадей	0,3	0,3	0,3	0,23
Добыча торфа	1,05	1,30	1,08	1,63
Ремонт производственных площадей	1,43	1,43	1,43	1,50
Транспортные расходы	0,77	0,77	0,77	0,77
Итого	3,55	3,80	3,58	4,13

Таблица 3 - Энергетические затраты на добычу 1 т торфа (кВт· ч/т)

Наименование процесса	Номера технологических схем			
	1	2	3	4
Строительство осушительной системы и подготовка производственных площадей	1,4	1,4	1,4	1,1
Добыча торфа	5,9	8,0	6,6	8,0
Ремонт производственных площадей	6,9	6,9	6,9	7,2
Транспортные расходы	3,7	3,7	3,7	3,7
Итого	17,9	20,0	18,6	20,0

Результаты расчетов показали, что наименьшее количество вредных веществ в результате сжигания горючего в двигателях машин выбрасывается при фрезерном способе производства торфяной продукции. Применение более мощных двигателей на пневматичес-

ких комбайнах МТФ-55 приводит к возрастанию удельного расхода топлива на 1 т торфа и, как следствие, происходит увеличение количества выбросов вредных веществ. Сокращение выбросов при перевалочном способе уборки происходит из-за сокращения объема работы по транспортированию торфа в штабель. Анализ затрат энергии по операциям добычи торфа показывает, что наиболее энергоемкой операцией является уборка (примерно, 2.3 кВт·ч/ т).

Выброс вредных веществ при выполнении операции уборки зависит от расстояния транспортирования торфа в штабель. Чем больше совершаемая работа при транспортировании торфа в штабель, тем больше расход топлива на 1 т добытого торфа, а, значит, возрастают выбросы вредных веществ в атмосферу. С точки зрения уменьшения энергоемкости производства 1 т торфяной продукции и уменьшения вредных выбросов перспективной является технология добычи фрезерного торфа с раздельной уборкой из наращиваемых валков с применением для уборки торфа перевалочных машин. Расчеты показывают, что работа, совершаемая по перемещению торфа в штабель, при существующей технологии производства фрезерного торфа бункерными уборочными машинами, в 3,6 раза превышает работу при уборке торфа перевалочными машинами 12 валков в штабель и в 5 раз при уборке 8 валков в штабель.

УДК 622.331

Мероприятия по охране атмосферного воздуха при производстве торфяных брикетов

Морзак Г.И., Басалай И.А., Быковская О.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Цель работы – анализ воздействия на окружающую среду производства торфяных топливных брикетов и предложение природо-охранного мероприятия по снижению этого воздействия. Для этого необходимо решить следующие задачи:

- исследование технологического процесса производства торфяных топливных брикетов;
- оценка воздействия на окружающую среду исследуемого технологического процесса;
- анализ эффективности работы пылеулавливающих систем и обоснование предложения по ее модернизации.

Технологический процесс производства топливных брикетов реализуется на современных торфобрикетных заводах (ТБЗ). Основными производственными единицами ТБЗ являются бункерная фрезерного торфа, подготовительное отделение с дробильно-сепарационным оборудованием, сушильное отделение, отделение брикетирования и склад готовой продукции (топливных брикетов), а также котельная по сжиганию отсева (крупных фракций фрезерного торфа и древесных включений) для получения тепловой энергии для работы сушильного отделения [1].

Фрезерный торф влажностью 40÷45 %, заготовленный в летнее время на разрабатываемых торфяных месторождениях, доставляется с производственных участков железнодорожным транспортом в саморазгружающихся вагонах в бункерную сырьевую заводу. Пластинчатыми питателями и ленточным эстакадным конвейером фрезерный торф подается в подготовительное отделение, где направляется в дробилки. Измельченный в дробилках фрезерный торф подается на грохота, где происходит его разделение на фракции. Мелкая фракция подается сборным скребковым конвейером в сушильное отделение. Отсев торфа – крупная фракция – ленточным конвейером подается в бункер котельной для дальнейшего сжигания. В подготовительном отделении для эффективной работы барабанных грохотов, установлено три вентилятора обдува грохотов, которые постоянно производят прочистку ячеек сетки грохотов.

Для обеспыливания оборудования подготовительного отделения предусмотрена обеспыливающая установка, снабженная вентилятором, а также сухим и мокрым циклонами.

Сушка торфа от исходной влажности не более 50% до конечной не более 20% производится в сушильной установке ПЕКО. Она состоит из пяти последовательно работающих сушилок, разделенных на две группы: первые две сушилки второго эффекта (ПВ и ПА), и последующие три – первого эффекта (ИС, ИВ, ИА).

Поступающая из подготовительного отделения мелкая фракция через шнековый питатель, подается в нижнюю часть сушилки ПВ, где подхватывается воздушным потоком, создаваемым вентилятором высокого давления, и продувается через трубки сушилки. Верх сушилки соединен с циклоном, куда направляется вся торфовоздушная смесь. Здесь происходит выпадение торфа из потока, который направляется по материалопроводу через

барабанный затвор питателя сушилок в следующую сушилку ПА, где процесс повторяется. Пылевоздушная смесь после предварительной очистки в мокром циклоне, выбрасывается в атмосферу. Указанные две сушилки ПА и ПВ обогреваются горячей водой с температурой около 55°С. Вода при помощи насоса чистой воды, из теплообменника, подается в корпуса сушилок второго эффекта. В сушилках происходит начальная подсушка поступающего в сушильное отделение торфа. Три последующие сушилки IC, IB, IA обогреваются паром с температурой 140°С и имеют один общий вентилятор высокого давления, прогоняющий торфовоздушный поток поочередно через сушилки IC, IB, IA. Пройдя последовательно через три сушилки IC, IB, IA, из которых каждая имеет свой циклон, торф осаждается в циклоне сушилки IA, откуда посредством пяти шнековых конвейеров поступает в бункера-накопители и в дальнейшем на брикетирование в штемпельный брикетный пресс. Движение воздуха и торфа в сушилках первого эффекта осуществляется по принципу противотока. Пройдя последовательно сушилки IA, IB, IC, воздух после циклона IC направляется в скруббер. Здесь происходит конденсация водяных паров, поступающих вместе с воздухом, и очистка воздуха от торфяной пыли, после чего он выбрасывается в атмосферу.

Нагретая в скруббере за счет конденсации водяных паров с содержанием осажденной в ней торфяной пыли шламовая вода центробежным насосом шламовой воды подается в теплообменник, где отдает приобретенную в скруббере теплоту воде, циркулирующей в сушилках второго эффекта. Из теплообменника шламовая вода снова подается в скруббер и т.д., циркулируя по схеме: скруббер - теплообменник - скруббер. Для эффективной работы скруббера, поддержания определенной концентрации торфяной пыли и включений в шламовой воде, производится небольшая подпитка водой из водопроводной сети цеха. Нагреваемая в теплообменнике чистая вода циркулирует по замкнутому кругу: теплообменник – сушилка ПА – сушилка ПВ - теплообменник.

Высушенный в сушильной установке торф из циклона IA через систему шнековых конвейеров, направляется в бункера прессов, где посредством шибера производится регулировка подачи торфяной сушенки в точки брикетных прессов. Просыпавшаяся часть

сушеной мелочи и лома брикета из-под приемных кулерин, путем пневмотранспорта подается в мелющий вентилятор, где происходит измельчение и возврат сушенки в шнековый конвейер №3 и дальнейшего прессования. Просыпавшаяся сушенка из-под штемпелей пневмотранспортом, посредством вентилятора отсоса от штемпелей, подается в сухой циклон, где выпадает из воздушного потока и направляется для дальнейшего прессования, а пылевоздушный поток направляется в мокрый циклон и очищенный воздух выбрасывается в атмосферу. Пыль от зевов прессов, по пневмотранспорту под действием вентилятора поступает в мокрый пылеулавливатель, в котором происходит улавливание пыли, а затем чистый воздух выбрасывается в атмосферу. Поданный на пресс торф превращается в брикеты и по охлаждающим лоткам, направляется ленточным конвейером на бункерный склад для отправки потребителям.

Анализ материальных потоков производства брикетов показывает, что наибольшее воздействие на окружающую среду оказывают выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух (рис. 1). При производстве брикетов в данной технологии предусмотрено 9 газоочистных (ГОУ) и пылеулавливающих установок: 2 – используются для вспомогательного производства, 7 – для основного, 6 из которых установлены в брикетном цеху. Мультициклон с дозатором золы установлен в Мини-ТЭЦ. Некоторые параметры по основным газоочистным системам приведены в таблице.

По результатам мониторинга и инвентаризации выбросов установлено, что наиболее проблемным местом по относительному проценту выбросов после используемых ГОУ является прессовое отделение (от штемпелей). На данном технологическом этапе существует двухступенчатая система очистки: 1-ая ступень – циклон ЛИОТ, 2-я – циклон СИОТ.

Для снижения негативного воздействия на окружающую среду необходимо разрабатывать природоохранные мероприятия. Одним из таких мероприятий является реконструкция системы обеспыливания пневмопароводяной сушилки «Пеко». Предлагается заменить существующую 2-х ступенчатую систему обеспыливания прессов на более эффективную систему очистки с использованием модульного фильтра одноступенчатой импульсной очистки.

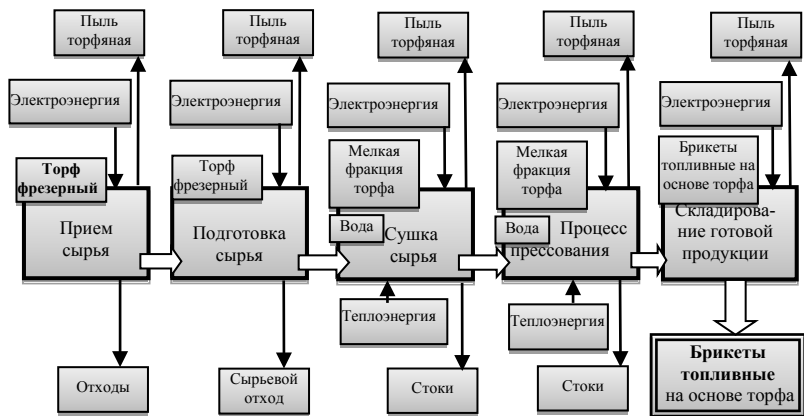


Рис.1. Схема материальных потоков производства торфяных топливных брикетов

Таблица – Газоочистные и пылеулавливающие установки основного производства

№ источника	Наименование ГОУ	Стадия технологического процесса	Вредные вещества, по которым производится очистка
1	Двухступенчатая система очистки: 1-ая ступень - циклон Пеко, 2-ая - скруббер	сушилка ПВ	Пыль неорганическая ($SiO_2 < \text{менее} 70\%$)
2	Двухступенчатая система очистки: 1-ая ступень - циклон Пеко, 2-ая - скруббер	сушилка ПА	Пыль неорганическая ($SiO_2 < \text{менее} 70\%$)
3	Двухступенчатая система очистки: 1-ая ступень - циклон Пеко, 2-ая - скруббер	сушилка IA-IC	Пыль неорганическая ($SiO_2 < \text{менее} 70\%$)
4	Сухой циклон СИОТ №7	прессовое отделение, от зева	Пыль неорганическая ($SiO_2 < \text{менее} 70\%$)
5	Двухступенчатая система очистки, 1-ая ступень-циклон ЛИОТ, 2-ая - циклон СИОТ	прессовое отделение, от штампелей	Пыль неорганическая ($SiO_2 < \text{менее} 70\%$)
40	Двухступенчатая система очистки, 1-ая ступень-циклон ЦН-33, 2-ая- циклон СИОТ	прессовое отделение, мелющий вентилятор	Пыль неорганическая ($SiO_2 < \text{менее} 70\%$)
11	Мультициклон с дозатором золы	котел ДКВР 10/13 №2	Твердые частицы

Принцип работы фильтра основан на двухэтапной очистке; первый этап обеспечивается встроенным динамическим предварительным очистителем и второй – рукавным фильтром с регенерацией рукавов пульсирующей струей. После динамической предварительной очистки основного потока смеси, происходит очистка остаточной пыли нисходящим потоком, обеспечивая, таким образом, эффективное отделение частиц размером меньше микрона. Для предотвращения взрыва пыли фильтр оснащен взрыворазрядником или альтернативно блокирующей системой. На рис. 2 приведена сравнительная диаграмма выбросов загрязняющих веществ до модернизации и после внедрения модульного фильтра.



Рис. 2. Сравнительная диаграмма выбросов загрязняющих веществ до (□) и после внедрения модульного фильтра (■)

Результаты аналитических расчетов показывают, что сокращение выбросов загрязняющих веществ от трех существующих источников 4, 5 и 40 будут сокращены на 30%.

Дополнительными преимуществами данного фильтра с точки зрения экологии и экономики являются:

- снижение водопотребления (на участке исключается потребление воды);
- снижение энергопотребления (фильтр имеет несколько режимов работы);
- экономия денежных средств (снижение экологического налога в результате снижения выбросов загрязняющих веществ).

Литература

1. Справочник по торфу. М., Недра. 1982.-760 с.

Оценка ветроэнергетического потенциала и ресурсов в Республике Беларусь

Левданская В.А., Зеленухо Е.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Государственная стратегия развития энергетики Республики Беларусь базируется, в основном, на повышении как технического, так и экономического уровня энергетики, а также рационального использования топливно-энергетических ресурсов.

Республика Беларусь не располагает достаточными запасами углеводородного топлива, поэтому одним из возможных направлений рационального использования энергоресурсов является использование возобновляемых источников энергии. Учитывая природные, географические и метеорологические условия, в республике могут иметь место малые ГЭС, ветроэнергетические установки (ВЭУ), биоэнергетические установки (БЭУ) и другие. Эти источники в совокупности обеспечивают 5÷10 % всей расчетной экономии топлива, однако в их пользу говорит тот факт, что широкое применение этих источников делает возможным учет экономии топлива. Кроме того, важным моментом использования возобновляемых источников является их экологическая чистота и безопасность. Их достоинства заключаются в следующем:

- не требуется органического топлива (нефти и нефтепродуктов, природного газа, угля, торфа и других), что исключает и последствия его добычи, которые сопровождаются изменением рельефа местности, разрушением плодородного слоя земли и др.;
- не происходит теплового загрязнения водных объектов в зоне функционирования тепловых электростанций;
- предотвращается эмиссия выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух.

Для выбора мест установки ВЭУ необходима оценка ветроэнергетического потенциала (ВЭП) территории планируемого размещения. Основным оценочным показателем ВЭП является скорость ветра, зависящая от атмосферной циркуляции и характера подстилающей поверхности. При этом учитываются повторяемость скорости ветра в течение года и по месяцам, максимальная скорость ветра, выделение ветровых периодов и периодов затишья по длитель-

ности, а также определение удельной энергии ветрового потока. С этой целью в нашей работе был проведен анализ ветрового потенциала и рельефа республики.

Поверхность Беларуси в целом равнинная. Для нее характерно чередование возвышенных, равнинных и низменных пространств с болотами и озерами. Основные черты современного рельефа в значительной мере обусловлены материковыми оледенениями четвертичного периода. Зимой в республике преобладают юго-западные и западные ветры, а в зависимости от ориентации долин рек ветер может быть южным или западным.

Оценка ветра как источника энергии производится на основании таких параметров как среднегодовая скорость ветра и ее повторяемость, годовой, суточный ход скорости ветра и его повторяемость, максимальная скорость ветра, удельные мощность и энергия ветра. Анализ изученных данных позволяет определить валовый, технический и экономический потенциал ветроэнергетических ресурсов предполагаемой площадки размещения ВЭУ.

В республике повторяемость ветров юго-западной части горизонта $45 \div 50$ %. Юго-восточные ветры, связанные с юго-западной периферией сибирского антициклона или малоподвижными антициклонами Восточной Европы, имеют повторяемость $15 \div 20$ % в году. В летний период ветры с западной составляющей отмечаются в течение почти 50 % времени. Повторяемость восточных, северо- и юго-восточных ветров составляет около 30 %. Ветры всех направлений почти равновероятны, хотя весной более выражены ветры юго-восточного направления, а осенью - юго-западного и западного. Максимальная повторяемость направлений ветра смещается в течение года по часовой стрелке. Преобладающими в течение года являются ветры западной составляющей.

Проведенная нами оценка ветрового потенциала на территории Республики Беларусь производилась по статистическим данным Департамента по гидрометеорологии Министерства природных ресурсов и охраны окружающей среды за последние 30 лет.

Анализ материала показывает, что на территории Витебской области наибольшим ветровым потенциалом обладают г. Докшицы и г. Орша. В этих зонах среднегодовая скорость ветра является максимальной и достигает 3,4 м/с. Минимальная средняя годовая скорость ветра, равная 2,5 м/с, наблюдается в г. Лепеле и Лынтупах.

Наибольший ветроэнергетический потенциал данной области приходится на осенне-зимне-весенний период (70 % времени года). В летнее время средняя месячная скорость ветра колеблется от 2 м/с до 3 м/с.

На территории Минской области максимальная средняя годовая скорость ветра характерна для г. Слуцка (3,7 м/с), минимальная – в районе озера Нарочь (2,0 м/с). Гродненская область характеризуется наличием следующего ветроэнергетического потенциала: максимальный – г. Новогрудок (4,0 м/с) и г. Гродно (3,9 м/с); минимальный (3,1 м/с) отмечается в г. Лиде и г. Щучине. На территории Могилевской области значительным ветровым потенциалом обладает г. Могилев (4,0 м/с), а также г. Костюковичи (3,8 м/с), г. Горки (3,7 м/с). Минимальная средняя годовая скорость ветра, равная 3,0 м/с, отмечается в г. Кличеве.

В Брестской области выделяются станция Полесская, где скорость ветра равна 4,0 м/с и г. Барановичи (3,6 м/с). В остальных районах скорость ветра колеблется от 2,4 м/с до 3,2 м/с. В Гомельской области максимальная средняя годовая скорость ветра (3,2 м/с) характерна для г. Брагина и Октября, минимальная (2,4 м/с) - г.п. Василевичи.

На основании проведенного анализа, учитывая максимальную среднюю годовую скорость ветра, наиболее перспективными с географической точки зрения для установки ветровых станций могут быть Новогрудок (4,0 м/с), Могилев (4,0 м/с), Костюковичи (4,0 м/с), Полесская (4,0 м/с), Гродно (3,9 м/с), Горки (3,8 м/с).

Согласно шкале градации силы ветра по Бофарту ветры, преобладающие на территории Беларуси относятся к слабым (3,4-5,4 м/с). Однако данный диапазон ветров является достаточно приемлемым для нормальной работы большинства стандартных ветроэнергетических установок.

УДК 504.5:665.6/7

Использование метода биоиндикации для определения класса опасности загрязнения почв нефтепродуктами

Бельская Г.В., Левданская В.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Почва является важнейшим природным ресурсом, обеспечивая территориальный базис хозяйственной деятельности государства. В

последнее время почвенный покров Беларуси испытывает значительное антропогенное давление, проявляющееся в следующем:

- поступление и накопление в почве около 80 технофильных элементов и их соединений, продуктов техногенеза;

- деградация почв как следствие осушительной мелиорации, проведенной на Полесье в 60-е годы 20-го столетия, и последующего нерационального использования мелиорированных территорий;

- нарушение почв в районах минеральных карьеров, торфоразработок и нефтедобычи.

Загрязнение почв идет различными путями – сточными водами и отходами промышленных предприятий, выхлопными газами автотранспорта, отходами животноводческих комплексов, сточными водами городов, пестицидами и удобрениями, применяемыми в сельском и лесном хозяйствах. Наиболее распространенными загрязнителями атмосферного воздуха и, следовательно, почв в Беларуси являются окислы углерода, сернистый ангидрид, окислы азота, углеводороды, соединения фтора и хлора; твердые частицы - пыль, дым, сажа, различные соли, окислы металлов, а также соединения, образующиеся при взаимодействии с воздушной влагой. Особую опасность представляют хлорорганические пестициды, которые слабо разлагаются в почве и обладают ярко выраженным кумулятивным эффектом [2].

Кроме вышеперечисленных источников загрязнения, ущерб почвенным ресурсам могут наносить чрезвычайные ситуации, возникающие на промышленных и сельскохозяйственных предприятиях, транспорте или при выполнении другой хозяйственной деятельности – это аварийные разливы токсических веществ, а также прорывы нефтепроводов.

При технологических процессах добычи, хранения и транспортировки нефти в землю попадает огромное количество нефтепродуктов, которые распространяются на значительные расстояния, загрязняя почву, поверхностные и грунтовые воды, провоцируя экологическую катастрофу. Ежегодные мировые затраты на очистку и восстановление почвы от загрязнений углеводородами составляют десятки миллиардов долларов.

Обычно потери нефти и нефтепродуктов при добыче и переработке нефти составляют 1-2%, для Беларуси эта цифра колеблется от 20-30 тысяч тонн в год. По другим оценкам, только при перера-

ботке нефти в почву просачивается 1,5% общего объема горючего [1]. В грунтах вокруг многих нефтеперерабатывающих заводов за десятилетия их работы накопилось огромное количество нефти и нефтепродуктов – иногда это сотни тысяч тонн. Осложняет проблему загрязнения почв, особенно в городах и зонах их влияния, разливы углеводородного топлива на АЗС.

Особая опасность попавших в грунт нефтепродуктов заключается в их взаимодействии с водоносными горизонтами и последующим проникновением в питьевую воду. Кроме того, ухудшается структура самой почвы, повышается ее кислотность, в почве накапливаются патогенные микроорганизмы (возбудители корневых гнилей), происходит деградация и изменение функциональной активности почвенной микрофлоры, нарушается почвенный микробноценоз и биоценоз в целом. Это влечет за собой резкое падение плодородия почв и, соответственно, сокращение пахотных площадей и недобор урожая, снижение его качества.

При решении экологических проблем, связанных с разливами нефтепродуктов, следует учитывать тот факт, что естественное восстановление плодородия почв от загрязнения этой группой поллютантов происходит значительно медленнее, чем при других техногенных загрязнениях. Нефтепродукты резко изменяют водопроницаемость грунта, вода «проваливается» в нижние горизонты, влажность плодородного слоя снижается. Следствием этого процесса является деградация одного из звеньев биоценоза – растительности. Нефть и нефтепродукты вызывают практически полную депрессию флоры и фауны. Подавляется жизнедеятельность большинства микроорганизмов. Кроме того, попадая в почву, нефть увеличивает общее количество углерода, его соотношение с содержанием азота меняется, а это, в свою очередь, усугубляет общие функциональные нарушения почв. В связи с этим, чрезвычайно актуальной является задача своевременного и информативного определения параметров загрязнения почвенных территорий. Поставленная задача усложняется тем, что почва представляет собой сложнейшую биокосную систему, функционирование которой зависит от десятков биотических и абиотических факторов. Существующие (традиционные) методы определения параметров загрязнения почв, основанные на экспедиционных обследованиях, отборах почвенных проб и после-

дующих лабораторных физико-химических анализах, долгосрочны и затратны [1].

Учитывая вышеизложенное, перспективным является экспресс-метод биоиндикации для определения класса опасности загрязнения почв, в данном случае нефтепродуктами.

Определение токсичности нефтепродуктов основано на определении изменения биологической активности проб почвенных образцов под влиянием содержащихся в них токсичных веществ, по сравнению с контрольной (чистой) пробой. В качестве контрольной пробы используют образцы чистой глины (ТУ 480-1-334-91). Показателем биологической активности испытуемых и контрольных почвенных образцов является средорегулирующая активность, о которой в данной методике судят по количеству выделяющегося в присутствии глюкозы углекислого газа [3].

Количественное определение средорегулирующей активности шламов (испытуемых проб) и контрольных проб проводят на основе измерений интенсивности выделения пробами опытных и контрольных субстратов углекислого газа (CO_2) после внесения в пробы одинакового количества глюкозы (1 % от массы сухой пробы).

Глюкоза интенсивно окисляется микроорганизмами. При этом выделяется углекислый газ. Измерение концентрации выделившегося углекислого газа производят путем поглощения CO_2 раствором гидроксида натрия (NaOH) с последующим титрованием этого раствора серной кислотой (H_2SO_4) в присутствии индикатора – фенолфталеина. Измерения проводят ежедневно через каждые 24 часа в течение трех дней в зависимости от скорости и интенсивности потребления микроорганизмами глюкозы. Определения выделившегося CO_2 прекращают, когда после прохождения пика активности (выделения максимального за все сроки наблюдений количества CO_2) интенсивность процесса падает [3].

На основании определения микробиологической активности почвы могут быть отнесены к следующим классам опасности: V - неопасные, IV - малоопасные, III - умеренно опасные, II - опасные и I - высоко опасные (таблица 1).

Цель исследований заключалась в отработке метода и определении класса опасности загрязнения почв нефтепродуктами на АЗС. Объектом исследования была выбрана АЗС по ул. Логойский тракт в г. Минске. Образцы почв отбирали с помощью специального бура

методом конверта с поверхности и глубины 20см. Определяли активность дыхания микроорганизмов по количеству выделившегося CO₂ при окислении глюкозы не-посредственно от места сбора и хранения нефтепродуктов, а также на расстоянии 100м от него. Результаты исследования показали, что пик угнетения наблюдался на 3-и сутки эксперимента.

Таблица 1 Класс опасности загрязнения почв нефтепродуктами по степени микробиологической активности

Класс опасности	Снижение биологической активности микрофлоры почвы по сравнению с контролем, N, %
V	$0 < N \leq 20$
IV	$20 < N \leq 50$
III	$50 < N \leq 80$
II-I	$80 < N \leq 100$

Как показали наши исследования, достоверные отличия были отмечены в вариантах на глубине 20 см в сравнении с поверхностной почвой. Наибольшая степень снижения биологической активности по сравнению с контролем в процентах (22%) была отмечена в месте сбора отходов на глубине 20 см (класс опасности загрязнения IV – обратимо). Такой же класс опасности (угнетение на 29%) наблюдался на глубине 20см на расстоянии 100 м от места сбора нефтепродуктов. Малоопасное загрязнение может отрицательно сказаться на корневой системе растений. На поверхности почв в обеих точках отбора проб процент угнетения составил соответственно 10% и 15%, что позволяет отнести их к V классу опасности – практически неопасные.

Полученные результаты позволяют сделать следующие выводы:

1. Метод биоиндикации приемлем для определения класса опасности загрязнения почв нефтепродуктами.
2. Достоверное снижение микробиологической активности почв наблюдалось на глубине 20см, в сравнении с поверхностным слоем.
3. Неопасное загрязнение поверхностного слоя связано со смывом осадками и просачиванием нефтепродуктов в более глубокие слои почвы с последующим накоплением.

Литература

1. Бубнов В.П., Бельская Г.В., Минченко Е.М. Модель прогнозирования загрязнения почв окислами азота при сжигании органического топлива - В сб. 3-й

межд. науч.-практ. конфер. БАТУ «Научно-инновационная деятельность и предпринимательство в АПК», г. Минск, 2008, с. 10-12

2. Бубнов В.П., Бельская Г.В. Математические модели для определения загрязнения почв Беларуси - В сб. БНТУ «Наука - образованию, производству, экономике», 2008, ч.2, 1с.

3. Методика определения класса опасности буровых шламов, Санкт-Петербургский Университет, 2004г., 22с.

УДК 541.182+631.436

Применение композиционного материала на основе торфа и микроорганизмов-деструкторов для ускорения деградации нефти в почве

Цыганов А. Р., Томсон А. Э., Соколова Т. В., Сосновская Н. Е.,
Хрипович А. А., Пехтерева В. С.¹, Самсонова А. С.²

¹Институт природопользования НАН Беларуси, г. Минск

²Институт микробиологии НАН Беларуси, г. Минск

Одной из наиболее типичных проблем современности является загрязнение нефтью и нефтепродуктами почвенного покрова территорий в результате аварийных ситуаций при добыче, транспортировке и переработке нефти, что приводит к экологическому и экономическому ущербу. Поскольку на современном уровне развития нефтедобывающей и нефтеперерабатывающей промышленности не представляется возможным исключить ее воздействие на окружающую среду, возникает необходимость разработки новых и совершенствование существующих технологий рекультивации нефтезагрязненных почв.

Практика использования ряда микробных препаратов для удаления нефтяных загрязнений во многих странах подтвердила перспективность применения для этих целей активных штаммов микроорганизмов-деструкторов нефти. Имобилизация клеток микроорганизмов на твердом носителе способствует повышению их биохимической активности и скорости деструкции загрязняющих веществ, защите их от воздействия отрицательных факторов окружающей среды, а также увеличению контакта рабочего объема биомассы с метаболизируемым ею субстратом [1–6]. Выбор торфа в качестве носителя для имобилизации микроорганизмов-деструкторов нефти определяется не только его высокой нефтепоглощающей способностью, но и свойством сорбировать на своей поверхности

клетки микроорганизмов-деструкторов, обеспечивая тем самым тесный контакт их с субстратом. Более того, торф, будучи природным органометрическим материалом, служит источником гумуса и элементов дополнительного питания для иммобилизованных на нем микроорганизмов-деструкторов, способствуя тем самым созданию условий, необходимых для восстановления почв, нарушенных в результате загрязнения.

На территории экспериментальной базы «Свислочь» НАН Беларуси был заложен мелкоделяночный опыт по оценке эффективности применения композиционного материала на основе торфа и микроорганизмов-деструкторов нефти для ускорения деградации нефти в почве. Учетная площадь делянок 1 м^2 , повторность четырехкратная. Вариант 1 – контроль. На площадки 2–5 путем равномерного разбрызгивания вносили сырую нефть в количестве $1,2 \text{ дм}^3$, что соответствовало величине загрязнения 100 ПДК. Композиционный материал на основе торфа вносили в количестве 0,5 кг, исходя из нефтеемкости 3 кг/кг в вариантах опыта 3 и 5. В вариантах 4 и 5 на почву, загрязненную нефтью, вносили культуру микроорганизмов-деструкторов нефти рода *Rhodococcus* в соотношении 1:0,025, что составляло на 1 кг нефти 25 г сухих клеток или $8,4 \text{ дм}^3$ культуральной жидкости. Все компоненты заделывались в почву путем рыхления.

Контроль за динамикой разложения нефти в почве осуществляли путем отбора почвенных проб с периодичностью 30 дней для проведения химических и микробиологических анализов. Во время отбора проб проводилось рыхление почвы для интенсификации газообмена и улучшения условий жизнедеятельности аэробных как аборигенных, так и интродуцированных микроорганизмов-деструкторов нефти. Концентрации углеводородов нефти в почве определялись ИК-спектрофотометрическим методом.

Степень деградации нефти (S) рассчитывалась по формуле

$$S = 100 - C/C_0 \cdot 100,$$

где C – конечная концентрация нефти, мг/г; C_0 – концентрация внесенной нефти, мг/г.

Численность популяции микроорганизмов учитывали методом серийных разведений при посеве в чашки Петри с агаризованной средой Е-8 (г/дм³): NaCl – 0,5; (NH₄)₂HPO₄ – 1,5; KH₂PO₄ – 0,7; MgSO₄·7H₂O – 0,8; нефть – 0,1; рН 7,3.

Результаты (таблицы 1 и 2) показывают, что в варианте 2 содержание НП уменьшилось на 28,6 % (I съем) в результате испарения легких фракций нефти. Незначительное изменение степени деградации (32,5 %, II съем) можно объяснить протеканием естественных деструктивных процессов в нефтезагрязненной почве. При этом численность микроорганизмов снижается вследствие их угнетения под токсическим воздействием углеводородов нефти, что согласуется с данными микробиологического анализа почвы (табл. 2).

Таблица 1 – Степень деградации нефти в условиях полевого мелкоделяночного опыта

Варианты опыта	Съемы				
	0	I		II	
	НП, мг/г	НП, мг/г	S, %	НП, мг/г	S, %
1. Фон – почва	0,031	–	–	–	–
2. Почва + нефть	25,36	18,11	28,6	17,12	32,5
3. Почва + нефть + композиционный материал	25,13	15,48	38,4	14,66	41,6
4. Почва + нефть + культура	25,10	14,75	41,2	12,01	52,2
5. Почва + нефть + культура + композиционный материал	23,21	10,85	53,3	8,89	61,7

Несколько лучше протекают процессы деградации в варианте 3, хотя и с невысокой скоростью. Некоторое увеличение скорости в данном случае может быть объяснено участием в деструктивных процессах привнесенной с композиционным материалом естественной микрофлоры, рост численности которой подтверждается данными табл. 2.

Внесение микроорганизмов-деструкторов нефти в виде культуральной жидкости (вариант 4) приводит к ускорению разложения нефти ко 2-ому съему на 19,7 %. Имобилизация микроорганизмов-деструкторов на композиционном материале стимулирует жизнедеятельность как аборигенных, так и интродуцированных микроорганизмов-деструкторов (таблицы 1, 2). Композиционный материал на основе торфа защищает интродуценты от неблагоприятного воздей-

ствия факторов окружающей среды и создает благоприятные условия для эффективного разрушения нефти.

Применение композиционного материала в сочетании с микроорганизмами-деструкторами нефти приводит к интенсификации процесса разложения нефти по сравнению с вариантом 2 на 29,2, с вариантом 3 – на 20,1 с вариантом 4 – на 9,5 %, что сопровождается увеличением численности углеводородокисляющих микроорганизмов в опытных образцах нефтезагрязненной почвы (табл. 2).

Анализ образцов II съема показал значительную разницу в общей численности микроорганизмов в почвах с внесением культур, иммобилизованных на композиционном материале, по сравнению с контролем – $0,28 \cdot 10^8$ КОЕ/г почвы и $6,83 \cdot 10^8$ КОЕ/г почвы соответственно. Различия в количественных показателях, характеризующих деструкцию нефти популяциями аборигенных и интродуцированных микроорганизмов в загрязненной почве, составляют 12,6 %: аборигенная микрофлора разрушает углеводороды на 28,6 %, а биоценоз, обогащенный микроорганизмами-деструкторами – на 41,2 % (I съем).

Таблица 2 – Динамика численности микроорганизмов в нефтезагрязненной почве в условиях мелкоделяночного полевого опыта

Вариант опыта	Количество микроорганизмов, КОЕ 10^8 клеток/г почвы		
	0 съем	I съем	II съем
Контроль	0,25	0,30	0,28
Почва + нефть	0,30	0,17	0,13
Почва + нефть + композиционный материал	0,24	0,47	0,79
Почва + нефть + культура микроорганизмов-деструкторов	0,28	0,81	3,92
Почва + нефть + культура микроорганизмов-деструкторов + композиционный материал	0,28	1,69	6,83

Результаты полевого опыта убедительно доказывают высокую эффективность применения композиционного материала в сочетании с микроорганизмами-деструкторами нефти для рекультивации нефтезагрязненных земель. Так за период наблюдений (2 месяца) степень деградации нефти составила 61,7 %, что на 29,2 % выше, чем в фоновой нефтезагрязненной почве.

Литература

1. Использование органических добавок для стимуляции аборигенной микрофлоры нефтезагрязненной серой лесной почвы / И.М. Габасова [и др.] // Экобиология: борьба с нефтяными загрязнениями окружающей среды: тез. докл. конф., Пушкино. 2001. – С. 50–52.
2. Рекультивация серой лесной почвы, загрязненной нефтяным шламом / И.М. Габасова [и др.] // Нефтяное хозяйство. – 2001. – № 7. – С.81–84.
3. Микробная деградация нефти и нефтепродуктов / З.И. Финкельштейн [и др.] // Биотехнология защиты окружающей среды: тез. докл. конф., Пушкино, 1994. – С. 5–6.
4. Способ биологической очистки почв от токсических органических соединений: заявка 96107454/13 Россия, МПК⁶ В 09 С1/10 / Г.К. Васильева, Э.Г. Суровцева, Л.П. Бахаева, В.Н. Башкин. 1998.
5. Verfahren Zum microbiologischen Abbau halogeniezfer aliphatischer und aromatischer Kohlenwasserstoffe in kontaminierten Medien: пат.19730653 Германия, МПК⁶ А 62 D 3/00 / D.M. Wise. 1999.
6. Влияние некоторых факторов окружающей среды на выживаемость внесенных бактерий, разрушающих нефть / З.М. Ермоленко [и др.] // Биотехнология. – 1997. – № 5. – С. 33–38.

УДК 504.06:51-74

Оценка геоэкологических рисков в зонах линеаментов и кольцевых структур литосферы

Лаптёнок С.А.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Материалы исследований последних десятилетий свидетельствуют о том, что в земной коре континентального типа повсеместно наблюдается густая, построенная по решетчатому типу, сеть субвертикальных разломов, дробящих земную кору на многочисленные блоки, размеры которых измеряются километрами или десятками километров. Наличие этой системы трещинно-проницаемых разломов устанавливается и подтверждается различными методами. Наиболее эффективный из них – структурное дешифрирование материалов аэрокосмической съемки в сопоставлении с геолого-геофизическими данными.

Не является исключением в этом плане и территория Беларуси, где по материалам космических съемок установлены разнопорядковые линейные структуры (линеаменты), отражающие особенности разломной тектоники (рис. 1). Характерная черта суперрегиональных линеаментов – их связь с глубинными (мантийными) разломами, активно проявившимися в различное геологическое время. Наибо-

лее отчетливо на космических снимках выражены линеаменты, сопоставляемые с разломами, образованные в условиях растяжения земной коры шириной от 10 до 50 километров [1]. Повышенной трещиноватостью и проницаемостью коры, мобильностью проявления геодинамических процессов отличаются участки пересечения линеаментов.

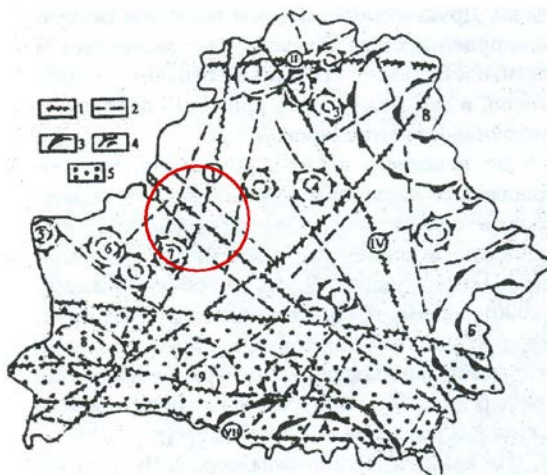


Рис. 1. Карта-схема линеаментов и кольцевых структур литосферы на территории Республики Беларусь

Установлено, что зоны разломов земной коры оказывают большое влияние на жизнедеятельность человека. Количество аварий на автодорогах выше в тех местах, где трассу пересекают системы разломов (геопатогенные зоны), а процент онкологических заболеваний оказался большим у людей, проживающих в населенных пунктах, расположенных вблизи суперрегиональных разрывных нарушений. Ураганы и смерчи прошлых лет были направлены преимущественно вдоль новейших геодинамических зон земной коры и аномалий магнитного и гравитационного полей Земли [2].

В результате аварии на Чернобыльской АЭС около 30% территории Республики Беларусь были подвержены загрязнению осадками, содержащими радионуклиды ^{131}I , ^{137}Cs , ^{90}Sr , ^{239}Pu , ^{240}Pu и др [3]. В настоящее время практически все население республики проживает в условиях длительного низкоуровневого комбинированного воз-

действия неблагоприятных факторов внешней среды. Существующая многофакторность неблагоприятного воздействия на организм человека (радиационные, химические и другие экологические факторы) обуславливает развитие различных патологических состояний.

Заболеваемость злокачественными новообразованиями является одной из наиболее острых проблем, возникающих в результате загрязнения территории радионуклидами. Исследования в данной области длительное время остаются актуальными во всем мире. В частности, в ходе наблюдения за состоянием здоровья лиц, подвергшихся воздействию поражающих факторов ядерной бомбардировки в Японии, было установлено, что в данной группе имел место достоверный рост заболеваемости злокачественными новообразованиями различной локализации: лейкозов – через 5 лет после бомбардировки, новообразований щитовидной железы – через 10, молочной железы и легких – через 20, желудка, ободочной кишки и миелом – через 30 лет [4].

Очевидно, что эффекты облучения ионизирующими излучениями являются только одним из ряда факторов, вызывающих рост заболеваемости злокачественными новообразованиями. В литературных источниках имеется информация о влиянии на данный процесс комплекса геофизических факторов, действующих в зонах расположения линеаментов – разломов земной коры [1,2].

В целях моделирования влияния природных и связанных с ними антропогенных факторов, действующих в зонах разломов земной коры, на различные аспекты жизнедеятельности человека, проведен первичный анализ заболеваемости населения Воложинского и Столбцовского районов злокачественными новообразованиями за период с 1953 по 2003 годы, в результате которого были рассчитаны интенсивные показатели заболеваемости по количеству случаев за каждый год и средней численности населения за весь изучаемый период, который затем был разделен на три периода по среднему значению интенсивного показателя: с 1953 по 1979 гг., с 1979 по - 1989 гг. и с 1989 по 2003 гг. [5]

Проведена пространственная категорзация всех случаев злокачественных новообразований у населения Воложинского и Столбцовского районов Минской области (свыше 7300 по данным белорусского канцер-регистра) по территориальной принадлежности к зоне, расположенной на разломах и между разломами

Украинско-Балтийского суперрегионального линеамента (так называемой, Ивенецко-Першайской зоне), к зонам, расположенным над другими региональными и локальными линеаментами, а также к зонам, расположенным вне линеаментов и кольцевых структур [6] (рис. 2.).

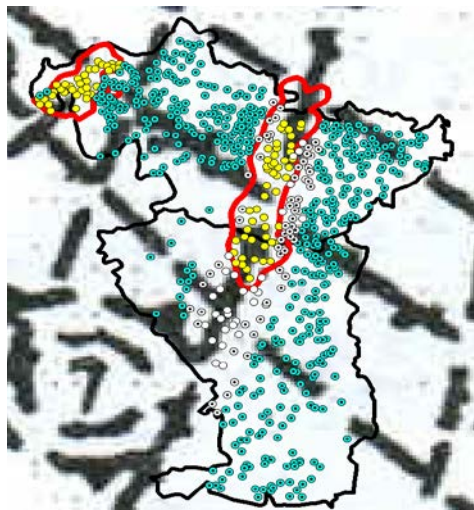


Рис.2. Пространственная категоризация населенных пунктов Воложинского и Столбцовского районов Минской области

Проводится анализ динамики заболеваемости, структурных характеристик локализации злокачественных новообразований, а также пространственных характеристик процесса для каждой категории территорий в различные периоды с учетом комбинированного влияния комплекса геоэкологических факторов. Также проводятся исследования по оценке вероятности радиоактивного загрязнения территорий, обусловленной близостью линеаментов и кольцевых структур (рис. 3).

Выявлены определенные тенденции тяготения зон радионуклидного загрязнения к местам расположения ряда линеаментов и кольцевых структур.

В то же время вблизи других подобных структур загрязнение не наблюдается. Вероятно, такого рода различия обусловлены асинхронной энергетической активностью литосферных разломов.

УДК [633.88:582.998.2+635.713] : 631,5 (476)

Создание субстратов на основе торфа для выращивания экологически чистых зеленных культур

Карпинская Е.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Торф – драгоценный дар природы, грамотное и рациональное его использование (помимо топливного сырья) открывает неисчерпаемые возможности в агропромышленном комплексе и садоводстве. Внесение торфа – оптимальный способ улучшения характеристик субстратов: пористости, плотности, воздухоёмкости, влагоёмкости, микробиологического и питательного состояния грунта. Торф оздоравливает почву, оптимизирует содержание нитратов в выращиваемой продукции, препятствует накоплению в растениях тяжелых металлов и других вредных веществ, ослабляет воздействие попадающих в почву ядохимикатов. Перегной, образующийся в почве при длительном внесении торфа, препятствует вымыванию легкорастворимых удобрений. Торф содержит растительные волокна, улучшающие водно-воздушное состояние почвы; гуминовые кислоты, активирующие рост растений; элементы минерального питания – азот, калий, фосфор, кальций, железо, магний, микроэлементы.

По условиям образования торф делится на верховой, переходной и низинный (рис. 1). Верховой торф, состоящий из остатков сфагновых мхов, пушицы, багульников, характеризуется: низкой зольностью, высокой теплотворной способностью, высокой влагоемкостью (600÷1200 %), повышенной кислотностью, низкой степенью разложения.



Рис.1. Влияние генетических условий на формирование залежей

Сочетание высокой влагоёмкости и воздухоёмкости постоянно поддерживает оптимальное соотношение воды и воздуха в почве. Низинные и переходные торфа используют в качестве плодородного грунта со средне- и слабокислой реакцией, в качестве компонента для приготовления растительных смесей, для мульчирования - обкладывания приствольных кругов растений или с целью снизить испарения влаги, уменьшить перепады температуры, воспрепятствовать прорастанию сорняков, предупредить образование почвенной корки. Применяются при посадке древесно-кустарниковой растительности и цветов, идеальный материал для создания и ремонта газонов.

Производимые торфосмеси являются отличным средством при формировании структуры субстрата: пористости, плотности, воздухоёмкости, влагоемкости, микробиологического и питательного состояния субстрата. В настоящее время в Беларуси значительная часть пряно-ароматических культур выращивается рассадным способом. Однако в технологиях, разработанных для открытого грунта, имеет место ряд недостатков, следствием которых является существенный перерасход семенного материала при значительном затягивании сроков высадки рассады. Кроме того, при выборке рассады из почвы повреждается значительная часть ее корневой системы, что негативно сказывается на приживаемости растений и их дальнейшем развитии, а также способствует увеличению засоренности плантаций. Общеизвестно, что выращивание рассады в открытом грунте по известным технологиям существенно зависит от погодных условий, что в сочетании с другими негативными моментами приводит к значительному недобору пряно-ароматического лекарственного сырья.

В мировой практике широкое распространение получил кассетный способ выращивания рассады, обеспечивающий при ее пересадке полное сохранение корневой системы и сокращение адаптационного периода приживающихся растений. Для оценки возможных преимуществ кассетного способа выращивания рассады пряно-ароматических растений перед традиционным было проведено сравнительное изучение биометрических характеристик рассады базилика благородного. Для этого были разработаны основные торфосмеси, которые изготавливались на основе

низинного торфа путем смешивания с верховым торфом и некоторыми другими компонентами в разных пропорциях.

В качестве торфосмеси для наполнения кассет применяли несколько разных видов субстратов:

- торфосмесь 1: низинно-верховой торф в процентном соотношении 70+30 с добавками комплекса макро- и микроэлементов (500 - 600 г аммиачной селитры, 900 г суперфосфата аммонифицированного, 400 г сульфата калия, 100 г сульфата магния, 1,7 кг мела, 1,5 кг доломитовой муки, 3 г борной кислоты, 3 г кобальта, 3 г калия йодированного, 6 г молибдата аммония, 3 г сульфата меди, 3 г сернокислого марганца, 3 г сернокислого цинка и 6 г сульфата железа) на 1 м³ торфа;

- торфосмесь 2: низинно-верховой торф в процентном соотношении 50+50 с добавками вышеуказанного комплекса макро- и микроэлементов;

- торфосмесь 3: низинно-верховой торф в процентном соотношении 30+70+ песчаная смесь с добавками вышеуказанного комплекса макро- и микроэлементов;

- торфосмесь 4: низинно-верховой торф в процентном соотношении 20+80 с добавками вышеуказанного комплекса макро- и микроэлементов.

Семена высевали в первой декаде апреля. Рассаду выращивали в течение 40 дней. За несколько дней до высадки рассады в открытый грунт проводили ее закаливание. Перед высадкой рассады на гряды проводили определение ее биометрических характеристик в зависимости от вида торфосмеси. Результаты исследований показали, что при выращивании базилика с использованием торфосмеси 1, рассада имела по сравнению с другими растениями наибольшую облиственность и массу, а также утолщенный стебель и хорошо развитую корневую систему. Кроме того, полученная фитомасса зеленой культуры имеет низкий процент содержания нитратов, что обуславливает ее экологическую чистоту.

Материалы исследований убедительно показывают преимущества выращивания рассады с использованием торфосмеси 1. Лучшие водно-физические свойства данного торфяного субстрата обеспечили получение мощной рассады и наиболее выраженный эффект по биометрическим и биопродукционным показателям.

Таблица. Биометрические и биопродукционные показатели рассады базилика благородного при использовании разных видов торфосмесей

Виды торфосмесей	Высота, см. *	Количество листьев, (шт)*	Длина корней, (см)*	Количество стеблей, (шт)*	г/ растения *			Соотношение массы надземных и подземных
					Надземная фитомасса	Фитомасса са корней	Общая фитомасса	
1	$\frac{9,9 \pm 1,3}{1,7}$	$\frac{8,0 \pm 2,3}{2,0}$	$\frac{5,3 \pm 2,0}{1,5}$	$\frac{2,30 \pm 0,05}{2,1}$	$\frac{0,88 \pm 0,07}{2,1}$	$\frac{0,24 \pm 0,05}{2,4}$	$\frac{1,12}{2,3}$	79 : 21
2	$\frac{7,9 \pm 1,1}{1,4}$	$\frac{6,0 \pm 1,9}{1,5}$	$\frac{4,6 \pm 1,8}{1,3}$	$\frac{1,70 \pm 0,03}{1,6}$	$\frac{0,65 \pm 0,06}{1,6}$	$\frac{0,18 \pm 0,04}{1,8}$	$\frac{0,83}{1,6}$	77 : 23
3	$5,8 \pm 0,6$	$4,0 \pm 1,5$	$3,5 \pm 1,4$	$1,10 \pm 0,01$	$0,41 \pm 0,03$	$0,10 \pm 0,02$	0,51	82 : 20
4	$5,2 \pm 0,6$	$3,0 \pm 1,5$	$3,1 \pm 1,4$	$1,10 \pm 0,01$	$0,36 \pm 0,03$	$0,06 \pm 0,02$	0,44	90 : 20

Логично предположить, что в процессе дальнейшего возделывания зеленных культур проявляются определенные различия в параметрах их развития, обусловленные разной потенциальной энергией их роста.

УДК [633.88:582.998.2+635.713] : 631,5 (476)

Роль регуляторов роста природного происхождения при выращивании лекарственных растений

Карпинская Е.В.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

В последние годы в мировой практике важным направлением и эффективным средством повышения продуктивности земледелия становится искусственное регулирование роста и развития лекарственных растений. В результате использования регуляторов роста природного происхождения было отмечено улучшение качества сырья и повышения урожайности. Значительный интерес в данном случае вызывают препараты, полученные на основе природного сырья – торфа, богатые биологически активными веществами и содержащие соединение антиоксидантного антистрессового действия.

Для повышения устойчивости растений лекарственных культур к стрессовым факторам среды, особенно к засухе и избыточному увлажнению, положительные результаты достигаются применением

регуляторов роста. Они обеспечивают интенсивное включение запасных веществ в метаболизм растений на ранних этапах онтогенеза, что ведет к увеличению всхожести и более раннему появлению всходов. В работе с лекарственными растениями выявлено, что регуляторы роста стимулируют биосинтетические процессы, а также оптимизируют формирование и функционирование аппарата фотосинтеза, стабилизируют величину листовой поверхности и интенсивность фотосинтеза.

Новым поколением гуминовых регуляторов роста являются комплексные гуминовые препараты, получаемые путем химической модификации исходного содержащего гумус сырья, будь то торф или бурый уголь. При этом гуминовые вещества претерпевают существенные изменения в структуре и свойствах, как следствие повышается биологическая активность препаратов. В настоящее время для практического применения предложены гуминовые препараты, к которым относят гидрогумат, оксигумат и мальтамин.

Гидрогумат получают из торфа. Для этого на первой стадии используется кислотный гидролиз торфа. На второй стадии применяют щелочную обработку торфяной пульпы раствором каустической соды, что позволяет получить гуминовые препараты с повышенной биологической активностью. Комплекс биологически активных веществ представлен, в основном, гуминовыми кислотами, низкомолекулярными карбоновыми кислотами, пектинами.

Оксигумат является продуктом окисления торфа в щелочной среде в присутствии катализатора (соль кобальта). Он содержит целый спектр биологически активных соединений, представленных гуминовыми, полифункциональными и карбоновыми кислотами, пектинами. Он обладает не только активирующим ростовую способность, но и фунгицидной активностью. Исследования проводились по применению регуляторов роста при выращивании ромашки лекарственной и календулы лекарственной сорта Махровая 2000. Изучали влияния физиологически активных веществ на энергию прорастания и всхожести семян, на качество рассады, на рост и развитие растений, урожайность и качество выращиваемой продукции. Испытывали препараты: гидрогумат, оксигумат и мальтомин.

Мальтамин – продукт гидролитической переработки ростков солода, основным действующим веществом является аминокислоты, карбоновые кислоты и меланоидины.

Предпосевную обработку семян проводили в течении 24 часов при температуре 18-21°C. Для обработки использовали свежеприготовленный раствор. После замачивания семена просушивали до сыпучего состояния на открытом, хорошо проветриваемом месте при частом перемешивании. Энергию прорастания семян определяли на третьи сутки, а всхожесть – на десятые сутки.

Результаты исследований показали положительное влияние регуляторов роста на энергию прорастания и всхожесть семян. Так, обработка семян ромашки лекарственной гидрогуматом в концентрации 0,0025, 0,005 и 0,01 % увеличила энергию прорастания на 8%, а лабораторную всхожесть на 9,4÷10,7 %. При обработке семян растворами оксигумата в концентрациях 0,0025÷0,01 % было отмечено незначительное увеличение энергии прорастания (на 7,6÷9,9%) и лабораторной всхожести семян (на 3,7÷5,8 %). При обработке семян препаратом мальтамин в концентрациях 0,0025, 0,005 и 0,01 энергия прорастания семян повысилась на 2,8÷3,2 %, а лабораторная всхожесть на 1,7÷3,1 %.

Фенологические наблюдения за ростом и развитием растений показал, что при обработке семян ромашки лекарственной и календулы лекарственной регуляторами роста фазы образования бутонов и цветение наступили значительно раньше, чем у растений контрольного варианта. Начало образования семян ускорилось в среднем на 6-9, а массовое на 8-11 дней. Особенно выделялись варианты, где семена обрабатывали гидрогуматом. Обработка семян календулы лекарственной и ромашки лекарственной регуляторами роста значительно усиливает развитие корневой системы растений.

Предпосевная обработка семян календулы лекарственной растворами гидрогумата в концентрациях 0,0025, 0,005 и 0,01 увеличила энергию прорастания на 10 – 13 %, а всхожесть на 14,4 – 17,8 %. При обработке семян календулы растворами оксигумата было отмечено незначительное увеличение энергии прорастания на 7 – 10%, а лабораторной всхожести на 12 %. Под влиянием препарата мальтамин в концентрациях 0,0025 – 0,01 энергия прорастания семян календулы увеличилась на 2 – 4 %, а лабораторная всхожесть – на 3%.

Урожайность семян календулы лекарственной и ромашки лекарственной у растений обработанных гидрогуматом, увеличилось на 2,9 и 2,5 ц/га соответственно, или на 16 и 13% по сравнению с контролем. Наибольшее стимулирующее действие на урожайность семян оказывает гидрогумат (концентрации 0,005 – 0,01 %).

Таблица - Влияние обработки семян календулы лекарственной, ромашки лекарственной и мяты перечной на урожайность.

Варианты опыта	Календула лекарственная		Ромашка лекарственная	
	Урожайность фитомассы растений, ц/га	Урожайность семян, ц/га	Урожайность фитомассы растений, ц/га	Урожайность семян, ц/га
Контроль (вода)	22,0	7,4	17,8	3,9
Гидрогумат 0,005	25,5	8,9	23,4	4,5
Гидрогумат 0,01	29,4	9,9	27,0	5,2
Контроль (вода)	21,7	7,1	16,5	3,8
Оксигумат 0,005	22,7	8,3	21,3	4,1
Оксигумат 0,01	26,9	9,2	25,6	4,6
НСР 05	0,6 / 0,9 / 1,2	0,3 / 0,5 / 0,7	0,4 / 0,7 / 1,0	0,2 / 0,4 / 0,5

В результате исследований регуляторов роста установлено высокое стимулирующее действие ГВ на ростовые процессы растений, а также установлено, что усиливается корнеобразование растений, повышается интенсивность процессов дыхания, фотосинтеза и водообмена.

УДК 349.6

Правовое регулирование как основа рационального использования недр Республики Беларусь

Скуратович И.В., Сидорская Н.В., Мартынюк С.С.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

Экологическая функция недр заключается в том, что они являются фундаментом земной поверхности. Экономическое значение недр обусловлено наличием минерально-сырьевых и иных ресурсов, используемых в экономической деятельности. Ценность недр для человека также состоит в том, что они удовлетворяют научные потребности общества.

Основным богатством недр являются полезные ископаемые. Полезными ископаемыми признаются твердые, жидкие и газообразные природные образования земной коры, используемые или пригодные для использования во всех сферах человеческой деятельности, которые представлены в форме месторождений или проявлений полезных ископаемых. Месторождения полезных ископаемых представляют собой естественные скопления полезных ископаемых, по количеству, качеству и условиям залегания пригодные для промышленного и иного хозяйственного использования.

С юридической точки зрения имеет значение классификация полезных ископаемых на общераспространенные и неогераспространенные. Общераспространенные полезные ископаемые - полезные ископаемые, запасы которых свидетельствуют об относительной достаточности их для удовлетворения потребностей народного хозяйства на перспективу и которые в случае их истощения могут быть заменены однотипными. Неогераспространенные полезные ископаемые характеризуются более высокой экономической ценностью, как правило, недостаточными запасами, трудностями в разработке. С учетом деления полезных ископаемых на общераспространенные и неогераспространенные установлен порядок использования недр для их добычи.

Участки недр, используемые для целей, не связанных с добычей полезных ископаемых (также относимые к ресурсам недр), представляют собой естественные и техногенные пустоты, которые пригодны для различных видов деятельности.

Кроме того, в недрах имеются ресурсы, не учитывающиеся как составная часть недр, но в отношении разработки которых также применяется законодательство о недрах (месторождения торфа, сапропелей, запасы подземных вод) и которые имеют двойственный правовой режим.

Геологическая изученность недр Беларуси составляет около 42%, а более 52% территорий республики нуждаются в детальном изучении. В недрах Беларуси выявлено более 4 тыс. месторождений минерального сырья.

За счет разработки собственных месторождений Беларусь обеспечивает годовое производство 1,8 млн. т нефти, 28 млн. т калийной соли, 1,0 млн. т каменной соли, 3,8 млн. т доломита, 40 тыс. т сапропелей, 700 тыс. т формовочных песков, 3,6 млн. м³ строительного камня, 19 млн. м³ строительных песков и песчано-гравийных мате-

риалов, 3,4 млн. м³ глинистого сырья для производства кирпича и легких заполнителей и 0,14 млн. т стекольных песков.

Наиболее ценными полезными ископаемыми, которыми богаты недра Беларуси, являются калийные и каменная соли, промышленные запасы которых составляют соответственно 6,9 и 22 млрд. т. По количеству калийных солей Беларусь (почти 10 % мировых промышленных запасов) занимает третье место в мире после Канады (37 %) и России (31 %).

В недрах Беларуси выявлены значительные запасы строительного камня – 576,6 млн. м³, цементного сырья – 460 млн. т, песков строительных – 476,1 млн. м³, песчано-гравийных и карбонатных материалов – 685,4 млн. м³ и 945 млн. т соответственно.

Богата Беларусь и минеральными рассолами, из которых можно получать йод, бром, калий, магний и другие редкие и рассеянные элементы. Имеются предпосылки выявления промышленно значимых месторождений глауконита, пирофиллита, сырья для получения минеральных волокон, янтаря, алмазов, редких и цветных металлов (рис. 1).

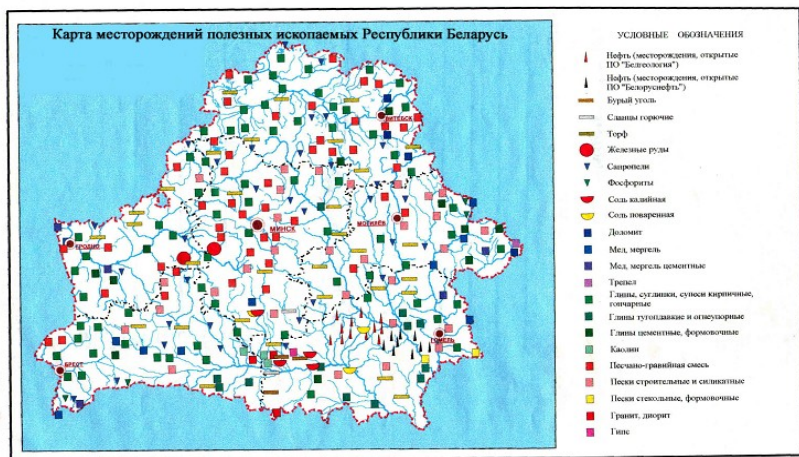


Рис. 1. Месторождения полезных ископаемых Республики Беларусь

В перспективе возможности недр и разведанные запасы минерально-сырьевых ресурсов Республики Беларусь позволят полностью удовлетворять потребности страны в калийных и каменной солях, поддерживать необходимую базу стройматериалов.

Поиск, изучение, разведка и разработка полезных ископаемых является приоритетным предназначением недр. Вокруг данной сфе-

ры использования недр группируются права и обязанности природопользователей, а также строятся основные направления охраны и использования недр.

Экологическую политику государства определяет национальное природоохранное законодательство. До начала 1990-х гг. экологическое регулирование природопользования в Республике Беларусь осуществлялось исключительно за счет использования административных методов. С 1991 г., после принятия Закона «О налоге за пользование природными ресурсами», в данной сфере стал использоваться и экономический механизм.

Правовое регулирование отношений, возникающих с связи с геологическим изучением, использованием и охраной недр Республики Беларусь осуществляется системой законодательных актов, которые подразделяются на общие и специальные. К общему законодательству относятся такие основные законодательные акты как Конституция Республики Беларусь, Законы Республики Беларусь «Об охране окружающей среды», «О государственной экологической экспертизе» и другие. К специальному законодательству относятся Кодекс Республики Беларусь о недрах, Закон Республики Беларусь от 16 июля 2009 года «Об органах и подразделениях по чрезвычайным ситуациям», Постановление Национального статистического комитета Республики Беларусь от 31.08.2010 № 172 «Об утверждении формы государственной статистической отчетности 1-полезные ископаемые (Минприроды) «Отчет о состоянии и изменении запасов твердых полезных ископаемых» и указаний по ее заполнению», Постановление Министерства природных ресурсов и охраны окружающей среды Республики Беларусь от 18.03.2008 года № 22 «Об объявлении некоторых геологических объектов геологическими памятниками природы республиканского значения».

Согласно статьи 13 Конституции Республики Беларусь, статьи 3 Кодекса о недрах, недра Республики Беларусь находятся в исключительной государственной собственности. Недра и право пользования ими не могут быть предметом купли-продажи, дарения, наследования, вклада, залога или отчуждения в иной форме.

Правовая охрана недр включает систему мер, направленных на обеспечение рационального использования недр, предупреждение их истощения и загрязнения в интересах удовлетворения потребностей экономики и населения, охраны окружающей среды. Законода-

тельство о недрах закрепляет основные требования по рациональному использованию и охране недр (статья 32 Кодекса о недрах):

- соблюдение установленного порядка предоставления недр в пользование и недопущение самовольного пользования недрами;
- полное и комплексное геологическое изучение недр;
- регистрация и учет работ, связанных с использованием недрами;
- проведение государственной экспертизы геологической информации о недрах;
- государственный учет запасов полезных ископаемых, а также участков недр, используемых в целях, не связанных с добычей полезных ископаемых;
- охрана геологической среды и месторождений полезных ископаемых;
- сохранение и учет попутно добываемых и (или) временно не используемых полезных ископаемых и др.

Рациональное использование и охрана минеральных ресурсов включает: – соблюдение технологических схем переработки сырья, которые обеспечивают – рациональное и комплексное извлечение содержащихся в нем полезных компонентов; – полное извлечение из запасов основных и совместно залегающих полезных ископаемых; – недопущение порчи разрабатываемых и близлежащих месторождений полезных ископаемых.

В настоящее время механизмы природоохранной деятельности, рациональное использование и охрана недр базируются на концепции устойчивого развития, которое определяется как обеспечением потребностей современного поколения, так и без ущемления способности будущих поколений обеспечивать свои потребности.

Литература

1. Балашенко С.А. Экологическое право/ С.А. Балашенко, Т.И. Макарова, В.Е. Лизгаро – Минск: Вышэйшая школа, 2009. – 318 с.
2. Демичев Д.М. Экологическое право. Особенная часть: учеб. / Д.М. Демичев. – Минск: Вышэйшая школа, 2007. – 494 с.
3. Лаевская Е.В. Научно-практический комментарий к Закону РБ от 26 ноября 1992 г. «Об охране окружающей среды» в редакции Закона от 17 июля 2002 г. / Е.В. Лаевская, В.Е. Лизгаро, Т.И. Макарова. – Минск: Тонпик, 2005. – 272 с.
4. Национальная стратегия устойчивого социально-экономического развития Республики Беларусь на период до 2020г. - Минск: Юнипак, 2004.

СОДЕРЖАНИЕ

Профессор Кислов Н.В. (к 80-летию со дня рождения).....	3
Перечень основных научных трудов профессора, доктора технических наук Кислова Николая Владимировича	6
Лиштван И.И. Итоги выполнения научно-исследовательских работ по Государственной программе «Торф» в области сельского хозяйства за 2011 год	32
Кислов Н.В. О направлениях развития научно-исследовательских работ в области технологии и комплексной механизации добычи и переработки торфа	45
Хоменко С.А., Личевская С.П. Формирование профессиональной компетентности студентов технического университета в процессе изучения иностранного языка	52
Лис Л.С., Кунцевич В.Б., Осипов А.В., Березовский Н.И. Новые задачи по использованию торфяных ресурсов Республики Беларусь на ближайшие годы	57
Михайлов А.В. Масштаб торфяного производства и комплектование оборудованием	63
Смирнов В.И., Купорова А.В. Обоснование проектного количества циклов при расчете программы добычи фрезерного торфа	67
Канченков В.А., Пухова О.В. Выбор комплекта оборудования для ремонта производственных площадей торфяной залежи верхового типа.....	72
Бамбалов Н.Н., Смирнова В.В., Немкович А.С., Бровка Г.П. Показатели процесса экстракции гуминовых веществ из торфа при различных условиях.....	76
Коврик С.И., Соколов Г.А. Условия получения жидкого концентрированного медь–цинкуминового удобрения.....	81
Марыганова В. В., Стригуцкий В. П., Пармон С. В. Фракционно-групповой состав и химическая структура гуминовых веществ торфа на разной глубине залегания.....	85
Цвирко Л.Ю., Бамбалов Н.Н., Соколов Г.А. Изменение растворимости и оптических свойств гуминовых веществ в процессе гидродинамической кавитации торфа	89
Карпенко В.В., Мультиан Ю.М., В.Т. Полянков В.Т. Кормовая добавка из верхового торфа.....	93

Березовский Н.И., Костюкевич Е.К., Ерошевская Е.Н. Рациональное использование торфа для выработки тепловой энергии	95
Костюкевич Е.К., Березовский Н.И. Возможность интенсификации процессов производства твердого топлива	100
Дорогов О.В. Оценка энергозатрат при переработке мёрзлого торфа способом удара	104
Кремчеев Э.А., Афанасьев А.Е. Влагопроводность торфяной залежи нарушенной структуры без учета испарения.....	107
Кислов Н.В., Цыбуленко П.В. Перспективы использования отходов литейного производства (коксовой мелочи) в промышленности.....	113
Яцковец А.И., Куптель Г.А., Кологривко А.А. Прессование топливных брикетов из смесей различных горючих материалов.....	116
Гнеушев В.А., Стадник А.С., Рыбак И.И. Обоснование технологической схемы обогащения высокозольного торфа Украины для производства гранул и брикетов	120
Стриха В.А. Схема материального баланса технологического цикла добычи топливного фрезерного торфа	125
Ромашко Ю.В. Исследование влияния изменения площади проходного сечения формователя на величину нормального давления, развиваемого шнековым прессом	129
Курзо Б.В., Зданович П.А., Гайдукевич О.М., Жуков В.К., Кляуззе И.В. Прочностные показатели торфо-сапропелевых гранул	132
Данилевич С.Н., Стасевич В.И., Нашкевич И.С., Чистый В.И., Чистый И.Н. Машина МТК–1,6 для добычи кускового торфа	138
Жданович Ч.И., Чистый В.И., Чистый И.Н., Чистый А.И. Ворошилка для ворочки кускового торфа	142
Жданович Ч.И., Чистый В.И., Чистый И.Н., Шпаковский М.Н. Машина для уборки торфа	145
Басалай Г.А. Обоснование параметров широкозахватного валкователя фрезерного торфа для агрегатирования с колесным трактором	150
Дейнека К.Ю. Рабочие процессы барабанных мельниц с автоколебательной внутрикамерной загрузкой	156
Науменко Ю.В. Многостадийное измельчение в барабанных мельницах на основе концепции энергетической селективности диспергирования	161

Козяр В.А., Маланчук Е.З. Моделирование процесса подземного выщелачивания сульфидной меди	166
Игнатюк Р.М., Калько А.Д., Машенко В.А. Исследование кинетики пропитки для оценки времени технологического процесса выщелачивания базальтовой руды	171
Рухля И.Е. К вопросу снижения эксплуатационных затрат при производстве калийных удобрений	175
Вишневская Е. Ю., Шаститко Т. С. Методический подход к выбору реагентов для флотации	178
Шемет С.Ф., Кологривко А.А. Изменение влажности обезвоженного глинисто-солевого шлама и смеси обезвоженного глинисто-солевого шлама с галитовыми отходами от времени	184
Дешковский В.Н., Зольников Н.А. Напряженно-деформированное состояние толщи пород при повторной подработке в условиях Старобинского месторождения	187
Климович В.В., Дешковский В.Н. Методика физического моделирования условий многократных подработок предохранительной водозащитной потолочины	192
Паливода Э.Н., Шпургалов Ю.А. Компьютерные методы оптимизации параметров технологии отработки участка шахтных полей	196
Леонов А.В., Мисников В.А. О возможности сопровождения очистных забоев лав специалистами асу рудников с применением аппаратуры автоматизированного контроля горного давления (КоДаК).....	201
Леонов А.В., Мисников В.А. Механизмы формирования опорного давления лав калийных рудников	205
Вишневский А. Г. Уменьшение влияния горных работ на земную поверхность путём оптимизации межпанельного целика при столбовой системе разработки	208
Плескунова Г.В., Хорева С.А. Совершенствование процессов добычи и переработки полезных ископаемых	211
Прушак В.Я., Конопляник И.А., Конопляник А.В. Исследование процесса погрузки калийной руды на конвейер шнековым исполнительным органом	214
Гущин Э.П., Таяновский Г.А. Необходимость усовершенствования роликовых направляющих многоканатных неопрокидных скипов большой грузоподъемности	219

Басалай Г.А., Казаченко Г.В., Ярмолинская А.А., Неверовская Я.Б. Взаимодействие шагающего отвалообразователя с опорной поверхностью солеотвала	222
Казаченко Г.В., Нагорский А.В., Басалай Г.А. Моделирование затрат мощности в процессе шнекового бурения	227
Кислов Н.В. Кривые течения и фракционный состав твердого сапропелевой суспензии	232
Петренко С.М. Математическая модель установившегося режима пневмотранспорта измельченного торфа	242
Петренко С.М. К вопросу определения приведенной скорости витания полидисперсных сыпучих материалов ...	248
Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Кремчеев Э.А. О статической устойчивости горных машин на колесном ходу	253
Таяновский Г.А. Маневровые свойства тракторного агрегата с прицепами с составными шарнирными дышлами	259
Нагорнов Д. ., Казаченко Г.В. Степень переработки торфа между дисками валково-дискового перетирателя	265
Жигульская А.И., Фомин К.В. Рекомендации по выбору рациональных параметров процесса размола древесных включений торфа	271
Таяновский Г.А., Хамицевич М.В. Механико-математическая модель рубильной машины с барабанным режущим рабочим органом.....	275
Леонович И.И., Бабаскин Ю.Г. Запасы и использование нерудных материалов в дорожном хозяйстве Республики Беларусь	282
Ковалева И.М. Особенности бестранспортной системы разработки	288
Федотова С.А. Повышение качества переработки песчано-гравийных смесей	290
Березовский Н.И., Смоляк А.Н., Березовский С.Н., Попко С.В. Обоснование параметров дробильно-сортировочного комплекса для горной промышленности Беларуси	293
Иванов Е.Н., Таболич А.В., Шиманович О.П. Опыт применения ударно-центробежных дробилок УП «НПО «ЦЕНТР» в обогащении хризотил-асбеста	298
Хафизова О.Ф. Применение вибрационной обработки в процессе сварки для повышения качества разнородных сварных соединений трубопроводов	304

Звонарев И.Е., Фокин А.С., Иванов С.Л. Оценка характера повреждаемости образцов при физическом моделировании диссипативных процессов изнашивания в зацеплении	308
Басалай И.А. Исследование коррозионной стойкости сталей с защитными покрытиями в агрессивных средах, содержащих хлор-ионы	312
Тарасов Ю.И., Арабей М.А. Технические возможности увеличения долговечности оборудования	316
Федотова С.А., Цейтлин А.С. Экологическая оценка технологий добычи торфа	319
Морзак Г.И., Басалай И.А., Быковская О.В. Мероприятия по охране атмосферного воздуха при производстве торфяных брикетов.	323
Левданская В.А., Зеленуха Е.В. Оценка ветроэнергетического потенциала и ресурсов в Республике Беларусь	329
Бельская Г.В., Левданская В.А. Использование метода биоиндикации для определения класса опасности загрязнения почв нефтепродуктами	331
Цыганов А. Р., Томсон А. Э., Соколова Т. В., Сосновская Н.Е., Хрипович А. А., Пехтерева В. С., Самсонова А. С. Применение композиционного материала на основе торфа и микроорганизмов-деструкторов для ускорения деградации нефти в почве	336
Лаптёнок С.А. Оценка геоэкологических рисков в зонах линеаментов и кольцевых структур литосферы	340
Карпинская Е.В. Создание субстратов на основе торфа для выращивания экологически чистых зеленых культур.	345
Карпинская Е.В. Роль регуляторов роста природного происхождения при выращивании лекарственных растений	348
Скуратович И.В., Сидорская Н.В., Мартынюк С.С. Правовое регулирование как основа рационального использования недр Республики Беларусь	351

Научное издание

Процессы и средства добычи
и переработки полезных ископаемых

СБОРНИК ТРУДОВ
Международной научно-технической конференции,
посвященной 80-летию со дня рождения
заслуженного работника высшей школы Беларуси,
доктора технических наук, профессора
КИСЛОВА Николая Владимировича

17–20 апреля 2012 года

Подписано в печать 02.04.2012.

Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная.

Отпечатано на ризографе. Гарнитура Таймс.

Усл. печ. л. 20,98. Уч.-изд. л. 16,41. Тираж 100. Заказ 365.

Издатель и полиграфическое исполнение:

Белорусский национальный технический университет.

ЛИ № 02330/0494349 от 16.03.2009.

Проспект Независимости, 65. 220013, Минск.