



Кузбасский государственный
технический университет
имени Т. Ф. Горбачева



Горный
институт

А. А. Хорешок А. М. Цехин Л. Е. Маметьев
Г. Д. Буялич А. Ю. Борисов Ю. В. Дрозденко

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

Учебное пособие для курсового проектирования

Кемерово 2018

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

А. А. ХОРЕШОК А. М. ЦЕХИН Л. Е. МАМЕТЬЕВ
Г. Д. БУЯЛИЧ А. Ю. БОРИСОВ Ю. В. ДРОЗДЕНКО

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ:
Учебное пособие для курсового проектирования

Кемерово 2018

УДК 622.232(075.8)

Рецензенты:

Заведующий лабораторией подземной робототехники ФИЦ УУХ СО РАН доктор технических наук В. В. Аксенов

Кафедра «Горно-шахтное оборудование» Юргинского технологического института (филиал) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (зав. кафедрой, кандидат технических наук М. Ю. Блащук)

Горные машины и комплексы: Учебное пособие для курсового проектирования / А. А. Хорешок, А. М. Цехин, Л. Е. Маметьев, Г. Д. Буялич, А. Ю. Борисов, Ю. В. Дрозденко ; КузГТУ. – Кемерово, 2018. – 156 с.

ISBN 978-5-906969-87-3

Даны анализ существующих систем разработки и рекомендации по их выбору. Приведены материалы по выбору горно-шахтного оборудования для комплексной механизации очистных работ на пластах пологого падения, а также рекомендации по расчету графиков организации работ в очистном забое. Представлена справочная информация по основному и вспомогательному оборудованию очистных работ.

Предназначено для выполнения курсовых проектов студентами высших учебных заведений, обучающихся по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализаций: 21.05.04.09 «Горные машины и оборудование» и 21.05.04.10 «Электрификация и автоматизация горного производства».

Печатается по решению редакционно-издательского совета КузГТУ.

УДК 622.232 (075.8)

© Хорешок А. А., Цехин А. М.,
Маметьев Л. Е., Буялич Г. Д.,
Борисов А. Ю., Дрозденко Ю. В.,
2018

ISBN 978-5-906969-87-3

© КузГТУ, 2018

ПРЕДИСЛОВИЕ

Одним из важнейших направлений технического прогресса в горнодобывающих отраслях промышленности является комплексная механизация очистных и подготовительных работ.

Наиболее остро проблема механизации стоит перед угольной промышленностью, которая характеризуется исключительно сложными условиями труда человека и эксплуатации горных машин. Угол падения пластов изменяется от 0 до 90°, мощность – от нескольких десятков сантиметров до 20 м и более. Пласты с неблагоприятными физико-механическими свойствами углей по сопротивляемости резанию составляют 65 %, с неустойчивыми кровлями – 36,3 %, с трудноуправляемыми – 50,8 %, слабыми почвами – 18 %, с геологическими нарушениями – 43 %.

Сравнительный анализ эффективности применения механизированных комплексов по статистике ООО «Росинформуголь» показывает, что доля механизированных комплексов зарубежного производства возросла с 2000 по 2010 гг. с 6 до 38 %. В 2010 г. на шахтах Российской Федерации находилось в эксплуатации 84 отечественных и 53 импортных механизированных комплекса. Наибольшей производительности достигли механизированные забои, оснащенные английской и немецкой техникой (до 13708 т/сут, а в среднем 6769 т/сут). Комплексы отечественного и польского производства уступали им по производительности соответственно в 2,027 и 2,28 раза. При этом на шахтах Российской Федерации в 2010 г. обеспечивали эту производительность 28 отечественных и 108 импортных очистных комбайнов. Среднесуточная нагрузка на забой по лавам, оборудованным очистными комбайнами зарубежного производства, в 1,2–1,7 раза выше по сравнению с комбайнами российского и украинского производства. В основном механизированные забои оснащены очистными комбайнами фирм и заводов Украины, Чехии, Польши, Германии, США, Китая.

Кузбасс – один из самых крупных по запасам угля и объемам его добычи бассейнов России.

Таблица 1.1

Добыча угля в Кузбассе по годам (млн. т)

Годы	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Добыча	181,8	184,5	180,4	185,0	192,0	201,5	202,7	210,8	215,6	227,4

Таблица 1.2

Добыча угля в АО «СУЭК – Кузбасс» и АО «СУЭК» по годам (млн. т)

Годы	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
СУЭК – Кузбасс	29	30,292	32,006	27,056	28,658	31,065	32,615	33,094	30,052
СУЭК	90,9	92,691	87,82	86,797	92,218	97,512	96,452	98,86	97,756

Более 80 % коксующихся углей России добывается в Кузбассе.

На будущего горного инженера ложится большая ответственность за принятые решения по правильному выбору и эксплуатации горных машин и комплексов, способствующие эффективной и безопасной работе горнодобывающего предприятия.

Настоящее учебное пособие позволит студенту обоснованно выбрать средства механизации для различных горно-геологических условий и рассчитать его основные параметры, а также ознакомиться с широко представленным справочным материалом по современному горно-шахтному оборудованию.

Учебное пособие предназначено для выполнения курсового проекта, а также соответствующих разделов дипломных проектов студентов вузов, обучающихся по направлению подготовки 21.05.04 «Горное дело».

1. ЦЕЛИ, ЗАДАЧИ И СТРУКТУРА ПРОЕКТА

1.1. Цель и задачи проектирования

Курсовой проект является завершающим этапом изучения дисциплины «Горные машины и комплексы».

При выполнении проекта студент, используя знания, полученные при изучении дисциплины, должен решить ряд поставленных перед ним инженерных задач по механизации горных работ на угольной шахте.

Решения, принятые в курсовом проекте, должны основываться на применении прогрессивной технологии горных работ и использовании новой высокопроизводительной горной техники.

Цель: реализация базовых компетенций при выполнении курсового проекта по дисциплине горные машины и комплексы.

Реализация поставленной цели осуществляется через следующие задачи:

а) закрепление и углубление знаний, полученных при изучении теоретической дисциплины;

б) приобретение навыков комплексного применения полученных знаний при решении технических вопросов по выбору, расчету и организации работ горных машин в конкретных горно-геологических условиях;

в) подготовку к выполнению более сложных инженерных задач, предусматриваемых в дипломном проекте.

Наряду с этим студенты во время курсового проектирования приобретают навыки работы со справочной литературой, таблицами, стандартами, овладевают методами расчетов, принятыми в горном машиностроении.

1.2. Тематика курсового проектирования

Темы курсовых проектов должны быть направлены на решение вопросов комплексной механизации очистных или подготовительных работ для конкретных горно-геологических условий.

В качестве специальной части предусматривается разработка конструкции одной из сборочных единиц очистного комбайна, механизированной крепи, вспомогательного оборудования.

Наряду с этим допускается выполнение работ научно-исследовательского характера, содержащих в себе анализ конструкций, экспериментальные и аналитические исследования. При этом структуру и объем курсового проекта определяет руководитель индивидуально для каждого студента.

Каждая тема должна предусматривать элементы самостоятельной работы и творческой инициативы, выражающейся в оригинальном решении конструкции основных органов проектируемых машин либо в значительном улучшении конструкции существующих машин на основе опыта их эксплуатации.

2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

2.1. Горно-геологическая характеристика пласта

В этом разделе должна быть дана полная горно-геологическая характеристика пласта в соответствии с заданием: мощность, угол падения, выдержанность по мощности, наличие прослоек, твер-

дых включений и геологических нарушений, крепость, обводненность, метанообильность и др. На основании данных, указанных в задании на курсовое проектирование, дается характеристика пласта угля, кровли и почвы, необходимая для правильного выбора функциональных машин комплекса. Определяется полный индекс активной кровли, строится стратиграфическая колонка. Форма построения стратиграфической колонки приведена на рис. 2.1.

Тип кровли определяется в соответствии с табл. 2.1 в зависимости от вынимаемой мощности пласта m [1].

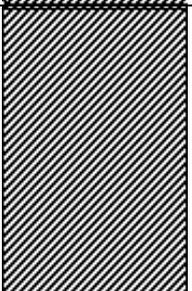
Структура залегания	f	Литологическая колонка	Мощность m , м	Состав пород
Основная кровля	7–9		10–15	Алевролит крупный
Непосредственная кровля	3–4		6–9	Алевролит мелкий. Кровля неустойчивая, средней тяжести, среднеуправляемая. В нижней части слоя обрушения до 0,4 м – ложная кровля из трещиноватого алевролита
Ложная кровля	2–3		0,2–0,4	
Уголь	1,5		0,15	Уголь марки Г
			4,1–4,7	Прослойки алевролит слабый
Непосредственная почва	3		0,42	
				Алевролит слаботрещиноватый

Рис. 2.1. Стратиграфическая колонка пласта Полысаевский-2

Таблица 2.1

Типы кровли

Показатель	Тип кровли		
	легкая	средняя	тяжелая
Мощность легкообрушающихся слоев непосредственной кровли, м	более $m_c = m + 3,0$	от $0,5m_c$ до m_c	$< 0,5m_c$
Мощность монолитного слоя основной кровли, м	$< m_c$	$> m_c$	$> 2m_c$
Предел прочности основной кровли на одноосное сжатие, МПа	< 30	от 30 до 50	> 50
Шаг первой осадки, м			
Шаг периодических осадок, м	< 15	от 15 до 25	> 25

Единая классификация кровель (в полном виде приведена в литературе [1]) представляет собой совокупность классов по управляемости, включающую все сочетания типов непосредственной кровли по устойчивости и основной кровли по нагрузочным свойствам.

В соответствии с классификацией (табл. 2.2) по устойчивости непосредственная кровля делится на четыре типа: 1 – устойчивая; 2 – среднеустойчивая; 3 – неустойчивая; 4 – весьма неустойчивая.

По нагрузочным свойствам основная кровля делится на три типа: 1 – легкая; 2 – средняя; 3 – тяжелая.

Таблица 2.2

Классификация непосредственной кровли по устойчивости

Классификация кровли по управляемости	1. Легкоуправляемая		2. Среднеуправляемая		3. Трудноуправляемая																			
	1.1.1		2.2.1		2.1.2		2.2.2		3.3.1		3.3.2		3.4.1		3.4.2		3.1.3		3.2.3		3.3.3		3.4.3	
Полный индекс активной кровли	1.1.1		2.2.1		2.1.2		2.2.2		3.3.1		3.3.2		3.4.1		3.4.2		3.1.3		3.2.3		3.3.3		3.4.3	
Тип непосредственной кровли по устойчивости	1. Устойчивая		2. Среднеустойчивая		1. Устойчивая		2. Среднеустойчивая		3. Неустойчивая		4. Весьма неустойчивая		1. Устойчивая		2. Среднеустойчивая		3. Неустойчивая		4. Весьма неустойчивая		3. Неустойчивая		4. Весьма неустойчивая	
Тип основной кровли по нагрузочным свойствам	1. Легкая				2. Средняя				1. Легкая 2. Средняя				3. Тяжелая											

Основным критерием разделения кровли на типы по нагрузочным свойствам является отношение суммарной мощности пачки слоев легкообрушающихся пород $h_{л.о.}$, залегающих непосредственно над угольным пластом, к вынимаемой мощности угольного пласта m . Отношение $h_{л.о.}/m$ характеризует долю участия залегающих выше труднообрушающихся пород в формировании внешней активной нагрузки, передаваемой породами на крепь.

Деление кровель на типы по нагрузочным свойствам производят исходя из следующих условий:

- легкая при $h_{л.о.}/m \geq (6-7)$;
- средняя при $(6-7) > h_{л.о.}/m \geq (3-4)$;
- тяжелая при $h_{л.о.}/m < (3-4)$.

Большой предел отношения рекомендуется принимать при $m < 1,3$ м, меньший – при $m > 1,3$ м.

К легкообрушающимся породам относятся породы с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж} \leq 50$ МПа.

К средней по нагрузочным свойствам отнесена кровля, представленная до высоты $(6-7) m$ среднеобрушающимися породами, зависящими за крепью от 2 до 6 м, а также плавноопускающаяся кровля.

К тяжелой, по нагрузочным свойствам, относится основная кровля, состоящая из прочных пород с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж} > 50$ МПа мощностью более двух мощностей пласта, имеющих шаг первичной осадки основной кровли более 30 м, шаг периодической осадки более 15 м.

К тяжелой, по нагрузочным свойствам, отнесена также кровля, представленная слоем плотной глины мощностью $(1,5 \div 2)m$ и более.

На основании анализа заданных горно-геологических условий залегания угольного пласта и проведенных расчетов необходимо указать полный индекс активной кровли. В полном индексе кровли первая цифра обозначает номер класса кровли по управляемости, вторая – номер типа кровли по устойчивости, третья – номер типа кровли по нагрузочным свойствам.

2.2. Анализ и выбор системы разработки

В данном подразделе необходимо дать обзор и критический анализ возможных технологических схем добычи полезного ископаемого и средств ее механизации для заданных горно-

геологических условий. Классификация технологических схем выемки угля приведена на рис. 2.2.

На основе анализа выбрать и обосновать применяемую технологию (порядок отработки столба, способ управления кровлей, методы дегазации и т. д.) в соответствии с действующими технологическими схемами [1], а также с учетом следующих рекомендаций:

- на пологих и наклонных (до 35°) пластах мощностью до 1,5 м рекомендуется применять комплексно-механизированные системы разработки длинными столбами по простиранию ДСО со струговыми механизированными комплексами;

- на пологих и наклонных (до 35°) пластах мощностью до 6 м рекомендуется применять комплексно-механизированные системы разработки длинными столбами по простиранию ДСО с механизированными комплексами;

- пласты мощностью более 6 м рекомендуется обрабатывать слоями с применением системы разработки длинными столбами по простиранию, а свыше 7 м – наклонными слоями и комбинированной системой разработки с гибким перекрытием и выпуском угля (КГП) с помощью специальных типов механизированных крепей.



Рис. 2.2. Классификация технологических схем выемки угля

Правильный выбор средств комплексной механизации на пластах пологого падения позволит достигнуть наилучших мировых технико-экономических показателей. Например, на шахте «Котинская» АО «СУЭК – Кузбасс» в 2010 г. нагрузка на комплексно-механизированный забой по 52 пласту составила 20–26 тыс. т/сут, а на шахте им. С. М. Кирова – 12 тыс. т/сут.

2.2.1. Систематизация средств механизации горных работ

Разнообразие горно-геологических условий залегания угольных пластов в различных бассейнах страны и часто в пределах одного месторождения, нестабильность и существенное различие физико-механических свойств угля и вмещающих пород, разно- и многооперационность технологического процесса выемки угля обусловили большое разнообразие схем и средств механизации выемки последнего. Наиболее общим классификационным признаком, обеспечивающим объективность систематизации конструктивно разнообразных средств механизации технологического процесса выемки угля, является функциональный признак.

Каждая машина в любой схеме механизации технологического процесса, как и всякий элемент в соответствующей машине, выполняет определенные функции, обусловленные их назначением. Одни и те же функции могут осуществляться машинами и их элементами, имеющими различную конструкцию. Поэтому функциональный признак, положенный в основу систематизации средств механизации, обладает необходимыми собирательными свойствами, является объективным и достаточно общим [1].

В настоящее время технологический процесс механизированной выемки угля в длинных забоях в самом общем виде включает в себя три основных процесса: собственно выемку (отделение и погрузку) угля; доставку отделенного от массива угля; крепление призабойного пространства и управление кровлей.

Средства механизации указанных процессов существенно различаются между собой в силу специфики выполняемых ими функций. Однако в общей схеме механизации технологического процесса выемки угля эти средства могут быть объединены для совместной работы путем наложения на них технологической, кинематической и конструктивной связей.

Технологическая связь осуществляется согласованием с технологическим процессом обособленных машин для их целесообразного сочетания. Она является обязательной и при наличии других связей.

Кинематическая связь осуществляется сочленением технологически согласованных и сохранивших свою индивидуальность функциональных машин.

Конструктивная связь осуществляется совмещением базовых элементов технологически согласованных и кинематически увязанных функциональных машин. Она всегда приводит к изменению конструкции индивидуальных машин и к потере ими своей обособленности.

Изложенное выше позволяет утверждать, что систематизация схем и средств механизации процесса выемки угля может быть осуществлена по функциональному признаку и виду связей машин.

Присвоим горным машинам, выполняющим определенные функции, соответствующие символы: В – выемочная машина, Д – доставочная машина, К – крепь. Обозначим также знаком «–» технологическую связь, знаком «+» кинематическую связь и знаком «·» конструктивную связь.

Используя принятые символы и условные знаки связей, классическую схему механизации, у которой имеют место все функциональные элементы, можно описать следующими общими формулами [1]:

- при наличии технологической связи элементов В – Д – К;
- при наличии кинематической связи элементов В + Д + К;
- при наличии конструктивной связи элементов В · Д · К.

На практике известны и такие схемы механизации, где некоторые функциональные элементы отсутствуют. Так, в схеме механизации технологического процесса выемки угля на крутых и наклонных пластах, где процесс доставки угля осуществляется гравитационным способом, отсутствует доставочная машина.

Формулы, описывающие такие схемы механизации, имеют вид:

- при наличии технологической связи элементов В – К;
- при наличии кинематической связи элементов В + К;
- при наличии конструктивной связи элементов В · К.

При этом легко заметить, что полученные формулы определяют по существу структуру схем механизации процесса выемки угля, где функциональные элементы являются структурными элементами базовой формулы.

Различное сочетание структурных элементов приводит к образованию новых формул, определяющих структуру схем механизации процесса выемки угля в различных условиях. Следовательно, функциональные элементы можно представить в качестве структурных элементов схем механизации.

Путем наложения соответствующих связей и вырождения структурных элементов можно получить целый ряд структурных формул, производных от базовой, что позволяет произвести систематизацию всех как существующих, так и возможных схем и средств механизации.

В табл. 2.3 показано общее структурообразование схем и средств механизации технологического процесса выемки угля.

Таблица 2.3

Структурообразование схем и средств механизации выемки угля

Наименование	Сочленение функциональных структурных элементов с технологическим процессом (технологическая связь)							Сочленение технологически согласованных функциональных структурных элементов (кинематическая связь)		
	с вырождением элементов						базовое	частичное		
	двух			одного				с технологической связью		
Структурные формулы	В	Д	К	Д-К	В-К	В-Д	В-Д-К	В-Д+К	В+К-Д	В+Д-К
Группы формул	1			2				3		
Средства механизации	Индивидуальные машины			Выемочные комплекты				Выемочные полуккомплексы		

Продолжение табл. 2.3

Наименование	Сочленение технологически согласованных функциональных структурных элементов (кинематическая связь)			
	частичное			полное
	с вырождением			
Структурные формулы	Д+К	В+К	В+Д	В+Д+К
Группы формул	4			
Средства механизации	Выемочные комплексы			

Продолжение табл. 2.3

Наименование	Совмещение технологически согласованных и кинематически увязанных функциональных структурных элементов (конструктивная связь)					
	частичное					
	с технологической связью			с кинематической связью		
Структурные формулы	В-Д·К	В·К-Д	В·Д-К	В+Д·К	В·К+Д	В·Д+К
Группы формул	5			6		
Средства механизации	Выемочные полуагрегаты					

Продолжение табл. 2.3

Наименование	Совмещение технологически согласованных и кинематически увязанных функциональных структурных элементов (конструктивная связь)					
	всех			полное		
	с вырождением					
Структурные формулы	Д·К	В·К	В·Д	В·Д·К		
Группы формул	7					
Средства механизации	Выемочные агрегаты					

Структурными формулами группы 1 охватывается семейство обособленных машин, каждая из которых имеет свою индивидуальную особенность. Поэтому они названы индивидуальными машинами.

В группу 2 вошли формулы, структурные элементы которых имеют только технологическую связь. Они описывают семейства наборов индивидуальных машин, кинематически не связанных между собой, необходимых и достаточных для механизации технологического процесса выемки угля. Эти наборы названы выемочными комплектами.

Группе 4 формул присуща только кинематическая связь структурных элементов. Формулы этой группы охватывают семейства технологически согласованных и кинематически связанных, но сохранивших свои индивидуальные особенности машин, комплексно механизующих все основные операции технологического процесса выемки угля. Семейства таких машин названы выемочными комплексами.

Для группы 3 формул характерно наличие между структурными элементами не только кинематических, но и технологических связей. Поэтому описываемые этими формулами семейства машин (систем забойного оборудования) названы выемочными полуккомплексами.

Группа 7 формул охватывает семейства технологически согласованных, кинематически увязанных и совмещенных базовыми элементами функциональных структурных элементов, выполняющих все операции технологического процесса выемки, которые названы выемочными агрегатами. Группы 5 и 6 формул характеризуют появление конструктивных связей в выемочных комплектах и комплексах. Такие семейства машин названы выемочными полуагрегатами.

Таким образом, формализованные группы структурных формул, приведенные в табл. 2.3, отражают одновременно и качественную степень развития схем и средств механизации технологического процесса выемки угля. Каждая последующая группа формул описывает семейства машин, находящихся на более высокой ступени технического совершенства, и показывает, что развитие механизации технологического процесса выемки угля шло по пути создания вначале индивидуальных машин, выполняющих отдельные операции указанного процесса, затем – по пути объединения их для совместной работы путем наложения последовательно технологической, кинематической и конструктивной связей. Причем основными принципами реализации этих связей явились согласованное сочетание, сочленение и совмещение функциональных структурных элементов схем механизации. Следует отметить, что схемы механизации технологического процесса проведения горных выработок имеют аналогичное структурообразование, а сами принципы систематизации могут быть использованы для систематизации схем и средств механизации и других технологических процессов.

2.3. Определение размеров выемочного столба

Главными параметрами, определяющими систему разработки и влияющими на основные технико-экономические показатели работы выемочного участка и всей шахты в целом, являются длина очистного забоя и длина выемочного столба, которые выбираются с учетом следующих рекомендаций [2, 3].

Длина очистного забоя

Выемку угля целесообразно осуществлять с использованием технологии «длинных лав». Длина комплексно-механизированных забоев определяется в основном длиной поставляемого заводом – изготовителем механизированного комплекса (200–350 м) или агрегата (40–100 м). Однако в ряде случаев длина забоя может отличаться от длины комплекса в поставке. Длина лавы выбирается с учетом максимального использования возможностей средств механизации и обеспечения требований безопасности очистных работ.

Увеличение длины целесообразно по следующим причинам:

- уменьшается удельный объем проведения горных выработок;
- уменьшаются относительные затраты на монтажно-демонтажные работы;
- снижаются затраты времени на выполнение концевых операций.

При благоприятных условиях залегания (необводненные пласты, непучащая почва, отсутствие дизъюнктивных нарушений с амплитудой, превышающей вынимаемую мощность пласта, легкая по нагрузочным свойствам кровля и т. д.) длина лавы с механизированным комплексом может быть увеличена. За рубежом имеется положительный опыт работы очистного стругового агрегата с механизированной крепью в лаве длиной 430 м.

Вместе с увеличением длины очистного забоя возрастает стоимость механизированной крепи и забойного конвейера, а с увеличением числа элементов снижается надежность комплекса, что обуславливает оптимальную длину очистного забоя (около 200 м).

Сложные горно-геологические условия характеризуются следующими факторами:

- весьма труднообрушающиеся породы кровли;
- легкообрушающиеся породы кровли;
- слабые и пучащиеся породы почвы;
- сложная гипсометрия пласта в пределах выемочного участка;
- внутрестолбовая мелкоамплитудная (0,2–1,0) нарушенность;
- повышенные водопритоки (до 30 м³/ч);
- пласты с весьма газоносными и самовозгорающимися углями;
- отработка запасов угля в охранных целиках.

Длина выемочного столба

Длина выемочного столба определяется особенностями раскройки и геологическим строением месторождения. Длина выемоч-

ного столба в сочетании со скоростью подвигания очистного забоя определяет периодичность монтажно-демонтажных работ механизированного комплекса, затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок. Расчеты показывают, что применение механизированных комплексов при длине выемочного столба менее 400 м экономически неэффективно. Длина выемочного пласта зависит от горно-геологических условий залегания пласта и колеблется от 1200 до 4500 м.

Увеличение длины выемочных столбов сдерживается фактическими размерами шахтных выемочных полей, трудностями проведения и поддержания подготовительных выработок такой длины, а также качеством изготовления механизированных крепей. Механизированные крепи должны иметь 80%-ный ресурс по металлоконструкциям секций (не менее 30000 циклов выемки).

2.4. Выбор оборудования очистных забоев

Степень соответствия выбранного типа оборудования горно-геологическим условиям его применения при отработке выемочного поля влияет на безопасность и условия труда шахтеров, технико-экономические показатели работы очистного забоя, надежность и долговечность оборудования.

При выборе средств механизации необходимо учитывать горно-геологические, горнотехнические и природные факторы [2, 3].

Наилучшие технико-экономические показатели работы очистных забоев получены на пологих пластах мощностью 1,5–5,0 м при комплексно-механизированных схемах выемки с применением очистных механизированных комплексов и агрегатов. Условия применения и состав очистных механизированных комплексов для пологого падения приведены в прил. 1. Представленные в приложении технические решения используются на шахтах АО «СУЭК – Кузбасс».

Модули оборудования очистных забоев ОС (струговая лава) и ОК (комбайновая лава) содержат информацию о средствах механизации выемки угольных пластов на основе положительного зарубежного и отечественного опыта его использования в различных горно-геологических условиях, а также с учетом технических характеристик и возможности его эксплуатации на рабочих пластах шахт АО «СУЭК – Кузбасс».

2.4.1. Выбор оборудования комплексно-механизированных забоев на пластах пологого падения

В состав очистного механизированного комплекса, предназначенного для работы на пластах пологого падения, входят: выемочная машина – очистной комбайн или струг (рис. 2.3); доставочная машина – забойный скребковый конвейер; механизированная крепь; крепи сопряжения забоя с конвейерным и вентиляционным штреками; насосные станции; оросительная система; энергопоезд; кабелеукладчик. В состав механизированного комплекса также входят штрековый перегружатель и дробилка (прил. 1).

а



б



Рис. 2.3. Струговый ОС-1 (*а*) и комбайновый ОК-1 (*б*) комплексы

Ниже приведены рекомендации по выбору оборудования комплексно-механизированных забоев. В основу данного учебного пособия положены работы [1–4], детально излагающие последовательность и особенности выбора оборудования механизированных комплексов на пластах пологого падения и дополненные рекомендации по выбору струговых установок и комплексов. В этом разделе приводятся условия применения и состав 3-4 очистных механизированных комплексов, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какой из них наиболее подходит для заданных горно-геологических условий. Для этого в учебном пособии расширен и актуализирован достаточный объем справочного материала, который приведен в приложениях.

Более подробную информацию по техническим характеристикам выбираемого оборудования можно найти в специальных учебных изданиях, каталогах-справочниках, научных журналах и интернет-ресурсах фирм – изготовителей горно-шахтного оборудования.

Во всех случаях выбор оборудования комплексно-механизированного забоя необходимо начинать с механизированной крепи.

2.4.1.1. Выбор механизированной крепи

В этом разделе приводятся условия применения и состав 3-4 механизированных крепей, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какая из них наиболее подходит для заданных горно-геологических условий [5–7].

Факторами, влияющими на выбор механизированной крепи, являются:

- минимальная и максимальная мощность, угол падения пласта;
- тип кровли;
- устойчивость непосредственной кровли;
- несущая способность почвы.

Условия применения и технические характеристики механизированных крепей для применения на пластах пологого падения приведены в прил. 2.

2.4.1.1.1. Определение сопротивления механизированной крепи

При выборе механизированной крепи, прежде всего, необходимо обеспечить соответствие ее силовых характеристик типу кровли пласта.

В соответствии с источником [1] сопротивление крепи для поддержания кровли $P_{кр}$ должно быть не менее:

- для легких кровель $P_{кр} = 350 + 80(m - 1)$, кН/м²;
- для средних кровель $1,5P_{кр}$;
- для тяжелых кровель $2,0P_{кр}$.

Сопротивление крепи для управления кровлей P_y должно быть не менее $P_y = BP_{кр}$, где B – размерный коэффициент, принимаемый на основе опыта эксплуатации равным 3,5–4,0.

Для крепей, работающих со струговыми установками, допускается снижение сопротивлений $P_{кр}$ и P_y для увеличения отжима угля.

Коэффициент начального распора должен быть в пределах 0,6–0,8.

Шаг передвижки должен быть согласован с величиной захвата выемочной машины.

Крепи, предназначенные для работы на слабых почвах, должны иметь среднее давление на почву менее 20 МПа.

2.4.1.1.2. Выбор механизированной крепи по устойчивости непосредственной кровли

Выбор механизированной крепи по устойчивости непосредственной кровли производится по коэффициенту затяжки кровли. Современные механизированные крепи обладают высоким коэффициентом затяжки кровли (0,9–0,97) и предотвращают проникновение в призабойное пространство разрушенных слоев неустойчивой непосредственной кровли. При выборе механизированной крепи для ее применения в условиях неустойчивой кровли рекомендуется применять щитовые крепи, у которых этот коэффициент затяжки выше.

Также при выборе механизированной крепи необходимо обращать внимание на возможность секций передвигаться с активным подпором.

Суть данной функции заключается в том, что после разгрузки секций в поршневых полостях гидростоек остается некоторое давление, называемое давлением активного подпора, препятствующее выходу поддерживающих элементов секций крепи из контакта с кровлей. При таком способе передвижки сохраняется целостность неустойчивых слоев непосредственной кровли и улучшается взаимодействие секций крепи с кровлей за счет их лучшего контакта.

2.4.1.1.3. Выбор механизированной крепи по углу падения

Угол падения пласта – важнейший горно-геологический фактор, от которого зависит устойчивость секций крепи в лаве и направленность движения при их передвижке. Различают углы падения пласта вдоль лавы и по падению (восстанию) пласта. С увеличением угла падения пласта при работе по простиранию ухудшается устойчивость, увеличивается тенденция к сползанию секций крепи, осложняется управляемость крепью в плоскости пласта и т. д. При работе по падению и восстанию увеличение угла падения также ухудшает условия работы крепи и комплекса – затрудняется погрузка угля на забойный конвейер, уменьшается устойчивость комбайна, ухудшаются условия прохода для людей, увеличивается давление обрушенных пород на ограждения секций (при работе по падению) или ухудшаются условия в призабойном пространстве из-за отжима угля (при работе по восстанию).

Выбор механизированной крепи производится строго в соответствии с технической характеристикой крепи и обязательным учетом колебаний угла падения пласта по всему выемочному столбу.

2.4.1.1.4. Выбор механизированной крепи по несущей способности почвы

Несущая способность почвы характеризуется прочностью пород почвы на вдавливание. По прочности на вдавливание породы почвы делят на две группы: прочные с пределом прочности на вдавливание $\sigma_{вд} \geq 2$ МПа и слабые с $\sigma_{вд} < 2$ МПа.

Условие выбора механизированной крепи по указанному ограничивающему фактору заключается в том, что максимальное давление на почву пласта, создаваемое секциями механизированной крепи при их взаимодействии с породами кровли, не должно превышать несущей способности почвы. В противном случае возможно внедрение оснований в почву и затруднение или даже невозможность их передвижки. При выборе крепи по данному параметру необходимо учитывать следующее.

В технических характеристиках крепей приводится величина среднего удельного давления на почву, определяемая как отношение сопротивления секции крепи к площади контакта секции с почвой при условии равномерного сплошного контакта.

2. Некоторые породы почвы имеют несущую способность, уменьшающуюся при увеличении обводненности пласта. Для обеспечения возможности работы механизированных крепей на пластах с размокающей почвой необходимо выбрать крепи с максимальной скоростью крепления и применить мероприятия по отводу воды из призабойной зоны. На обводненных пластах также рекомендуется производить предварительное осушение выемочных полей при помощи специальных дренажных выработок и скважин.

2.4.1.1.5. Выбор механизированной крепи по мощности пласта. Определение типоразмера крепи

Типоразмер крепи должен быть выбран таким образом, чтобы были исключены потери угля или засорение угля пустой породой из-за недостаточной или излишней раздвижности крепи. При этом следует ориентироваться на то, что в настоящее время созданы механизированные крепи для отработки пластов мощностью до 6 м (рис. 2.4–2.7) [1, 2].



Рис. 2.4. Секции механизированной крепи ZMJ (Китай)



Рис. 2.5. Механизированная крепь фирмы DAT (Германия)



Рис. 2.6. Секции механизированной крепи 2Ш26/53
(ОАО «Юргинский машзавод»)



Рис. 2.7. Секции механизированной крепи фирмы JOY (США)

Типоразмер механизированной крепи определяется следующими условиями (рис. 2.8, 2.9), м:

$$H_{\min} \leq m_{\min}(1 - \alpha' l_3) - \theta; \quad (2.1)$$

$$H_{\max} \geq m_{\max}(1 - \alpha' l_{\Pi}), \quad (2.2)$$

где H_{\min} и H_{\max} – минимальная и максимальная конструктивная высота крепи, м; m_{\min} – минимальная мощность пласта, м; m_{\max} – максимальная мощность пласта, м; l_{Π} – наименьшее расстояние от забоя до оси передней гидростойки, м; l_3 – наибольшее расстояние от забоя до оси задней гидростойки, м; α' – коэффициент сближения боковых пород, м^{-1} (в условиях Кузбасса для пластов с углами падения до 35° составляет $0,05 \text{ м}^{-1}$ и более 35° – $0,03 \text{ м}^{-1}$); θ – запас раздвижности гидростоек на разгрузку, который для $m > 1$ м должен быть не менее $0,05$ м.

Для двухрядных крепей наибольшее расстояние от забоя до задней гидростойки l_3 определится из выражения, м:

$$l_3 = a + d + B, \quad (2.3)$$

где a – расстояние от задней гидростойки до передней кромки козырька, м; B – ширина захвата комбайна, м.

Зазор между передней кромкой козырька и забоем, м:

$$d = 0,3 + 0,04(m-1). \quad (2.4)$$

В проекте необходимо привести эскиз секции механизированной крепи с указанием вышеприведенных размеров. Примеры вы-

полнения эскизов секций механизированных крепей приведены на рис. 2.8 и 2.9.

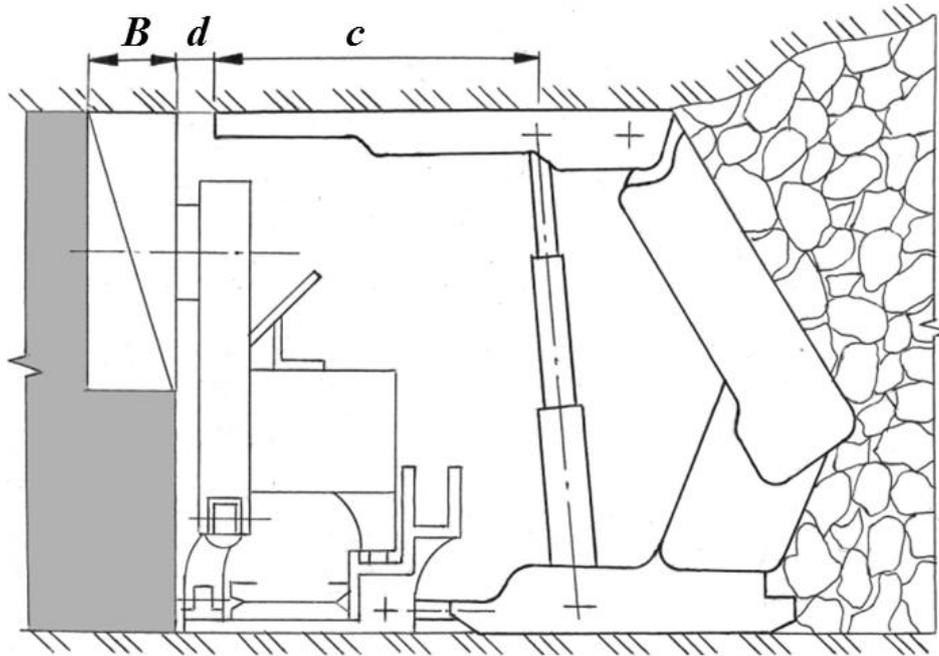


Рис. 2.8. Секция однорядной механизированной крепи

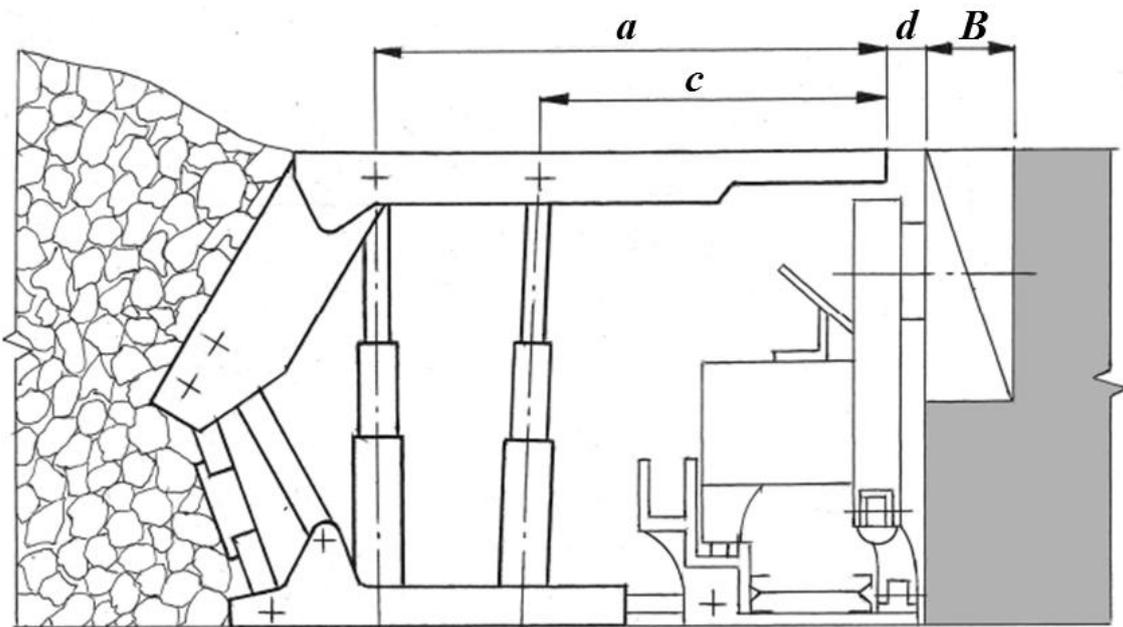


Рис. 2.9. Секция двухрядной механизированной крепи

Наименьшее расстояние от забоя до передней гидростойки $l_{\text{п}}$, м, для двух- и однорядных крепей определится из выражения

$$l_{\text{п}} = c + d, \quad (2.5)$$

где c – расстояние от передней гидростойки до передней кромки козырька, м.

Площадь сечения (m^2) для прохода воздуха для двухрядной крепи, если она не приведена в технической характеристике, определяется произведением значения $(a + d)$ и средней мощности вынимаемого пласта

$$S = m (a + d). \quad (2.6)$$

Площадь сечения для прохода воздуха для однорядной крепи:

$$S = m (c + d). \quad (2.7)$$

Поскольку мощности угольных пластов в ряде случаев превышают максимальную конструктивную раздвижность современных механизированных крепей, то для отработки пластов с мощностью более 6 м необходимо применять слоевые системы отработки с применением имеющегося парка механизированных крепей или вести выемку с выпуском угля специальными типами механизированных крепей.

В данном разделе необходимо привести все типы крепей, удовлетворяющих нагрузочным свойствам основной устойчивости непосредственной кровли, несущей способности почвы, углу падения пласта, а также типоразмер крепи исходя из обеспечения выемки всей мощности пласта.

Если условия (2.1) и (2.2) выполнены, то по типу крепи определяется тип комплекса.

2.4.1.2. Выбор механизированной крепи сопряжения

В этом разделе приводятся условия применения и состав 3-4 крепей сопряжения, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какая из них наиболее подходит для используемой механизированной забойной крепи. В соответствии с требованиями действующих Правил безопасности в угольных шахтах сопряжения очистных выработок с конвейерным и вентиляционным штреками должны быть закреплены механизированной передвижной крепью (рис. 2.10, прил. 3).

Крепи сопряжения предназначены для механизации операций по поддержанию кровли, передвижению головок лавного скребкового конвейера по мере передвижения оборудования механизированного комплекса. Они могут использоваться в выработках трапециевидной, прямоугольной и арочной формы поперечного сечения,

которые сопрягаются с лавой. Крепи имеют распорное устройство, базовую секцию, механизм передвижки и гидрооборудование.

Механизированные крепи сопряжений и гидрофицированные столы (распорные устройства) служат для крепления и защиты сопряжений лавы с конвейерным и вентиляционным штреками, надежного закрепления и удержания приводных станций струговых установок, забойных скребковых конвейеров.



Рис. 2.10. Механизированная крепь сопряжения УКТ

Выбор крепей сопряжения осуществляется с учетом следующего.

1. Тип механизированной крепи сопряжения лавы с вентиляционным или конвейерным штреками принимать с учетом рекомендаций завода-изготовителя.

2. Сопротивление крепи сопряжения должно быть не менее 1600–6000 кН, сопротивление распорного стола – до 1520 кН, а секции должно быть в пределах 1500–2520 кН. Для пластов большей мощности принимаются большие значения сопротивления.

3. Шаг передвижки должен соответствовать шагу передвижки лавной крепи.

4. Давление оснований крепи сопряжения на почву выработок (1,76–6,40 МПа) не должно превышать сопротивления почвы вдавлению.

5. Диапазон раздвижности крепи сопряжения должен соответствовать высоте выработки в свету.

Проверка соответствия выбираемой крепи условиям применения осуществляется для наиболее неблагоприятных условий, т. е. с учетом максимальной обводненности.

Технические характеристики некоторых типов секций крепей сопряжений приведены в прил. 3.

2.4.1.3. Выбор выемочной машины

В этом разделе приводятся условия применения и состав 3-4 выемочных машин, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какая из них наиболее подходит для заданных горно-геологических условий.

Многообразие горно-геологических условий и механических свойств углей и породных прослоек обуславливает разнообразие струговых установок и очистных комбайнов. В зависимости от вида выемочной машины различают струговые и комбайновые механизированные комплексы.

Как инженерные расчеты, так и опыт эксплуатации показывают, что в лавах на пластах мощностью до 1,5–1,6 м следует применять исключительно струги (рис. 2.11, прил. 4).

Современные струговые установки, управляемые по гипсометрии пласта, с регулируемой скоростью и глубиной резания, с применением системы дозированной выемки – это новый уровень управления. При их применении по данным АО «СУЭК – Кузбасс» проектная нагрузка на лаву составит 11664–12122 т/сут. Лучший достигнутый показатель добычи в ближнем зарубежье (Донбассе) – 11000 т/сут, а в дальнем зарубежье – 22000 т/сут. Производительность труда ГРОЗ на выход составит 4069–4229 т/мес.

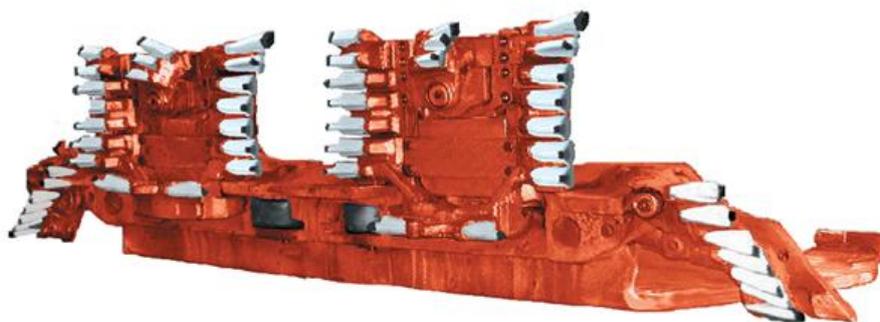


Рис. 2.11. Ножевой струг SP2000 фирмы Halbach braun (Германия)

На пластах мощностью более 1,6–6,0 м безусловное лидерство получили очистные комбайны со шнековыми исполнительными органами (рис. 2.12, прил. 5). При их применении по данным АО «СУЭК – Кузбасс» проектная нагрузка на лаву составит 7128–39204 т/сут. Производительность труда ГРОЗ на выход составит 3895–12766 т/мес.

В каждом механизированном комплексе одного наименования могут применяться несколько типов узкозахватных комбайнов или струговых установок, поэтому задача выбора выемочной машины сводится к анализу соответствия конструкции и параметров этих машин условиям применения на данном угольном пласте. Технические характеристики и область применения некоторых струговых установок и выемочных комбайнов приведены в прил. 4 и 5.

С учетом ограничивающих факторов (углы падения пласта вдоль лавы α , по падению $\alpha_{\text{п}}$ и по восстанию $\alpha_{\text{в}}$ пласта, сопротивляемость угля резанию $A_{\text{р}}$, мощность пласта m и сопротивляемость резанию породных прослоек $A_{\text{рп}}$ и т. д.) выбранная выемочная машина должна обеспечивать высокопроизводительную работу всего комплекса.

Под сопротивляемостью резанию понимают способность углей и угольных пластов противостоят механическим воздействиям при их резании рабочим инструментом. Различают сопротивляемость угля резанию в неотжатой зоне массива пласта $A_{\text{р}}$ (Н/мм), сопротивляемость угля резанию на поверхности угольного пласта $A_{\text{заб}}$ (Н/мм) и сопротивляемость пласта резанию с учетом породных прослоек пласта – $A_{\text{рп}}$ (Н/мм).

При наличии в угольном пласте породных прослоек сопротивляемость пласта резанию составит:

$$A_{\text{рп}} = \frac{\sum \bar{A}_{\text{р}} m_{\text{уг}} + \sum \bar{A}_{\text{рп}} m_{\text{рп}}}{m}, \quad (2.8)$$

где $\bar{A}_{\text{р}}$ и $\bar{A}_{\text{рп}}$ – среднеарифметическая сопротивляемость резанию угольных пачек и породных прослоек, Н/мм; $m_{\text{рп}}$ – мощность породных прослоек, м; $m_{\text{уг}}$ – мощность угольного пласта, м; m – суммарная мощность угольного пласта и прослоек.

a*б*

Рис. 2.12. Очистные комбайны:

a – KSW1140E производства мехзавода (г. Забже, Польша);

б – 7LS7 производства фирмы JOY (США)

Сопротивляемость углей резанию существенно зависит от степени проявления отжима угольного пласта, который в свою очередь зависит от характеристики угольного пласта и вмещающих пород, мощности, угла залегания пласта, скорости подвигания очистного

забоя, ширины захвата исполнительного органа, длины забоя и других причин.

Фактический показатель сопротивляемости угля резанию на поверхности забоя определяется:

$$A_{\text{заб}} = k_{\text{от}} A_{\text{рпп}}, \quad (2.9)$$

где $k_{\text{от}}$ – коэффициент отжима, учитывающий снижение сопротивляемости угля резанию по сравнению с неотжатой зоной ($k_{\text{от}} = 0,2-1,0$).

Коэффициент $k_{\text{от}}$, учитывающий влияние отжима угля в зоне работы исполнительного органа, определяется:

$$k_{\text{от}} = k_{\text{от}}^1 + \frac{B + cm}{B + dm}, \quad (2.10)$$

где $k_{\text{от}}^1$ – значение коэффициента отжима на кромке забоя; B – ширина захвата, м; c и d – коэффициенты, зависящие от свойств пласта: для вязких углей $k_{\text{от}}^1 = 0,48$; $c = 0,1$ и $d = 1,0$; для хрупких углей $k_{\text{от}}^1 = 0,36$; $c = 0,36$ и $d = 0,7$; для весьма хрупких $k_{\text{от}}^1 = 0,28$; $c = 0,05$ и $d = 0,63$.

2.4.1.3.1. Выбор струговой установки

В этом разделе приводятся условия применения и состав 3-4 струговых установок, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какая из них наиболее подходит для заданных горно-геологических условий.

Струговая выемка обладает рядом преимуществ, к которым относятся снижение трудоемкости управления из-за отсутствия необходимости нахождения обслуживающего персонала у выемочной машины (струга) во время ее работы, высокие технико-экономические показатели работы. Поэтому при выборе выемочной машины для пластов мощностью $m < 1,8$ м предпочтение следует отдавать струговым установкам. На тонких пластах производительность струговой установки в 2,5 раза выше, чем производительность комбайна. Струговую установку выбирают при условии спокойного залегания угольного пласта (колебание угла падения пласта не более 2°), устойчивой кровли (не ниже средней) и хорошо отделяющейся подкровельной пачки угля, а также при сопротивляемости резанию $A_{\text{уг}} \leq 180$ Н/мм. При струговой выемке отделение угля от

массива осуществляется тонкими стружками глубиной 0,05–0,15 м. Существует три типа струговых установок (прил. 4) [8, 9, 10].

Струговые установки отрывного типа (рис. 2.13, а): УСТ2В, УСТ2М, УСТ2Э, СО75М, СО75М-50, СО90, УСВ2, 2СО3413 (Россия), Shvertkhobel, Rayskhakenkhobel (Германия), СВС4У (Польша), PL-8А, PL9 (Чехия) – отличаются тем, что тяговый орган 3 располагается со стороны выработанного пространства, а исполнительный орган 1 снабжен подконвейерной плитой 2, движущейся по почве пласта.

Струговые установки скользящего типа (рис. 2.13, б): СН75, 1СН99, СН99, СН96, СН.06, 2СН3413 (Россия), Gleithobel серий GH726, GH930V, GH1034, Kompaktkhobel серий КН2, КН3 (Германия), СВС5 (Польша), PL9 (Чехия) – отличаются тем, что тяговый орган 3 располагается с забойной стороны рештачного става 5 конвейера, а исполнительный орган 1 перемещается (скользит) по специальной наклонной направляющей 6, закрепленной на забойной стороне конвейера.

Струговые установки комбинированного типа (рис. 2.13, в): ЗСКП (Россия), Gleitshvertkhobel (Германия) – отличаются тем, что тяговый орган 3 располагается со стороны выработанного пространства, исполнительный орган снабжен плитой 2, движущейся по специальной направляющей 6, расположенной между почвой пласта и рештачным ставом 5 конвейера. Основные характеристики различных классов струговых установок приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Основные характеристики различных классов
струговых установок

Класс струговых установок	Мощность приводов струга, кВт	Калибр цепи струга, мм	Сечение конвейера, м ²	Калибр цепи конвейера, мм	Мощность приводов конвейера, кВт	Теор. произв. струга, т/мин	Вынимаемая мощность пласта, м
Легкий	До 400	30×108	До 0,20	18×64	320	До 10	0,85–1,1
Средний	400–630	34×126	0,20–0,30	26×92 30×108	320–630	10–15	0,95–1,5
Тяжелый	630–1260	38×137	0,30–0,50	30×108 38×137	630–800	15–25	1,1–1,65
Сверх-тяжелый	1260–2000	42×152 и более	> 0,50	42×152	800–1600	25–35	1,2–2,0

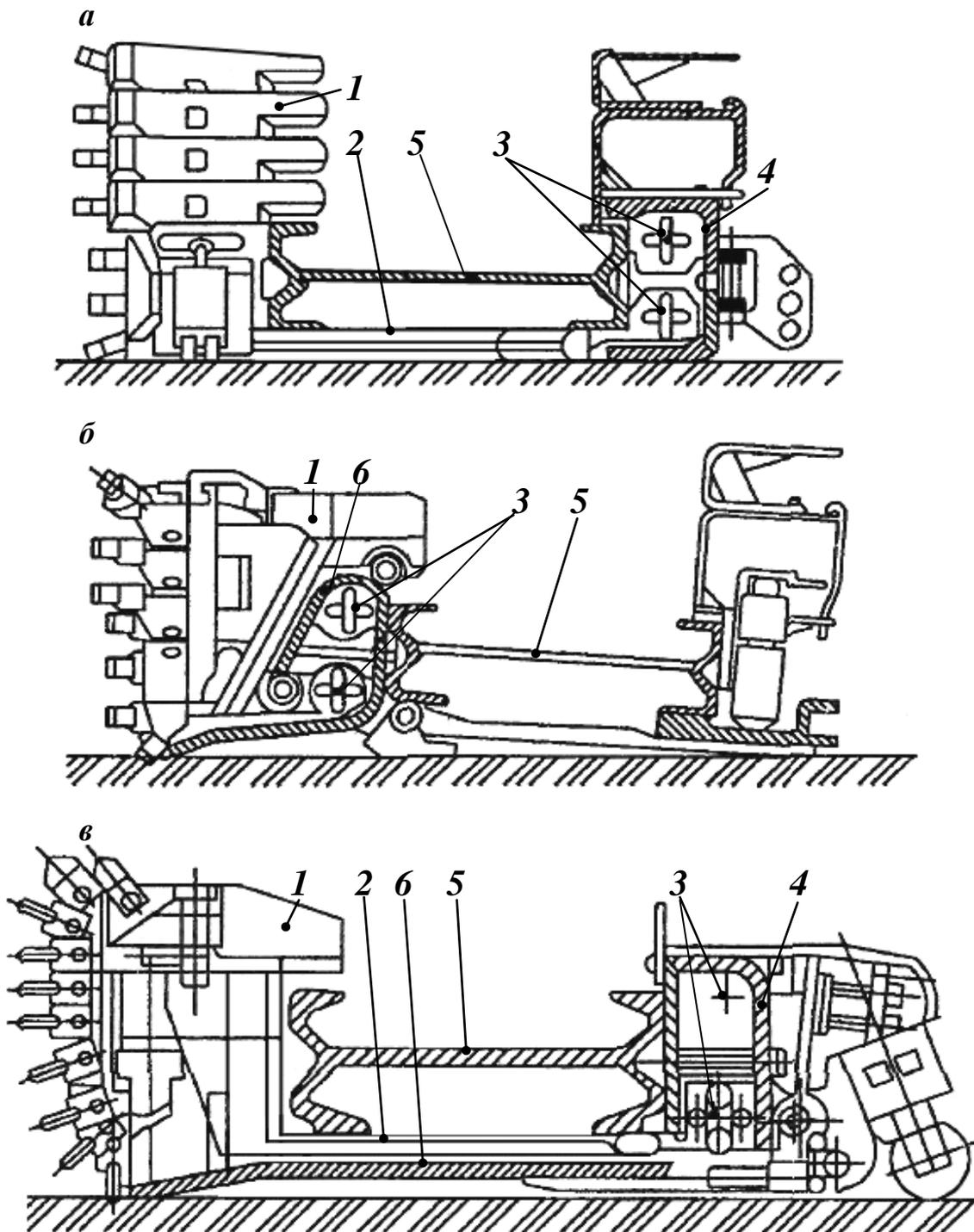


Рис. 2.13. Типы струговых установок:

- 1 – исполнительный орган; 2 – подконвейерная плита;
 3 – тяговая цепь; 4 – защитный кожух; 5 – конвейер;
 6 – направляющая

Струговые установки отрывного типа обозначаются буквами СО, скользящего – СН, комбинированного типа – СК. Типоразмер и применяемость по углу падения пласта струговой установки

определяется в соответствии с ГОСТ Р 53650–2009 [8]. Выделяют четыре класса струговых установок: легкого класса; среднего класса; тяжелого класса; сверхтяжелого класса.

Эффективное разрушение угольного пласта стругом с минимальной энергоемкостью выемки в значительной степени зависит от схемы расположения резцов на струге (рис. 2.14), шага расстановки резцов (шага резания), а также от конструктивных параметров самих резцов. В отечественных стругах средний рациональный шаг резания составляет от 70 до 90 мм.

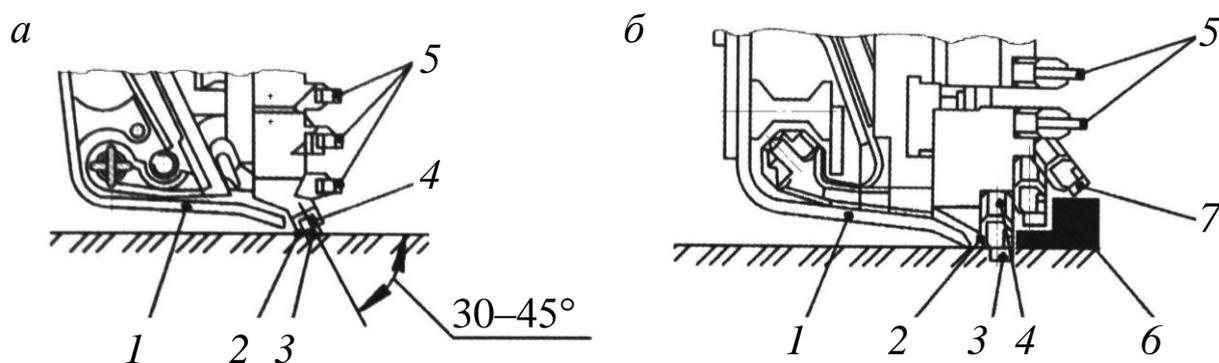


Рис. 2.14. Схемы расположения почвенного резца: *а* – расположение резца под углом к почве; *б* – расположение резца нормально к почве; 1 – угольник направляющей струга; 2 – зона интенсивного износа; 3 – резец почвенный; 4 – резцедержатель; 5 – резцы линейной группы; 6 – угольный уступ; 7 – резец надпочвенный

Схема расположения резцов в почвенной группе имеет определяющее значение в обеспечении эффективности разрушения угольного пласта стругом. Почвенные резцы определяют толщину стружки, снимаемую стругом, и работают в наиболее тяжелых условиях. Почвенные резцы контактируют с почвой, крепость которой, как правило, значительно выше крепости угля, и работают в условиях заблокированного резания.

Как правило, в стругах применяются две схемы расположения почвенного резца 3 относительно почвы. Расположение почвенного резца под углом 30–45° относительно почвы (рис. 2.14, *а*) применяют в стругах, предназначенных для выемки пластов угля с сопротивляемостью угля резанию до 100 кН/м, незначительной абразивностью с хорошим отжимом угля в забое горным давлением. При применении данной схемы расположения почвенного резца для раз-

рушения более крепких углей и антрацитов, имеющих повышенную абразивность, происходит интенсивный износ резцедержателей 4 почвенных державок, особенно в зоне интенсивного износа, расположенной у почвы и не защищенной резцами. Особенно интенсивно происходит износ резцедержателей 4 при применении в качестве резцов линейной группы 5 тангенциальных резцов, имеющих большой вылет и свойство самозатягивания в забой составляющими сил резания.

Расположение почвенного резца 3 перпендикулярно почве или с наклоном в забой не более 5° (рис. 2.14, б) находит все большее применение в стругах. В данной схеме почвенный резец 3 совместно с надпочвенным резцом 7 формируют у почвы пласта угольный уступ б, который обеспечивает равномерное прилегание носка угольника 1 направляющей струга к забою при передвижке рештачного става конвейера, что в свою очередь обеспечивает стабильность толщины стружки, снимаемой стругом.

В данной схеме также обеспечивается эффективная защита почвенным резцом 3 резцедержателя 4, находящегося у почвы в зоне 2 интенсивного износа, что значительно снижает износ резцедержателей.

При эксплуатационных испытаниях струговых установок СО90У, СН96, ЗСКП, СН.06 нижние резцедержатели со схемой расположения почвенных резцов не заменялись по причине износа в течение года.

Режущий инструмент струговых установок включает линейные и почвенные резцы.

Резцы линейные производят отделение угля в одной плоскости от угольного забоя.

Резцы почвенные производят отделение угля в двух плоскостях – от угольного забоя и почвы – работают в наиболее тяжелых условиях. Поэтому резцы почвенные выполнены с твердосплавной армировкой и режущими кромками, ориентированными относительно забоя и почвы.

Для стругового инструмента характерно разделение его исполнений *по функциональным признакам*, связанное с особенностями обработки забоя. *Струговые резцы отличаются от комбайновых большей шириной режущей части и меньшими значениями углов заострения.* Инструментом струговых установок является ком-

плект резцов и вставок, конструкции которых определяются их положением на исполнительном органе из условия обеспечения наиболее эффективного разрушения угольного пласта. На рис. 2.15 приведены конструкции стругового инструмента, а в прил. 6 – технические характеристики резцов.

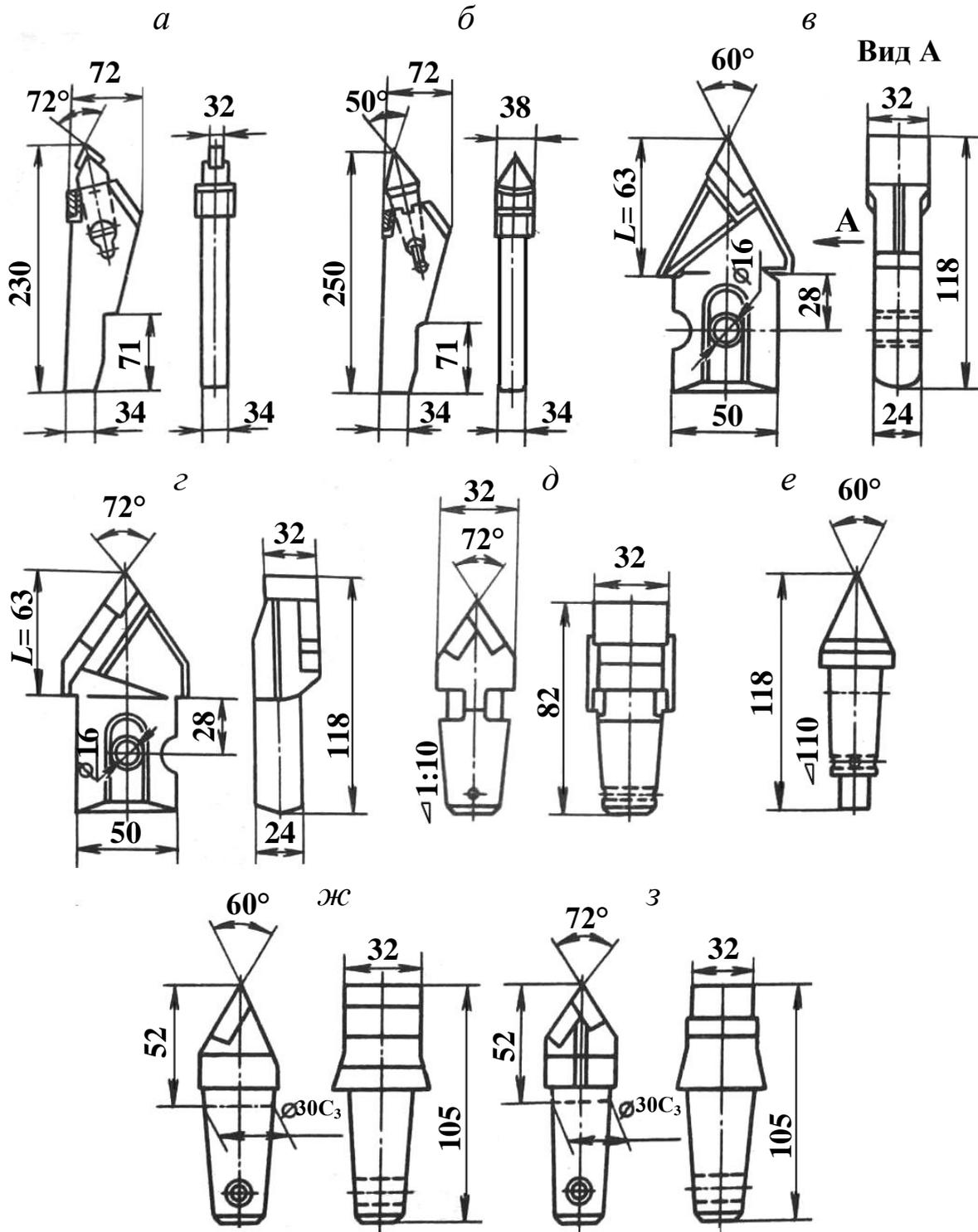


Рис. 2.15. Конструкции резцов и вставок струговых установок

Резцы РС 1 (рис. 2.15, а) и РС 2 (рис. 2.15, б) предназначены для стругов типа УСТ при выемке углей с сопротивляемостью резанию в неотжатой зоне до 230 кН/м и состоят из стального корпуса и сменной режущей части, что позволяет многократно использовать корпуса резцов. Корпуса изготавливаются из стали марки Ст.45 с последующей термообработкой. Поверхности корпусов, подвергаемые в процессе эксплуатации абразивному износу, наплавляются электродами Т-590. В качестве режущей части используются: в резцах РС 1 – вставки СТВ.03 (рис. 2.15, д), в резцах РС 2 – вставки ВК1 (рис. 2.15, е).

Корпуса вставок изготавливаются из стали марки 35ХГСА и после напайки пластинок твердого сплава высокопрочным припоем АНМЦ06-04-2 подвергаются закалке. Режущая часть вставок СТВ.03 армируется двумя пластинками твердого сплава: рабочей (ВК15), защитной (ВК8). Режущая часть вставки ВК1 армируется твердым сплавом в виде конуса с углом заострения 60°.

Струговые резцы РС 3 (рис. 2.15, в) и РС 4 (рис. 2.15, з) предназначены для струговых установок СН75 при выемке углей с сопротивляемостью резанию до 300 кН/м. Резцы РС 4 изготавливаются двух исполнений: правого и левого и служат в качестве почвенных резцов, резцы РС 3 устанавливаются в линейной части струга.

Сечение хвостовиков резцов РС 3 и РС 4 прямоугольное с скругленными меньшими сторонами. Крепление резцов в резцедержателях на корпусе струга осуществляется шариком, для чего на одной из боковых сторон хвостовика имеется углубление.

Вставки СТВ.04 (рис. 2.15, ж) и СТВ.05 (рис. 2.15, з) предназначены для стругов СН75 и С075. Корпуса этих вставок выполнены из стали марки 35ХГСА и после напайки пластинок твердого сплава подвергаются закалке. Хвостовики вставок выполнены с конусностью 1:10, что обеспечивает их прочное соединение с корпусами резцов.

Линейные резцы РС 3, РС 6, РС 9 и РС 10 входят в состав линейной группы резцов. *Почвенные резцы* РС 4, РС 8, РС 11 входят в состав кровельной (верхней) и почвенной (нижней) групп резцов, работающих в наиболее тяжелых условиях. Они периодически или постоянно строгают породу почвы, обладающую, как правило, значительно большей, чем уголь, сопротивляемостью резанию и абразивностью. Корпуса резцов изготавливают из стали 35ХГСА, 30ХГСА.

Для отечественных струговых установок УСТ, СО75, СН75, СО90, СН96 было создано и освоено серийное производство резцов РС 3, РС 4, РС 6 и РС 7, предназначенных для работы по углям сопротивляемостью резанию до 300 кН/м, а для импортных струговых установок фирмы DBT – резцы РЛ 110 и РЛ 155, которые не уступают импортным резцам по эксплуатационным показателям.

На современных стругах применяются модернизированные струговые резцедержатели СО75.11.00.033, предназначенные для крепления унифицированных струговых резцов без центрального отверстия.

Комплексы струговые очистные отечественного и зарубежного производства выполнены на базе *струговых установок и крепей* и предназначены для комплексной механизации отбойки, погрузки и доставки угля, подачи струговой установки на забой, крепления и управления кровлей при выемке угольных пластов, а также защиты рабочего пространства от обрушенных пород.

Основные производители отечественных комплексов очистных струговых: МКД90С, КМС97М – ООО «Каменский машиностроительный завод» (г. Каменка Черкасской обл.), 2МКС125, 2МКС216, 2МКС220, 1МКС122, МКД90С, КМС97М – ЗАО «Ростовгормаш» (г. Гуково Ростовской обл.), 2МКС125 – ООО «Юргинский машзавод» (г. Юрга Кемеровской обл.).

Ниже перечислены очистные струговые комплексы, включающие в себя струговые установки и крепи.

Отечественные: 2МКС216, 2МКС220 (2СН3413 и 2КС216, 2КС220); 1МКС122 (СО75М-50, 1СН99, 2СО3413, 2СН3413 и КС122); 2МКС125 (2СН3413 и 2КС215(2КСТ)); МКД90С (2СО3413 и КД90С); МКД90СН (2СН3413 и КД90С); КМС97М (СО75М-50, СН75 и МК98).

Зарубежные: Don-Faliya-1 (GS34N Gleitshvertkhobel и BS2.1X), Don-Faliya-5 (Gleithobel 9/34 и WS1.7, 70/150-2xSN2-1655 кН), Германия.

На рис. 2.16 представлен комплекс струговой механизированный 1КМС97, выполненный на базе крепи 1 (МК98 комплектной, двухрядной, четырехстоечной, поддерживающей) и одной из струговых установок 2, отрывного типа СО75М-50 или скользящего типа СН75.

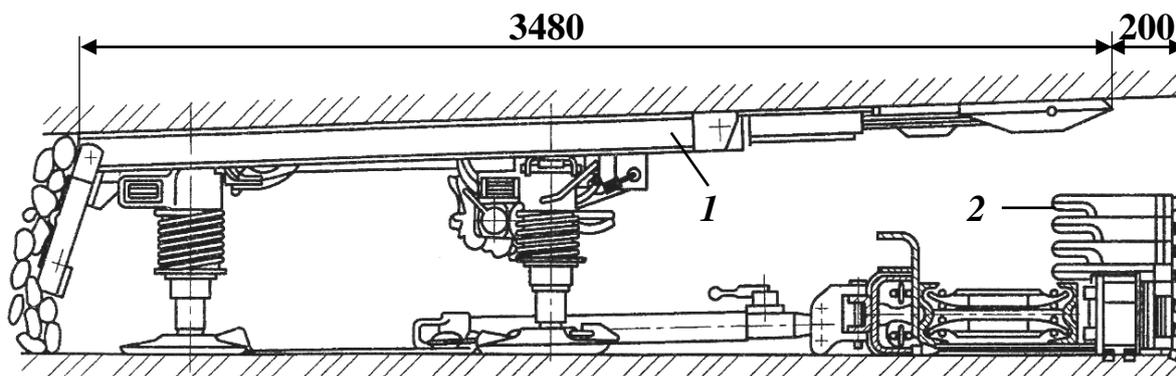


Рис. 2.16. Комплекс струговый механизированный 1КМС97:
1 – крепь; 2 – струговая установка

Основные производители *отечественных* механизированных крепей для струговых комплексов: МК98, КД90С – ООО «Каменский машиностроительный завод» (г. Каменка Черкасской обл.), 2КС216, 2КС220, 1КС122(КС) – ЗАО «Ростовгормаш» (г. Гуково Ростовской обл.), 2КС125 – ООО «Юргинский машзавод» (г. Юрга Кемеровской обл.).



Рис. 2.17. Комплекс струговый механизированный PL738V
фирмы OSTROJ (Чехия)

Основные производители *зарубежных* струговых механизированных крепей: ДМС – ПАО «Дружковский машиностроительный завод» (г. Дружковка Донецкой обл., Украина), Glinik066/16-ozs, Glinik06/15(07/15)pozс – фирма Glinik (Польша), VDOS05/15 – фирма OSTROJ (Чехия), BS2.1X, WS1.7, 70/150.2x1655 – фирма DBT (Германия).

2.4.1.3.2. Выбор очистного комбайна

В этом разделе даются условия применения и состав 3-4 очистных комбайнов, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также приводится вывод о том, какой из них наиболее подходит для заданных горно-геологических условий.

На пластах мощностью $m > 1,5-1,6$ м рационально применять узкозахватные комбайны со шнековым исполнительным органом (прил. 5). В соответствии с требованиями Правил безопасности в угольных шахтах в комплексно-механизированных забоях должны применяться комбайны с бесцепной системой подачи.

Все очистные комбайны разделяются на группы по следующим основным классификационным признакам [11–16].

1. По вынимаемой мощности пласта:

- особо тонкий пласт (до 0,8 м);
- тонкий пласт (0,8–1,2 м);
- пласт средней мощности (1,2–2,5 м);
- мощный пласт (2,5–4,5 м);
- особо мощный пласт (более 4,5 м).

2. По углу падения пласта:

- пологий пласт (до 9°);
- наклонный пласт ($9-35^\circ$);
- крутой пласт (свыше 35°).

3. По количеству исполнительных органов: 2; 3; 4.

4. По типу системы перемещения: канатная; цепная; бесцепная.

5. По расположению механизма подачи: встроенный в комбайн; вынесенный на штрек.

6. По типу привода механизма подачи: механический; гидравлический; электрический.

7. По количеству электродвигателей исполнительного органа: 1; 2; 3; 4.

8. По расположению электродвигателей привода исполнительного органа:

- продольное в неподвижной части комбайна;
- продольное в подвижной части комбайна;
- поперечное в неподвижной части комбайна;
- поперечное в подвижной части комбайна.

9. По условию связи со скребковым конвейером:

- рядом с конвейером;

- на конвейере.

10. По способу управления комбайном:

- ручное;

- дистанционное;

- программное;

- автоматизированное (без присутствия машиниста).

11. По наличию встроенной в комбайн дробилки:

- со встроенной дробилкой;

- без встроенной дробилки.

Ширина захвата комбайна должна соответствовать шагу передвижки крепи. Выбор ширины захвата в зависимости от мощности вынимаемого пласта выполняется по прил. 5.

Диаметр D шнекового исполнительного органа очистного комбайна выбирается из расчета полной обработки забоя, допускается при максимальной мощности пласта наличие подкровельной легкообрушаемой пачки угля. В большинстве случаев диаметр исполнительного органа определяется как

$$D = \frac{m_{\max}}{2}, \quad (2.11)$$

где m_{\max} – максимальная вынимаемая мощность пласта, м.

Полученные значения диаметра шнека уточняются по нормальному ряду унифицированных шнеков [1], принимается ближайший больший типоразмер. Рекомендации по выбору параметров исполнительных органов и типоразмеров резцов приведены в прил. 5.

В разделе приводятся типы очистных комбайнов, удовлетворяющих заданным горно-геологическим условиям, указанных для работы с выбранным типоразмером механизированной крепи.

Анализ характеристик более 130 отечественных и импортных очистных комбайнов, более 30 фирм и заводов горного машиностроения, используемых на мощных и средней мощности угольных пластах, показал, что с изменением диаметра шнека с 1,3 до 3,9 м конструкторы вынуждены увеличивать потребляемую мощность приводов вращения шнеков очистного комбайна, а именно с 2×90 до 2×1250 кВт (рис. 2.18).

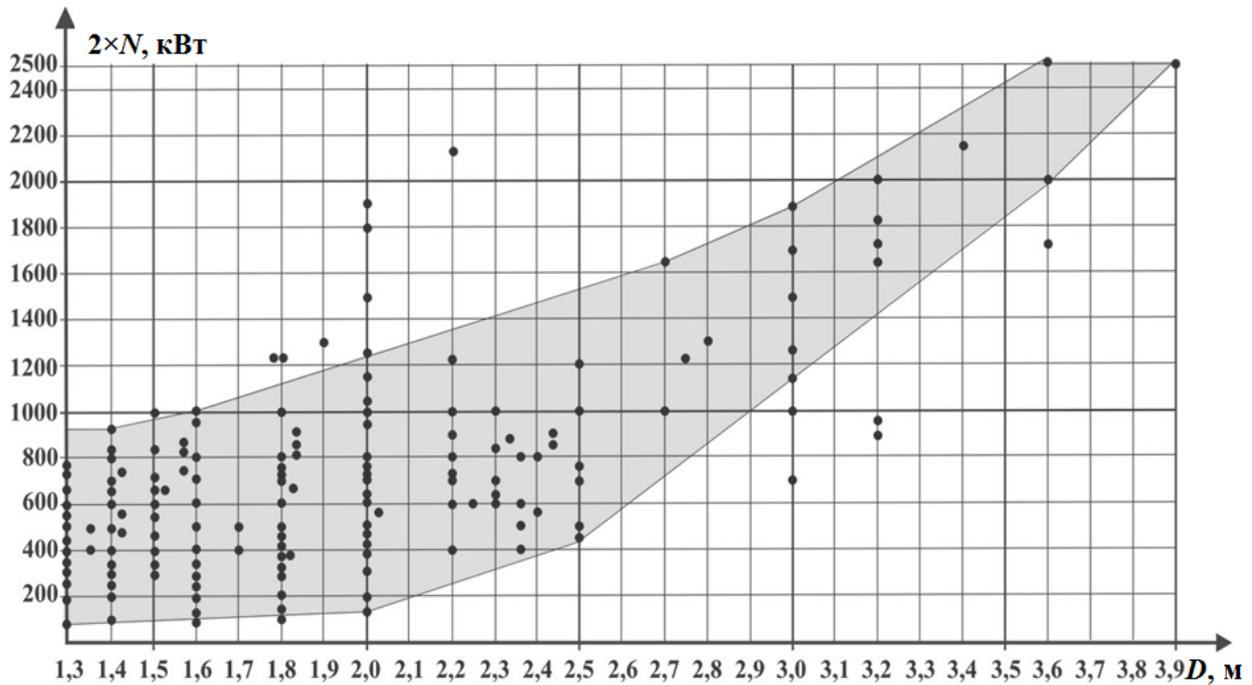


Рис. 2.18. Зависимости потребляемой мощности N приводов вращения шнеков очистных комбайнов от диаметра D шнеков

Зарубежные и отечественные очистные комбайны оснащаются шнеками с диаметрами 0,56; 0,63; 0,65; 0,71; 0,75; 0,8; 0,85; 0,9; 0,95; 1,0; 1,1; 1,12; 1,2; 1,22; 1,25; 1,3; 1,4; 1,42; 1,5; 1,52; 1,57; 1,6; 1,62; 1,8; 1,65; 1,7; 1,8; 1,83; 1,9; 2,0; 2,2; 2,25; 2,36; 2,4; 2,44; 2,5; 2,75; 2,8; 3,0; 3,2; 3,4; 3,5; 3,6; 3,9 м и с шириной захвата 0,5; 0,52; 0,6; 0,63; 0,65; 0,68; 0,7; 0,76; 0,8; 0,85; 0,86; 0,95; 0,98; 1,0; 1,1; 1,22 м.

Ниже представлены очистные комбайны (рис. 2.19), которые можно выделить в отдельную группу «тяжеловесов» как самых больших и наиболее мощных, запущенных в эксплуатацию.

Комбайн фирмы Eickhoff Bergbautechnik GmbH SL1000 (рис. 2.19, а) эксплуатируется на китайских шахтах на пластах мощностью до 6,2 м с напряжением питания 3,3 кВ (50 Гц) и мощностью двигателей 2×1080 кВт, которые вращают шнеки диаметром 2,2–3,4 м.

Компания JOY Mining Machinery разработала и изготовила очистные комбайны моделей 7LS7 и 7LS8 (рис. 2.19, б) с шириной захвата 0,955; 1,0 и 1,03 м. Модель 7LS7 запущена в эксплуатацию на угольной шахте Shandong Cole branch в Китае на пластах мощностью 3,5–6,86 м. При этом максимальный диаметр шнеков может составлять 3,2 и 3,6 м. Комбайн с суммарной установленной мощностью 2345 кВт включает в себя два двигателя, вращающих шнеки,

мощностью 860 или 1000 кВт с напряжением питания 3,3 кВ (50 Гц).

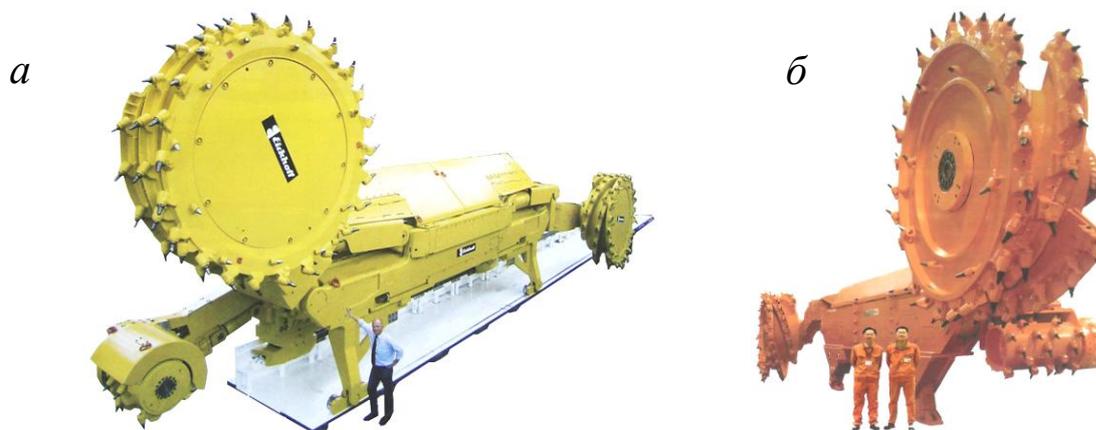


Рис. 2.19. Очистные комбайны: *а* – SL1000; *б* – JOY 7LS8

Модель комбайна 7LS8 предназначена для выемки пластов мощностью до 8,17 м и имеет максимальный диаметр шнеков 3,6 и 3,9 м. При этом максимальная мощность двигателей на вращение шнеков составляет 2×1250 кВт.

Производительность горной машины обуславливается двумя основными параметрами – ее энерговооруженностью и удельными энергозатратами процесса разрушения угля и породных прослоек. За последние 30 лет энерговооруженность горных машин существенно возросла. Например, для очистных комбайнов, работающих на мощных и средней мощности пластах, она увеличилась в 15–20 раз. Решив техническую задачу с первым параметром, конструкторы вынуждены были обратить особое внимание на снижение энергозатрат процесса разрушения угля и породных прослоек.

Это, естественно, вызвало необходимость разработки новых конструкций режущих инструментов, материалов для их изготовления, обоснования рациональных параметров резцов, позволяющих снизить удельные энергозатраты, повысить их прочность и стойкость. Например, параметр вылет резца для радиальных резцов изменялся вслед за ростом энерговооруженности очистных комбайнов вначале с 65 до 80 мм, а в последние годы уже с 80 до 100 мм.

Правильный выбор режущего инструмента, схемы его расстановки и крепления на исполнительном органе позволяет увеличить производительность горной машины, обеспечивает снижение рас-

хода резцов, сокращает время на их замену. Новый режущий инструмент очистных комбайнов имеет область применения до $f = 7$.

При проектировании режущего инструмента в последнее время учтен многолетний опыт эксплуатации этого вида инструмента на горных машинах. Современные резцы имеют рациональные параметры, что обеспечивает значительное уменьшение удельных энергозатрат процесса разрушения угля и породных прослоек.

2.4.1.3.3. Выбор режущего инструмента

В этом разделе приводятся условия применения и конструкция шести резцов, их технические, в виде рисунка, геометрические параметры, а также вывод о том, какой из них наиболее подходит для оснащения комбайнового исполнительного органа [17–26].

Согласно ГОСТ Р 51047–97 [17] применяют следующие термины с соответствующими определениями и обозначениями.

Резец – рабочий инструмент очистных и проходческих комбайнов, состоящий из державки и закрепленной в ней (на ней) армирующей вставки или пластины (твердосплавных изделий).

Твердосплавные изделия – изделия, изготовленные из твердых сплавов различных марок по специальной технологии.

Радиальный резец (обозначение типа – Р) – резец, державка которого установлена перпендикулярно к поверхности резания (перпендикулярно к плоскости, проходящей через вектор скорости резания). Типовые признаки описаны ниже.

Тангенциальный резец (обозначение типа – Т) – резец, державка которого установлена наклонно к поверхности резания (наклонно к плоскости, проходящей через вектор скорости резания). Типовые признаки описаны ниже.

Тангенциальный неповоротный резец (обозначение исполнения – ТН) – резец, в процессе работы неподвижный относительно продольной оси державки.

Тангенциальный поворотный резец (обозначение исполнения – ТП) – резец, в процессе работы подвижный относительно продольной оси державки (продольной оси гнезда резцедержателя).

Конструктивный вылет резца l – расстояние от опорной поверхности или места заделки резца в резцедержатель до перпендикуляра к продольной оси резца, проведенного через вершину режущей кромки.

Тангенциальный вылет резца m – расстояние от вершины режущей кромки до продольной оси державки.

Длина хвостовика l_1 – длина части резца, закрепленной в гнезде резцедержателя.

Прямоугольный хвостовик – хвостовик, имеющий прямоугольное сечение шириной H и толщиной B .

Круглый хвостовик – хвостовик, имеющий круглое сечение, определяемое диаметром D .

Угол заострения резца β – угол между передней и задней поверхностями режущей части резца в продольной плоскости его симметрии.

Задний конструктивный угол α – угол между задней поверхностью режущей части резца и перпендикуляром к продольной оси резца в продольной плоскости его симметрии.

Режущая способность резца H_w – удельная энергия резания эталонной породы в регламентированном режиме. Параметры регламентированного режима резания – толщина h и ширина t стружки после прохода резца.

Прочность соединения армирующей вставки с державкой – сила сдвига (отрыва), установленная при разрушении соединения.

Прочность резца – сила разрушения хотя бы одного элемента резца, установленная при нагружении резца нагрузкой, указанной в технических условиях (ТУ).

Относительная взрывобезопасность резца – длина пути резания испытуемым резцом эталонной породы в заданном режиме до взрыва эталонной метановоздушной среды.

Резцы в соответствии с их конструктивными признаками (табл. 2.5) изготавливают следующих типов: Р – радиальные (рис. 2.20, а); Т – тангенциальные.

Таблица 2.5

Конструктивные признаки типа резца

Тип резца	Задний конструктивный угол	Отношение m/l
Радиальный	Не более 20	Не менее 0,4
Тангенциальный	Не менее 45	Не более 0,2

Тангенциальные резцы изготавливают двух исполнений: ТН – неповоротные (рис. 2.20, б); ТП – поворотные (рис. 2.20, в).

Основные параметры и размеры для типоразмеров радиальных резцов [19] приведены в табл. 2.6.

Радиальные резцы изготавливают следующих типоразмеров: Р 40, Р 65, Р 80, Р 100 по ОСТ 12.44.165–80 (рис. 2.21, табл. 2.6).

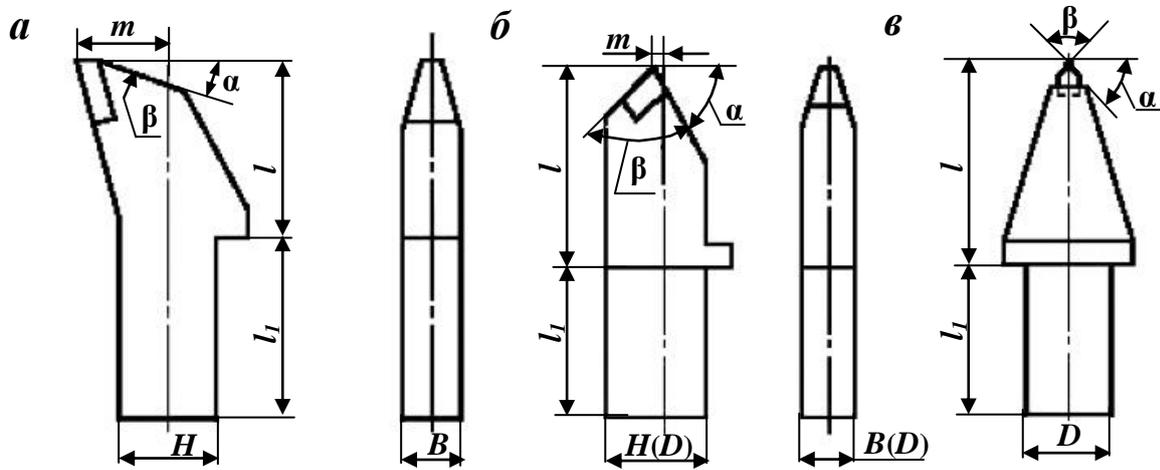


Рис. 2.20. Резцы: *a* – типа Р; *б* – исполнения ТН; *в* – исполнения ТП

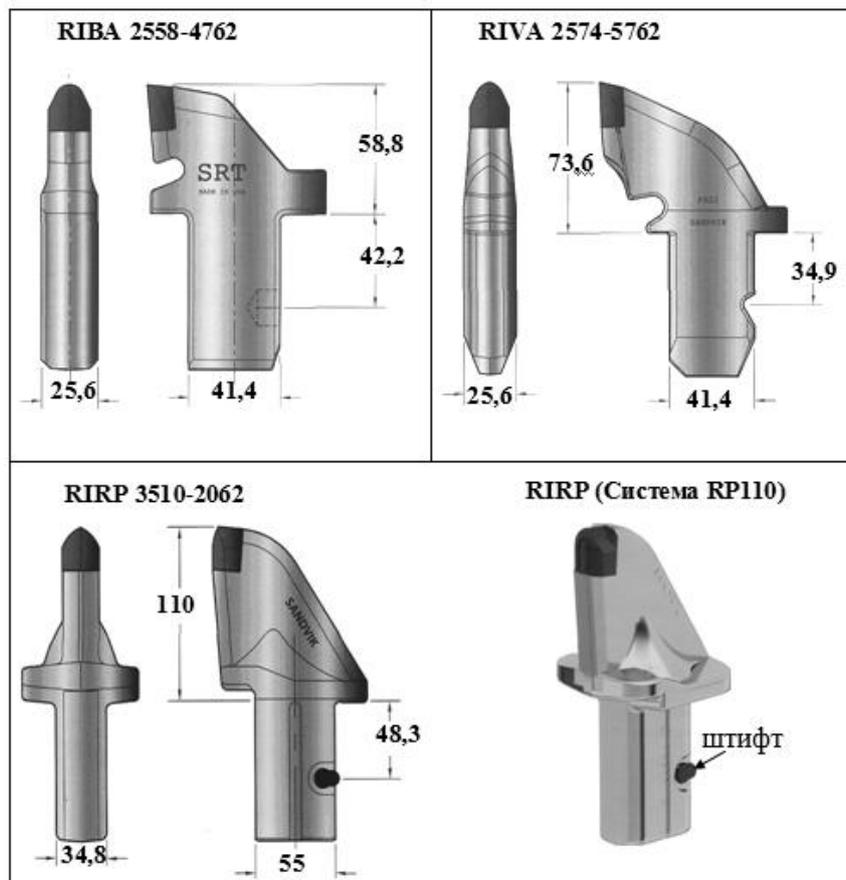


Рис. 2.21. Радиальные резцы фирмы Sandvik (Швеция)

Таблица 2.6

Основные параметры и размеры радиальных резцов

Наименование параметра	Значения для типоразмеров			
	Р 40	Р 65	Р 80	Р 100
Конструктивный вылет резца l , мм	40	65	80	100
Отношение длины хвостовика к конструктивному вылету резца l_1/l	1,3–1,4	0,8–1,0	0,8–1,0	0,8–1,0
Размеры сечения прямоугольного хвостовика $B \times H$, мм	13×26	22×38	22×38; 25×41	25×41; 30×50

Тангенциальные поворотные резцы изготавливают следующих типоразмеров: ТП 25, ТП 32, ТП 38 по ОСТ 12.44.165–80 (рис. 2.22, 2.23).

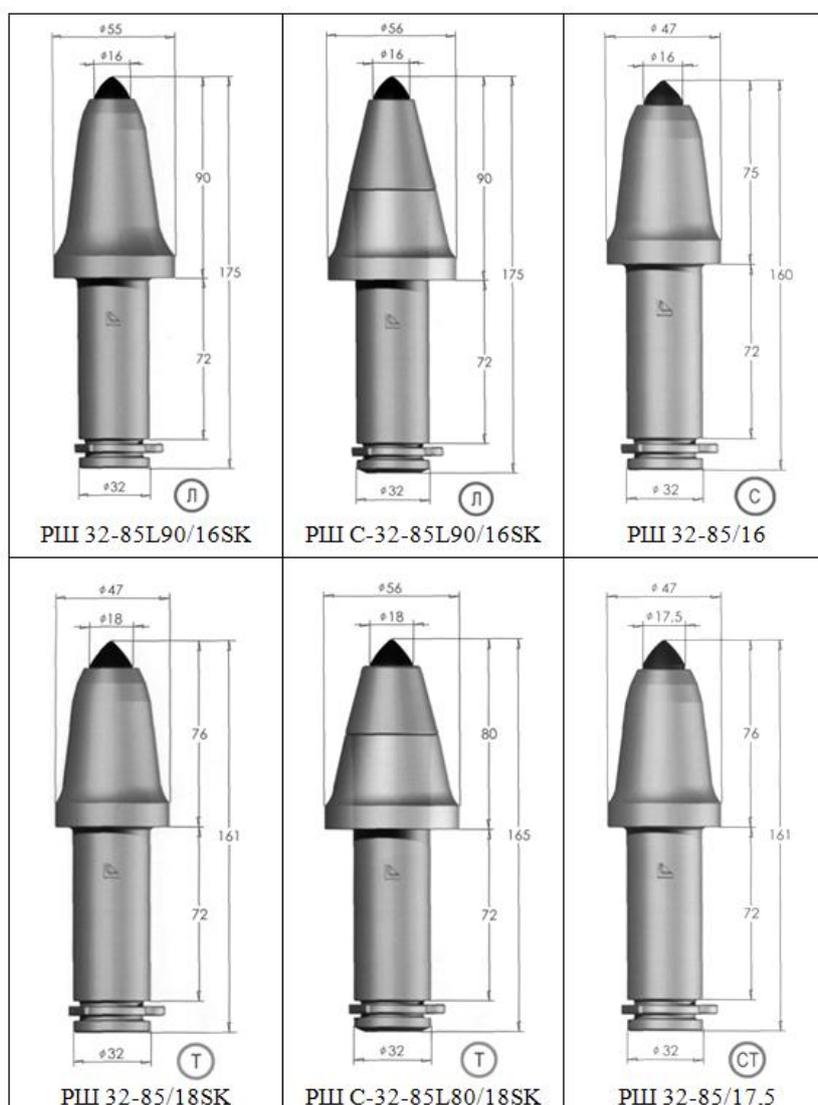


Рис. 2.22. Тангенциальные резцы ООО «Горный инструмент»

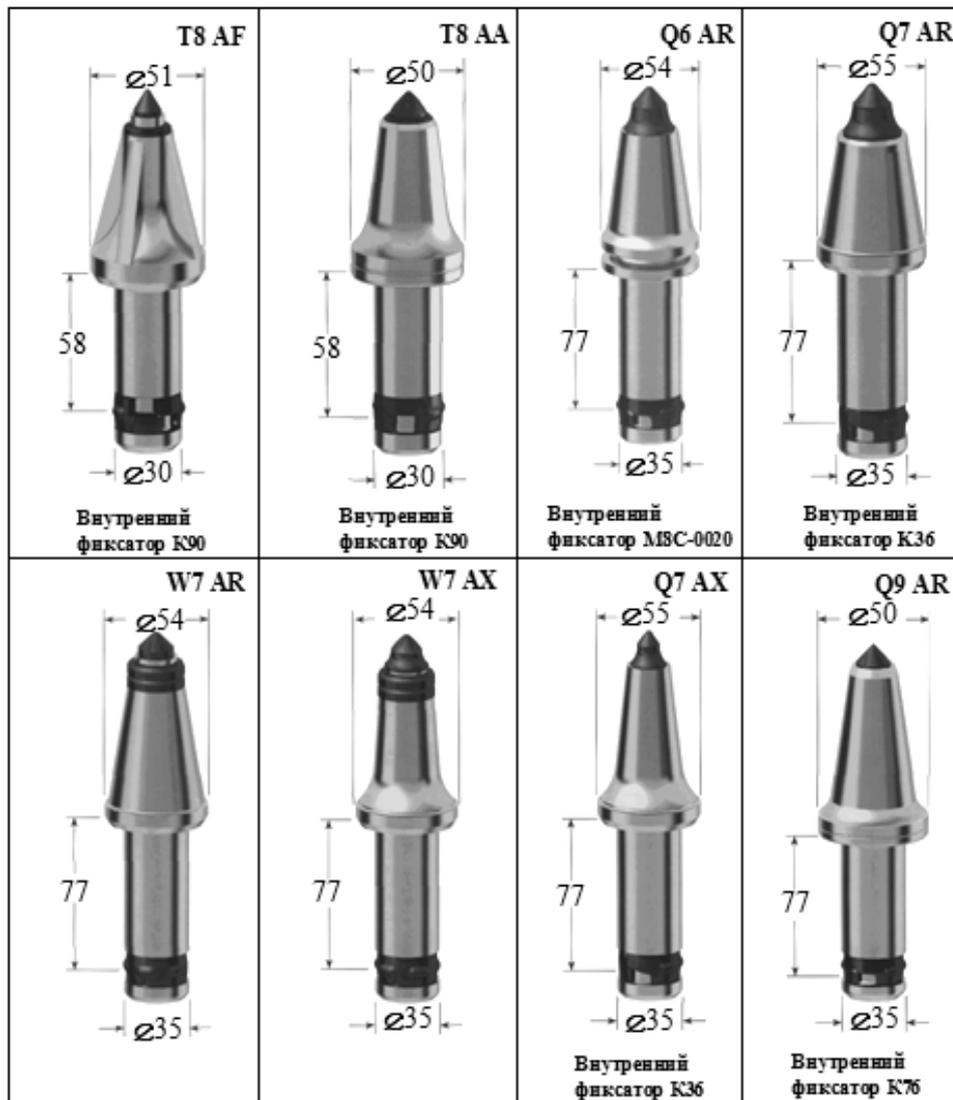


Рис. 2.23. Тангенциальные резцы фирмы Sandvik (Швеция)

Тангенциальные поворотные резцы (ТПР) различаются в зависимости от конструктивных параметров, которые в свою очередь зависят от разрушаемой среды [18, 19]:

1) легкие – уголь ($f = 0,8-2$), применение резцов с твердосплавными вставками диаметром 8–16 мм цилиндрической, грибовидной формы с вогнутой поверхностью и конструктивным вылетом до 110 мм;

2) средние – уголь с прослойками породы ($f = 2-5$), применение резцов с твердосплавными вставками диаметром 16–25 мм грибовидной и цилиндрической формы диаметром 12–16 мм и конструктивным вылетом до 102 мм;

3) тяжелые – уголь с прослойками породы ($f = 2-5$) и твердыми включениями ($f = 5-8$), применение резцов с твердосплавными

вставками диаметром 16–22 мм цилиндрической формы и конструктивным вылетом до 92 мм;

4) сверхтяжелые – уголь с прослойками породы ($f = 2-7$) и твердыми включениями ($f = 7$) большой протяженности, применение резцов с твердосплавными вставками диаметром 22–35 мм цилиндрической формы и конструктивным вылетом до 70 мм.

Зарубежные производители, например Kennametal, распределяют горно-геологические условия аналогичным образом, т. е. на light (легкие), medium (средние), heavy (тяжелые), severe (сверхтяжелые) [19]. Тангенциальные резцы типа РШ разработаны специалистами завода ООО «Горный инструмент» под конкретные горно-геологические условия (табл. 2.7).

Таблица 2.7

Условия работы резцов РШ ООО «Горный инструмент»

Наименование условий	Легкие	Средние	Тяжелые	Сверхтяжелые
Обозначение условий	⊙ Л	⊙ С	⊙ Т	⊙ СТ
Характеристика массивов	Уголь ($f = 0,8-2$)	Уголь с прослойками породы ($f = 2-5$)	Уголь с прослойками породы ($f = 2-5$) и твердыми включениями ($f = 5-6$)	Уголь с прослойками породы ($f = 2-7$) и твердыми включениями ($f = 7$) большой протяженности

Основные параметры и размеры резцов ТН [17] приведены в табл. 2.8.

Таблица 2.8

Основные параметры и размеры тангенциальных неповоротных резцов

Наименование параметра	Значения для типоразмеров		
	ТН 100	ТН 125	ТН 160
Конструктивный вылет резца l , мм	100	12565	160
Отношение длины хвостовика к конструктивному вылету резца l_1/l	0,75–1,0	0,75–1,0	0,8–1,0
Размеры сечения прямоугольного хвостовика $B \times H$, мм	–	25×41	30×50
Диаметр хвостовика D , мм	34; 38	38	38; 42

Тангенциальные поворотные резцы изготавливают следующих типоразмеров: ТП 25, ТП 32, ТП 38. Основные параметры и размеры тангенциальных поворотных резцов выбирают по данным табл. 2.9.

Таблица 2.9

Основные параметры и размеры тангенциальных поворотных резцов

Наименование параметра	Значения для типоразмеров		
	ТП 25	ТП 32	ТП 38
Диаметр хвостовика D , мм	25	32*	38*
Конструктивный вылет резца l , мм	60–90	60–90	60–90
Длина хвостовика к конструктивному вылету резца l_1 , мм	65–75	65–75	65–75

*Допускается изготавливать резцы с хвостовиком диаметром 30 мм и ступенчатым хвостовиком диаметром 38/30 мм.

2.4.1.3.4. Выбор кабелеукладчика

Для защиты кабелей, шлангов орошения, механизированной их укладки во время работы очистного комбайна служат траковые (цепные) кабелеукладчики. Тип тракового кабелеукладчика определяется в зависимости от выбранного оборудования и условий залегания угольного пласта [27].

Кабелеукладчики защищают комбайновый силовой кабель с жилами дистанционного управления внутри него, а также водяной шланг от механических повреждений и от их скручивания. Кабелеукладчики состоят из повторяемых звеньев (сегментов) траков, соединяемых шарнирно с помощью болтов (рис. 2.24). Звено трака (например, GUK) имеет в поперечном сечении двутавровую форму из штампованного листа стали 18G2A, покрытого под давлением антистатической пластмассой стиламид БВК. Конструкция кабелеукладчиков позволяет легко получить доступ к кабелю и шлангу. Кабелеукладчики прокладываются в желобах скребковых конвейеров и могут эксплуатироваться на угольных шахтах, опасных по газу и угольной пыли. Они соответствуют гигиеническим стандартам и правилам безопасности.

При выборе кабелеукладчиков нужно обратить внимание на угол падения пласта. Например, кабелеукладчики типа КЦЮ предназначены для работы на углах $0–18^\circ$, типа КЦНЮ – на углах $18–30^\circ$ и кабелеукладчики типа КПЦЮ – на углах $0–30^\circ$. Некоторые типы

траковых кабелеукладчиков с указанием их технических характеристик приведены на рис. 2.24, 2.25 и в прил. 7.



Рис. 2.24. Звено трака кабелеукладчика ТМКУО



Рис. 2.25. Кабелеукладчик УКТ

Кабелеукладчики предотвращают возможность коротких замыканий, что повышает безопасность работы в лавах. Они выпускаются различных типоразмеров, что позволяет подобрать его к конкретному оборудованию лавы.

Для присоединения очистного комбайна к электрическим сетям на напряжение 1140 и 3300 В переменного тока частотой 50 Гц используются кабели типа тофлекс КГШРЭКП (рис. 2.26).

Кабель силовой гибкий шахтный имеет изоляцию из этиленпропиленовой резины, экран из экструдированного электропроводящего материала, внутреннюю оболочку из термопластичного эластомера, комбинированную броню из синтетической нити, медную

и стальную оцинкованные проволоки, а также наружную оболочку из термопластичного полиуретанового эластомера.



Рис. 2.26. Кабель силовой гибкий шахтный тофлекс КГШРЭКП (ООО «Томский кабельный завод»)

Кабель предназначен для эксплуатации в тяжелых условиях:

- наличие скоплений газа метана;
- наличие воды;
- частые переносы и изгибы кабеля;
- воздействие растягивающих нагрузок.

При напряжении 1140 В основные параметры кабеля выглядят следующим образом (табл. 2.10).

Таблица 2.10

Основные параметры кабеля тофлекс КГШРЭКП

Число и номинальное сечение основных жил, мм ²	Число и номинальное сечение жил управления, мм ²	Расчетный наружный диаметр кабеля, мм	Минимальный радиус изгиба, мм
3×35	3×2,5	43,2	108
3×50	3×2,5	46,8	117
3×50	3×4,0	48,1	120
3×70	3×2,5	50,8	127
3×70	3×4,0	50,8	127
3×95	3×2,5	55,6	139
3×95	3×4,0	55,6	139
3×120	3×2,5	59,5	149
3×120	3×4,0	59,5	149
3×150	3×2,5	64,1	160
3×150	3×4,0	64,1	160

При напряжении 3300 и 6300 В основных жил кабеля КГТЭКШ (ООО «Камский кабель») и 220 В вспомогательных жил диаметр кабелей по ТУ составляет:

- 52; 56; 60; 62; 64 и 72 мм (напряжение 3300 В);
- 57; 60; 64; 69; 74 и 80 мм (напряжение 6300 В).

Компания Nexans занимается разработкой и реализацией кабельной продукции для горной промышленности России. Компания на заводе в Менхенгладбахе и в научно-исследовательском центре во Франции создает передовые технические решения конструкций кабелей RHEUFIRM NSSHC GEOEU-V 0,6/1 кВ для очистных комбайнов с кабелеукладчиками. Кабели имеют 2, 3, 6 жил управления, площадь поперечного сечения 25, 35, 50, 70, 95, 120 мм², диаметр кабеля 48,1; 50,8; 55,6 и 59,5 мм, а также радиус изгиба равный 2,5 диаметра кабеля: $R = 120, 127, 139$ и 149 мм.

В этом разделе представлены условия применения и состав 3-4 кабелеукладчиков, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какой из них наиболее подходит для используемого оборудования.

2.4.1.4. Выбор забойного конвейера

В этом разделе представлены условия применения и состав 3-4 забойных конвейеров, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какой из них наиболее подходит в качестве забойного оборудования мехкомплекса [28–30].

Скребокый конвейер для доставки угля из очистного забоя необходим при углах падения пласта до 35°. При углах падения пласта более 35° необходимости в конвейере нет, так как уголь доставляется под действием гравитационных сил.

В каждом конкретном случае следует произвести проверку соответствия параметров забойного конвейера условиям эксплуатации и параметрам остального оборудования комплекса (рис. 2.27 и 2.28, а также прил. 8).

Скребокый забойный конвейер должен соответствовать выбранному очистному комбайну, во-первых, по расстоянию между полками конвейера, на которые опирается очистной комбайн своими лыжами во время работы, во-вторых, по виду навесного оборудования, включающего тип реек бесцепной системы подачи (БСП) и параметры желоба для укладки тракового кабелеукладчика комбайна.

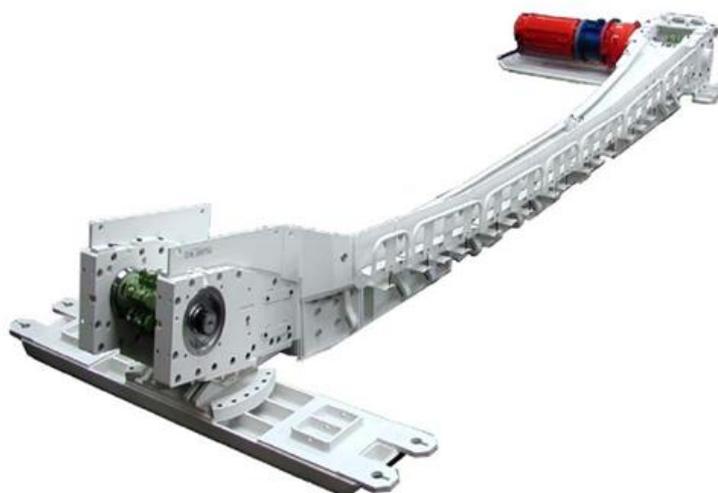


Рис. 2.27. Скребокый конвейер CZK228/800H (Чехия)

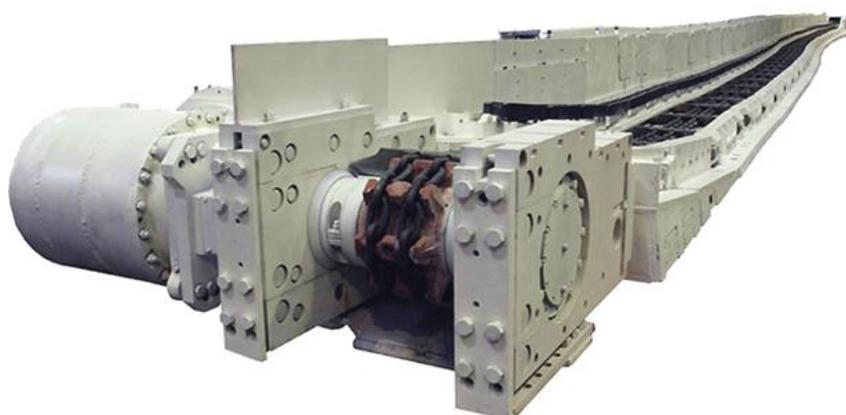


Рис. 2.28. Скребокый конвейер КСЮ3100
(ООО «Юргинский машзавод»)

Скребокый забойный конвейер должен соответствовать выбранной механизированной крепи по способу связи с секциями крепи одним центральным или двумя боковыми домкратами передвижки в агрегатированных крепях или без них – в комплектных крепях. Кроме этого, некоторые конструкции конвейеров имеют с завальной стороны окна, в которые помещаются носки оснований секций механизированной крепи при их передвижке.

Размещение приводных станций забойного конвейера относительно става должно быть таким, чтобы обеспечивались выход комбайна на вентиляционный и конвейерный штреки и полная выемка пласта на сопряжениях.

Необходимая производительность выбираемого забойного конвейера должна быть не ниже теоретической производительности

выемочного комбайна с учетом поправочных коэффициентов, определяется по формуле

$$Q_k = Q_T k_H k_T k_y k_K, \quad (2.12)$$

где Q_k – максимальная производительность конвейера, т/мин; Q_T – теоретически возможная производительность комбайна, т/мин; $k_H = 1,5–1,6$ – коэффициент неравномерности загрузки желоба конвейерного става; $k_T = 0,85–0,95$ – коэффициент снижения производительности конвейера вследствие отказов; k_y – коэффициент, учитывающий угол падения пласта и направление доставки по лаве (табл. 2.11); k_K – поправочный коэффициент, учитывающий снижение производительности конвейера при попутном движении комбайна и цепи конвейера:

$$k_K = \frac{V_{\text{ц}}}{V_{\text{ц}} - V_K}, \quad (2.13)$$

где $V_{\text{ц}}$, V_K – скорости движения скребковой цепи конвейера и комбайна, м/мин.

Таблица 2.11

Значения коэффициентов k_y

Направление доставки	Коэффициент k_y при углах падения пласта, град	
	5–10	Свыше 10
Доставка по падению пласта	1,3	1,5
Доставка по восстанию пласта	0,7	0,3

Длина конвейера должна соответствовать длине механизированной крепи с учетом выхода на вентиляционный и откаточный штреки и в зависимости от тягового усилия, угла и направления транспортирования определяется по формуле

$$L_K = \frac{102 N_{\text{уст}} \eta}{V [1,1[2g_0 f_1 \cos \beta + g_T (f_2 \cos \beta \pm \sin \beta)]]}, \quad (2.14)$$

где $N_{\text{уст}}$ – установленная мощность привода, кВт (см. техническую характеристику выбранного конвейера); $\eta = 0,8–0,95$ – КПД привода; V – скорость движения цепи, м/с (см. техническую характеристику ориентировочно выбранного конвейера); g_0 – погонная масса цепи со скребками, кг/м; $f_1 = 0,25–0,35$ – коэффициент трения цепи по рештаку для конвейеров типа С и СР; $f_2 = 0,2–0,25$ – для конвей-

еров типа СРЦ; $f_2 = 0,35$ – коэффициент трения материала по рештаку для конвейеров типа С; $f_2 = 0,6$ – коэффициент трения материала по рештаку для конвейеров типа СР; β – угол наклона конвейера (угол падения пласта), град; $g_\Gamma = Q_p/3,6V$ – погонная масса груза, кг/м; Q_p – расчетный грузопоток, т/ч:

$$Q_p = \frac{A_{\text{см}} k_H}{t_{\text{см}} k_M}, \quad (2.15)$$

где $A_{\text{см}}$ – сменная производительность, т/см; $k_H = 1,15–2,0$ – коэффициент неравномерности поступления груза; $t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_M = 0,3–0,6$ – коэффициент машинного времени.

При определении допустимой длины конвейера расчетную длину по формуле можно увеличить на 20–25 %, так как полная загрузка конвейера имеет место только при нахождении выемочной машины в верхней части лавы и перегрузка двигателей не может быть длительной.

2.4.1.5. Выбор перегружателя

В этом разделе приводятся условия применения и состав 3-4 перегружателей, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какой из них наиболее подходит для выбранного ранее скребкового лавного конвейера [28–30].

Для приема горной массы из лавы и дальнейшей передачи на магистральные ленточные конвейеры в составе очистных механизированных комплексов применяются перегружатели. Перегружатели выпускаются приставного, надвижного типов и со специальной загрузочной станцией (рис. 2.29 и 2.30, а также прил. 9).



Рис. 2.29. Скребковый перегружатель ПС271
(ООО «Юргинский машзавод»)



Рис. 2.30. Скребковый перегружатель фирмы JOY (США)

Для очистных забоев с высокой производительностью и сложными горно-геологическими условиями перегружатель может включать в себя специальную загрузочную станцию (типа «Матильда»). Перегружатель данного типа работает и перемещается совместно с забойным конвейером.

2.4.1.6. Выбор дробилки

При необходимости перед перегружателем или на нем устанавливается дробилка. Применение дробилки позволит в случае поступления из лавы кусковой горной массы размерами до 1000 мм раздробить ее на фракции, удобные для транспортирования и дальнейшей переработки (рис. 2.31–2.34, а также прил. 10) [31].



Рис. 2.31. Дробилка SFB32 фирмы JOY

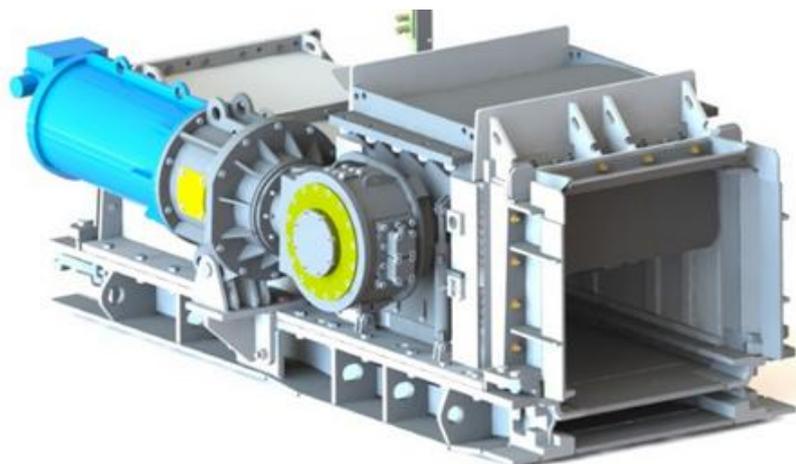


Рис. 2.32. Дробилка Glinik1200 (Польша)



Рис. 2.33. Дробилка-перегрузатель UFB22 фирмы JOY

Дробилка-перегрузатель UFB22 фирмы JOY устанавливается на автономном перегрузателе, который имеет собственный гусеничный механизм перемещения (рис. 2.33).

Дробилка, приведенная на рис. 2.34, предназначена для предварительного дробления больших кусков угля, которые обрушаются на забойный скребковый конвейер при перемещении с рабочей скоростью очистного комбайна. Это имеет место, как правило, при выемке мощных и особо мощных угольных пластов ($m = 2,5-6,0$ м). Скребки конвейера не могут транспортировать эти негабаритные куски, так как они по размерам существенно превышают ширину конвейера. Широкий диапазон регулирования высоты дробильного барабана над скребками позволяет дробить уголь до нужного размера, что препятствует блокировке как конвейера, так и зоны перегрузки угля с забойного конвейера на перегрузатель, который иногда называют подлавным конвейером. Дробилка устанавливается

на специальном желобе главного привода лавного скребкового конвейера. Регулирование высоты дробильного барабана выполняется с помощью гидродомкрата.



Рис. 2.34. Дробилка, встроенная в конструкцию забойного скребкового конвейера

В этом разделе представлены условия применения и состав 3-4 дробилок, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какая из них наиболее подходит к оборудованию механизированного комплекса.

2.4.1.7. Выбор насосной станции

В этом разделе представлены условия применения и состав 3-4 насосных станций, их технические, в виде таблицы, характеристики, а также вывод о том, какая из них наиболее подходит для механизированной крепи (рис. 2.35, 2.36 и 2.37, а также прил. 11) [32].

Станции насосные предназначены для нагнетания рабочей жидкости в гидросистему механизированных крепей очистных струговых (ОС) и комбайновых (ОК) комплексов. Они обеспечивают работу всех их гидроузлов согласно технологии выемки угля. Насосные станции предназначены для использования в шахтах любой категории по газу и пыли. Места установки станций – откаточные и вентиляционные штреки, просеки с углом падения не более 10° . Насосные станции могут устанавливаться непосредственно на почву или находиться в составе энергопоезда.



Рис. 2.35. Насосная станция СНЕ150/32



Рис. 2.36. Насосная станция СНД100/32

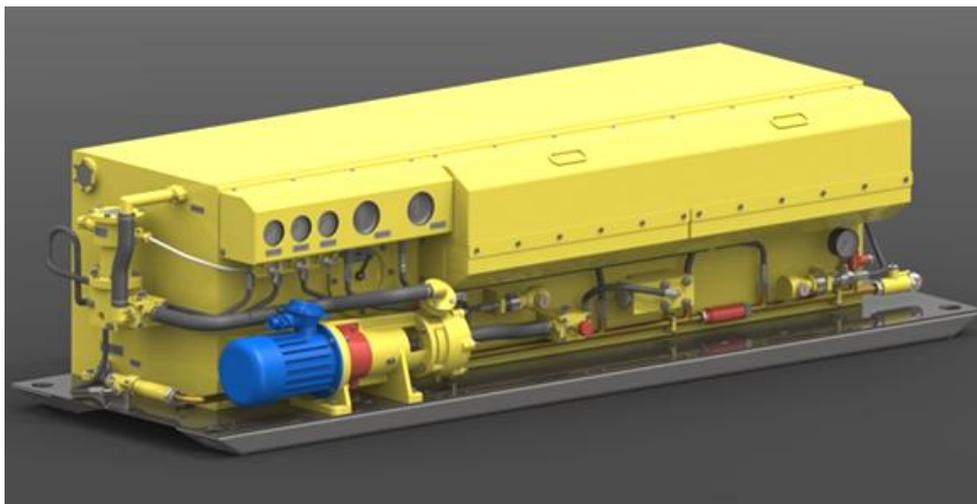


Рис. 2.37. Насосная станция СНТ32

На гидробаках станций имеются устройства сброса давления в транзитной гидромагистральной механизированной крепи. На насос-

ной станции СНУ5 главные насосы ВНР32/20 нагнетают жидкость в гидросистему через автоматы разгрузки, переключающие насосы на слив в маслбак, когда давление в гидросистеме крепи превышает максимально допустимое. Когда давление снижается на 20 % от максимального, насосы вновь включаются. Для уменьшения числа срабатываний автоматов разгрузки в насосной станции установлены два поршневых гидроаккумулятора. Они заряжаются рабочей жидкостью при ее нагнетании в гидросистему и разряжаются при подаче ее в сливной трубопровод. Регулятор производительности дроссельного типа исключает циркуляцию избыточной рабочей жидкости под высоким давлением, повышает срок службы и снижает расход энергии станции.

Насосные станции типа СНЛ90/32 имеют 20 конструктивных исполнений. Станции насосные типа СНЕ150/32 имеют 54 конструктивных исполнения и выполнены по технической документации фирмы Hauhincso Maschinenfabrik G. Hausherr, Jochums GmbH Co. KG (Германия).

2.4.2. Увязка конструктивных и режимных параметров функциональных машин

Правильный выбор конструктивных и режимных параметров функциональных машин комплекса не обеспечивает в полной мере их эффективной работы. Необходимо обеспечить увязку этих параметров. Только в этом случае работа функциональных машин будет полностью согласована во времени и в пространстве.

Цель увязки параметров функциональных машин – это согласование теоретической производительности комбайна с учетом его возможной скорости подачи для конкретных горно-геологических условий, а также скорости крепления забоя и производительности конвейера.

Теоретическая производительность главной функциональной машины – выемочной – является основным критерием для увязки параметров функциональных машин.

Исходя из сопротивляемости угля резанию, удельных энергозатрат на выемку угля (энергоемкость разрушения) и мощности двигателя (двигателей) привода режущих органов определяют теоретически возможную производительность выемочной машины (комбайна или струга):

$$Q_T = \frac{N_{уст}}{60 H_w}, \quad (2.16)$$

где Q_T – теоретически возможная производительность комбайна или струга, т/мин; $N_{уст}$ – устойчивая мощность электродвигателей исполнительных органов, кВт; H_w – удельные энергозатраты на добычу полезного ископаемого, кВт·ч/т.

Для двигателей серии ЭДКО можно принимать значения $N_{уст} = (0,7 \div 0,9)N$, для двигателей серии ЭКВ, ЭКВЖ – значения $N_{уст} = (0,9 \div 1,1)N$, где N – суммарная мощность электродвигателей привода исполнительных органов комбайна, кВт.

Удельные энергозатраты H_w зависят от сопротивляемости угля резанию в массиве A_p и определяются на основании исследований в конкретных горно-геологических условиях или по данным шахтной отчетности.

При отсутствии данных об удельных энергозатратах на разрушение угля для шнековых исполнительных органов ориентировочно можно принимать $H_w = 0,3–1,2$ кВт·ч/т при $A_p = 80–360$ Н/мм. Большим значениям A_p соответствуют большие значения H_w . Промежуточные значения могут быть определены методом линейной интерполяции.

Для струговых установок удельные энергозатраты составляют $H_w = 0,15–0,6$ кВт·ч/т при сопротивляемости угля резанию $A_p = 40–180$ Н/мм. Большим значениям A_p соответствуют большие значения H_w , которые определяются также методом линейной интерполяции.

Далее проводится проверка механизированной крепи по фактору проветривания очистного забоя:

$$S_{\phi} \geq S = \frac{100 Q_T g k}{60 V_B k_{вп} c}, \quad (2.17)$$

где S_{ϕ} – фактическая площадь сечения для прохода воздуха в забое (площадь пространства под крепью, прил. 3, 4), м²; S – требуемая площадь сечения для прохода воздуха исходя из теоретической производительности, метанообильности и требований безопасности, м²; Q_T – теоретическая производительность комбайна, т/мин; g – относительная метанообильность разрабатываемого пласта, м³/т; k – коэффициент дегазации пласта, при отсутствии дегазации $k = 1$;

V_B – максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с, $V_B = 4$ м/с; $k_{ВП}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству (большие значения принимаются при устойчивой непосредственной кровле, меньшие – при неустойчивой), $k_{ВП} = 1-1,5$; c – допустимая концентрация метана в исходящей струе, $c = 1$ %.

Скорость подачи очистного комбайна должна быть согласована со скоростью крепления забоя.

$$V_{пт} \leq V_{кр}, \quad (2.18)$$

где $V_{пт}$ – теоретически возможная скорость подачи комбайна, м/мин; $V_{кр}$ – скорость крепления забоя, м/мин.

Сначала определяется теоретически возможная скорость подачи комбайна:

$$V_{пт} = \frac{Q_T}{Bm\gamma}, \quad (2.19)$$

где Q_T – теоретическая производительность комбайна, т/мин; B – ширина захвата исполнительного органа, м; m – вынимаемая мощность пласта, м; γ – объемный вес угля, т/м³.

Скорость крепления очистного забоя определяется:

$$V_{кр} = \frac{V_{кр.в}}{B} k, \quad (2.20)$$

где $V_{кр}$ – скорость крепления забоя, м/мин; $V_{кр.в}$ – скорость крепления выработки, м²/мин; B – ширина захвата комбайна, м; k – коэффициент снижения скорости крепления, $k = 1$ при отсутствии осложняющих факторов, при наличии одного или нескольких осложняющих факторов (работа по восстанию, неустойчивые кровли, вывалы породы, отжим угля, низкая несущая способность почвы и т. д.) коэффициент может уменьшаться до значения 0,7.

Скорость крепления кровли в лавах нередко становится сдерживающим фактором при работе механизированной крепи под неустойчивыми кровлями и в условиях интенсивного отжима угля из забоя. Для борьбы с указанными неблагоприятными факторами используется технология упрочнения неустойчивого горного массива.

В настоящее время разработаны и успешно применяются системы автоматизированного управления механизированной крепью САУК138 и САУК138М, позволяющие повысить безопасность труда в забое и до 30 % увеличить скорость крепления лавы.

Разработана и рекомендуется для применения система электрогидравлического управления механизированными крепями ОМТ138, предназначенная для управления секциями крепи с силовыми электрогидравлическими блоками, оснащенными электрогидроклапанами в количестве до 12 штук с напряжением электропитания 12 В. Передвижку секций крепи в лаве могут осуществлять несколько горнорабочих очистного забоя (2 или 3), при этом скорость крепления кровли в лаве возрастает также на 20–30 %.

Скорость крепления забоя $V_{кр}$, приводимая в технических характеристиках на механизированные крепи, обеспечивается за счет подачи в напорную магистраль водомасляной эмульсии с помощью насосных станций. Обычно в составе очистного механизированного комплекса две, три или четыре насосные станции, причем одна из них в ремонте, другая в резерве, одна или две в работе. Резервная насосная станция включается в работу при необходимости повышения скорости выполнения операций, например, при фронтальной передвижке конвейерного става.

Технические характеристики насосных станций, применяемых в составе механизированных крепей, приведены в прил. 11.

Проверка производительности забойного конвейера производится по формуле

$$Q_k \geq (1,2-1,3)Q_T, \quad (2.21)$$

где Q_k – производительность забойного конвейера по его технической характеристике, т/мин; Q_T – теоретическая производительность комбайна, т/мин.

При несоответствии выбранных параметров производится их корректировка или разрабатываются предложения, обеспечивающие их соответствие.

2.5. Расчет основных параметров выемки угля

2.5.1. Расчет скорости подачи очистного комбайна

В этом разделе определяется скорость подачи комбайна по четырем ограничивающим факторам: мощности двигателя комбайна, вылету резца, газовому фактору, производительности забойного конвейера.

Если в качестве выемочной машины принят не комбайн, рассчитывается скорость подачи либо скорость подвигания забоя.

2.5.1.1. Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа

Скорость подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа определяется по формуле

$$V_{\Pi} = \frac{N_{уст} \cos \alpha}{60 m_{\max} B H_w \gamma}, \quad (2.22)$$

где $N_{уст}$ – суммарная устойчивая мощность привода исполнительных органов комбайна, кВт; α – угол падения пласта, град; m_{\max} – максимальная вынимаемая мощность пласта, м; B – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м; H_w – удельные энергозатраты по выемке угля, кВт·ч/т; γ – объемный вес угля, т/м³.

2.5.1.2. Определение скорости подачи комбайна по вылету резца

Тип режущего инструмента выбирается в соответствии с технической характеристикой выемочной машины и типоразмерным рядом резцов (прил. 5) [19]. Скорость подачи комбайна в зависимости от вылета резца определяется по формуле

$$V_{\Pi} = 0,01 \frac{l_p}{k_1} n z, \quad (2.23)$$

где l_p – радиальный вылет резца, см; k_1 – коэффициент вылета резца; n – частота вращения исполнительного органа, об/мин; z – число резцов в линии резания.

Частота вращения исполнительного органа выбирается по технической характеристике комбайна (прил. 5) или по формуле

$$n = \frac{60 V_p}{\pi D}, \quad (2.24)$$

где V_p – скорость резания, м/с; D – диаметр шнека, м.

Коэффициент вылета резца $k_1 = 1,3–1,6$ для радиальных резцов и $k_1 = 1,2–1,4$ – для тангенциальных резцов шнековых исполнительных органов. Большие значения коэффициента вылета резца принимаются при работе комбайна по вязким углям.

Радиальный вылет резца:

$$l_p = l_k \sin \theta, \quad (2.25)$$

где l_p – радиальный вылет резца, см; l_k – конструктивный вылет резца, см; θ – угол установки резца к поверхности резания, град.

Для радиальных резцов угол установки резца к поверхности резания $\theta = 90^\circ$.

Для тангенциальных резцов угол установки резца к поверхности резания $\theta = 45\text{--}53^\circ$.

2.5.1.3. Определение скорости подачи комбайна по газовому фактору

Большинство угольных пластов Кузбасса опасны по газу. Метанообильность пластов в комплексно-механизированных лавах составляет от 5 до 32 м³/т. Метанообильность на отдельных участках шахт достигает 35–50 м³/т и даже 100 м³/т.

В мировой практике известны случаи, когда метанообильность угольных пластов достигла 200 м³/т. При выемке угля метан выделяется в атмосферу очистного забоя. Содержание метана в атмосфере подземных выработок свыше допустимого уровня приводит к срабатыванию защиты и отключению электроэнергии.

В настоящее время в некоторых шахтах именно опасность углей по выделению метана является основным сдерживающим фактором увеличения нагрузки на очистной забой. Все отмеченное выше требует решения вопроса по дегазации угольных пластов.

Скорость подачи комбайна по газовому фактору

$$V_{\Pi} = \frac{0,6S_{\phi}cV_{\text{в}}}{k g m_{\text{max}} B \gamma}, \quad (2.26)$$

где S_{ϕ} – фактическая площадь поперечного сечения для прохода воздуха в забое (площадь закрепного пространства), м², выбирается по прил. 2 и должна удовлетворять неравенству по формуле (2.17); $c = 1\%$ – допустимая концентрация метана в исходящей струе; $V_{\text{в}} = 4$ м/с – максимально допустимая скорость движения воздуха; k – коэффициент дегазации пласта; g – относительная метанообильность пласта, м³/т; m_{max} – максимальная вынимаемая мощность пласта, м; B – ширина захвата, м; γ – объемный вес угля, т/м³.

Без проведения дегазационных мероприятий в забое коэффициент естественной дегазации пласта составляет $k = 0,65\text{--}0,75$.

На пластах с высокой газообильностью необходимо предусматривать предварительную дегазацию выемочных столбов и отвод метана на специальные дегазационные выработки (фланговые уклоны, бремсберги и др.) или через скважины на поверхность,

например, с помощью специальных газоотсасывающих вентиляторов ВМЦГ7 или УВЦГ15. При проведении дегазационных мероприятий в очистном забое влияние газового фактора можно уменьшить, повысить эффективность дегазации и довести значение коэффициента дегазации до $k = 0,2-0,5$.

2.5.1.4. Влияние производительности конвейера на скорость подачи комбайна

Скорость подачи комбайна связана с производительностью конвейера формулой

$$V_{\Pi} = \frac{Q_{\text{к}}}{m_{\text{max}} B \gamma}, \quad (2.27)$$

где $Q_{\text{к}}$ – максимальная производительность конвейера, т/мин; m_{max} – максимальная вынимаемая мощность пласта, м; B – ширина захвата комбайна, м; γ – объемный вес угля, т/м³.

Максимальная производительность некоторых конвейеров дана в прил. 8.

Наименьшая из рассчитанных скоростей подачи комбайна по формулам (2.22), (2.23), (2.26), (2.27) принимается для дальнейших расчетов. При этом принятая скорость подачи комбайна должна быть не более скорости, рассчитанной по формуле (2.19).

В том случае, когда принимаемая для дальнейших расчетов скорость подачи очистного комбайна недостаточна для получения проектных показателей либо существенно ниже достигнутых уровней добычи, принимаются меры по улучшению показателя по основному ограничивающему фактору. К таким мерам относятся:

- выбор комбайна с более высокой суммарной устойчивой мощностью привода исполнительных органов комбайна $N_{\text{уст}}$ (кВт) и меньшими удельными энергозатратами по выемке угля H_w (кВт·ч/т), например, за счет нагнетания воды в угольный пласт;
- выбор рационального рабочего инструмента;
- проведение эффективных дегазационных мероприятий в забое;
- осуществление передвижки секций механизированной крепи несколькими горнорабочими;
- применение систем автоматизированного управления механизированной крепью;
- применение систем автоматического регулирования скорости подачи комбайна.

Если в результате пересчета и принятия окончательной величины рабочей скорости подачи окажется, что некоторое оборудование принято с завышенными параметрами, то на этом этапе оно также подлежит корректировке.

2.5.2. Расчет режимных и конструктивных параметров исполнительного органа очистного комбайна

В настоящем разделе представлен порядок выполнения курсового проекта по расчету режимных и конструктивных параметров исполнительного органа очистного комбайна. Расчеты базируются на ОСТ 12.44.258–84 [26]. Основным процессом горных машин при добыче полезных ископаемых является разрушение породного или угольного массива механическим способом. Эффективность процесса разрушения обеспечивается рациональным выбором применяемых горных машин, типов исполнительных органов и рабочего инструмента. От конструктивных параметров исполнительного органа, рабочего инструмента и схемы его набора на исполнительном органе в значительной степени зависят производительность горных машин, расход электроэнергии, сортность и стоимость добываемого угля. В настоящее время особенно широкое применение получили шнековые исполнительные органы. Ими оснащены практически все серийно выпускаемые узкозахватные комбайны, применяемые на пластах с углами падения до 35° . Шнеки выполняют функции отбойки угля от массива, погрузки его на конвейер, самозарубки и пылеподавления (рис. 2.38 и 2.39).



Рис. 2.38. Шнековый исполнительный орган очистного комбайна MB350E (Чехия)



Рис. 2.39. Шнековый исполнительный орган очистного комбайна К750Ю (ООО «Юргинский машзавод»)

Большое число типов очистных комбайнов, а также различные горно-геологические условия их эксплуатации и предопределили большое число конструкций исполнительных органов.

Для определения конструктивных параметров исполнительного органа, расчета нагрузок на нем и выбора типа рабочего инструмента используют следующие характеристики разрушаемости угольных пластов [1]:

- сопротивляемость пласта резанию в пределах вынимаемой мощности в неотжатой зоне очистного забоя (с учетом прослоек, включений и присечек) A_p , Н/мм;
- показатель степени хрупкости пласта при резании E ;
- показатель разрушаемости пласта R , кВт·ч·см/м³;
- показатель снижения сопротивляемости пласта резанию в зоне работы исполнительного органа вследствие проявления отжима – коэффициент отжима $k_{отж}$;
- показатель способности угля к измельчению $m_{и}$.

Значения A_p и E следует принимать по данным шахтных замеров или в соответствии с полученным заданием на курсовой проект.

Применительно к расчету нагрузок на исполнительном органе и энергоемкости процесса разрушения все угли по показателю степени хрупкости делятся на три группы:

- вязкие, при $E < 2,1$;
- хрупкие, при $2,1 \leq E \leq 3,5$;
- весьма хрупкие, при $E > 3,5$.

При расчете можно принимать среднее значение показателя степени хрупкости: для вязких $E = 1,65$; для хрупких $E = 2,8$; для весьма хрупких $E = 4,2$, если показатель E не задан в курсовом проекте.

Показатель способности угля к измельчению $m_{и}$ в зависимости от структурных особенностей разрушаемых углей может принимать значения от 0,4 до 1,2 по данным ситовых анализов эксплуатационных проб.

Показатель разрушаемости пласта при резании R является комплексной энергетической характеристикой пласта и определяется в зависимости от значений показателей сопротивляемости угля резанию и степени его хрупкости:

$$R = \frac{0,38A_p}{E + 1}, \quad (2.28)$$

где R – показатель разрушаемости пласта при резании, кВт·ч·см/м³; A_p – сопротивляемость угля резанию, Н/мм; E – показатель степени хрупкости.

По совокупности характеристик разрушаемости все угольные пласты делятся на четыре группы типовых условий по применению очистных комбайнов.

I группа: угли сопротивляемостью резанию $A_p = 120–200$ Н/мм, хрупкостью $E = 2,8$, разрушаемостью $R < 21$ кВт·ч·см/м³.

К этой группе относятся хрупкие и вязкие угли без прослоек и включений или с твердыми включениями при содержании их в пласте до 1 %.

II группа: угли сопротивляемостью резанию $A_p = 180–300$ Н/мм, хрупкостью $E = 1,65$, разрушаемостью $R = 21–42$ кВт·ч·см/м³.

К этой группе относятся вязкие угли на пластах без прослоек и включений или содержащие более крепкие прослойки или нераздробленные включения содержанием до 2,5 %.

III группа: угли сопротивляемостью резанию $A_p = 240–360$ Н/мм, хрупкостью $E = 1,65$, разрушаемостью $R > 42$ кВт·ч·см/м³.

К этой группе относятся вязкие угли без прослоек и включений или пласты с углями сопротивляемостью резанию 240 Н/мм, содержащие прослойки или консолидированные прослойки или консолидированные включения до 5 %.

IV группа: угли сопротивляемостью резанию $A_p > 360$ Н/мм, хрупкостью $E = 1,35$, разрушаемостью $R > 42$ кВт·ч·см/м³.

К этой группе относятся вязкие угли без включений или пласты сопротивляемостью резанию $A_p = 360$ Н/мм, содержащие креп-

кие прослойки и крупные включения сечением до 1000 см^2 с содержанием их более 5 %.

Методика расчета основных параметров шнекового исполнительного органа

Основные параметры исполнительных органов выбираются исходя из условий обеспечения наилучшей сортности добываемого угля, минимальной энергоемкости процесса разрушения, наибольшей производительности комбайна.

В качестве исходных данных при выборе типа и параметров исполнительного органа очистного комбайна принимаются:

- диапазон изменения мощности пласта, предопределяющий диаметр и ширину захвата исполнительного органа;
- угол падения пласта, так как при углах более 35° погрузочная функция исполнительного органа отпадает;
- сопротивляемость угля резанию и его хрупкость, являющиеся основной предпосылкой к выбору режущего инструмента.

Шнековые рабочие органы по своим параметрам должны соответствовать ОСТ 12.44.286-85 [16].

Ширина захвата B выпускаемых шнеков составляет 500, 630 и 800 мм; диаметр по резцам D – 560, 600, 630, 710, 770, 800, 1000, 1120, 1250, 1400, 1600, 1800, 2000 мм.

В соответствии с применяемыми типами резцов шнеки разделены по исполнению на три группы:

ШР – с радиальными резцами типа РО;

ШТ – с тангенциальными неповоротными резцами типа ТП;

ШК – с тангенциальными поворотными резцами типа ТК.

Выбор типоразмера рабочего инструмента проводим в зависимости от типа исполнительного органа и номера группы типовых условий применения очистного комбайна.

Радиальные резцы типа Р имеют два исполнения: однолезвийные РО и двухлезвийные РД.

Тангенциальные резцы типа Т в зависимости от формы сечения хвостовика имеют также два исполнения: ТП – неповоротные прямоугольной формы и ТК – поворотные круглой формы.

Радиально-торцевые резцы РТ также в зависимости от формы сечения хвостовика имеют три исполнения: РТП – прямоугольной формы, РТК – круглой формы, РТО – овальной формы.

Процесс разрушения массива резцом характеризуется толщиной среза h и шириной среза, или шагом резания t , которые называют параметрами разрушения. Эти параметры оказывают существенное значение на силовые и энергетические показатели процесса резания.

Максимальная толщина стружки h_{\max} (см) для забойных резцов:

$$h_{\max} = \frac{\ell_p}{k_\ell}, \quad (2.29)$$

где ℓ_p – радиальный вылет резца, см; k_ℓ – коэффициент вылета резца.

Коэффициент вылета резца k_ℓ принимается: 1,3–1,6 – для радиальных резцов шнековых и барабанных исполнительных органов с горизонтальной осью вращения; 1,2–1,4 – для радиальных резцов барабанных исполнительных органов с вертикальной осью вращения и тангенциальных резцов шнековых исполнительных органов, режущие кромки которых не вынесены за лопасть шнека; 1,0–1,2 – для тангенциальных резцов шнековых исполнительных органов, у которых режущие кромки вынесены вперед за лопасть в направлении скорости резания, а верхняя часть резцедержателя вписывается в борозду развала; 1,8–2,5 – для цепных и буровых исполнительных органов.

Большие значения коэффициента вылета резца в указанных диапазонах принимаются при работе комбайна на вязких углях.

Радиальный вылет резца:

$$\ell_p = \ell_k \sin \theta, \quad (2.30)$$

где ℓ_k – конструктивный вылет резца, см; θ – угол установки резца к поверхности резания, град.

Средняя толщина стружки $h_{\text{ср}}$ (см) для шнековых исполнительных органов:

$$h_{\text{ср}} = \frac{2}{\pi} h_{\max}, \quad (2.31)$$

где h_{\max} – максимальная толщина стружки, см.

Средняя оптимальная ширина стружки $t_{\text{опт.з}}$ (см) для забойных резцов:

$$t_{\text{опт.з}} = \left(\frac{5h_{\text{ср}}}{0,5h_{\text{ср}} + 4,5} + 0,7h_{\text{ср}} \right) \frac{1,47E}{E + 1,2} + b_k, \quad (2.32)$$

где $h_{\text{ср}}$ – средняя толщина стружки, см; E – показатель степени хрупкости пласта при резании; $b_{\text{к}}$ – конструктивная ширина режущей части резца, см.

Крайний кутковый шаг резания $t_{\text{к.1}}$ для всех исполнительных органов следует принимать не более $0,45 t_{\text{опт.3}}$:

$$t_{\text{к.1}} = 0,45 t_{\text{опт.3}}, \quad (2.33)$$

где $t_{\text{опт.3}}$ – средняя оптимальная ширина стружки, см.

Для определения значений остальных кутковых шагов резания $t_{\text{к.}i}$ необходимо использовать выражение

$$t_{\text{к.}i} = \frac{(t_{3.1} - t_{\text{к.1}})(i_{\text{л.к}} - 1)}{(n_{\text{л.к}} - 1)} + t_{\text{к.1}}, \quad (2.34)$$

где $t_{3.1}$ – первый забойный шаг резания (соседний с кутковой частью), см; $t_{\text{к.1}}$ – крайний кутковый шаг резания, см; $i_{\text{л.к}}$ – порядковый номер рассматриваемой линии резания кутковой части; $n_{\text{л.к}}$ – число линий резания в кутковой части исполнительного органа.

Первый забойный шаг резания $t_{3.1}$ следует принимать не более $0,85 t_{\text{опт.3}}$:

$$t_{3.1} \leq 0,85 t_{\text{опт.3}}, \quad (2.35)$$

где $t_{\text{опт.3}}$ – средний оптимальный шаг резания, см.

Суммируя полученные шаги резания, определяем ширину кутковой части исполнительного органа:

$$B_{\text{к}} = \sum_{i=1}^{n_{\text{л.к}}-1} t_{\text{к.}i}, \quad (2.36)$$

где $B_{\text{к}}$ – ширина кутковой части, см; $t_{\text{к.}i}$ – шаги резания кутковой части, см; $n_{\text{л.к}}$ – число линий резания кутковой части.

Число линий резания кутковой части $n_{\text{л.к}}$ определяем путем последовательного перебора значений, начиная с двух до удовлетворения условия:

$$1,3 t_{\text{опт.3}} \leq B_{\text{к}} \leq 2 t_{\text{опт.3}}, \quad (2.37)$$

где $t_{\text{опт.3}}$ – средний оптимальный шаг резания, см; $B_{\text{к}}$ – ширина кутковой части исполнительного органа, см.

Углы наклона резцов к направлению подачи в линиях резания кутковой части шнекового исполнительного органа:

$$\beta_i = \arcsin \frac{B_K - \sum_{i=1}^{i_{Л.К}} t_{К.i-1}}{(\ell_K + \ell_x) \sin \theta}, \quad (2.38)$$

где β_i – угол наклона резца к направлению подачи, град; $\sum_{i=1}^{i_{Л.К}} t_{К.i-1}$ – расстояние от первой кутковой линии до i -й линии резания кутковой части исполнительного органа, см; ℓ_K – конструктивный вылет резца, см; ℓ_x – длина хвостовика резца, см; θ – угол установки резца к поверхности резания, град.

Ширина забойной части B_3 , шаги резания $t_{Л.3}$ (кроме первого), число линий резания $n_{Л.3}$ забойной части шнекового исполнительного органа устанавливаются по зависимостям (2.39) и (2.40):

$$t_{3.i} = \frac{(t_{3.П} - t_{3.1})(i_{Л.3} - 1)}{(n_{Л.3} - 1)} + t_{3.1}, \quad (2.39)$$

где $t_{3.i}$ – шаги резания забойной части исполнительного органа, см; $t_{3.П}$ – последний (с завальной стороны шнека) шаг резания, см; $t_{3.1}$ – первый забойный шаг резания (соседний с кутковой частью), см; $i_{Л.3}$ – порядковый номер рассматриваемой линии резания забойной части исполнительного органа; $n_{Л.3}$ – число линий резания в забойной части исполнительного органа.

$$102B - B_K \leq B_3 = \sum_{i=1}^{n_{Л.3}} t_{3.i} \leq 102B + t_{\text{Опт.3}} - B_K, \quad (2.40)$$

где B – ширина захвата исполнительного органа комбайна, см; B_K – ширина захвата кутковой части исполнительного органа, см; B_3 – ширина захвата забойной части исполнительного органа, см; $n_{Л.3}$ – количество линий резания в забойной части исполнительного органа; $t_{3.i}$ – шаги резания забойной части исполнительного органа, см; $t_{\text{Опт.3}}$ – средний оптимальный шаг резания, см.

Число линий резания забойной части $n_{Л.3}$ определяем последовательным перебором значений, начиная с $n_{Л.3} = (100B - B_K)/t_{\text{Опт.3}}$ до удовлетворения условия (2.40).

Последний (с завальной стороны шнека) шаг резания $t_{3.П}$ следует принимать не более $1,15 t_{\text{Опт.3}}$:

$$t_{3.П} \leq 1,15 t_{\text{Опт.3}}. \quad (2.41)$$

Полученные значения $t_{3,i}$ округляются до 0,5 см, и, соответственно, корректируется значение B_3 . Значения нескольких соседних шагов резания допускается принимать одинаковыми.

Частоту вращения n исполнительного органа следует принимать в соответствии с технической характеристикой комбайна (если он выбран) или по данным прил. 5.

Частота вращения n исполнительного органа должна быть больше критической частоты вращения, $n > n_{кр}$.

Критическая частота $n_{кр}$ вращения (об/мин) для шнекового исполнительного органа:

$$n_{кр} = \frac{BV_{\Pi}(m_{ср}k_{\Pi}\lambda - H_0)}{F_{\Pi}S\psi}, \quad (2.42)$$

где B – ширина захвата исполнительного органа, м; V_{Π} – скорость подачи комбайна, м/мин; $m_{ср}$ – средняя мощность пласта, м; k_{Π} – коэффициент, учитывающий часть угля, подлежащего погрузке; $\lambda = 1,6$ – коэффициент разрыхления угля; H_0 – высота непогруженного слоя угля, м; F_{Π} – приведенная площадь потока угля при погрузке, м²; S – ход винта спирали шнека, м; ψ – коэффициент использования сечения шнека.

Среднее значение хода винта спирали шнека определяем по формуле

$$S = \sqrt[3]{D^2}, \quad (2.43)$$

где D – диаметр шнека по резцам, м.

Приведенная площадь потока угля при погрузке:

$$F_{\Pi} = \frac{\pi(D_{ш}^2 - d^2) \left(S - \frac{\delta}{\cos \alpha_{ш}} Z \right)}{4S}, \quad (2.44)$$

где $D_{ш}$ – диаметр шнека без учета вылета резцов, м; d – диаметр ступицы шнека, м; S – среднее значение хода винта спирали шнека, м; $\delta = 0,1-0,12$ – толщина спирали шнека, м; $\alpha_{ш}$ – угол подъема винта шнека; Z – число заходов шнека.

Диаметр шнека $D_{ш}$ без учета вылета резцов:

$$D_{ш} = D - 0,02\ell_p, \quad (2.45)$$

где D – диаметр шнека по резцам, м; ℓ_p – радиальный вылет резца, см.

Диаметр ступицы шнека:

$$d = 0,4\sqrt{D}, \quad (2.46)$$

где D – диаметр шнека по резцам, м.

Угол подъема винта шнека:

$$\alpha_{\text{ш}} = \text{arctg} \frac{S}{\pi D_{\text{ш}}}, \quad (2.47)$$

где S – среднее значение хода винта спирали шнека, м; $D_{\text{ш}}$ – диаметр шнека без учета вылета резцов, м.

Коэффициент использования сечения шнека:

$$\psi = 0,44\sqrt{D} \left(0,9 \frac{F_o}{F_{\text{п}}} + 0,1 \right), \quad (2.48)$$

где D – диаметр шнека по резцам, м; F_o – площадь погрузочного окна шнека, м²; $F_{\text{п}}$ – приведенная площадь потока угля при погрузке, м².

Площадь погрузочного окна F_o следует обеспечить при проектировании не менее $(0,5-0,7)F_{\text{п}}$.

Если площадь погрузочного окна F_o больше приведенной площади потока угля $F_{\text{п}}$, то $\frac{F_o}{F_{\text{п}}}$ следует принимать равным единице.

Высоту непогруженного слоя угля H_o принимаем:

- а) при работе с погрузочным щитком 0–0,05 м;
- б) при работе без щитка $H_o = \mu D$, где μ – коэффициент, учитывающий часть непогруженного угля; D – диаметр шнека по резцам, м.

Коэффициент, учитывающий часть непогруженного угля:

$$\mu = \frac{3V_{\text{п}}}{\frac{F_o}{F_{\text{п}}} n \sqrt{D}} + \frac{H_{\text{п}}}{2D}, \quad (2.49)$$

где $V_{\text{п}}$ – скорость подачи комбайна, м/мин; F_o – площадь погрузочного окна, м²; $F_{\text{п}}$ – приведенная площадь потока угля при погрузке, м²; n – частота вращения исполнительного органа, об/мин; D – диаметр шнека по резцам, м; $H_{\text{п}}$ – высота погрузки, м.

Высота погрузки $H_{\text{п}}$ принимается:

- а) равной расстоянию между бортом конвейера и поверхностью, образованной на почве резцами рассматриваемого исполнительного органа – 0,2–0,3 м, в зависимости от типа конвейера;

б) при погрузке с уступа, равного или большего высоты конвейера, равной нулю.

Коэффициент k_{Π} , учитывающий часть угля, подлежащего погрузке:

а) для опережающего шнека:

$$k_{\Pi} = \frac{D_{\text{оп}}}{m_{\text{ср}}}, \quad (2.50)$$

где $D_{\text{оп}}$ – диаметр опережающего шнека, м; $m_{\text{ср}}$ – средняя мощность пласта, м;

б) для отстающего шнека:

$$k_{\Pi} = 1 - \frac{D_{\text{от}}(\lambda - \mu)}{m_{\text{ср}}\lambda}, \quad (2.51)$$

где $D_{\text{от}}$ – диаметр отстающего шнека, м; $\lambda = 1,6$ – коэффициент разрыхления угля; μ – коэффициент, учитывающий часть непогруженного угля; $m_{\text{ср}}$ – средняя мощность пласта, м.

При получении в результате расчета значения критической частоты вращения шнека $n_{\text{кр}}$ больше выбранной частоты вращения шнека n рекомендуется принимать следующее из ряда значение, после чего расчет повторить.

Количество резцов в забойной линии резания шнекового исполнительного органа:

$$m_{\text{л.з}} = \frac{100V_{\Pi}}{h_{\text{max}}n}, \quad (2.52)$$

где V_{Π} – скорость подачи комбайна, м/мин; h_{max} – максимальная толщина стружки, см; n – частота вращения шнека, об/мин.

При этом должно соблюдаться условие: $m_{\text{л.з}} \leq Z$, где Z – число заходов шнека.

Количество резцов в забойной части исполнительного органа:

$$m_3 = \sum_{i=1}^{n_{\text{л.з}}} m_{\text{л.з}}, \quad (2.53)$$

где $n_{\text{л.з}}$ – число линий резания в забойной части шнека; $m_{\text{л.з}}$ – количество резцов в забойной линии резания.

Количество резцов в крайней (первой) кутковой линии резания шнека: $m_{\text{л.к.1}} = m_{\text{л.з}} + Z$, где $m_{\text{л.з}}$ – количество резцов в забойной линии резания; Z – число заходов шнека.

Количество резцов в последующих кутковых линиях резания шнека определяется по выражению

$$m_{\text{Л.К.}i} = m_{\text{Л.К.}1} - \frac{(m_{\text{Л.К.}1} - m_{\text{Л.З}})(i_{\text{Л.К}} - 1)}{(n_{\text{Л.К}} - 1)}, \quad (2.54)$$

где $m_{\text{Л.К.}1}$ – количество резцов в крайней кутковой линии резания шнека; $m_{\text{Л.З}}$ – количество резцов в забойной линии резания; $i_{\text{Л.К}}$ – порядковый номер рассматриваемой линии резания кутковой части; $n_{\text{Л.К}}$ – число линий резания в кутковой части шнека.

Количество резцов в кутковой части шнека:

$$m_{\text{К}} = \sum_{i=1}^{n_{\text{Л.К}}} m_{\text{Л.К.}i}, \quad (2.55)$$

где $n_{\text{Л.К}}$ – число линий резания в кутковой части шнека; $m_{\text{Л.К.}i}$ – количество резцов в кутковых линиях резания.

При этом должно соблюдаться условие

$$m_{\text{К}} \geq \frac{160}{m_3 + 3}. \quad (2.56)$$

Количество резцов на исполнительном органе:

$$m_{\text{р}} = m_3 + m_{\text{К}}, \quad (2.57)$$

где m_3 – количество резцов в забойной части; $m_{\text{К}}$ – количество резцов в кутковой части.

Расстановка резцов на спиральях шнека производится начиная с первой линии резания, в которой устанавливается резец с центральным углом $\gamma_1 = 0^\circ$.

Центральный угол между началом отсчета и i -м забойным резцом определяется по выражению, град:

$$\gamma_i = \frac{36}{S}(B_{3.i} - t_{3.1}) + \frac{360}{Z}(i - 1), \quad (2.58)$$

где S – ход винта спирали шнека, м; $B_{3.i}$ – ширина забойной части до рассматриваемого резца, см; $t_{3.1}$ – первый забойный шаг резания, см; Z – число заходов шнека.

При последовательной схеме резания резцы устанавливаются в каждой линии резания на каждой спирали шнека.

При шахматной схеме резания резцы на спиральях шнека устанавливаются в шахматном порядке по линиям резания.

Расстановку резцов в кутковой части исполнительного органа следует производить равномерно между забойными резцами, образуя обратный веер по отношению к забойным резцам.

**Пример проектировочного расчета
шнекового исполнительного органа очистного комбайна**

Задача расчета – на базе методики определить основные конструктивные параметры шнекового исполнительного органа и схему расположения на нем режущего инструмента.

Исходя из горно-геологических условий пласта (табл. 2.12) рассматриваем узкозахватный очистной комбайн типоразмера ПУ13, ГОСТ 11986–83, с двухшнековым исполнительным органом, регулируемым по мощности пласта.

Таблица 2.12

Горно-геологические условия пласта

Параметр	Обозначение	Величина
Средняя мощность пласта, м	$m_{\text{ср}}$	1,65
Угол падения пласта, град	α	30
Сопrotивляемость пласта резанию в неотжатой зоне очистного забоя, Н/мм	A_p	200
Показатель степени хрупкости пласта	E	1,65
Плотность угля, т/м ³	γ	1,45

При перемещении комбайна по раме конвейера верхний шнек является опережающим.

При вынимаемой мощности пласта $m_{\text{ср}} = 1,65$ м по прил. 5 принимаем диаметр исполнительного органа $D = 1,25$ м, ширину захвата $B = 0,63$ м, число заходов шнека $Z = 2$ и частоту его вращения $n = 54$ об/мин.

Для выбора типоразмера режущего инструмента определяем, к какой группе типовых условий применения комбайна относится разрабатываемый угольный пласт:

$$R = \frac{0,38A_p}{E + 1},$$

$$R = \frac{0,38 \cdot 200}{1,65 + 1} = 28,6 \text{ кВт} \cdot \text{ч} \cdot \text{см} / \text{м}^3,$$

т. к. $21 < 28,6 < 42$, угольный пласт относится ко II группе типовых условий применения комбайна.

Определяем типоразмер резцов для принятого исполнительного органа и II группы типовых условий. Принимаем типоразмер резцов РО 80.

Принимаем к установке на исполнительном органе резцы РО 80. Конструктивный вылет резца $l_x = 8$ см, ширина режущей кромки $b_k = 1,4$ см, длина хвостовика $l_x = 6,5$ см.

Радиальный вылет резца, см:

$$l_p = l_k \cdot \sin\theta,$$

$$l_p = 8 \cdot 1 = 8 \text{ см.}$$

Принимаем коэффициент вылета резца для радиальных резцов шнековых исполнительных органов $k_\ell = 1,6$, т. к. $E = 1,65$ – угли вязкие.

Максимальная толщина стружки для забойных резцов, см:

$$h_{\max} = \frac{l_p}{k_\ell},$$

$$h_{\max} = \frac{8}{1,6} = 5 \text{ см.}$$

Средняя толщина стружки, см:

$$h_{\text{ср}} = \frac{2}{\pi} h_{\max},$$

$$h_{\text{ср}} = \frac{2}{3,14} \cdot 5 = 3,18 \text{ см.}$$

Средняя оптимальная ширина стружки (шаг резания) для забойных резцов, см:

$$t_{\text{опт.з}} = \left(\frac{5h_{\text{ср}}}{0,5h_{\text{ср}} + 4,5} + 0,7h_{\text{ср}} \right) \frac{1,47E}{E + 1,2} + b_k,$$

$$t_{\text{опт.з}} = \left(\frac{5 \cdot 3,18}{0,5 \cdot 3,18 + 4,5} + 0,7 \cdot 3,18 \right) \frac{1,47 \cdot 1,65}{1,65 + 1,2} + 1,4 = 5,52 \text{ см.}$$

Крайний кутковый шаг резания, см:

$$t_{\text{к.1}} = 0,45t_{\text{опт.з}},$$

$$t_{\text{к.1}} = 0,45 \cdot 5,52 = 2,48 \text{ см.}$$

Ширина захвата кутковой части исполнительного органа:

$$1,3t_{\text{опт.з}} \leq B_k \leq 2t_{\text{опт.з}},$$

$$1,3 \cdot 5,52 \leq B_k \leq 2 \cdot 5,52,$$

$$7,18 \leq B_k \leq 11,04.$$

По выражению

$$t_{k,i} = \frac{(t_{3,1} - t_{k,1})(i_{\text{Л.К}} - 1)}{(n_{\text{Л.К}} - 1)} + t_{k,1},$$

где $t_{3,1} = 0,85 t_{\text{опт.3}}$, см; $t_{3,1} = 0,85 \cdot 5,52 = 4,69$ см, определяем шаги резания кутковой части исполнительного органа для четырех кутковых линий:

$$t_{k,1} = \frac{(4,69 - 2,48)(1 - 1)}{(4 - 1)} + 2,48 = 2,48 \text{ см};$$

$$t_{k,2} = \frac{(4,69 - 2,48)(2 - 1)}{(4 - 1)} + 2,48 = 3,22 \text{ см};$$

$$t_{k,3} = \frac{(4,69 - 2,48)(3 - 1)}{(4 - 1)} + 2,48 = 3,95 \text{ см}.$$

Суммируя полученные шаги резания, определяем ширину кутковой части исполнительного органа:

$$B_k = \sum_{i=1}^{n_{\text{Л.К}}-1} t_{k,i},$$

$$B_k = 2,48 + 3,22 + 3,95 = 9,65 \text{ см}.$$

Проверяем условие:

$$7,18 \leq B_k \leq 11,04,$$

$$7,18 \leq 9,65 \leq 11,04.$$

Условие удовлетворено, полученные шаги резания округляем и принимаем:

$$t_{k,1} = 2,5 \text{ см}; t_{k,2} = 3,2 \text{ см}; t_{k,3} = 4 \text{ см},$$

$$B_k = 2,5 + 3,2 + 4 = 9,7 \text{ см}.$$

Углы установки кутковых резцов к направлению подачи:

$$\beta_i = \arcsin \frac{B_k - \sum_{i=1}^{i_{\text{Л.К}}} t_{k,i-1}}{(\ell_k + \ell_x) \sin \theta},$$

первая линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - 0}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 42^\circ,$$

вторая линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - 2,5}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 30^\circ,$$

третья линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - 2,5 + 3,2}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 16^\circ,$$

четвертая линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - (2,5 + 3,2 + 4)}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 0^\circ.$$

Ширина захвата забойной части исполнительного органа:

$$\begin{aligned} 102 \cdot B - B_{\text{к}} &\leq B_3 \leq 102 \cdot B_3 + t_{\text{опт.з}} - B_{\text{к}}, \\ 102 \cdot 0,63 - 9,7 &\leq B_3 \leq 102 \cdot 0,63 + 5,52 - 9,7, \\ 54,56 \text{ см} &\leq B_3 \leq 60,08 \text{ см}. \end{aligned}$$

Определяем, с какого числа $n_{\text{л.з}}$ начинать перебор для удовлетворения этого условия:

$$n_{\text{л.з}} = \frac{100B - B_{\text{к}}}{t_{\text{опт.з}}},$$

$$n_{\text{л.з}} = \frac{100 \cdot 0,63 - 9,7}{5,52} = 9,65,$$

поэтому расчет шагов резания для забойной части начинаем с $n_{\text{л.з}} = 10$.

Последний (с завальной стороны шнека) шаг резания в забойной части (в нашем примере – десятый):

$$\begin{aligned} t_{3,10} &\leq 1,15 t_{\text{опт.з}}; \\ t_{3,10} (t_{3,\text{п}}) &= 1,15 \cdot 5,52 = 6,35 \text{ см}. \end{aligned}$$

По выражению

$$t_{3,i} = \frac{(t_{3,\text{п}} - t_{3,1})(i_{\text{л.з}} - 1)}{(n_{\text{л.з}} - 1)} + t_{3,1}$$

определяем остальные шаги резания забойной части исполнительного органа для десяти забойных линий:

$$t_{3.2} = \frac{(6,35 - 4,69)(2 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 4,88 \text{ см},$$

$$t_{3.3} = \frac{(6,35 - 4,69)(3 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,06 \text{ см},$$

$$t_{3.4} = \frac{(6,35 - 4,69)(4 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,24 \text{ см},$$

$$t_{3.5} = \frac{(6,35 - 4,69)(5 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,43 \text{ см},$$

$$t_{3.6} = \frac{(6,35 - 4,69)(6 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,61 \text{ см},$$

$$t_{3.7} = \frac{(6,35 - 4,69)(7 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,80 \text{ см},$$

$$t_{3.8} = \frac{(6,35 - 4,69)(8 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,98 \text{ см},$$

$$t_{3.9} = \frac{(6,35 - 4,69)(9 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 6,16 \text{ см},$$

$$t_{3.10} = \frac{(6,35 - 4,69)(10 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 6,35 \text{ см}.$$

Суммируя полученные шаги резания, определяем ширину забойной части исполнительного органа, см:

$$B_3 = \sum_{i=1}^{n_{ЛЗ}} t_{3.i},$$

$$B_3 = 4,69 + 4,88 + 5,06 + 5,24 + 5,43 + 5,61 + 5,80 + \dots + 6,35 = 55,2 \text{ см}.$$

Проверяем условие, определяемое зависимостью (2.40):

$$54,56 \leq B_3 \leq 60,08,$$

$$54,56 \leq 55,2 \leq 60,08.$$

Условие удовлетворено, полученные шаги резания округляем до 0,5 см и принимаем:

$$t_{3.1} = 4,5 \text{ см}; t_{3.2} = 5,0 \text{ см}; t_{3.3} = 5,0 \text{ см}; t_{3.4} = 5,0 \text{ см}; t_{3.5} = 5,5 \text{ см};$$

$$t_{3.6} = 5,5 \text{ см}; t_{3.7} = 6,0 \text{ см}; t_{3.8} = 6,0 \text{ см}; t_{3.9} = 6,0 \text{ см}; t_{3.10} = 6,5 \text{ см};$$

$$B_3 = 55 \text{ см}.$$

Проверяем частоту вращения шнека по условию $n > n_{кр}$, для чего определяем параметры шнека.

Среднее значение хода винта спирали шнека, м:

$$S = \sqrt[3]{D^2},$$

$$S = \sqrt[3]{1,25^2} = 1,16 \text{ м.}$$

Диаметр шнека без учета вылета резцов, см:

$$D_{\text{ш}} = D - 0,02\ell_p,$$

$$D_{\text{ш}} = 1,25 - 0,02 \cdot 8 = 1,09 \text{ м.}$$

Диаметр ступицы шнека, м:

$$d = 0,4\sqrt{D},$$

$$d = 0,4\sqrt{1,25} = 0,44 \text{ м.}$$

Угол подъема винта шнека, град:

$$\alpha_{\text{ш}} = \text{arctg} \frac{S}{\pi D_{\text{ш}}},$$

$$\alpha_{\text{ш}} = \text{arctg} \frac{1,16}{3,14 \cdot 1,09} = 18^\circ 43'.$$

Приведенная площадь потока угля, м²:

$$F_{\text{п}} = \frac{\pi(D_{\text{ш}}^2 - d^2) \left(S - \frac{\delta}{\cos \alpha_{\text{ш}}} z \right)}{4S},$$

$$F_{\text{п}} = \frac{3,14(1,09^2 - 0,44^2) \left(1,16 - \frac{0,12}{\cos 18^\circ 43'} 2 \right)}{4 \cdot 1,16} = 0,61 \text{ м}^2.$$

Площадь погрузочного окна, м²:

$$F_{\text{o}} = 0,6 F_{\text{п}},$$

$$F_{\text{o}} = 0,6 \cdot 0,61 = 0,36 \text{ м}^2.$$

Коэффициент использования сечения шнека:

$$\psi = 0,44\sqrt{D} \left(0,9 \frac{F_{\text{o}}}{F_{\text{п}}} + 0,1 \right),$$

$$\psi = 0,44\sqrt{1,25} \left(0,9 \frac{0,36}{0,6} + 0,1 \right) = 0,315.$$

Коэффициент, учитывающий часть непогруженного угля:

$$\mu = \frac{3V_{\text{п}}}{\frac{F_{\text{o}}}{F_{\text{п}}} n \sqrt{D}} + \frac{H_{\text{п}}}{2D}.$$

Скорость подачи комбайна V_{Π} принимаем в соответствии с [1, 13].

$$\mu = \frac{3 \cdot 4,65}{\frac{0,36}{0,6} 54 \sqrt{1,25}} + \frac{0,2}{2 \cdot 1,25} = 0,465.$$

Высота непогруженного слоя угля, м:

$$H_o = \mu D,$$

$$H_o = 0,465 \cdot 1,25 = 0,58 \text{ м.}$$

Коэффициент, учитывающий часть угля, подлежащую погрузке:

$$k_{\Pi} = \frac{D_{\text{оп}}}{m_{\text{ср}}},$$

$$k_{\Pi} = \frac{1,25}{1,65} = 0,75.$$

Критическая частота вращения исполнительного органа, об/мин:

$$n_{\text{кр}} = \frac{BV_{\Pi}(m_{\text{ср}}k_{\Pi}\lambda - H_o)}{F_{\Pi}S\psi},$$

$$n_{\text{кр}} = \frac{0,63 \cdot 4,65(1,65 \cdot 0,75 \cdot 1,6 - 0,58)}{0,61 \cdot 1,16 \cdot 0,315} = 18 \text{ об/мин.}$$

Принятая частота вращения шнека больше критической:

$$54 \text{ об/мин} > 18 \text{ об/мин.}$$

Условие удовлетворяется.

Количество резцов в забойной линии:

$$m_{\text{л.з}} = \frac{100V_{\Pi}}{h_{\text{max}}n},$$

$$m_{\text{л.з}} = \frac{100 \cdot 4,65}{5 \cdot 54} = 1,72,$$

принимаем $m_{\text{л.з}} = Z = 2$.

Количество резцов в забойной части исполнительного органа:

$$m_3 = \sum_{i=1}^{n_{\text{л.з}}} m_{\text{л.з}},$$

$$m_3 = \sum_1^{10} 2 = 20.$$

Количество резцов в крайней (первой) кутковой линии:

$$m_{\text{Л.К.1}} = m_{\text{Л.3}} + z,$$

$$m_{\text{Л.К.1}} = 2 + 2 = 4.$$

Количество резцов в последующих кутковых линиях резания:

$$m_{\text{Л.К.}i} = m_{\text{Л.К.1}} - \frac{(m_{\text{Л.К.1}} - m_{\text{Л.3}})(i_{\text{Л.К}} - 1)}{(n_{\text{Л.К}} - 1)};$$

вторая линия $m_{\text{Л.К.2}} = 4 - \frac{(4-2)(2-1)}{(4-1)} = 3,33$; принимаем 3;

третья линия $m_{\text{Л.К.3}} = 4 - \frac{(4-2)(3-1)}{(4-1)} = 2,67$; принимаем 3;

четвертая линия $m_{\text{Л.К.4}} = 4 - \frac{(4-2)(4-1)}{(4-1)} = 2$; принимаем 2.

Количество резцов в кутковой части исполнительного органа:

$$m_{\text{К}} = \sum_{i=1}^{n_{\text{Л.К}}} m_{\text{Л.К.}i},$$

$$m_{\text{К}} = 4 + 3 + 3 + 2 = 12.$$

Проверяем условие

$$m_{\text{К}} \geq \frac{160}{m_3 + 3},$$

$$12 \geq \frac{160}{20 + 3},$$

$$12 \geq 6,96.$$

Условие выполняется.

Количество резцов на исполнительном органе:

$$m_{\text{р}} = m_3 + m_{\text{К}},$$

$$m_{\text{р}} = 20 + 12 = 32.$$

Центральный угол между началом отсчета и i -м резцом (расстановка начинается с первой забойной линии резания), град:

$$\gamma_i = \frac{3,6}{S}(B_{3,i} - t_{3,1}) + \frac{360}{z}(i - 1);$$

$$\gamma_1 = \frac{3,6}{1,16}(4,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 0^\circ;$$

$$\gamma_2 = \frac{3,6}{1,16}(4,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 180^\circ;$$

$$\gamma_3 = \frac{3,6}{1,16}(9,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 15^\circ 30';$$

$$\gamma_4 = \frac{3,6}{1,16}(9,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 195^\circ 30';$$

$$\gamma_5 = \frac{3,6}{1,16}(14,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 31^\circ;$$

$$\gamma_6 = \frac{3,6}{1,16}(14,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 211^\circ;$$

$$\gamma_7 = \frac{3,6}{1,16}(19,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 46^\circ 30';$$

$$\gamma_8 = \frac{3,6}{1,16}(19,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 226^\circ 30';$$

$$\gamma_9 = \frac{3,6}{1,16}(25 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 63^\circ 33';$$

$$\gamma_{10} = \frac{3,6}{1,16}(25 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 243^\circ 33';$$

$$\gamma_{11} = \frac{3,6}{1,16}(30,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 80^\circ 36';$$

$$\gamma_{12} = \frac{3,6}{1,16}(30,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 260^\circ 36';$$

$$\gamma_{13} = \frac{3,6}{1,16}(36,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 99^\circ 12';$$

$$\gamma_{14} = \frac{3,6}{1,16}(36,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 279^\circ 12';$$

$$\gamma_{15} = \frac{3,6}{1,16}(42,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 117^\circ 48';$$

$$\gamma_{16} = \frac{3,6}{1,16}(42,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 297^\circ 48';$$

$$\gamma_{17} = \frac{3,6}{1,16}(48,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 136^\circ 24';$$

$$\gamma_{18} = \frac{3,6}{1,16} (48,5 - 4,5) + \frac{360}{2} (2 - 1) = 316^{\circ}24';$$

$$\gamma_{19} = \frac{3,6}{1,16} (55 - 4,5) + \frac{360}{2} (1 - 1) = 156^{\circ}33';$$

$$\gamma_{20} = \frac{3,6}{1,16} (55 - 4,5) + \frac{360}{2} (2 - 1) = 336^{\circ}33'.$$

Расстановка резцов в кутковой части исполнительного органа производится равномерно, образуя обратный веер по отношению к забойным резцам (рис. 2.40).

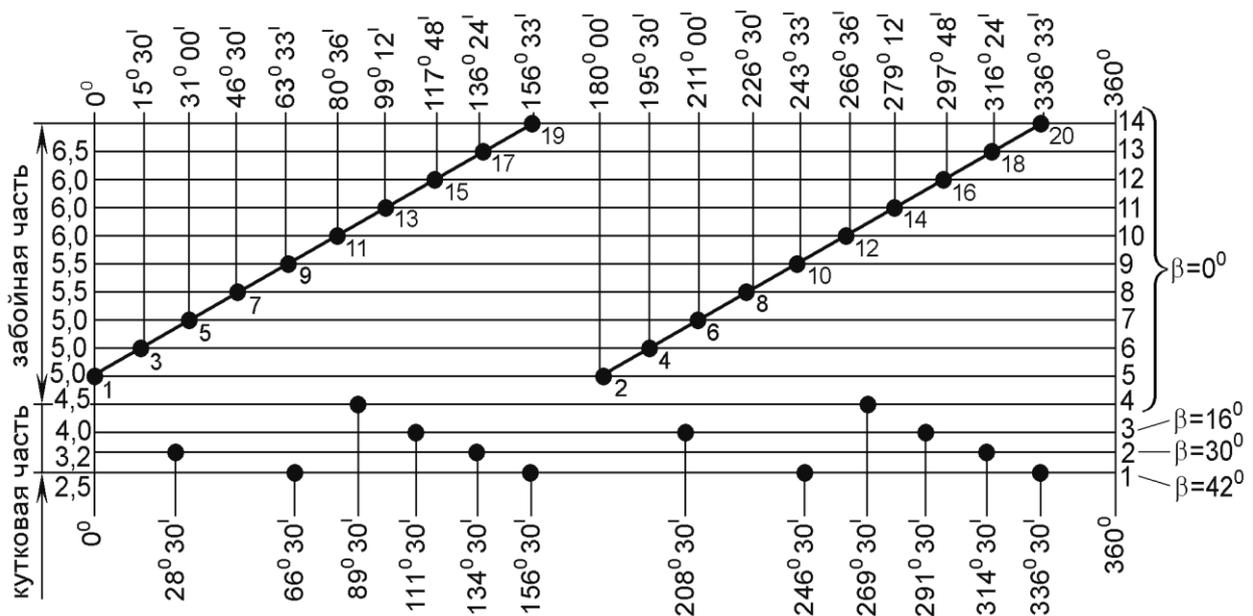


Рис. 2.40. Схема расстановки резцов на исполнительном органе

Для оснащения торцевой части шнека принимаем радиально-торцевые резцы ШБМ-2С.

2.6. Расчет параметров струговой выемки

В случае применения струговой установки выемка угля осуществляется за счет поступательного движения струга относительно забоя с помощью двух приводов, расположенных на сопряжениях лавы с примыкающими выработками.

В приводах применяются асинхронные электродвигатели с короткозамкнутым ротором с номинальной мощностью до 500 кВт. Основные типы струговых установок, применяемых на угольных шахтах, и их основные технические характеристики приведены в прил. 4.

Главными параметрами струговой установки, влияющими на производительность и подлежащими определению, являются *высота струга, скорость перемещения струга и толщина снимаемой стружки*.

2.6.1. Высота струга

Вследствие того, что мощность угольных пластов колеблется в пределах от m_{\min} до m_{\max} , а также для снижения вероятности подрубки кровли, например при всплытии конвейера на штыб угля, высоту струга рекомендуется определять по двум факторам:

- из условия погрузки отбитой горной массы на став забойного конвейера при выемке пласта;
- с оставлением и дальнейшим самообрушением верхней части пласта.

Минимальная высота струга определяется из условий погрузки угля:

$$H_{\text{сmin}} = H_{\text{п}} + 4,8H_{\text{min}} h_{\text{max}} + \Delta_{\text{р.в}}, \quad (2.59)$$

где $H_{\text{сmin}}$ – минимальная высота струга, см; $H_{\text{п}}$ – высота погрузки (кратчайшее расстояние от верхнего края погрузочной поверхности до почвы пласта), см; H_{min} – минимальная мощность пласта, м; h_{max} – наибольшая толщина стружки для принятых режимов работы системы струг – конвейер, см; $\Delta_{\text{р.в}}$ – превышение верхнего резца над корпусом резцовой головки струга (принимается 2–5 см).

Максимальная высота струга определяется по формуле

$$H_{\text{сmax}} = (70–80)m_{\text{max}}, \quad (2.60)$$

где $H_{\text{сmax}}$ – максимальная высота струга, см; m_{max} – максимальная мощность пласта, м.

2.6.2. Глубина резания

Максимальная глубина резания (толщина стружки) определяется по мощности привода, расходуемой на резание, пропускной способности конвейера и максимальному вылету резцов.

Известно, что мощность электропривода струговой установки определяется по выражению

$$N = 3600V_{\text{с}} h_{\text{max}} m_{\text{max}} H_{\text{w}}, \quad (2.61)$$

где V_c – скорость перемещения струга, м/с; h_{\max} – максимальная глубина резания, м; m_{\max} – максимальная вынимаемая мощность пласта, м; H_w – удельный расход электроэнергии, кВт·ч/м³.

Согласно результатам проведенных исследований при существующих конструкциях исполнительных органов струговых установок и режущего инструмента 70–80 % тягового усилия и мощности привода расходуется на преодоление сил трения, навалку угля и зачистку почвы и только 20–30 % – непосредственно на разрушение угля.

$$N_p = k_p N, \quad (2.62)$$

где N_p – мощность привода, затрачиваемая на резание угля, кВт; k_p – коэффициент полезного действия струговой установки ($k_p = 0,2-0,3$).

Отсюда максимальная толщина стружки по мощности электродвигателей составит

$$h_{\max} = \frac{N_p}{3600 V_c m_{\max} H_w}. \quad (2.63)$$

Удельный расход электроэнергии зависит от сопротивляемости угля резанию, параметров разрушения, конструкции струга и ряда других факторов. Он принимается в диапазоне 0,15–0,6 кВт·ч/м³ пропорционально сопротивляемости угля на поверхности забоя $A_{\text{заб}}$, определяемой по сопротивляемости угля резанию в неотжатой зоне $A_p = 80-360$ Н/мм и коэффициенту отжима $k_{\text{от}}$.

$$A_{\text{заб}} = k_{\text{от}} A_p. \quad (2.64)$$

Коэффициент отжима $k_{\text{от}}$ для вязких углей принимается равным 0,67, для хрупких – 0,5 и для весьма хрупких – 0,38.

Различают два скоростных режима работы струговой установки: скорость струга меньше скорости конвейера $V_c / V_k < 1$ – отстающий режим и скорость струга больше скорости конвейера $V_c / V_k > 1$ – опережающий режим.

При челноковой работе струга в режиме $V_c < V_k$ глубина резания

$$h = \frac{1}{2}(h_{\text{к.в}} + h_{\text{к.п}}), \quad (2.65)$$

где $h_{к.в}$ – глубина резания, рассчитанная по приемной способности конвейера при встречном движении, см; $h_{к.п}$ – глубина резания, рассчитанная по приемной способности конвейера при попутном движении, см.

Величины $h_{к.в}$ и $h_{к.п}$ с учетом относительных скоростей перемещенного струга и скребков конвейера соответственно определяются по формулам

$$h_{к.в} = \frac{S_k(V_k + V_c)}{m V_c \varphi}, \quad (2.66)$$

$$h_{к.п} = \frac{S_k(V_k - V_c)}{m V_c \varphi}, \quad (2.67)$$

где S_k – площадь поперечного сечения потока угля, доставляемого конвейером струговой установки, см²:

$$S_k = b_3 H_3, \quad (2.68)$$

где b_3 , H_3 – соответственно ширина и высота загрузочного сечения конвейера, см. Эти параметры определяются в соответствии с табл. 2.13; φ – коэффициент разрыхления вынимаемого пласта.

Таблица 2.13

Параметры загрузочного сечения конвейера

Струговая установка	b_3 , см	H_3 , см
CO75M	50	16,5
CH75	56	19,5

Продолжительность паузы $t_{п}$ для частичной разгрузки конвейера перед реверсом струга определяется по формуле

$$t_{п} = \frac{L(V_c - V_k)}{V_c V_k}, \quad (2.69)$$

где $t_{п}$ – продолжительность паузы, с; L – длина лавы, м.

При односторонней работе в режиме $V_c < V_k$ $h = h_{к.в}$.

При челноковой работе в режиме $V_c \approx 3V_k$

$$h = \frac{S_k(V_c^2 - V_k^2)}{mV_c(3V_c - V_k)\varphi}. \quad (2.70)$$

При односторонней работе струга в режиме $V_c \approx 3V_k$

$$h = \frac{2S_K (V_C^2 - V_K^2)}{mV_C (3V_C - V_K)\varphi}. \quad (2.71)$$

При челноковой работе струга в режиме $V_K < V_C < 2V_K$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера величина h определяется по формуле (2.65). Входящие в нее величины h_K и $h_{K.П}$ – по формулам (2.66) и (2.67).

При односторонней работе струга в режиме $V_K < V_C < 2V_K$ с паузой перед реверсом h равно $h_{K.В}$.

Максимальная толщина стружки по вылету резцов определяется в соответствии с данными табл. 2.14.

Таблица 2.14

Вылет резцов струга

Струговая установка	Максимальный вылет резцов, м
СО75М	0,07
СН75	0,07

2.6.3. Скорость движения струга

Так как скорости движения струга и скребковой цепи конвейера сопоставимы по величине, то существенное значение имеет скорость их относительного перемещения, особенно при попутном движении струга и грузопотока на конвейере. При расчете параметров струговых установок задача сводится к тому, чтобы найти такое соотношение скоростей струга V_C и конвейера V_K , при котором обеспечивается максимальная их производительность. Скорость струга, перемещаемого вдоль линии очистного забоя, может достигать 2,5–3,0 м/с, при этом оптимальные значения скорости движения тягового органа конвейера находятся в пределах 0,8–1,0 м/с [4].

Рациональная скорость резания для струга V_C определяется в зависимости от скорости движения конвейерной цепи V_K исходя из условий обеспечения нормального грузопотока из очистного забоя:

$$\frac{V_C}{V_K} = 2 - 3 \text{ при } V_C > V_K; \quad \frac{V_C}{V_K} \leq 0,5 \text{ при } V_C < V_K. \quad (2.72)$$

2.6.4. Производительность струговой установки

Минутная производительность струговой установки [8–10]:

- при отстающем режиме, т/мин

$$Q = 60 F_{\text{к}} \gamma_{\text{н}} (V_{\text{к}} - V_{\text{с}}), \quad (2.73)$$

где $\gamma_{\text{н}}$ – объемный вес угля в разрыхленном состоянии, т/м³; $F_{\text{к}}$ – максимальная допустимая площадь поперечного сечения грузопотока стругового конвейера, м²;

- при опережающем режиме, т/мин:

$$Q = 60 F_{\text{к}} \gamma_{\text{н}} (V_{\text{с}}^2 - V_{\text{к}}^2) / (3V_{\text{с}} - V_{\text{к}}),$$

или

$$Q = 60 F_{\text{к}} \gamma_{\text{н}} V_{\text{к}} (c^2 - 1) / (3c - 1), \quad (2.74)$$

где $c = \frac{V_{\text{с}}}{V_{\text{к}}}$ – соотношение скоростей движения струга и тяговой цепи конвейера.

Максимальное значение толщины стружки, м:

$$h_{\text{max}} = \frac{F_{\text{к}}}{m\phi} \frac{c^2 - 1}{c(3c - 1)}, \quad (2.75)$$

где m – мощность пласта, м; ϕ – коэффициент разрыхления угля.

Расчетный рациональный шаг расстановки резцов, установленных по линейной схеме, по условию минимальной энергоемкости разрушения, мм:

$$t_{\text{ш}} = \left[\frac{75h}{h + 6,5} + 0,3h + (b_{\text{р}} - 2) \right] k_{\text{ш}}, \quad (2.76)$$

где h – расчетная толщина стружки, мм; $b_{\text{р}}$ – ширина режущей кромки резца, мм; $k_{\text{ш}}$ – коэффициент ширины среза: 0,85 – для вязких углей; 1,0 – для хрупких углей; 1,15 – для весьма хрупких углей.

3. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА

В этом разделе приводится расчет теоретической, технической и эксплуатационной производительности очистного забоя.

3.1. Теоретическая производительность

Теоретическая производительность – это количество полезного ископаемого, добываемого за единицу времени при непрерывной работе выемочной машины с рабочими параметрами, максимально возможными в заданных условиях эксплуатации.

Теоретическая производительность очистного комбайна, т/мин:

$$Q_T = 60 m_{cp} B V_{п} \gamma, \quad (3.1)$$

где m_{cp} – средняя мощность пласта, м; B – ширина захвата комбайна, м; $V_{п}$ – скорость подачи комбайна, м/мин; γ – объемный вес угля, т/м³.

Теоретическая производительность струговой установки, т/мин:

$$Q_T = 3600 m_{cp} h V_p \gamma, \quad (3.2)$$

где h – глубина резания исполнительного органа, м; V_p – скорость резания струга, м/с.

3.2. Техническая производительность

Техническая производительность – максимально возможная среднечасовая производительность при работе в конкретных условиях эксплуатации.

Она определяется с учетом простоев, присущих конструкции комплекса (затраты времени на маневровые операции, концевые операции, на устранение отказов), т/мин:

$$Q_{тех} = Q_T k_{тех}, \quad (3.3)$$

где $Q_{тех}$ – техническая производительность, т/ч; Q_T – теоретическая производительность, т/ч; $k_{тех}$ – коэффициент технической производительности ($k_{тех} = 0,7$ – для очистных комплексов с односторонней схемой работы комбайна; $k_{тех} = 0,8$ – для очистных комплексов с челноковой схемой работы комбайна; $k_{тех} = 0,75–0,85$ – для струговых очистных механизированных комплексов).

Схему работы очистного комбайна рекомендуется принимать в зависимости от мощности обрабатываемого пласта $m < 2,5$ м – челноковая схема, $m > 2,5$ м – односторонняя схема.

3.3. Эксплуатационная производительность

Эксплуатационная производительность – это производительность с учетом простоев по организационным причинам и простоев, связанных с устранением технических неполадок, не зависящих от конструкции комплекса.

Она определяется с учетом коэффициента эксплуатационной производительности, учитывающего время простоев по эксплуатационным, организационным и техническим причинам (отсутствие

порожняка, электроэнергии, рабочего инструмента, остановка обслуживания транспортного комплекса и т. д.), т/мин:

$$Q_э = Q_т k_э, \quad (3.4)$$

где $Q_э$ – эксплуатационная производительность, т/ч; $Q_т$ – теоретическая производительность, т/ч; $k_э$ – коэффициент эксплуатационной производительности [1]:

$$k_э = \frac{1}{\frac{1}{k_с} + \frac{1}{k_т} + \frac{1}{k_{эо}} - 2}, \quad (3.5)$$

где $k_с$ – коэффициент совершенства схемы работы комплекса:

$$k_с = \frac{T}{T + T_{мо} + T_{ко}}, \quad (3.6)$$

T – машинное время работы комбайна по добыче, мин; $T_{мо}$, $T_{ко}$ – соответственно время маневровых и концевых операций, мин:

$$T_{мо} = \frac{L}{V_{мп}}, \quad (3.7)$$

где L – длина лавы, м; $V_{мп}$ – маневровая скорость подачи комбайна, м/мин;

$$T_{ко} = \left(\frac{3L_{кз}}{V_{пз}} + 5t_{мо} + \frac{B}{V_{фк}} \right) k_y, \quad (3.8)$$

где $L_{кз}$ – длина косога заезда, м ($L_{кз} = 10-18$ м); $V_{пз}$ – скорость подачи комбайна при косом заезде, м/мин ($V_{пз} = 1,5-2,0$); $t_{мо}$ – время вертикальных перемещений исполнительного органа при косом заезде и доработке концевых участков лавы, мин ($t_{мо} = 1-2$); B – шаг передвижки, м; $V_{фк}$ – скорость фланговой передвижки концевого участка конвейера по зарубке, м/мин ($V_{фк} = 1$); k_y – коэффициент организации и условий труда ($k_y = 1,0-1,3$);

$k_т$ – коэффициент готовности системы машин комплексов;

$k_{эо}$ – коэффициент непрерывности работы комплекса, определяемый простоями по организационно-эксплуатационным причинам. Коэффициенты $k_т$ и $k_{эо}$ определяются по табл. 3.1.

Для предварительной оценки принимается $k_3 = 0,6$ – для очистных комплексов с односторонней схемой работы комбайна, $k_3 = 0,7$ – для очистных комплексов с челноковой схемой работы комбайна, $k_3 = 0,65–0,75$ – для струговых очистных механизированных комплексов.

Таблица 3.1

Значения коэффициентов k_T и $k_{Э0}$

Мощность пласта, м	Угол падения, град	Коэффициент k_T	Коэффициент $k_{Э0}$
0,7–1,0	0–15	0,80–0,85	0,78
	15–30	0,75–0,8	0,75
	60–90	0,70–0,75	0,73
1,1–1,5	0–15	0,90–0,93	0,80
	15–30	0,87–0,90	0,77
	60–90	0,80–0,85	0,75
1,6 и более	0–15	0,90–0,95	0,82
	15–30	0,87–0,92	0,80

4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

Основным производственным процессом добычи угля на шахтах является очистная выемка, которая характеризуется работой очистного забоя по определенному графику. При поточной организации производства все процессы и операции выполняют согласно графику организации работ. Он включает в себя планограмму работ, график выходов рабочих и таблицу технико-экономических показателей. При составлении графика организации работ необходимо установить режим и форму организации труда в забое. Обычно в комплексно-механизированных забоях применяют координатные графики, на которых наглядно изображены протекающие во времени и пространстве все основные процессы и операции.

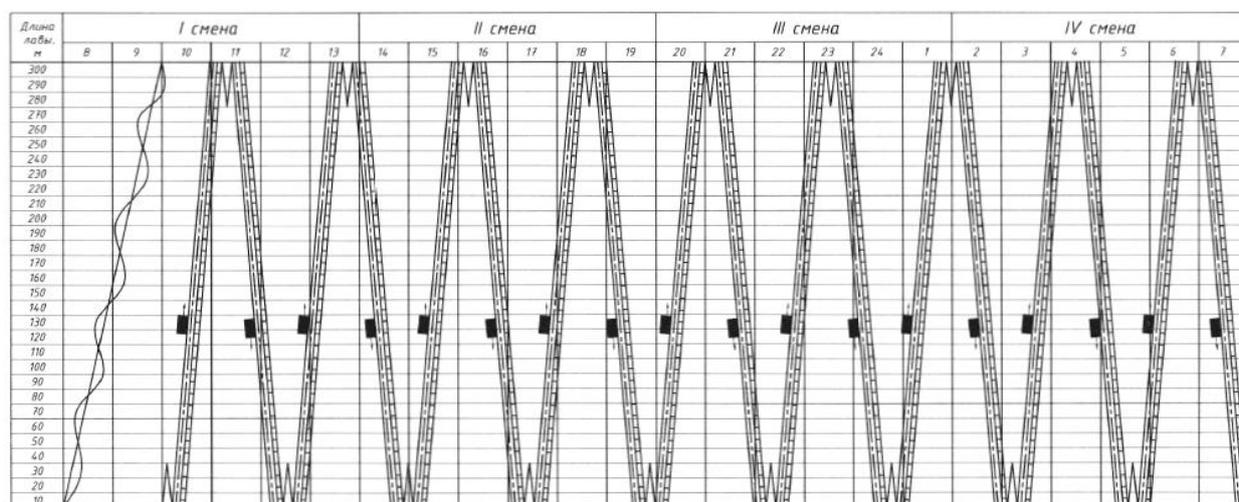
При комплексно-механизированной выемке необходимо руководствоваться следующими принципами:

- выемка угля должна осуществляться узкозахватными самозарубающимися очистными комбайнами;
- передвижка секций механизированной крепи должна производиться вслед за выемкой угля;

- конструкция забойного конвейера должна обеспечивать при его передвижке погрузку оставшегося на почве угля пассивными лемехами.

4.1. Построение планограммы работ в забое

Режим работы обычно четырехсменный, по 6 часов каждая смена, из которых три добычные и одна ремонтноподготовительная. Все виды работ в лаве выполняет комплексная бригада рабочих, состоящая из сменных звеньев. Рабочий цикл по выемке полосы угля включает в себя следующие основные виды работ в лаве: выемка угля комбайном, зачистка почвы комбайном (при односторонней схеме работ), передвижка конвейера, передвижка секций крепи. Все виды работ приводятся на планограмме, отражающей рабочие операции во времени и пространстве (рис. 4.1, 4.2 и табл. 4.1, 4.2).



УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

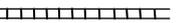
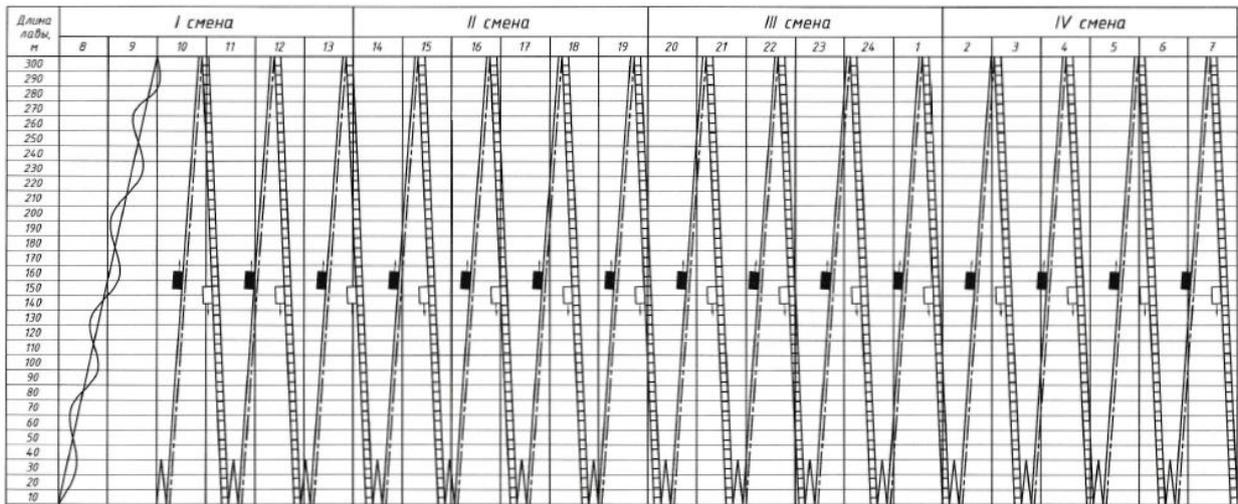
	ремонт оборудования		зарубка комбайна
	выемка угля комбайном		передвижка секций крепи
	передвижка конвейера		

Рис. 4.1. Планограмма работ (комбайновый комплекс КМКЮ18/42, (модуль ОК-С10, комбайн SL300, челноковая схема)



УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

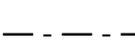
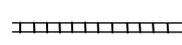
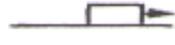
	осмотр и ремонт оборудования		зарубка комбайна
	выемка угля комбайном		передвижка секций крепи
	передвижка конвейера		перегон комбайна и зачистка почвы

Рис. 4.2. Планограмма работ (комбайновый комплекс КМКЮ18/42, (модуль ОК-С10, комбайн SL300, односторонняя схема)

Для построения планограммы работ в лаве необходимо определить количество рабочих циклов в сутках и время одного цикла:

$$n_{\text{ц}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{Q_{\text{стр}}}, \quad (4.1)$$

где $n_{\text{ц}}$ – количество рабочих циклов, за сутки; $Q_{\text{сут}}$ – производительность комплекса за сутки, т/сут; $Q_{\text{стр}}$ – производительность комбайна при выемке одной стружки, т/стр.

$$Q_{\text{сут}} = T Q_{\text{э}}, \quad (4.2)$$

где $Q_{\text{э}}$ – эксплуатационная производительность комплекса, т/ч; T – время работы выемочного комбайна, ч/сут.

Как видно из рис. 4.1 и 4.2, время работы комбайна $T = 22$ ч, поэтому

$$Q_{\text{сут}} = 22 Q_{\text{э}}. \quad (4.3)$$

Производительность комбайна при выемке одной стружки определится из выражения

$$Q_{\text{стр}} = L m B \gamma, \quad (4.4)$$

где L – длина лавы, м; m – мощность пласта, м; B – ширина захвата комбайна, м; γ – объемный вес угля, т/м³.

Таблица 4.1

Технико-экономические показатели для челноковой схемы

№ п/п	Параметр	Единица измерения	Показатель
1	Вынимаемая мощность пласта	м	3,4
2	Угол падения пласта	град	0–20
3	Соппротивление угля резанию	кН/м	190
4	Объемный вес угля	т/м ³	1,35
5	Длина лавы	м	300
6	Ширина захвата	м	0,8
7	Подвигание забоя лавы: за сутки за месяц	м	14,4
		м	432
8	Количество циклов в сутках	цикл	18
9	Добыча с одного цикла	т	1102
10	Проектная нагрузка на лаву: за сутки за месяц	т	19836
		т	595080
11	Количество выходов рабочих в сутках	чел.	72
12	Списочный штат рабочих	чел.	126
13	Производительность труда ГРОЗ: на выход за месяц	т	536,1
		т	9155,4
14	Прямые затраты на добычу 1 т угля по участку	руб.	201,33

Таблица 4.2

Технико-экономические показатели для односторонней схемы

№ п/п	Параметр	Единица измерения	Показатель
1	Вынимаемая мощность пласта	м	3,4
2	Угол падения пласта	град	0–20
3	Соппротивление угля резанию	кН/м	190
4	Объемный вес угля	т/м ³	1,35
5	Длина лавы	м	300
6	Ширина захвата	м	0,8
7	Подвигание забоя лавы: за сутки за месяц	м	12,0
		м	360
8	Количество циклов в сутках	цикл	15
9	Добыча с одного цикла	т	1102
10	Проектная нагрузка на лаву: за сутки за месяц	т	16530
		т	495900
11	Количество выходов рабочих в сутках	чел.	68
12	Списочный штат рабочих	чел.	119
13	Производительность труда ГРОЗ: на выход за месяц	т	500,9
		т	8550,9
14	Прямые затраты на добычу 1 т угля по участку	руб.	210,41

Время одного цикла:

$$t_{\text{ц}} = \frac{L}{V_{\text{эп}}} \quad (4.5)$$

или

$$t_{\text{ц}} = \frac{1080}{n_{\text{ц}}}, \quad (4.6)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла, мин; L – длина лавы, м; $V_{\text{эп}}$ – эксплуатационная скорость подачи комбайна, м/мин; $n_{\text{ц}}$ – количество рабочих циклов за сутки:

$$V_{\text{эп}} = V_{\text{п}} k_{\text{э}}, \quad (4.7)$$

где $V_{\text{п}}$ – скорость подачи комбайна, м/мин; $k_{\text{э}}$ – эксплуатационный коэффициент.

При односторонней схеме работы комбайна необходимо определить время на зачистку почвы:

$$t_{\text{з}} = \frac{L}{V_{\text{мп}}}, \quad (4.8)$$

где L – длина лавы, м; $V_{\text{мп}}$ – маневровая скорость подачи комбайна, м/мин.

4.2. Определение численности очистной бригады

Основной формой организации труда в очистных забоях является работа комплексной бригады. Численный состав бригады рассчитывают исходя из объемов работ по процессам и операциям с учетом норм выработки на их выполнение. Объемы работ определяют на какой-либо временной промежуток: цикл, смену, сутки. Поскольку нагрузку на очистной забой обычно рассчитывают на сутки, то объемы работ должны быть определены на этот промежуток времени.

Выполняют расчеты следующим образом:

- устанавливают перечень всех процессов и операций, выполняемых в забое в течение суток при принятой технологической схеме очистных работ. Например, в забоях, оборудованных механизированными комплексами, следует учитывать операции: выемка угля комбайном, самозарубка комбайна, передвижка оборудования комплекса (секций механизированной крепи, забойного конвейера, перегружателя, энергопоезда, крепи сопряжений), укорачивание штрекового конвейера и другие;
- определяют объем работ по учтенным процессам и операциям;

- определяют нормы выработки: агрегатную и по операциям технологического процесса.

Нормы выработки по процессам и операциям устанавливают по справочникам, рекомендуемым для шахт Кузбасса, человеко-смен:

$$N_i = V_i/H_B, \quad (4.9)$$

где V_i – объем работ по процессу за сутки; H_B – норма выработки по процессу с учетом понижающих и повышающих коэффициентов;

- определяют явочную численность рабочих очистной бригады путем суммирования требуемого числа человеко-смен по отдельным процессам.

Окончательный численный состав бригады на сутки принимают несколько меньше расчетного количества человеко-смен, чтобы коэффициент перевыполнения норм выработки был немного более единицы (до 1,1). Делением расчетного количества человеко-смен на принятый численный состав определяют коэффициент перевыполнения норм выработки;

- определяют комплексную норму выработки по формуле

$$H_{\text{комп}} = Q_{\text{сут}}/\Sigma N_i; \quad (4.10)$$

- определяют расчетом списочный состав бригады и оформляют его в виде таблиц;

$$N_{\text{сп}} = k_{\text{сп}} N_{\text{яв}}, \quad (4.11)$$

где $k_{\text{сп}}$ – коэффициент списочного состава; $N_{\text{яв}}$ – явочная численность рабочих.

Коэффициент списочного состава определяется по формуле

$$k_{\text{сп}} = \frac{T}{0,96(365 - П - В - 27)}, \quad (4.12)$$

где T – количество рабочих дней предприятия в году; 365 – количество дней в году; П – количество праздничных дней в году; В – количество выходных дней в году; 27 – продолжительность отпуска, дн./год; 0,96 – коэффициент, учитывающий количество невыходов в соответствии с законодательством Российской Федерации.

4.3. Составление графика выходов рабочих

Примеры графиков выходов рабочих комплексной бригады приведены в табл. 4.3 (для челноковой схемы работы комбайна) и в табл. 4.4 (для односторонней схемы работы комбайна).

В очистных забоях работу ведут комплексные бригады, которые выполняют все рабочие операции. Режим работы обычно четырехсменный, по 6 часов каждая смена, из которых три добычные и одна ремонтно-подготовительная.

Как видно из рис. 4.1 и 4.2 в настоящее время в ремонтно-подготовительной смене в течение 4 часов производятся операции по выемке угля комбайном и холостой перегон комбайна с зачисткой почвы. Кроме рабочих-сдельщиков, выполняют ремонтные работы электрослесари и вспомогательные горнорабочие, не входящие в состав комплексной бригады.

Таблица 4.3

График выходов рабочих при челноковой схеме работы комбайна

Профессия, разряд	Численность рабочих				
	смены				всего
	I	II	III	IV	
Машинист комбайна, IV р.	2	1	1	1	5
Пом. машиниста комбайна, V р.	1	1	1	1	4
ГРОЗ, V р.	16	7	7	7	37
Итого сдельщики	19	9	9	9	46
Эл. слесарь дежурный, V р.	1	1	1	1	4
Эл. слесарь ППР, V р.	2	–	–	–	2
Эл. слесарь ППР, IV р.	6	–	–	–	6
Эл. слесарь ППР, III р.	3	–	–	–	3
МПУ, III р.	1	1	1	1	4
ГРП, III р.	4	1	1	1	7
Итого повременщики	17	3	3	3	26
Всего явочная численность	36	12	12	12	72

Таблица 4.4

График выходов рабочих при односторонней схеме работы комбайна

Профессия, разряд	Численность рабочих				
	смены				всего
	I	II	III	IV	
Машинист комбайна, IV р.	2	1	1	1	5
Пом. машиниста комбайна, V р.	1	1	1	1	4
ГРОЗ, V р.	15	6	6	6	33
Итого сдельщики	18	8	8	8	42
Эл. слесарь дежурный, V р.	1	1	1	1	4
Эл. слесарь ППР, V р.	2	–	–	–	2
Эл. слесарь ППР, IV р.	6	–	–	–	6
Эл. слесарь ППР, III р.	3	–	–	–	3
МПУ, III р.	1	1	1	1	4
ГРП, III р.	4	1	1	1	7
Итого повременщики	17	3	3	3	26
Всего явочная численность	35	11	11	11	68

5. ПОДГОТОВКА ПРОЕКТА К ЗАЩИТЕ

Законченный проект предварительно просматривается руководителем и при отсутствии замечаний сдается на кафедру, назначается день защиты. Защита проекта проводится до начала экзаменационной сессии в установленный для каждого студента срок.

6. ОРГАНИЗАЦИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Курсовой проект выполняется студентами в срок, отведенный для этой цели в соответствии с учебным планом.

Каждый студент получает от преподавателя бланк-задание к проекту (рис. 6.1). Задание может содержать также ряд дополнительных данных (табл. 6.1).

Таблица 6.1

Показатели для индивидуального задания

Показатель, ед. изм.	Обозначение
Мощность пласта, м	m
Угол падения пласта, град	α
Крепость угля по М. М. Протодяконову	f
Соппротивление угля резанию в неотжатой зоне, Н/мм	A_p
Объемный вес угля, т/м ³	γ
Показатель хрупкости пласта	E
Относительная метанообильность, м ³ /т	g
Мощность породных прослоек, м	$m_{п}$
Соппротивление резанию породных прослоек, Н/мм	$A_{п}$
Непосредственная кровля, порода	
мощность, м	$m_{нк}$
крепость	$f_{нк}$
прочность на одноосное сжатие, МПа	$\sigma_{сж}$
Основная кровля, порода	
мощность, м	$m_{ок}$
крепость	$f_{ок}$
прочность на одноосное сжатие, МПа	$\sigma_{сж}$
Непосредственная почва, порода	
мощность, м	$m_{оп}$
крепость	$f_{оп}$
прочность на вдавливание, МПа	$\sigma_{вд}$

В задании содержатся сведения о горно-геологических условиях, достаточные для выбора средств механизации или комплексной механизации очистных или подготовительных работ. Горно-

геологическая характеристика пласта приводится совместно с обозначениями и характеристиками показателей в соответствии с рекомендациями. Задание может содержать ряд дополнительных данных, необходимых для выполнения курсового проекта, например обводненность пласта ($\text{м}^3/\text{ч}$), нарушенность, опасность по внезапным выбросам угля, породы, газа и др.

Министерство образования и науки Российской Федерации Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Кузбасский государственный технический университет» имени Т. Ф. Горбачева			
Горный институт Кафедра горных машин и комплексов			
ЗАДАНИЕ			
для курсового проекта по дисциплине		«Горные машины и комплексы»	
студенту	Максименко Е.В.	группы	ГЭС-121
	Дата выдачи задания	(указать дату)	
	Дата представления проекта к защите	(указать дату)	
Тема проекта	Комплексная механизация горных работ в условиях пласта Болдыревский АО «Шахта им. С. М. Кирова»		
Горная часть	Выбор оборудования очистного забоя, расчет производительности очистного комбайна		
Спецчасть	Расчет режимных и конструктивных параметров шнека очистного комбайна 7LS20		
Графическая часть проекта должна быть выполнена на		2	листах
формата А1 по ГОСТ 2.301-68			
	1 лист	Чертеж общего вида механизированного комплекса очистного забоя	
	2 лист	Сборочный чертеж шнека очистного комбайна	
Расчетно-пояснительная записка должна быть составлена в соответствии с учебным пособием : Горные машины и комплексы: Учеб. пособие для курсового проектирования / А. А. Хорешок [и др.] ; КузГТУ. – Кемерово, 2018.			
Руководитель проекта:		проф., д.т.н. Маметьев Л. Е.	

Рис. 6.1. Бланк-задание к курсовому проекту

При отсутствии в задании некоторых параметров считать, что эти показатели не являются ограничивающими факторами. Для руководства курсовым проектированием кафедрой назначается ответственный руководитель-консультант. Консультации по курсовому проекту проводятся в установленные руководителем часы.

7. СОДЕРЖАНИЕ И СТРУКТУРА КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и 2 листов формата А1 графической части. Пояснительная записка на 25–35 страницах состоит из введения, горной и специальной частей и списка использованной литературы. Во введении указываются основные направления развития и задачи горных машин по увеличению эффективности работы горнодобывающих предприятий.

7.1. Горная часть

Горная часть проекта составляет 35–40 % от всего объема работы и включает в себя следующие разделы:

- горно-геологическая характеристика пласта;
- анализ и выбор системы разработки, определение размеров выемочного столба;
- выбор оборудования очистного забоя;
- расчет основных параметров выемки выемочной машины;
- определение производительности выемочной машины, комплекса, агрегата;
- организация работ в очистном забое;
- демонтаж оборудования очистного забоя;
- разработка чертежа очистного забоя с необходимым количеством разрезов и сечений, с размещением на нем всего принятого оборудования (рис. 7.1). На этом же чертеже располагают планограмму работ (рис. 4.1 или 4.2), а также приводят основные технико-экономические показатели по участку (табл. 4.1 или 4.2), график выходов рабочих (табл. 4.3 или 4.4).

7.2. Специальная часть

В специальной части курсового проекта предусматривается разработка конструкции одной из сборочных единиц очистного комбайна, механизированной крепи, проходческого комбайна, бу-

рильной машины. Разработка конструкции сопровождается расчетом ее конструктивных и режимных параметров (кинематическими, прочностными, проверочными расчетами, расчетами мощности двигателя и т. д.) в соответствии с темой специальной части, указанной в задании.

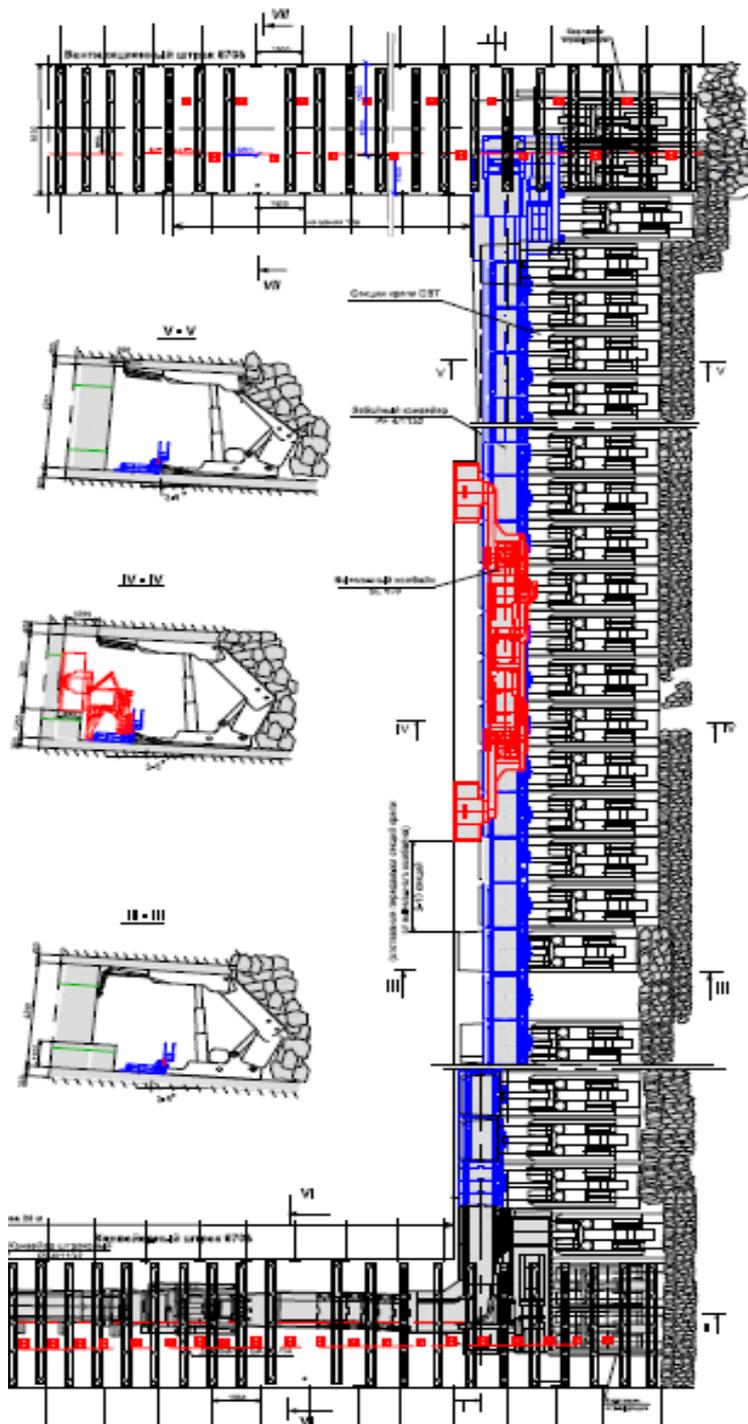


Рис. 7.1. Чертеж очистного забоя с тремя разрезами (шахта «Талдинская-Западная-1»)

Специальная часть должна являться основной органической частью курсового проекта как по содержанию, так и по глубине проработки. В общем бюджете времени она должна занимать не менее 60–65 % от всего времени, отведенного на выполнение курсового проекта.

8. ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и графической части.

8.1. Пояснительная записка

Пояснительная записка выполняется на листах формата А4 размером 297×210 мм. Она начинается с титульного листа.

Текст пояснительной записки необходимо сформировать по разделам, подразделам, пунктам и подпунктам, которые нумеруются по ГОСТ 2.105–95 [33] (раздел 1; подразделы 1.1, 1.2, 1.3 и т. д.; пункты 1.1.1, 1.1.2 и т. д.; подпункты 1.1.1.1, 1.1.1.2 и т. д.).

Каждый раздел начинается с нового листа, на котором выполняется основная надпись для текстовых конструкторских документов для первого (заглавного) листа по ГОСТ 2.104–2006 [34].

Переносы слов в заголовках не допускаются. Точку в конце заголовка не ставят. Если заголовок состоит из двух или более предложений, их разделяют точкой.

Нумерация страниц части и приложений, входящих в ее состав, должна быть сквозная. Нумеруются все страницы, в том числе с рисунками, таблицами и т. д.

В тексте пояснительной записки не допускаются сокращения слов, не предусмотренные ГОСТ 7.12–93 [35], и применение профессиональных жаргонов.

Записка должна быть оформлена с учетом шрифтов по ГОСТ 2.304–81 [36] с высотой букв и цифр не менее 2,5 мм. Расстояние от рамки формы до границ текста в начале и в конце строк не менее 3 мм. Расстояние от верхней или нижней строки текста до верхней или нижней рамки должно быть не менее 10 мм. Абзацы в тексте начинаются отступом, равным 15–17 мм. Титульный лист оформляется в соответствии с образцом на рис. 8.1.

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет»
имени Т. Ф. Горбачева»

Горный институт
Кафедра горных машин и комплексов

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к проекту по дисциплине «Горные машины и комплексы»
на тему: «Комплексная механизация горных работ в условиях
пласта Болдыревский АО «Шахта им. С. М. Кирова»
Специальная часть «Расчет режимных и конструктивных
параметров шнека очистного комбайна 7LS20»

Выполнил: студент гр. ГЭС-121
Максименко Е. В.
Руководитель: проф., д.т.н.
Маметьев Л. Е.

Кемерово 2018

Рис. 8.1. Пример оформления титульного листа
пояснительной записки
к курсовому проекту

Опечатки, описки и графические неточности, обнаруженные в процессе выполнения документа, допускается исправлять, подчищая или закрашивая корректором и нанося на том же месте нужный текст (график).

Иллюстрации помещаются сразу после ссылок на них в тексте или на отдельных листах, нумеруются последовательно в пределах раздела (например: рис. 1.1, рис. 1.2 или рис. 2.1, рис. 2.2 и т. п.). Каждый рисунок должен иметь содержательную надпись, помещаемую под ним. В тех случаях, когда излагается вопрос, отраженный в графической части проекта, необходима ссылка на соответствующие чертежи. В пояснительной записке следует применять стандартизованные единицы физических величин, их наименования и обозначения в соответствии с ГОСТ 8.417–2002 [37]. Применение разных систем обозначения физических величин не допускается.

Расчеты необходимо оформлять следующим образом. Для определения той или иной величины дается формула в буквенном виде с указанием единицы измерения (только в СИ, например: масса – кг, т; сила – Н, кН и т. д.). Затем расшифровывается каждая величина, входящая в формулу, с указанием ее единицы измерения. Далее формула записывается в цифрах и без промежуточных расчетов дается ответ с указанием единицы измерения.

Список использованной литературы составляется в последовательности, в которой источники появляются в тексте пояснительной записки. При ссылке на литературные источники приводится порядковый номер по списку использованной литературы, заключенный в квадратные скобки, с указанием страниц, на которых расположен используемый материал. Порядковый номер размещается непосредственно в тексте. Например: [42, с. 28].

Список использованной литературы выполняется на отдельных листах без основной надписи в соответствии с основными правилами библиографического описания по ГОСТ 7.1–2003 [38] и общепринятыми сокращениями слов по ГОСТ 7.12–93 [35].

8.2. Графическая часть

Графическая часть курсового проекта выполняется карандашом либо с использованием специализированных компьютерных программ на листах формата А1 с соблюдением всех правил черчения и требований ГОСТов.

Обозначение чертежа (сооружения, машины, сборочной единицы, детали) составляется по следующей схеме: индекс проекта; индекс изделия (машины); номер совокупности сборочных единиц (группы); номер сборочной единицы (узла) или детали, шифр документа.

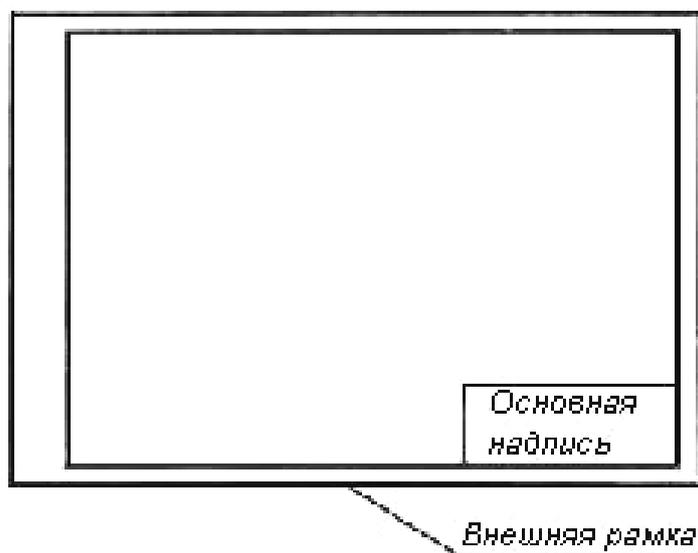


Рис. 8.2. Пример оформления графического листа

Так форматы должны быть по ГОСТ 2.301–68 [39]: 841×1189 мм (A0); 594×841 мм (A1); 420×594 мм (A2); 297×420 мм (A3); 210×297 мм (A4).

Основные надписи на чертежах выполняются по ГОСТ 2.104–2006 [34] (рис. 8.3).

					КП.С.7LS20.00.000 СБ			
					Шнек Сборочный чертеж	Лит.	Масса	Масшт.
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		И	1980	1:5
Разраб.	Иванов					Лист 1		Листов 2
Пров.	Маметьев					КузГТУ, каф. ГМиК, гр. ГЭс-151		
Рук.	Маметьев							
Утв.	Буялич							

Рис. 8.3. Пример заполнения основной надписи

Масштабы уменьшения изображения 1:2; 1:2,5; 1:4; 1:5; 1:10; 1:15; 1:20; 1:25; 1:40; 1:50; 1:75; 1:100, а также масштабы увеличения изображения 2:1; 2,5:1; 4:1; 5:1; 10:1; 20:1; 40:1; 50:1; 100:1 принимают по ГОСТ 2.302–68 [40].

В учебном проектировании принимаются индексы: для курсового проекта – КП, для курсовой работы – КР. Если проект делится на части, то в индекс входит буква, указывающая принадлежность к части: Г – горная часть, горнотехнологическая часть; С – спецчасть; Т – технологическая часть; Э – экономическая часть и т. п.

Индексы проектов могут быть: КП.С; КР.Г; КП.Г и т. п.

Индекс машины назначается произвольно или берется по аналогии с индексацией завода-изготовителя или проектного института.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Условия применения и состав оборудования механизированных комплексов для пологого падения

Обозначение модуля	Мощность пласта, м	Механизированная крепь	Струг, комбайн	Конвейер (перегрузатель)	Крепь сопряжения
Комплексы очистные струговые (ОС)					
ОС-1	0,8–1,7 0,88–2,06	BUCYRUS800/2200	GH934ve/4,7 GH938ve/5,7	PF3/822 PF4/932	Штрековая BUCYRUS
ОС-2	0,7–1,8 0,9–2,0	OSTROJ07/21	PL738V PL838K	DH834 DH1034 (DH1042)	OSTROJ15/35CH
Комплексы очистные комбайновые для пластов средней мощности (ОКС)					
ОК-С1	1,3–2,4	MVPO2800	MB450E MB570E	CZK228/832 CZK285/965 (PZF05/P2)	OSTROJ15/35CH КСЮ
ОК-С2	1,9–3,6	OSTROJ17/37	SL300	DH1034 PF4/1032; PF4/1132 (DH1042)	OSTROJ17/37CH
ОК-С3	1,5–3,0	BUCYRUS1500/3000	EL600; SL300 EL1000; EL2000	PF4/932 PF4/1032; PF4/1132 (DH1042)	Штрековая BUCYRUS
ОК-С4	1,4–3,0	RS1400/3000	7LS0; 7LS1A 7LS2A; 7LS3A SL300	AFC/SBL	RSROADWAY
ОК-С5	1,7–3,1	TAGOR15/32POz	SL300; 7LS1A 4LS20; EL600 KSW880E	A34; A38 PSZ850/n×N (PSZ1100) Rybnik850 (Grot850)	TAGOR 15,5/33POz/S
ОК-С6	1,4–2,1	2M138/2	SL300; 7LS0 7LS1A; EL600 KSW460NE	КСЮ381 A30 СПЦ391 (ПЧР800)	2M138/2
ОК-С7	1,6–2,5	3M138/2	SL300; 7LS0 7LS1A; EL600 KSW460NE	КСЮ381 КСЮ391 A30; A34 (ПЧР800) (ПЧ1100)	3M138/2
ОК-С8	1,5–2,5	2M138/4	SL300; 7LS0 7LS1A; EL600	КСЮ381; КСЮ391 A30; A34 (ПЧР800) (ПЧ1100)	КСЮ

Продолжение прил. 1

Обозначение модуля	Мощность пласта, м	Механизированная крепь	Струг, комбайн	Конвейер (перегрузатель)	Крепь сопряжения
ОК-С9	1,86–3,5	4М138/4	4LS20 KSW460NE	КСЮ391 А34 (ПЧНР800) (ПЧН1100)	КСПЮ
ОК-С10	2,0–4,0	МКЮ18/42	SL300	КСЮ3100; А38 (ПЧН3100) Rybnik1100 (Grot1100)	КСПЮ
Комплексы очистные комбайновые для мощных пластов (ОКМ)					
ОК-М1	2,8–5,5	OSTROJ26/56	SL300; SL1000	DH1342 (DH1042)	OSTROJ26/56CH
ОК-М2	2,5–6,0	BUCYRUS2500/6000	EL2000; EL3000 SL500; SL1000	PF4/1132; PF4/1332; PF5/1142 PF5/1342 (PF6/1542)	Штрековая BUCYRUS
ОК-М3	2,0–6,0	RS2000/6000	7LS3А; 7LS5 7LS6; 7LS7 SL500; SL1000	AFC/SBL	RSROADWAY
ОК-М4	2,6–4,8	TAGOR24/50POz	SL500; 7LS3А 7LS5; KSW620E KSW1140E	PSZ1100 (PSZ1200) PF4/1132	TAGOR 24/50POz/S
ОК-М5	3,5–6,0	МКЮ33/61	SL500; SL1000	Rybnik1100; PF4/1332; (Grot1100)	КСПЮ
ОК-М6	2,55–4,8	2М142	SL300 SL500	А38; PF4/1032; КСЮ3100 СПЦ310 (ПЧН3100)	КСПЮ

Технические характеристики механизированных крепей ОМТ для пластов пологого падения

Параметры крепей типа ОМТ	ОМТ147С	3М138	М138/2	М138КП	М138/4	2ОМТ174С	1ОМТ174	2ОМТ174	3ОМТ174	4ОМТ174	1М144Б	2М144Б	3М144Б	ОМТ1/1	ОМТ1/2	2М142
Мощность пласта, м	0,8–1,5	1,4–3,5	1,4–3,5	1,5–3,1	1,4–3,5	2,0–6,0	1,6–3,1	2,0–4,1	1,6–6,0	3,4–6,2	2,0–5,5	2,6–5,5	2,0–5,5	2,6–5,2	2,6–5,2	3,0–5,4
Минимальная высота, мм	680	1000	1000	1250	1250	1800	1300	1800	2500	3200	1650	2300	2750	2200	2200	2660
Максимальная высота, мм	1450	2000	2150	2800	2750	3800	2800	3800	5300	6000	3000	4300	5200	4800	4800	5120
Коэффициент раздвижности	2,0–2,24										1,89	1,87	1,89	2,18		1,92
Сопротивление крепи, кН/м ²	820	1040	1040	550	1040	1250	900	1320	1300	1300	820	870	900	1043	1017	1300
Шаг передвижки, мм	630	800													780	
Шаг установки, мм	1500	1500	1500	1500	1500	1750	1750	1750	1750	1750	1500	1500	1500	1750	1750	1500
Количество гидростоек, шт.	2	2	2	4	4	2					2	2	2	2	2	2
Рабочее давление в стойке, МПа	32															
Давление крепи на почву, МПа	2,0–2,5															
Усилие передвижки секции крепи, кН	304	330	270	273	273	1000	640	640	1000	1000	640	640	640	458	458	780
Площадь проходного сечения для воздуха, м ²	6,8–3,0	7,8–4,3	7,7–4,1	11,2–5,1	11,0–5,1	11,8–7,5	9,4–4,7	11,8–7,4	17,5–8,6	18,2–8,6	10,4–6,2	14,4–7,3	16,3–9,1	15,8–7,8	15,8–7,8	18,6–9,2
Масса секции, т	8,5	10,2	11,3	6,55	13,3	28,0	19,0	28,0	29,0	30,0	13,0	15,0	18,0	23,0	25,0	21,0

Технические характеристики механизированных крепей FAZOS для пластов пологого падения

Параметры крепей типа FAZOS (Польша)	07/15POz	11/27POz	10,5/25POz/M	12/32POz	17/37POz ₂	22/45POz	25/53POz	25/53POz/BSN
Минимальная высота, мм	700	1100	1050	1200	1700	2200	2500	2500
Максимальная высота, мм	1500	2700	2800	3200	3700	4500	5300	5300
Шаг установки, мм	1500	1500	1500	1500	1500	1750	1750	1750
Шаг передвижки, мм	800	800	1000	800	800	800	800	800
Количество гидростоек, шт.	2	2	2	2	2	2	2	2
Рабочее давление, МПа	32	28	32	30	32	31,5	32,0	32,0
Несущая способность стойки, кН	2493	2198	3700	3387	2895	4181	3978	3978
Сопrotивление крепи, МПа	0,73	0,69	1,02	1,151	0,865	1,09	0,913	0,778
Угол по падению пласта, град	45	45	45	45	45	45	45	45
Угол по простиранию пласта, град	20	20	20	20	20	20	20	20
Усилие передвижки кН: секции крепи / конвейера	458/254	401/181	643/311	429/193	643/311	633/306	633/306	633/306
Площадь проходного сечения для воздуха, м ²	8,2–2,9	9,3–5,2	9,5–4,7	10,9–4,8	11,7–7,3	15,6–8,1	17,6–8,7,	17,6–8,5
Вес секции, т	10,4	12,69	17,7	17,8	20,1	24,42	24,42	24,42

Технические характеристики механизированных крепей TAGOR для пластов пологого падения

Параметры крепей типа TAGOR (Польша)	11/22POz	14/32POz	14/36POz	12/31POz	18/36POz	08/22POz ₂	15/32POz	24/53POz	14/34POz/BSN
Мощность пласта, м	1,5–2,0	1,7–3,1	1,7–3,5	1,2–3,1	1,8–3,6	1,0–2,1	1,7–3,1	3,0–5,0	1,6–3,3
Минимальная высота, мм	1100	1400	1400	1100	1700	800	1500	2400	1400
Максимальная высота, мм	2200	3200	3600	3100	3600	2200	3200	5300	3400
Шаг установки, мм	1750	1500	1500	1500	1500	1500	1750	2000	1500
Шаг передвижки, мм	1000	800	800	800	800	850	800	1000	800
Количество гидростоек, шт.	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Рабочее давление, МПа	31,5	32	32	32	25	32	32	35	30
Несущая способность стойки, кН	5330	7502	7502	2524	3217	2969	4275	6073	3779
Сопротивление крепи, МПа	1,08	0,92–1,08	0,8–1,01	1,0	1,11	0,83	1,02	1,1	1,28
Угол по падению пласта, град	15	20	35	35	35	12	20	10	35
Усилие передвижки секции крепи, кН	556	401	401	458	358	458	643	891	429
Давление на почву, МПа	2,64	2,76	2,3–2,7	1,92	2,58	5,41	1,82	2,57	2,96
Площадь проходного сечения для воздуха, м ²	7,8–4,2	10,8–6,1	11,7–7,6	10,8–4,7	11,7–7,4	7,6–3,7	11,4–5,3	17,6–8,7	11,0–5,2

Технические характеристики механизированных крепей MVPO и JOY для пластов пологого падения

Параметры крепей типа MVPO OSTROJ, Чехия (исполнение)	065/14	70/125T	07/16	07/21	11/30	12/32	14/32	17/37	17/37HD	22/46	22/56	MV4	MV4M	RS3200	RS2400	RS4700
Минимальная высота, мм	650	700	700	700	1100	1200	1400	1700	1700	1700	2600	650	1200	1300	1200	2200
Максимальная высота, мм	1400	1250	1600	2100	3000	3200	3200	3700	3700	3700	5600	1400	2600	3200	2400	4700
Соппротивление крепи, кН/м ²	668	668	648	709	637	637	576	660	1209	1209	1165	341	341	780	650	840
Шаг установки, мм	1756	1500	1500	1500	1500	1750	1500	1500	1750	1500	1500	1500	1200	1750		
Шаг передвижки, мм	800															
Количество гидростоек, шт.	2															
Диаметр поршня, мм	250	250	220	225	220	400	225	225	400	225	320	125	125	400		
Несущая способность стойки, кН	2258	2111	1596	1789	1521	4524	1788	1788	4524	1788	3999	491	491	4300		
Несущая способность крепи, кН	3873	3721	3139	2876	2964	8538	3582	3560	9068	3560	7400	982	982	8600		
Угол по падению пласта, град	25	17	25	30	45	25	25	25	25	25	25	40	40	35		
Усилие передвижки секции крепи, кН	297	416	232	230	304	643	425	425	565	425	643	379	379	559		
Площадь проходного сечения для воздуха, м ²	7,0–2,8	6,8–3,0	8,4–3,2	7,6–3,8	10,5–4,7	10,8–4,8	11,2–5,3	11,7–7,3	11,7–7,3	11,8–7,5	17,6–8,2	6,8–3,0	9,1–4,9	4,5–11,2	4,5–9,0	7,6–14,5

Технические характеристики механизированных крепей МКЮ для пластов пологого падения

Параметры крепей типа МКЮ, ООО «Юргинский машзавод»	2У07/19	2У12/25	2У14/28	М138/2(П)	М138/2(Ш)	М138/2(ШШ)	2Ш13/27	2Ш16/32	2Ш26/53	2Ш23/48	2Ш20/43	2У20/43	4У10/20	4У12/25	4У16/35
Минимальная высота, мм	650	1200	1415	905	1070	1225	1300	1600	2600	2300	2000	2000	1000	1230	1650
Максимальная высота, мм	1900	2500	2800	1670	2135	2585	2700	3200	5300	4800	4300	4300	1950	2530	3500
Соппротивление крепи, кН/м ²	617	1050	924	600	600	600	964	1200	1300	1270	956	1090	950	1150	1160
Шаг передвижки, мм	700	800	800	800	800	800	1000	800	800	800	800	800	800	800	800
Шаг установки, мм	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1750	1750	1750	1750	1750	1500	1500	1500	1500
Количество гидростоек, шт.	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	4	4	4
Диаметр поршня, мм	250	320	320	250	250	250	360	400	400	400	350	320	220	250	250
Давление предохранительного клапана, МПа	43	42	42	42	42	42	42	43	42	42	42	42	42	42	42
Рабочее давление, МПа	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32
Коэффициент начального распора	0,74	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76	0,74	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76
Давление на почву, МПа	1,9	2,67	2,5	1,86	1,86	1,86	2,52	2,4	2,94	2,6	2,2	2,4	2,4	2,8	2,65
Усилие передвижки секции крепи, кН	492	492	492	330	330	330	643	643	814	726	726	726	493	332	492
Площадь проходного сечения для воздуха, м ²	8,5– 2,9	8,2– 4,6	10,3– 5,8	7,5– 3,8	7,9– 4,2	8,7– 5,1	9,1– 5,5	10,8– 6,3	17,6– 8,8	16,2– 5,6	14,5– 4,9	14,5– 4,9	10,5– 4,2	13,0– 5,2	15,2– 7,1
Масса секции, т	10,4	16,5	16,6	9,75	10,7	11,25	23,5	26,5	34,5	32,5	27,5	24,0	11,9	13,5	19,3

Технические характеристики механизированных крепей фирмы DBT для пластов пологого падения

Параметры крепей типа DBT (Германия)	6,4/17	8,0/21	10,7/24	10,6/22	11,5/27	12/27	10,6/30	12/34	18/35	14/27	12/22	22/48	20/44	25/50	25/55	27/60
Минимальная высота, мм	645	800	1070	1067	1150	1200	1680	1285	1800	1400	1219	2200	2050	2500	2550	2700
Максимальная высота, мм	1730	2100	2400	2286	2700	2700	3000	3400	3500	2750	2235	4800	4400	5000	5500	6000
Сопrotивление крепи, кН/м ²	652	720	726	764	813	676	740	678	974	939	1094	713	1015	810	1054	1115
Шаг установки, мм	1500	1500	1500	1750	1500	1500	1500	1500	2000	1750	1750	1750	1750	1750	1750	1750
Шаг передвижки, мм	850	850	850	1067	850	800	850	850	1000	1000	1067	800	1200	900	865	1000
Количество гидростоек, шт.	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Диаметр поршня, мм	260	300	300	345	320	280	320	320	400	380	400	320	380	345	345	400
Рабочее давление, МПа	45	38	38	42	38	41	38	38	45	44	45	41	45	38	46	42
Несущая способность стойки, кН	2389	2686	2686	3926	3056	2524	3056	3056	5652	4990	5655	3297	5103	3552	4319	5278
Несущая способность крепи, кН	4097	4585	4585	6960	5654	4779	5834	5289	11049	9263	10355	6434	10050	7000	8534	10341
Усилие передвижки, кН: секции крепи / конвейера	279/ 151	279/ 151	379/ 151	444/ 247	379/ 151	458/ 254	429/ 238	429/ 283	565/ 314	565/ 314	565/ 362	458/ 254	1131/ 577	530/ 294	557/ 309	684/ 433
Длина перекрытия, мм	3920	3810	3810	4610	4630	4345	4630	4880	5200	5175	4845	4100	5160	4635	4050	4050
Расстояние от стойки до передней кромки перекрытия, мм	2750	2750	2750	3360	3400	3200	3400	3650	3750	3790	3545	3000	3710	3285	2910	2900
Площадь проходного сечения для воздуха, м ²	7,3– 2,8	7,4– 3,4	8,3– 4,2	8,3– 3,9	9,2– 4,7	9,5– 4,8	10,1– 6,2	11,0– 4,7	11,6– 7,4	10,2– 5,7	8,6– 5,1	15,6– 7,9	14,1– 6,7	16,2– 8,1	17,6– 8,2	19,2– 8,6
Вес секции, т	9,45	10,1	11,9	19,3	16,8	13,3	16,9	18,7	33,5	26,4	25,0	21,7	29,9	28,6	27,0	30,0

Технические характеристики механизированных крепей сопряжения

Параметры механизированных крепей сопряжения	КСШ5А	КСШЮ	КСЮ	КСБЮ	1КС	2КС	УКС	ОКС1	КСУ
Минимальная высота, мм	700	1100	2000	2600	1400	1800	1590	2090	986
Максимальная высота, мм	1500	2700	3200	4300	2800	3500	3540	3560	2014
Длина крепи, мм	1000	11000	8350	8100	6700	7350	7360	8240	
Ширина крепи, мм	1000		1300	2600	1060		1100	1960	
Шаг передвижки, мм	800	800	820	800	630		630; 800	700	800
Количество гидростоек, шт.	6	6	4	4	4-6		4	4-6	4
Рабочее давление, МПа	32								
Рабочее сопротивление крепи, кН	2493	2198	6000	5400	3050	3150	3040	1600	2000
Давление на почву, МПа	0,73	0,69	1,76	2,4	2,0			6,4	1,0
Усилие передвижки крепи, кН	458/254	401/181		445	500		360	22-32	
Вес секции, т	10,4	12,69	9,0	26,0	10,3	11,2	13,6	12,0	10,0

Технические характеристики стругов

Параметры стругов	GH934ve/4,7	GH938ve/5,7	PL838K	PL730V	PL738V	RHH800	GH800	GH1600	C700
Тип	скользящего действия			отрывного действия			скользящего действия		
Вынимаемая мощность пласта, м	0,8–1,7	0,88–2,0	0,8–2,0	0,7–1,5	0,7–1,8	0,6–1,6	0,9–2,0	1,0–2,3	0,85–1,3
Сопротивляемость угля резанию, кН/м	до 300								
Длина очистного забоя, м	300			250	300				260
Скорость движения струга, м/с	до 3,0	0,64/1,92	2,7	0,75/1,96	1,96	до 2,5	до 3,0	до 3,6	1,95
Толщина стружки (глубина резания), мм	145	195	200	150	200	190	180	250	80
Мощность привода струга, кВт	2×315	2×400		2×200	2×400			2×800	720
Калибр×шаг тяговой цепи струга, мм	34×137	38×137		30×108	38×137			42×152	38×137
Скорость движения цепи конвейера, м/с	1,32–2,0	0,65/1,32	1,14	0,95		1,0–2,0			0,73
Мощность привода конвейера, кВт	2×(400/600)	2×(200/400)		2×400	2×250	2×400	2×(400/600)		400

Технические характеристики очистных комбайнов

Комбайн	Мощность пласта, м	Мощность эл. дв. привода исполнит. органов, кВт	Мощность эл. дв. подачи, кВт	Скорость подачи, м/мин	Номинальное тяговое усилие, кН	Исполнительный орган			
						диаметр, м	ширина захвата, м	скорость резания, м/с	число оборотов, об/мин
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
РКУ10	1,1–1,9	1×200	–	10,0	450	1,0; 1,12; 1,205	0,63; 0,8	2,9–3,7	–
РКУ13	1,35–2,6	1×200	–	10,0	450	1,25; 1,4; 1,6	0,63; 0,8	2,6–3,4	–
РКУ13ТП	1,5–2,3	1×200	2×30	10,0	400	1,4	0,8	2,9	–
К10ПМ	1,1–2,5	2×140	2×30	6,0	400	1,12; 1,25; 1,4	0,63	3; 3,5	–
КШЗМ	1,8–3,4	2×245	–	4,4	320	1,6; 1,8	0,5; 0,63	2,45; 2,76	–
1КШЭ	2,2–4,25	2×200	2×19	8,0	450	2,0	0,5; 0,63	3,03	–
1КШЭУ	2,2–4,2	2×200	2×19	8,0	420	1,8; 2,0	0,63	3,03	–
2КШЭУ	2,5–5,0	2×315	2×43	15,0	620	2,0; 2,3	0,63; 0,8	–	31–43
2КШЗ	2,0–4,1	2×200	–	8,0	450	1,8; 2,0	0,5; 0,63	2,75; 3,06	–
К250	1,35–2,6	1×200	2×30	10,0	400	1,25; 1,4; 1,6	0,63; 0,8	2,6; 3,4	–
К500	1,4–3,5	2×250	2×45	7,0	450	1,4; 1,6; 1,8	0,63; 0,8	2,8; 3,5	–
К500Ю	1,5–3,5	2×200	2×45	5,0	450	1,4; 1,6; 1,8	0,63; 0,8	2,8; 3,5	–
К600	2,0–4,3	2×300	2×60	10,0	560	2,0	0,865	–	25–34
КДК500	1,35–3,2	2×250	2×45	10,0	450	1,25–1,8	0,63; 0,8	2,54–3,2	–
КДК700	2,0–4,3	2×355	2×60	10,0	600	1,8–2,2	0,63	2,54–3,2	–
КGS245/2BP	1,1–2,0	2×100	1×45	6,8	400	1,25; 1,4	0,63	2,85–3,3	–
КGS245/2D	1,1–2,0	2×100	1×45	7,8	350	1,25; 1,4	0,63	–	44–54
КGS245/2DH	1,1–2,0	2×100	1×45	7,8	350	1,25; 1,4	0,63	–	44–54

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
KGS275/B	1,2–2,35	2×100	1×75	10,5	250	1,25; 1,4	0,63	3,26; 3,34	–
KGS275/2B	1,2–2,35	2×100	1×75	5,0	455	1,25; 1,4	0,63	3,26; 3,34	–
KGS285/2B	1,4–2,5	2×120	1×45	11,0	540	1,25; 1,4	0,63	3,34; 3,36	–
KGS285/2BH	1,4–2,5	2×120	1×45	11,0	540	1,25; 1,4	0,63	3,34; 3,36	–
KGS305/2BP	1,1–2,0	2×130	1×45	6,8	400	1,25; 1,4	0,63	2,85; 3,34	–
KGS305/2DH	1,1–2,0	2×130	1×45	7,8	350	1,25; 1,4	0,63	–	44–54
KGS309/2B	1,8–2,8	2×200	1×45	11,5	512	1,6; 1,8	0,63	3,27	–
KGS309/2BH	1,8–2,8	2×200	1×45	11,5	512	1,6; 1,8	0,63	3,27	–
KGS309/2BP	1,8–3,4	2×200	1×45	12,0	500	1,6; 1,8	0,63	3,27	–
KGS309/2BPH	1,8–3,4	2×200	1×45	12,0	500	1,6; 1,8	0,63	3,27	–
KGS324/B	2,2–3,4	2×132	1×60	8,0	250	1,8	0,63	3,77	–
KGS324/2B	2,2–3,4	2×132	1×60	3,85	455	1,8	0,63	3,77	–
KGS324/2BP	2,2–3,4	2×132	1×60	4,0	500	1,8	0,63	3,77	–
KGS324/2BPH	2,2–3,4	2×132	1×60	4,0	500	1,8	0,63	3,77	–
KGS345N/2BP	1,2–2,7	2×150	1×60	6,8	400	1,2–1,5	0,8	–	30–38
KGS385	1,2–2,7	2×200	1×60	6,8	400	1,25; 1,4	0,8	–	30–38
KGS440/2B	2,2–3,6	2×190	2×45	3,85	455	1,8; 2,0	0,63	3,57; 3,97	–
KGS440/2BP	2,2–3,7	2×190	1×60	4,0	500	1,8; 2,0	0,63	3,57; 3,97	–
KGS440/2BPH	2,2–3,8	2×190	1×60	4,0	500	1,8; 2,0	0,63	3,57; 3,97	–
KGS445/2BH	2,2–3,8	2×200	2×45	11,0	270	1,8; 2,0	0,63; 0,8	3,57; 3,97	–
KGS445/2BPH	2,2–3,9	2×200	2×45	11,0	270	1,8; 2,0	0,63; 0,8	3,57; 3,97	–
KGS445RW/2BPH	2,2–4,0	2×200; 2×250;	1×60	9,0	660	1,8–2,3	0,63; 0,8	2,32; 2,58	–
KGS450S/2BP	1,8–3,5	2×200	1×60	6,0	500; 600	1,8; 2,0	0,8	–	38
KGS475/2B	2,2–4,0	2×200	1×75	10,0	455	1,8	0,8	3,5	–
KGS500	1,8–4,3	2×200	1×100	8,0	500; 600	1,8; 2,0	0,65	–	38
KGS500/2D	2,2–4,5	2×200	1×100	8,0	500	2,0	0,8	3,97	–
KGS500/2BPH	2,2–4,5	2×200	1×100	8,0	500	2,0	0,8	3,97	–
KGS533/2BP	2,2–3,85	2×200	1×100	8,0	500	1,8; 2,0	0,63	3,57; 3,97	–
KGS560S/2BP	1,6–4,5	2×200; 2×250	1×60	6,0	500; 600	1,8; 2,0	0,8	–	36

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
KGS600N/2BP	1,5–3,5	2×250; 2×300	1×100	6,0	600	1,4–1,8	0,7; 0,8	–	38
KGS750RW/2BP	2,0–4,5	2×300	1×150	9,0	600	2,0–2,36	0,7; 0,8	–	24,5
KGS800S/2BP	1,7–4,1	2×250; 2×350	1×150	8,0	660	1,8; 2,0	0,65; 0,8	–	32–37
KGS930RW/2BP	2,0–4,0	2×400	1×130	10,0	300	2,0	0,8	2,41	–
KGE444/C	1,0–3,1	2×150 2×200	2×22	11,5	400	1,25; 1,4; 1,5	0,65; 0,75	–	34,1– 54,5
KGE454/BP	2,0–3,8	2×250	2×35	8,0	380	1,8; 2,0	0,63	3,57; 3,97	–
KGE535S/2BP	1,6–3,9	2×200	2×45	9,0	560	1,4–2,0	0,65	–	38
KGE800RW/2BP	2,2–4,0	2×200; 2×300	2×45	9,0	560	2,0; 2,36	0,8	–	25
KGE1000/2BP	1,5–4,0	2×400	2×60	9,0	640	1,4–2,36	0,65; 0,8	–	28–37
KSE344	0,9–1,9	2×150	2×22	7,5	440	1,0; 1,2	0,8	3,1; 3,3	–
KSE360	0,9–1,9	2×150	2×30	9,4	470	1,0; 1,25	0,8	–	43–74
KSE500	2,0–4,0	2×200	2×45	8,3	600	1,7–2,0	0,65–0,95	3,32–3,9	–
KSE700	1,5–3,6	4×150	2×45	9,0	620	1,25–2,0	0,75–1,0	–	35–59
KSE700W	2,2–4,0	2×200	2×60	9,0	800	1,8; 2,0	0,8	–	35–59
KSE800	1,8–4,0	2×300	2×60	7,4	600	1,6–2,0	0,85; 1,0	–	38–44
KSE1000	1,8–4,0	2×400	2×60	7,4	600	1,6–2,0	0,85; 1,0	–	38–44
KSW460NE	1,6–3,2	2×250	2×45	8,3	646	1,6	0,8	–	32–54
KSW475	1,6–3,8	2×200	1×75	7,3	574	1,4; 2,0	0,75	–	32–54
KSW/E620	1,6–3,8	2×250	2×45	7,8	614	1,4–2,0	0,8	–	32–54
KSW750E	1,4–3,5	2×300	2×60	10,5	670	1,4–1,8	0,63–1,0	–	36–50
MB280E	1,0–2,3	2×125	2×16	6,5	320	0,75–0,9	0,8	–	47–54-
MB320E	1,0–2,3	2×135	2×22	6,5	440	0,95–1,25	0,63; 0,8	–	47–54
MB390E	1,3–2,6	2×170	2×22	6,5	440	1,25–1,4	0,63; 0,8	–	47–54
MB410E	0,9–1,8	2×180	2×22	6,0	440	0,8–1,0	0,8	–	63
MB444P	0,8–1,3	2×200	2×22	6,5	440	0,7–0,9	0,8	–	78
MB450E	1,3–2,6	2×200	2×22	6,5	440	1,25–1,5	0,63; 0,8	–	47–54

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
MB480E	1,8–4,0	2×200	2×37	8,0	700	1,4–2,0	0,63; 0,8	–	33–47
MB500E	1,8–4,0	2×200	2×37	8,0	700	1,4–2,0	0,63; 0,8	–	33–47
MB570E	1,0–3,0	2×250	2×30	6,0	600	1,0–1,5	0,63; 0,8	–	33–47
MB580E	1,8–4,0	2×250	2×37	8,0	700	1,4–2,0	0,63; 0,8	–	33–47
MB600E	1,8–4,0	2×250	2×37	8,0	700	1,4–2,0	0,63; 0,8	–	33–47
MB612E	1,8–4,0	2×250	2×45	7,5	660	1,6–2,0	0,63; 0,8	–	33–47
MB630E	1,0–3,0	2×280	2×30	6,6	700	1,4–2,0	0,63; 0,8	–	33–47
MB700E	2,5–5,0	2×300	2×45	7,5	800	1,8–2,5	0,63; 0,8	–	33–40
MB712E	2,5–5,0	2×300	2×45	7,5	800	1,6–2,25	0,8	–	33–40
MB850E	1,6–4,5	2×500	2×85	10,0	800	1,3–2,25	0,9; 1,0	–	29–47
MB1200E	1,6–4,5	2×500; 2×550; 2×630	2×85	10,0	800; 900	1,8–2,75	0,8; 0,9; 1,0	–	26–40
4LS3	1,4–2,6	2×336	2×26	8,0	390	1,22–1,52	0,68–1,02	2,8; 3,5	–
4LS5	1,5–3,5	2×335	2×40	10,0	535	1,42–1,83	0,68–1,02	3,4; 4,3	–
7LS20	1,6–4,3	2×285	2×50	12,0	1000	1,6	0,8	–	37–54
6LS1	1,8–3,8	2×447	2×45	11,0	414	1,83–2,44	0,76–1,02	2,8; 3,8	–
6LS2	1,8–4,9	2×450			535				
6LS5	1,9–5,1	2×425 2×610	2×110	11,0	535	1,83–2,75	0,98–1,22	–	26–48
7LS1	1,42–3,2	2×375 2×405	2×50	10,0	560	1,42–1,57	0,87–1,22	–	37–54
7LS2	1,42–3,2	2×375 2×420	2×80	12,0	560; 572	1,42–1,57	0,87–1,22	–	37–54
7LS3	1,42–4,1	2×375 2×420	2×50	12,0	560	1,42–1,57	0,87–1,22	–	37–54
7LS4	1,8–4,78	2×610 2×650	2×110	12,0	800	1,8–2,8	1,0–1,22	–	31–43

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
7LS5	1,8–4,9	2×610 2×650	2×110	12,0	800	1,42–1,57	1,78–2,8	–	31–43
7LS6	2,2–4,9	2×610	2×110	12,0	692	2,2	0,8	–	36–43
EL600	1,4–3,5	2×375 2×450	2×50	10,0	600	1,1; 2,2	0,8–1,0	3,77	–
EL1000	1,8–6,0	2×600	2×70	12,0	900	1,1; 2,2	0,8–1,0	3,77	–
EL2000	1,5–3,5	2×500	2×100	11,0	750	1,2–2,2	0,8–1,0	3,77	–
EL3000	2,2–6,0	2×650 2×850	2×125	15,0	1000	1,9–3,0	0,8–1,0	3,77	–
EDW150/2L	1,5–3,6	2×150	1×23	4,8	217	1,3–1,8	0,65; 0,85	–	45
EDW170/340	1,4–3,0	2×170	–	4,8	390	1,3–1,8	0,85	–	23–37
EDW200L	1,5–3,5	1×200	–	4,8	390	1,3–1,8	0,65; 1,0	–	45–61
EDW200/230L	1,5–3,5	1×230	–	4,8	390	1,3–1,8	0,65–1,0	–	45–61
EDW230/2L	1,5–3,6	2×230	1×23	4,8	217	1,3–1,8	0,75–1,0	–	23–37
EDW300/ 380LH	2,2–5,5	1×380	–	6,7	516	1,8–2,5	0,65–1,0	–	23–32
EDW380L	1,4–3,5	1×380	2×27	4,5	498	1,3–2,0	0,75–1,0	–	32; 40
EDW450L	2,2–4,2	2×450	2×27	7,4	645	1,8–2,5	0,85–1,0	–	23
MG2 65/312W	1,1–2,0	2×65	2×22	6,9	340	1,1; 1,25	0,6	–	57–78
MG132/320WD	1,3–1,6	2×65	2×22	5,5	300–313	1,25; 1,4; 1,6	0,6	–	40–52
MG150/350D	1,5–3,0	2×150	2×22	5,5	385	1,4; 1,6	0,63; 0,8	–	36–52
MG160/ 380WD	1,4–3,2	2×160	2×22	7,5	360	1,25–1,6	0,63; 0,8	–	36–52
MG200W	1,5–3,0	1×200	–	5,5	350	1,4–1,8	0,63	3,1; 3,2	–
MG200QW	1,5–3,0	1×200	–	7,4	440	1,4–1,8	0,63	3,1; 3,2	–
MG200/ 500WD	1,8–3,5	2×200	2×40	7,85	535	1,6–2,0	0,63; 0,8	–	32–42
MG300W	2,0–3,7	1×300	–	6,0	321	1,6–2,0	0,63	3,1; 3,2	–
MG300/ 680WD	2,0–3,6	2×300	2×40	8,7	586	1,6–2,0	0,63; 0,8	3,1; 3,5	–

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
MG400/ 985WD	1,9–4,7	2×400	2×45	10,0	620	1,6–2,4	0,63; 0,8	–	29–40
MG463DW	1,6–3,5	2×200	2×26	5,5	430	1,6; 1,8	0,68–0,8	2,4; 2,6	–
MG700/1660WD	2,3–4,5	2×650; 2×700; 2×750	2×110	7,0	809; 938	2,25; 2,5	0,865	–	33,7
MG800/2040WD	2,9–5,4	2×800	2×120	10,0	865; 1040; 1250	2,7	0,865; 1,0	–	26,18
MLS ₃ 170	1,6–2,9	1×170	–	5,4	190	1,1–1,6	0,63	2,9–5,4	–
MXG200/ 475W	1,6–3,6	2×200	1×100	6,0	450	1,6–2,0	0,63; 0,8	–	31–41
MXG250/ 575-W	1,6–3,6	2×250	1×100	6,0	450	1,6–2,0	0,63; 0,8	–	31–41
MXG300/700	1,8–3,5	2×250 2×300	2×40	8,3	500	1,8–2,0	0,8	–	31–41
MXG350	1,4–3,0	2×150	1×50	6,0	324	1,4; 1,6	0,63	–	31–41
MXG500	1,7–3,5	2×250	1×100	7,0	387	1,6; 1,8	0,63; 0,8	–	31–41
MXP240	1,3–2,7	2×100	1×40	7,0	196	1,25–1,6	0,5; 0,6	3,48	–
MXA300/3,5	2,0–3,5	1×300	–	8,3	400	1,8	0,65; 0,8	3,12; 3,5	–
KN220/TZ02	1,1–1,8	2×120	2×16	3,3	500	1,0	0,65	2,6; 2,8	–
SL230	1,5–4,5	2×230	2×36	6,8	560	1,5–2,0	0,75–1,1	–	37
SL300 версия 1	1,5–3,5	1×275	2×35	6,0	600	1,5–2,0	0,85–1,1	–	23–63
SL300 версия 2	1,6–4,3	1×300	2×35	7,0	600	1,5–2,0	0,85–1,1	–	36–56
SL300 версия 3	1,6–4,3	2×300; 2×400	2×35	7,0	600	1,5–2,0	0,85–1,1	–	36–56
SL300 версия 4	1,6–4,3	2×480	1×100	7,0	600	1,6–2,0	0,8	–	31–41
SL500 версия 1	2,4–5,2	2×450	2×60	9,0	800	2,0–2,5	0,85–1,0	–	23–34
SL500 версия 2	2,0–6,0	2×500 2×750 2×825	2×90	14,0	1000	2,0–3,5	0,85–1,0	–	23–32
SL750 версия 1	1,9–4,5	2×750	1×120	14,5	900	1,65–2,5	0,85–1,0	–	33–50

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
SL750 версия 2	1,9–4,5	2×750	2×120	14,5	900	1,65–2,5	0,85–1,0	–	35–45
SL300N	1,4–2,2	2×400	2×35	6,8	538	1,4–1,8	0,8–1,1	–	37
SL300N	1,4–2,2	2×400	2×35	6,8	538	1,4–1,8	0,8–1,1	–	37
SL900	2,4–6,0	2×825 2×900	2×150	16,0	1000	2,2–3,5	0,85–1,1	–	23–38
SL1000	2,7–7,2	2×900 2×1000	2×150	16,0	1000	2,4–3,5	0,85–1,1	–	29–38
Электра 550	1,3–3,5	2×150	2×26	7,0	390	1,06–1,8	0,8; 1,0	2,5–3,0	–
FAMUR520N/ 2BP	1,5–3,2	2×200	1×100	6,0	600	1,25–1,6	0,8; 1,0	–	32–54
Саартроник 500	3,3–4,1	1×410	2×45	8,0	832	1,8–2,3	0,52–0,8	–	26–32
Панда Е	1,3–6,0	1×500	2×60	8,0	450	1,2–2,5	0,65–1,0	–	26–32

Технические характеристики струговых резцов

Параметры	Тип резца									
	PC 3	PC 4	PC 6	PC 7	PC 8	PC 9	PC 10	PC 11	PL 10	PL 155
Длина резца, мм	118	118	150	150	120	155	180	152	150	175
Ширина режущей кромки, мм	32	32	22	13	32	13	13	58	22	22
Форма сечения хвостовика	плоская со скругленными меньшими сторонами					прямоугольная				
Угол заострения, град	60	72	72	70	80	75	75	80	72	72
Форма передней поверхности	плоская			плоско-клиновья	гребенчатая	плоскоклинья		гребенчатая	плоская	
Масса пластинок твердого сплава, г	86	116	32	36	155	36	36	155	32	32
Марка твердого сплава	BK15				BK11BK	BK15		BK11BK	BK15	
Марка стали державки	35XГСА									
Масса, кг	1,0	1,1	1,15	1,15	1,14	1,7	2,65	3,27	1,5	2,5

Технические характеристики кабелеукладчиков

Параметры кабелеукладчиков	GUK1A	GUK2	GUK3	GUK4	1КЦН	2КЦН	КЦЮ	1КЦЮ	2КЦЮ	TM KUO11	TM KUO12	TM KUO13	TM KUO14	TM KUO15	TM KUO21
Высота, мм	110				76				110				90		
Ширина, мм	160	185	205	245	180	138	180	158	165	195	215	245	290	165	
Высота петли, мм	390–400				400				390				300		
Радиус изгиба кабеля, м	120–149				108–174				120–149						
Диаметр кабеля, мм	48,1–59,5				43,2–69,6				48,1–59,5						

Технические характеристики кабелеукладчиков

Параметры кабелеукладчиков	TM KUO22	TM KUO23	TM KUU11	TM KUU12	TM KUU13	TM KUU21	TM KUU22	TM KUU23	GUK1Apn	GUK2pн	GUK3pн	GUK4pн	УКТ1	УКТ2	УКТ3
Высота, мм	90				110				95						
Ширина, мм	210	245	165	210	245	165	210	245	160	185	205	240	160	185	205
Высота петли, мм	300				390				300				390		
Радиус изгиба кабеля, м	120–149											108–174			
Диаметр кабеля, мм	48,1–59,5											43,2–69,6			

Технические характеристики скребковых конвейеров

Параметры скребковых конвейеров	СПЦ163	СПЦ230	СПЦ230/11	СП250/11	СП251/13	СП251/14	СПЦ271М	СПЦ273	СП291	СП326	СП330	СПЦ334П
Производительность, т/ч	360	1020–1500	1200	430	480–600	480–600	480–900	720	426	500–800	1000; 1200	1400
Скорость движения скребковой цепи, м/с	1,0	0,33–1,24	0,33; 1,0	1,0	1,12; 1,24	1,12; 1,24	1,0–1,24	1,0	1,0	1,12; 1,24		
Длина в поставке, м	до 207	200–350	200–350	до 200	до 250	до 250	до 300	до 200	до 200	250–300	250–350	250–350
Количество цепей, шт.	2											
Калибр цепи, мм×мм	24×86	30×108	30×108	18×64	24×86	24×86	26×92	26×92	18×64	24×86; 26×92	30×108	34×126
Мощность привода, кВт	до 320	до 800	до 800	до 220	до 480	до 400	до 400	до 330	110	до 500	до 750	до 1000
Количество эл. двигателей, шт.	2	2; 3; 4	2; 3; 4	2; 3	2; 3; 4	2; 3; 4	2; 3	3	2	2; 3; 4	2; 3; 4	2; 3; 4
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	192	230; 255; 265	255	190	190; 205	190; 205	228; 230	228	190	245	285	255
- длина рештака, мм	1350; 1500	1500	1500	1900	1500	1350	1350; 1500; 1900	1500	1550	1500	1500	1500
- ширина рештака, мм	642	692; 800	800	642	642	642	592; 692	736	642	560; 714	754; 860	800

Технические характеристики скребковых конвейеров

Параметры скребковых конвейеров	СП26У	СП36	СП88	СПЦ261	СПЦ271	КСД26В	КСД27	Анжера26	Анжера30	Анжера34	Анжера38	Анжера42
Производительность, т/ч	456	600	450	480	720	600	960	720	1500	2500	3000	4000
Скорость движения скребковой цепи, м/с	1,0	1,15	1,0	1,0	1,0	1,12	1,08	0,8–1,1	0,92–1,52	1,04–1,49	1,05–1,42	1,15–1,52
Длина в поставке, м	до 250	до 300	160–200	160–200	120–180	до 300	до 300	до 230	до 310	до 350		
Количество цепей, шт.	2											
Калибр цепи, мм×мм	24×86	26×92	24×86	26×92	26×92	24×86	30×108	26×92	30×108	34×126	38×137	42×146
Мощность привода, кВт	до 320	до 400	до 220	до 220	до 220	до 320	до 600	до 250	до 400	до 400	до 600	до 800
Количество эл. двигателей, шт.	2	2	2; 3; 4	2	2	2	2	2; 3; 4				
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	190	245	190	228	228	192	255	245		280	280; 310	
- длина рештака, мм	1500	1500	1900	1900	1500	1500	1500	1080; 1500	1500	1500; 1750		1500; 1750; 2050
- ширина рештака, мм	642	642	642	632	736	642	754	690; 800		800; 1000		800; 1000; 1100

Технические характеристики скребковых конвейеров

Параметры скребковых конвейеров	КСЮ271	КСЮ381	КСЮ391	КСЮ3100	PSZ750	PSZ850	PSZ950	PSZ1000	Glinik260/724	Glinik298/800	Glinik340/924	Glinik340/1024	
Производительность, т/ч	813	1200	1600	2000	1100	1600	2000	2500	1150	1700	2500	3000	
Скорость движения скребковой цепи, м/с	1,13	1,13; 1,28	1,28	1,4	2,06	2,06	2,06	2,06	0,96– 1,33	0,96– 1,44	1,22–1,44		
Длина в поставке, м	до 300				до 400			до 500	до 400		до 350		
Количество цепей, шт.	2												
Калибр цепи, мм×мм	30×108	34×126		38×137	26×92; 30×108 34×126	30×108 34×126 38×137 42×146	34×126 38×137 42×146	38×137 42×146	30×108 34×126	34×126 38×137	38×137; 42×146		
Мощность привода, кВт	до 750	до 945	до 1200	до 2100	до 1600	до 2000	до 2520	до 2520	до 945	до 1200	до 1890		
Количество эл. двигателей, шт.	3			2; 3	2; 3; 4			2; 3					
Габаритные размеры:													
- высота рештака, мм	Консультация у производителя				225; 265; 300	265; 300; 335			260	298	340		
- длина рештака, мм	Консультация у производителя								1500	1500	1500; 1750	1500; 1750	
- ширина рештака, мм	688	800	890	1000	700	790; 800	900	1100	724	800	924	1024	

Технические характеристики скребковых конвейеров

Параметры скребковых конвейеров	СПЦ 310	СПЦ 391	СПЦ 3120	FFC7	FFC8	FFC9	FFC10	FFC11	AFC 38/800/1500	AFC	AFC	AFC
Производительность, т/ч	2400	1200	2400	1100	1600	2000	2500	3000	1500	2722	3629	4537
Скорость движения скребковой цепи, м/с	1,4	1,1	1,4	1,0	1,0	1,06	1,08	0,8–1,1	1,35	1,28		
Длина в поставке, м	до 260	до 300	210–230	до 400					до 300			
Количество цепей, шт.	2											
Калибр цепи, мм×мм	48×152	34×126; 38×137	48×152	26×92	26×92	26×92	30×108	26×92	38×148	34×126	38×137	42×146
Мощность привода, кВт	до 2300	до 1200	до 2000	до 945	до 1500	до 1800	до 3000	до 3600	до 1500	до 400	до 600	до 800
Количество эл. двигателей, шт.	2; 3	2; 3	2; 3	2	2; 3	2	2; 3		3	2; 3; 4		
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	320	320	320	250	265	300	300; 330		280	280	280; 310	
- длина рештака, мм	1750	1500; 1700; 2000	1750	Консультация у производителя					1750	1500; 1750		1500; 1750; 2050
- ширина рештака, мм	1000	840	1200	700	800	900	1000	1100	800	800;1000		800; 1000; 1100

Технические характеристики скребковых конвейеров

Параметры скребковых конвейеров	Rybnik600	Rybnik750	Rybnik850	Rybnik950	Rybnik1100	RyfamaS1250	CZK190/800N	CZK228/732	CZK228/800N	CZK228/832	CZK260/852	CZK228/642
Производительность, т/ч	400	1400	1750	2200	3000	4000	700	800	900	1000	1200	700
Скорость движения скребковой цепи, м/с	0,84–1,1	0,8–1,55	1,1–1,55	1,1–1,55	1,0–1,55	1,0–1,7	1,1	0,95–1,1				
Длина в поставке, м	до 450						300	350			300	
Количество цепей, шт.	3		2									
Калибр цепи, мм×мм	18×64	26×92; 30×108; 34×126; 38×126	30×108; 34×126; 38×137; 48×115	38×137; 42×146; 48×115	34×126; 38×137; 42×146	48×115; 48×152; 52×127; 56×131	26×92	30×108				
Мощность привода, кВт	до 220	до 1200	до 2250	до 2250	до 3000	до 3600	до 1000	до 1260			до 1000	
Количество эл. двигателей, шт.	2	3	3	3	3	3	4					
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	180; 190	220; 230; 260	260; 295	260	330	360	190	228			260	228
- длина рештака, мм	Консультация у производителя							Консультация у производителя				
- ширина рештака, мм	620	750	850	950	1100	1250	800	732	800	832	852	642

Технические характеристики скребковых конвейеров

Параметры скребковых конвейеров	F285/889st	F285/689st	F285/789st	SGZ830/630	SGZ 830/800	SGZ830/1050	SGZ800/630	SGZ800/800	SGZ800/1050	SGZ900/800	SGZ900/1050	SGZ900/1400
Производительность, т/ч	1800	1200	1500	1000–1200			960	720	1500	2500	3000	
Скорость движения скребковой цепи, м/с	0,32–1,2			1,0–1,3								
Длина в поставке, м	до 250			230	250	200	250	200	250			
Количество цепей, шт.	2											
Калибр цепи, мм×мм	34×126											38×137
Мощность привода, кВт	315	200	250	630	800	1050	630	800	1050	800	1050	1400
Количество эл. двигателей, шт.	2											
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	285	310									345	
- длина рештака, мм	1500											
- ширина рештака, мм	889	689	789	770			800			900		

Технические характеристики скребковых перегружателей

Параметры скребковых перегружателей	ПС271	ПС281	ПСН1100	ПСН3100	ПСНР800	ПСП26	ПСП26/03	СПЦ271М/82ПР	СПЦ271М/81	СПЦ230/81	СПЦ230/81.16	ПСП308/03
Производительность, т/ч	900	1200	2000		1300	960	1100	1100–1300		1350; 1500	1200– 1700	1500
Скорость движения скребковой цепи, м/с	1,13– 1,4	1,33; 1,4	1,5		1,4	1,17; 1,5		1,0–1,24		1,0; 1,24		1,17; 1,5
Длина в поставке, м	до 90					44–100		35–80		35–80		45
Калибр цепи, мм×мм	30×108	30×108	34×126	30×108 34×126	30×10 8	26×92	30×108	26×92		30×108		30×108
Мощность привода, кВт	до 250		250; 315		до 315	110; 160	160; 200	до 400				160; 200
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	Консультация у производителя					230	250	228; 230		230; 255		250
- длина рештака, мм	1500							1500; 3000	1500		1500; 3000	1500
- ширина рештака, мм	800		1020		800	732		692; 800				732

Технические характеристики скребковых перегружателей

Параметры скребковых перегружателей	ПТК1У	ПТК3У01	ПТК800	ПТК1000	GROT350	GROT450	GROT600/700	GROT750	GROT850	GROT950	GROT1100	GROT14000
Производительность, т/ч	340	670	720–900	1100–1350	70	540	880; 1170	1500	2000	2500	3300	4500
Скорость движения скребковой цепи, м/с	1,25	1,4	1,0–1,24		0,53–0,77	0,8–1,3	1,3	1,5		2,0		
Длина в поставке, м	56–80			56–100	150	300		100	90		100	
Калибр цепи, мм×мм	18×64		18×64	24×86	14×50	18×64		26×92; 30×108	30×108; 34×126			34×126; 38×126
Мощность привода, кВт	55	110	110; 150	110–320	22–44	55–110		90–400	160–400		160–630	800
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	190		190; 205	245	140	180; 190	180; 190	230; 260	260; 280	260–310		
- длина рештака, мм	1500											
- ширина рештака, мм	642			754	350	450	620–742	750	850	950	1100	1400

Технические характеристики скребковых перегружателей

Параметры скребковых перегружателей	F285/689sb	F285/789sb	F285/889sb	F285/989sb	DSS260sr	DSS260sr	Glinik724	Glinik800	Glinik824	Glinik1024	ПСП308/03	PZF05/P1
Производительность, т/ч	1200	1500	1800		до 1200		1600	2200	1800	3000	1200	750
Скорость движения скребковой цепи, м/с	0,32–1,2				0,35–1,4		1,12–1,85			1,46–1,85	1,17	1,33; 1,4
Длина в поставке, м	50–75						80				45	80
Калибр цепи, мм×мм	30×108		34×126		26×92	30×108	30×108	34×126	30×108	30×108; 34×126	30×108	
Мощность привода, кВт	320	400	500		200	320	500	630	400	630	250	225
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	285				280		245	283	237	245–330	320	190; 260
- длина рештака, мм	1500						1500	1500; 3000	1500			
- ширина рештака, мм	689	789	889	989	754		724	800	824	1024	1032	732

Технические характеристики скребковых перегружателей

Параметры скребковых перегружателей	PZF05/P2	PZF05/P21	PZF05/P22	SZZ730/160	SZZ764/200	SZZ800/250	SZZ830/250	SZZ900/400	SZZ1000/375	SZZ1000/525	SZZ1200/525	SZZ1350/700
Производительность, т/ч	750			750–1000		1500–2000		2000–2200	2200–2500		3000–4000	
Скорость движения скребковой цепи, м/с	1,33; 1,4			1,1–1,5			1,12–1,85		1,46–1,85	1,17	1,33; 1,4	
Длина в поставке, м	80			30–50			60					
Калибр цепи, мм×мм	30×108			26×92		34×126	30×108	34×126			38×137	
Мощность привода, кВт	400	250	500	160	200	250		400	375	525		700
Габаритные размеры:												
- высота рештака, мм	225	190	260	688	722	800	770	900	1000		1200	1350
- длина рештака, мм	1500			Консультация у производителя								
- ширина рештака, мм	800		889	730	764	800	830	900	1000		1200	1350

Технические характеристики дробилок

Параметры дробилок механизированных комплексов	ДР1000Ю	ДР2500Ю	ДШ1	ДШ1/255	ДШ255/800	ДР4500А	УКУ1500	КД1600
Производительность, т/ч	до 1300	до 2500	840			до 1450	1800	2500
Размер приемного окна по высоте, мм	150–300	125–325	до 1200				до 1000	
Размер негабарита, мм	до 700	до 1200	620×830			до 1190	до 800	до 1020
Размер дробленых кусков, мм	до 250	195–345	175–325			до 250		
Диаметр ротора, мм	850	Консультация у производителя						
Окружная скорость ротора, м/с	17,6	24,0	22,0–25,0			25,0	22,0	
Мощность электродвигателей, кВт	до 110	до 250	90; 110			110–250	200	250
Габаритные размеры:								
- высота, мм	1370	1700	1580	1601	1572	до 1690	1505	1900
- длина, мм	6200	7500	4500			до 5500	3550	
- ширина, мм	2240	2500	1780		1832	до 1200	1900	
Вес дробилки, т	10,0	16,0	Консультация у производителя			16,0	10,5	12,5

Технические характеристики дробилок

Параметры дробилок механизированных комплексов	UFB14	UFB17	UFB22	DUK2P1	DUK2P2	DUK2P3	DUK2P4	ДШМ1
Производительность, т/ч	до 1360	до 1090	до 836	840	1400	2100	2800	до 450
Размер приемного окна по высоте, мм	432	до 203		160–250	190–330	190–340	160–360	
Размер негабарита, мм	до 430	до 200		до 600	до 800	до 1000	до 1150	до 700
Размер дробленых кусков, мм	Консультация у производителя							170–220
Диаметр ротора, мм	533–864	381–533	381–432	Консультация у производителя				685
Окружная скорость ротора, м/с	Консультация у производителя							
Мощность электродвигателей, кВт	225	190		75		132	160	75
Габаритные размеры:								
- высота, мм	1295	940	680	1350	1360	1900	2000	1114
- длина, мм	11684			3000	4500			3030
- ширина, мм	3759	3600	3600	1640	1710	1830	2200	1590
Вес дробилки, т	45,35	40,8	29,48	9,6–20,0				3,15–3,4

Технические характеристики дробилок

Параметры дробилок механизированных комплексов	Скорпион1300P	Скорпион1800P	Скорпион3000P	Скорпион5000P	PLM500	PLM1500	PLM3000	PLM4500
Производительность, т/ч	1300–1700	1800–2400	3000–4000	5000–6500	500	1500	3000	4500
Размер приемного окна по ширине, мм	Консультация у производителя				590	722	1000	1550
Размер негабарита, мм	780–920	910–1075	1075–1165	1075–1470	350–500		500–800	800–1200
Размер дробленых кусков, мм	120–320	170–370			до 300			
Мощность электродвигателей, кВт	160	250		520	90	160	250	400
Габаритные размеры:								
- высота, мм	1300	1725		2660	Консультация у производителя			
- длина, мм	3000							
- ширина, мм	1600	1830	2085	3200				
Вес дробилки, т	7,3	12,4	14,1	16,2				

Технические характеристики встроенных дробилок

Параметры дробилок, встроенных в конструкции конвейеров (FRC, SKK) и комбайнов (SL, KSE)	FRC8	FRC9	SKK3	SL500	SL750	SL900	SL1000	KSE800
Мощность электродвигателей, кВт	100–160		85	100	100	100; 200	200	45
Диаметр барабана, мм	844		840	Консультация у производителя				
Ширина барабана, мм	800	900	860	Консультация у производителя				
Параметры дробилок, встроенных в конструкции комбайнов (LS, KGS, KGE, KSE)	6LS1	6LS2	6LS5	7LS6	KGS 750RW/2BP	KGS 800S/2BP	KGE 800RW/2BP	KSE 1000
Мощность электродвигателей, кВт	55; 67			110	85			75
Диаметр барабана, мм	Консультация у производителя				840			
Параметры дробилок, встроенных в конструкции комбайнов (LS, KGS, KGE, KSE)	6LS1	6LS2	6LS5	6LS5	KGS 750RW/2BP	KGS 800S/2BP	KGS 800S/2BP	KSE 1000
Мощность электродвигателей, кВт	55; 67			110	85			75
Диаметр барабана, мм	Консультация у производителя				840			

Технические характеристики насосных станций

Параметры насосных станций	СНТ32/00	СНТ32/01	СНТ40	СНЛ190/3200	СНЛ190/3201	СНЛ180/32	СНЛ270/32	СНЕ90/32	СНЕ120/32	СНЕ150/32	СНЕ180/32
Номинальная подача, л/мин	100		150	90		180	270	95	120	152	180
Номинальное давление, МПа	32		40	32							
Номинальная мощность, кВт	113			58	113	110	160	55	75	90	110
Перепад от верхнего предела давления, %	20										
Емкость бака, л	1600	2000	1600	2000			2500	2000			
Вес, т	3,24	3,35	5,44	3,0	4,6	6,5	8,1	3,42	3,76	3,88	4,07
Габаритные размеры:											
- высота, мм	920			940				Консультация у производителя			
- длина, мм	2000		2710	6000	8400	9030		Консультация у производителя			
- ширина, мм	1060		1000	1100	1220	1270		Консультация у производителя			

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Горные машины и оборудование подземных горных работ: Учебное пособие для курсового и дипломного проектирования / А. А. Хорешок, Л. Е. Маметьев, А. М. Цехин, А. Ю. Борисов ; КузГТУ. – Кемерово, 2012. – 288 с.
2. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах АО «СУЭК – Кузбасс» : альбом / В. Н. Демура [и др.]. – Москва : Горное дело ООО «Киммерийский центр», 2014. – 256 с.
3. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах : в 2 ч. Ч. I : Технологические схемы. Ч. II : Набор модулей и пояснительная записка / ИГД им. А. А. Скочинского ; Минуглепром СССР. – Москва, 1991. – 202 с.
4. Выбор технологических схем и оборудования для отработки угольных пластов на шахтах АО «СУЭК – Кузбасс» / А. А. Хорешок, Л. Е. Маметьев, А. М. Цехин, В. И. Нестеров, А. Ю. Борисов // Горное оборудование и электромеханика. – 2015. – № 5. – С. 3–10.
5. ГОСТ 27038–86 (СТ СЭВ 5437–85). Комплексы механизированные забойные. Общие требования безопасности. – Москва : ИПК Изд-во стандартов, 1987. – 5 с.
6. ГОСТ Р 52152–2003. Крепи механизированные для лав. Общие технические требования. Методы испытаний. – Москва : ИПК Изд-во стандартов, 2004. – 29 с.
7. Буялич, Г. Д. Направления совершенствования механизированных крепей для отработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях / Г. Д. Буялич // Горная техника: добыча, транспортировка и переработка полезных ископаемых : каталог-справочник. – Санкт-Петербург : Славутич, 2007. – С. 10–16.
8. ГОСТ Р 53650–2009. Установки струговые. Общие технические условия. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2011. – 20 с.
9. Струговая выемка угля : каталог-справочник / А. Н. Аверкин [и др.] ; под общ. ред. В. М. Щадова. – Новочеркасск : Оникс+, 2007. – 298 с.
10. Расчет и конструирование струговых установок / Б. Б. Луганцев [и др.]. – Москва : Горная книга, 2011. – 291 с.

11. ГОСТ Р 53649–2009. Комбайны очистные. Общие технические требования. Методы испытаний. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2009. – 18 с.

12. ОСТ 12.44.258–84. Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах: методика / Минуглепром СССР. – Введ. 01.01.1986. – Москва, 1984. – 107 с.

13. Морозов, В. И. Очистные комбайны / В. И. Морозов, В. И. Чуденков, Н. В. Сурина : справочник / под общ. ред. В. И. Морозова. – Москва : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2006. – 650 с.

14. Мышляев, Б. К. Струг или комбайн для выемки маломощных пластов / Б. К. Мышляев, И. В. Титов // Уголь. – 2011. – № 7. – С. 24–26.

15. Цехин, А. М. Анализ условий эксплуатации очистных комбайнов на шахтах Кузбасса / А. М. Цехин, А. Ю. Борисов, Д. А. Потапов // Перспектива развития Прокопьевско-Киселевского угольного района как составная часть комплексного инновационного плана моногородов : сб. тр. III междунар. науч.-практ. конф., 30 марта 2011 г. – Прокопьевск : Изд-во филиала ГУ КузГТУ в г. Прокопьевске, 2011. – С. 204–206.

16. ОСТ 12.44.286–85. Шнеки очистных узкозахватных комбайнов. Типы и основные размеры. Взамен ОСТ 24.171.01. Введ. с 01.07.87. Москва : Изд-во Мин-ва угольн. пром-сти СССР, 1986. – 5 с.

17. ГОСТ Р 51047–97. Резцы очистных и проходческих комбайнов. – Москва : ИПК Изд-во стандартов, 1997. – 20 с.

18. Хорешок, А. А. Производство и эксплуатация разрушающего инструмента горных машин : монография / А. А. Хорешок, Л. Е. Маметьев, А. М. Цехин [и др.]. – Томск : Изд-во Томск. политехн. ун-та, 2013. – 300 с.

19. Горные машины и оборудование подземных горных работ. Режущий инструмент горных машин / А. А. Хорешок, Л. Е. Маметьев, А. М. Цехин, А. Ю. Борисов ; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 2012. – 288 с.

20. Цехин, А. М. Особенности эксплуатации рабочего инструмента очистных комбайнов на ш. Красноярская / А. М. Цехин, М. П. Григорьев, Д. Е. Гончаров // Инновации в угольной отрасли и экономике Кузбасса : сб. ст. участников IV межрегион. науч.-

практ. конф. с междунар. участием (28–29 апреля 2011 г.) : в 2 т. / Филиал ГУ КузГТУ в г. Белово. – Белово, 2011. – Ч. 1. – С. 32–36.

21. Каталог Sandvik. Режущий инструмент для горных пород. – Москва : Горное дело, 2008. – 52 с.

22. Каталог инструмента «Горный инструмент», 2006. – 44 с.

23. Каталог «Кировоградский завод твердых сплавов». Инструмент для горных работ. – 32 с.

24. Каталог Kennametal. – Underground Mining, 2004. – 60 с.

25. Опыт эксплуатации рабочего инструмента исполнительных органов горных машин на шахтах Кузбасса / А. А. Хорешок [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. – 2011. – № 4. – С. 8–11.

26. ОСТ 12.44.165–80. Комбайны очистные узкозахватные. Резцы и гнезда для них. Типы и основные размеры. Введ. с 01.01.82. Москва : Изд-во Мин-ва угольн. пром-сти СССР, 1980. – 9 с.

27. ГОСТ Р 55151–2012. Оборудование горно-шахтное. Кабелеукладчики. Общие технические требования и методы испытаний. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2014. – 11 с.

28. ГОСТ Р 55152–2012. Оборудование горно-шахтное. Конвейеры шахтные скребковые передвижные. Общие технические требования и методы испытаний. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2013. – 8 с.

29. Масленников, Н. Р. Проектирование и конструирование транспортных машин : учеб. пособие / Н. Р. Масленников ; КузГТУ. – Кемерово, 2010. – 310 с.

30. Васильев, К. А. Транспортные машины и оборудование шахт и рудников / К. А. Васильев, А. К. Николаев, К. Г. Сазонов : учеб. пособие. – Санкт-Петербург : Лань, 2012. – 544 с.

31. ГОСТ 14916–82. Дробилки. Термины и определения. – Москва : ИПК Изд-во стандартов, 1983. – 13 с.

32. ГОСТ Р 54775–2011. Станции насосные механизированных крепей. Общие технические требования. Методы испытаний. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2013. – 15 с.

33. ГОСТ 2.105–95. Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 1995. – 28 с.

34. ГОСТ 2.104–2006. Единая система конструкторской документации. Основные надписи. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2007. – 14 с.

35. ГОСТ 7.12–93. Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Сокращение слов на русском языке. Общие требования и правила. – Москва : ГОССТАНДАРТ России, 1994. – 18 с.

36. ГОСТ 2.304–81. Единая система конструкторской документации. Шрифты чертежные. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТ-ИНФОРМ», 2007. – 21 с.

37. ГОСТ 8.417–2002. Государственная система обеспечения единства измерений. Единицы величин. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2010. – 27 с.

38. ГОСТ 7.1–2003. Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления. – Москва : ИПК Изд-во стандартов, 2004. – 134 с.

39. ГОСТ 2.301–68. Единая система конструкторской документации. Форматы. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2007. – 4 с.

40. ОСТ 2.302–68. Единая система конструкторской документации. Масштабы. – Москва : ИПК «Изд-во стандартов», 2001. – 3 с.

ИНТЕРНЕТ-РЕСУРСЫ

1. АО «Кировоградский завод твердых сплавов»
<http://www.kzts.ru>
2. ОАО «ТВЕРДОСПЛАВ»
<http://tverdosplav.ru>
3. ООО «Горный инструмент»
<http://www.grins.ru>
4. ЗАО «БЕЛТЕХНОЛОГИЯ и М»
http://beltechnologia.by/topic-round_cutters/
5. Kennametal
<http://www.kennametal.com>
6. АО «Завод имени М. И. Платова»
<http://www.zaoplatov.ru/equipment/miner?n=127>
7. ООО НПП «Сибирские горнопромышленники»
http://sibgrp.ucoz.ru/index/universalnyj_rezec/0-7
8. ОАО «Завод Гидромаш»
<https://gidromash-nk.all.biz/>
9. ООО «Объединенные машиностроительные технологии»
<http://www.omt-ohe.ru/>
10. ООО «Юргинский машзавод»
<http://www.yumz.ru>
11. Компания «Интергормаш»
<http://igm.com.ua>
12. АО «Горные машины»
<http://www.zaogm.ru/company>
13. ЗАО «НПП «СПЕЦУГЛЕМАШ»
<https://specuglemash.all.biz/>
14. «OSTROJ a.s.»
<http://www.ostroj.cz>
15. ПАО «Агрегатный завод»
<http://www.agregat-pro.ru/>
16. EICKHOFF BERGBAUTECHNIK GmbH
<http://www.eickhoff-bochum.de>
17. «JOY Mining Machinery»
<http://www.Joy.com>
18. T Machinery a.s.
<http://www.tmachinery.cz/ru>
19. Krummenauer

- <http://www.krummenauer.de>
20. Grupa FAMUR
<http://www.famur.com.pl>
21. KOPEX GROUP
<http://www.kopex.com.pl/idm,925,ochistnyye-kombayny.html>
22. Caterpillar
<https://mining.cat.com/products/underground-mining/longwall>
23. DAT Bergbautechnik GmbH
<http://www.dat-bergbau.de>
24. SANDVIK MINING AND CONSTRUCTION G.M.B.H
<http://www.sandvik.com>
<http://www.miningandconstruction.sandvik.com>
25. ОАО «Александровский машиностроительный завод»
<http://www.amz.perm.ru>
26. ООО «Луганский машиностроительный завод
им. А. Я. Пархоменко»
<http://www.lmzip.com>
27. ПАО «Свет шахтера»
<http://www.shaht.kharkov.ua>
28. ОАО «ЛМЗ Универсал»
<http://www.lmzuniversal.com>
29. Shanghai Chuangli Mining Equipent Co.,Ltd.
<http://www.shclkj.com>
30. JOY Global Inc
<http://www.immchina.com>
31. Tiandi Science & Technology Co Ltd
<http://www.tdtec.com>
32. АО «УгольМашГрупп»
<http://www.ugolmash.ru>
33. ООО «Трейдинг ГорТех»
<http://www.gorteh.ru>
34. Угольный портал
<http://coal.dp.ua>
35. Горная энциклопедия
<http://www.mining-enc.ru>
36. АО «АЛТА»
<http://www.alta.cz>
37. НПП «ТОЧПРИБОР»

- <http://www.npp-tp.ru>
38. Фирма PEGRAL
<http://www.pegral.pl>
39. ООО «ГМК-Сервис»
<http://www.gmk-service.ru>
40. ОАО «Анжеромаш»
<http://www.angera.ru>
41. ПАО «ДОНЭРМ»
<http://www.donerm.com.ua>
42. Хуайнаньский завод по производству подземного
транспортного оборудования
<http://gjmjru.icm.cn/products/>
43. ОАО «Александровский машиностроительный завод»
<http://www.amz.perm.ru>

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
1. ЦЕЛИ, ЗАДАЧИ И СТРУКТУРА ПРОЕКТА.....	4
1.1. Цель и задачи проектирования.....	4
1.2. Тематика курсового проектирования.....	5
2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ.....	5
2.1. Горно-геологическая характеристика пласта.....	5
2.2. Анализ и выбор системы разработки.....	8
2.2.1. Систематизация средств механизации горных работ.....	10
2.3. Определение размеров выемочного столба.....	14
2.4. Выбор оборудования очистных забоев.....	16
2.4.1. Выбор оборудования комплексно-механизированных забоев на пластах пологого падения.....	17
2.4.1.1. Выбор механизированной крепи.....	18
2.4.1.1.1. Определение сопротивления механизированной крепи.....	18
2.4.1.1.2. Выбор механизированной крепи по устойчивости непосредственной кровли.....	19
2.4.1.1.3. Выбор механизированной крепи по углу падения	20
2.4.1.1.4. Выбор механизированной крепи по несущей способности почвы.....	20
2.4.1.1.5. Выбор механизированной крепи по мощности пласта. Определение типоразмера крепи.....	21
2.4.1.2. Выбор механизированной крепи сопряжения.....	25
2.4.1.3. Выбор выемочной машины.....	27
2.4.1.3.1. Выбор струговой установки.....	30
2.4.1.3.2. Выбор очистного комбайна.....	39
2.4.1.3.3. Выбор режущего инструмента	43
2.4.1.3.4. Выбор кабелеукладчика.....	49
2.4.1.4. Выбор забойного конвейера.....	52
2.4.1.5. Выбор перегружателя	55
2.4.1.6. Выбор дробилки.....	56
2.4.1.7. Выбор насосной станции.....	58
2.4.2. Увязка конструктивных и режимных параметров функциональных машин.....	60
2.5. Расчет основных параметров выемки угля.....	63

2.5.1. Расчет скорости подачи очистного комбайна.....	63
2.5.1.1. Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа.....	64
2.5.1.2. Определение скорости подачи комбайна по вылету резца.....	64
2.5.1.3. Определение скорости подачи комбайна по газовому фактору.....	65
2.5.1.4. Влияние производительности конвейера на скорость подачи комбайна.....	66
2.5.2. Расчет режимных и конструктивных параметров исполнительного органа очистного комбайна.....	67
2.6. Расчет параметров струговой выемки.....	87
2.6.1. Высота струга.....	88
2.6.2. Глубина резания.....	89
2.6.3. Скорость движения струга.....	91
2.6.4. Производительность струговой установки.....	92
3. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА	93
3.1. Теоретическая производительность.....	93
3.2. Техническая производительность.....	93
3.3. Эксплуатационная производительность.....	94
4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ	95
4.1. Построение планограммы работ в забое.....	96
4.2. Определение численности очистной бригады.....	99
4.3. Составление графика выходов рабочих.....	100
5. ПОДГОТОВКА ПРОЕКТА К ЗАЩИТЕ	102
6. ОРГАНИЗАЦИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ	102
7. СОДЕРЖАНИЕ И СТРУКТУРА КУРСОВОГО ПРОЕКТА ...	104
7.1. Горная часть.....	104
7.2. Специальная часть.....	104
8. ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА	106
8.1. Пояснительная записка.....	106
8.2. Графическая часть.....	108
ПРИЛОЖЕНИЯ	111
ПРИЛОЖЕНИЕ 1	112
ПРИЛОЖЕНИЕ 2	114
ПРИЛОЖЕНИЕ 2.1	115
ПРИЛОЖЕНИЕ 2.2	116

ПРИЛОЖЕНИЕ 2.3.....	117
ПРИЛОЖЕНИЕ 2.4.....	118
ПРИЛОЖЕНИЕ 2.5.....	119
ПРИЛОЖЕНИЕ 3.....	120
ПРИЛОЖЕНИЕ 4.....	121
ПРИЛОЖЕНИЕ 5.....	122
ПРИЛОЖЕНИЕ 6.....	129
ПРИЛОЖЕНИЕ 7.....	130
ПРИЛОЖЕНИЕ 7.1.....	130
ПРИЛОЖЕНИЕ 8.....	131
ПРИЛОЖЕНИЕ 8.1.....	132
ПРИЛОЖЕНИЕ 8.2.....	133
ПРИЛОЖЕНИЕ 8.3.....	134
ПРИЛОЖЕНИЕ 8.4.....	135
ПРИЛОЖЕНИЕ 8.5.....	136
ПРИЛОЖЕНИЕ 9.....	137
ПРИЛОЖЕНИЕ 9.1.....	138
ПРИЛОЖЕНИЕ 9.2.....	139
ПРИЛОЖЕНИЕ 9.3.....	140
ПРИЛОЖЕНИЕ 10.....	141
ПРИЛОЖЕНИЕ 10.1.....	142
ПРИЛОЖЕНИЕ 10.2.....	143
ПРИЛОЖЕНИЕ 10.3.....	144
ПРИЛОЖЕНИЕ 11.....	145
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	146
ИНТЕРНЕТ-РЕСУРСЫ.....	150

Хорешок Алексей Алексеевич
Цехин Александр Михайлович
Маметьев Леонид Евгеньевич
Буялич Геннадий Даниилович
Борисов Андрей Юрьевич
Дрозденко Юрий Вадимович

**ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ:
УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ ДЛЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

Редактор З. М. Савина

Компьютерная верстка А. М. Цехин, А. Ю. Борисов

Подписано в печать 14.05.2018. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman». Уч.-изд. л. 10,0
Тираж 100 экз. Заказ

КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28
Издательский центр УИП КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а