

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Лысьвенский филиал федерального государственного бюджетного
образовательного учреждения высшего образования
«Пермский национальный исследовательский политехнический университет»

Кафедра Технических дисциплин
Направление подготовки 22.03.02 «Металлургия»
направленность (профиль) «Металлургия черных металлов»

Допускается к защите
Зав. кафедрой
_____ / Д.С. Балабанов /
« _____ » _____ 2019г.

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА

на тему: «Разработка мероприятий по повышению качества заготовок для изготовления вала ротора».

Студент _____ / Бражникова Е.А. /

Состав ВКР:

1. Пояснительная записка на _____ стр.
2. Графическая часть на _____ листах.

Руководитель _____ / Белова С.А. /

Лысьва, 2019г.

Содержание

Введение	6
1. Анализ исходных данных	8
1.1. Характеристика стали 45X	9
1.1.1. Химический состав	9
1.1.2. Механические и технологические свойства стали 45X	9
1.1.3. Виды поставки стали 45X	10
1.1.4. Термическая обработка стали 45X	10
2. Маршрут изготовления детали «Вал ротора»	11
3. Выплавка стали 45X	11
3.1. Выбор печи для выплавки стали	11
3.2. Расчет материального баланса плавки	14
3.3. Расчет количества раскислителей	23
3.3.1. Расчет раскисления	23
3.3.2. Раскисление ферромарганцем	24
3.3.3. Раскисление ферросилицием	28
3.4. Расчет количества легирующих элементов	30
3.4.1. Расчет легирования	30
3.4.2. Ведение феррохрома	31
3.5. Расчет теплового баланса плавки	33
3.5.1. Приход тепла	33
3.5.2. Расход тепла	35
3.5.3. Корректировка теплового баланса плавки	37
3.6. Разливка стали	37
4. Анализ возникновения дефектов при изготовлении вала ротора	39
4.1. Дефекты, возникающие при кристаллизации слитка	40
4.1.1. Усадочная раковина	40
4.1.2. Усадочная рыхлость и пористость	41
4.1.3. Подкорковые пузыри	42
4.1.4. Подусадочная ликвация	42

4.1.5. Пятнистая, точечная ликвация, ликвационный квадрат	42
4.1.6. Центральная пористость	43
4.1.7. Трещины горячие	43
4.1.8. Плены	44
4.1.9. Неметаллические включения	45
4.2. Дефектыковки	45
4.2.1. Раскованный пузырь	45
4.2.2. Раскованное загрязнение	46
4.2.3. Раскованная корочка	46
4.2.4. Рванины	47
4.2.5. Трещины напряжения	47
4.2.6. Флокены	47
4.2.7. Пористость	48
4.2.8. Рванины пережога	48
4.2.9. Вмятины	49
4.2.10. Окалина	49
4.2. Дефекты термической обработки	49
4.2.1. Недогрев	50
4.2.2. Перегрев	50
4.2.3. Пережог	50
4.2.4. Обезуглероживание поверхности	50
5. Способы контроля и выявления возможных дефектов при изготовлении заготовки «Вал ротора»	51
5.1. Контроль химического состава	51
5.1.1. Косвенный метод	51
5.1.2. Прямые методы	52
5.2. Визуальный осмотр и контроль геометрии	53
5.3. Контроль дефектов поверхности	54
5.3.1. Магнитный метод	54
5.3.2. Люминесцентный метод	55

5.4. Контроль внутренних дефектов	55
5.4.1. Просвечивание лучами Рентгена	55
5.4.2. Ультразвуковой метод	56
5.5. Контроль механических свойств	57
5.5.1. Испытание на растяжение	57
5.5.2. Испытание на ударную вязкость	57
5.5.3. Контроль твердости	58
5.6. Контроль структуры	59
5.6.1. Макроскопический анализ	59
5.6.2. Микроскопический анализ	59
6. Причины возникновения и меры предупреждения возможных дефектов при изготовлении заготовки детали «Вал ротора»	61
Заключение	63
Список использованных источников	64

Введение

Развитие энергетического и тяжелого машиностроения, судостроения, а также металлургической техники сопровождается увеличением единичной мощности энергетических установок. В свою очередь, это требует изготовления крупногабаритных, а порой, уникальных изделий: роторов турбин и генераторов, бандажей, прокатных валков, а также валов для силовых агрегатов большой мощности. В связи с этим в последнее время отмечается глобальная тенденция роста количества изделий, изготавливаемых из слитков. Таким образом, крупный слиток сегодня остается востребованным как в машиностроении, так и на мировом рынке металлопродукции.

ООО «Электротяжмаш-Привод» является одним из крупнейших машиностроительных предприятий России в области разработки и изготовления электрических машин.

Конструкция электрических машин выпускаемых на предприятии ООО "Электротяжмаш-Привод" в основном сборно-сварная. В заготовительном производстве изготавливаются листы статора и ротора для всех видов электрических машин методом холодной листовой штамповки. Основная часть деталей электрических машин изготавливается в механическом цехе, но заготовками для многих из них являются детали, полученные литьём и горячей объёмной штамповкой. К ним можно отнести стояки и крышки подшипников, вентиляторы, уплотнения, втулки и конечно заготовка вала ротора двигателя.

В связи с тем, что электрические машины, выпускаемые на предприятии ООО "Электротяжмаш-Привод" габаритные, то и валы, и заготовки к ним – поковки – достаточно больших размеров.

До 2010 года поставщиком поковок являлось предприятие ЗАО ТД «Мотовилихинские заводы». Часть поставляемых поковок была забракована.

В таблице 1 приведены результаты мониторинга брака предприятия по годам.

					ВКР.2019-ВВ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		6

Таблица 1 – Количество несоответствующих поковок за 2007-2010 года

Год	2007	2008	2009	2010
Количество поступивших поковок, шт.	271	163	75	155
Количество несоответствующих поковок, шт.	18	15	7	14
Количество несоответствующих поковок, %	6,6	9,2	9,3	9

В основном поковки были забракованы по наличию дефектов металлургического происхождения, которые были выявлены при ультразвуковом контроле. В 2010 году восемь из 14 забракованных поковок – это поковки валов ротора.

В 2011 году было принято решение сменить поставщика поковок для валов. Поковки стали заказывать в Италии, поставщиком является организация RUSITAL SRL. Все поковки поступают с сертификатами качества, дефектов в поступающих поковках обнаружено не было.

Однако специалисту в области Металлургии необходимо знать, какие дефекты могут возникнуть на каждом из переделов при изготовлении любой детали и как эти дефекты можно избежать или устранить.

Цель выпускной квалификационной работы: разработка мероприятий по повышению качества заготовок при изготовлении детали «Вал ротора».

Для этого нужно решить следующие задачи:

- проанализировать технологию изготовления вала ротора;
- выявить возможные дефекты на всех стадиях изготовления вала: от выплавки металла до окончательного контроля;
- определить вероятные причины, приводящие к появлению брака;
- предложить способы предотвращения и устранения брака.

1. Анализ исходных данных

Вал – это часть ротора, которая выведена за пределы корпуса и которая непосредственно приводит в движение приводной механизм. В процессе эксплуатации деталь испытывает постоянные нагрузки, по назначению является ответственной деталью. Вал должен обладать повышенной твердостью, износостойкостью, прочностью и вязкостью.

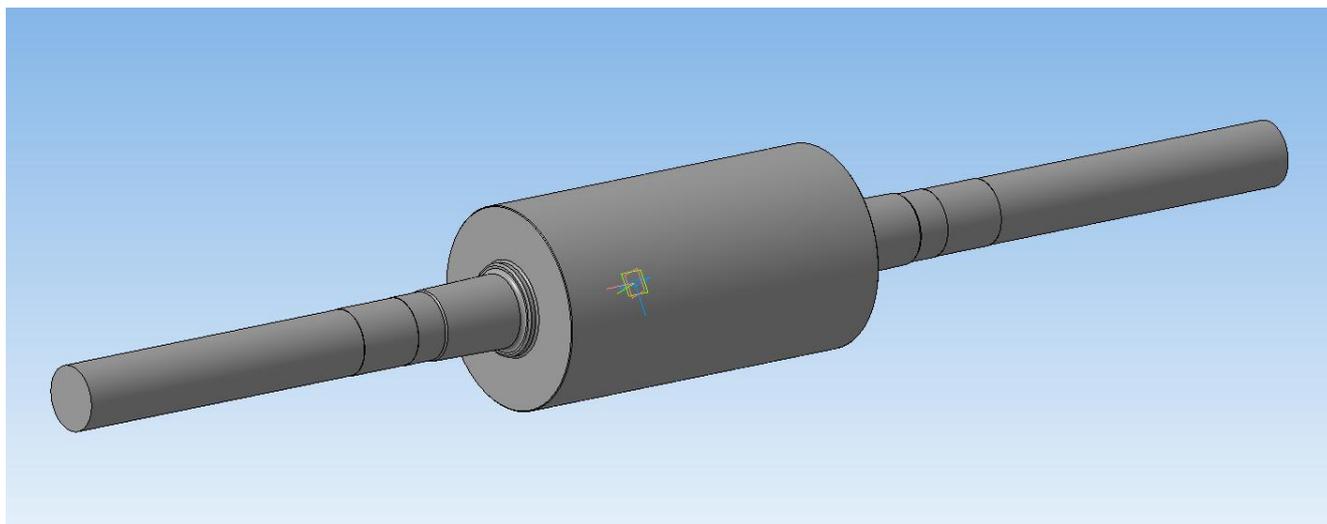


Рисунок 1 – Деталь «Заготовка вала ротора»



Вал ротора

Рисунок 2 – Синхронный трехфазный двигатель модернизированный
СТД-1600-2РУХЛ4

Как правило, для изготовления валов роторов применяют сталь 45Х.

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		8

1.1. Характеристика стали 45X

1.1.1. Химический состав

Химический состав стали 45X приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав стали 45X (ГОСТ 4543-71)

Содержание элементов							
C	Si	Mn	Cu	Ni	Cr	P	S
			не более				
0,41 – 0,49	0,17 – 0,37	0,5 – 0,8	до 0,3	до 0,3	0,8-1,1	до 0,035	до 0,035

1.1.2. Механические и технологические свойства стали 45X

Температура ковки, °C: начала 1250, конца 780. Заготовки сечением до 100 мм охлаждают на воздухе, 101-300 мм – в мульде.

Свариваемость – трудносвариваемая. Способы сварки: РДС – необходимы подогрев и последующая термообработка. КТС – необходима последующая термообработка.

Обработываемость резанием – в горячем состоянии при HB 163-168, $\sigma_B = 610$ Мпа, K_v твердый сплав = 1,2, K_v быстрорежущая сталь = 0,95.

Флокеночувствительность – чувствительна.

Склонность к отпускной хрупкости – склонна.

Далее рассмотрено влияние этих свойств на сталь:

- Отпускная хрупкость. После закалки структура становится весьма восприимчивой к ударной нагрузке. Снизить вероятность повышения хрупкости можно при соблюдении технологии термической обработки.

- Плохая свариваемость усложняет процесс изготовления различных изделий. Процесс существенно упрощается за счет предварительного нагрева структуры. Кроме этого, структура сложна в резке при применении сварочного оборудования.

- Флокеночувствительность – свойство, которое определяет высокую вероятность появления внутренних трещин при отливке различных изделий. В

									Лист
									9
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ				

процессе обработки давлением флокены могут служить причиной разрушения заготовки.

Из стали 45X изготавливают валы, шестерни, оси, болты, шатуны и другие детали, к которым предъявляются требования повышенной твердости, износостойкости, прочности и работающие при незначительных ударных нагрузках.

1.1.3. Виды поставки стали 45X:

- сортовой прокат – ГОСТ 4543-71;
- фасонный прокат – ТУ 14-1-1271-75;
- поковки – ГОСТ 8479-70.

1.1.4. Термическая обработка стали 45X

Термическая обработка стали 45X включает в себя закалку и отпуск.

Закалка приводит к существенному повышению твердости поверхности.

Закалка стали 45X проводится с температуры нагрева 840 °С и охлаждением в масляной среде. Охлаждение в масле позволяет избежать трещинообразования при охлаждении по сравнению с охлаждением в воде.

Обязательно проводится отпуск, который позволяет снизить внутренние (закалочные) напряжения.

Отпускную хрупкость, возникшую из-за медленного охлаждения при высоком отпуске, можно устранить повторным высоким отпуском, но с быстрым охлаждением.

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
						10
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

2. Маршрут изготовления детали «Вал ротора»



Рисунок 3 – Схема маршрута изготовления детали «Вал ротора»

3. Выплавка стали 45X

3.1. Выбор печи для выплавки стали

Производство стали зарождалось как тигельная плавка, пудлинговый процесс и другие, которые давно отошли в прошлое. Сокращается доля стали, выплавленной в мартеновских печах, и непрерывно возрастает выплавка стали в дуговых электропечах (она достигла уже 40 %). ЭлектрOMETаллургические способы позволяют получать наиболее качественные высоколегированные стали. Почти 55 % стали выплавляют конвертерным способом.

Конвертером принято называть большую стальную реторту, футерованную огнеупором [1]. Вместимость современных конвертеров достигает 250...400 т.

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		11

Конвертер имеет цилиндрическую часть, отъемное, легко заменяемое днище и конусообразную горловину. Конвертер может наклоняться, что необходимо для его обслуживания. На рисунке 4 представлена последовательность операций конвертерной плавки и схема устройства конвертера.

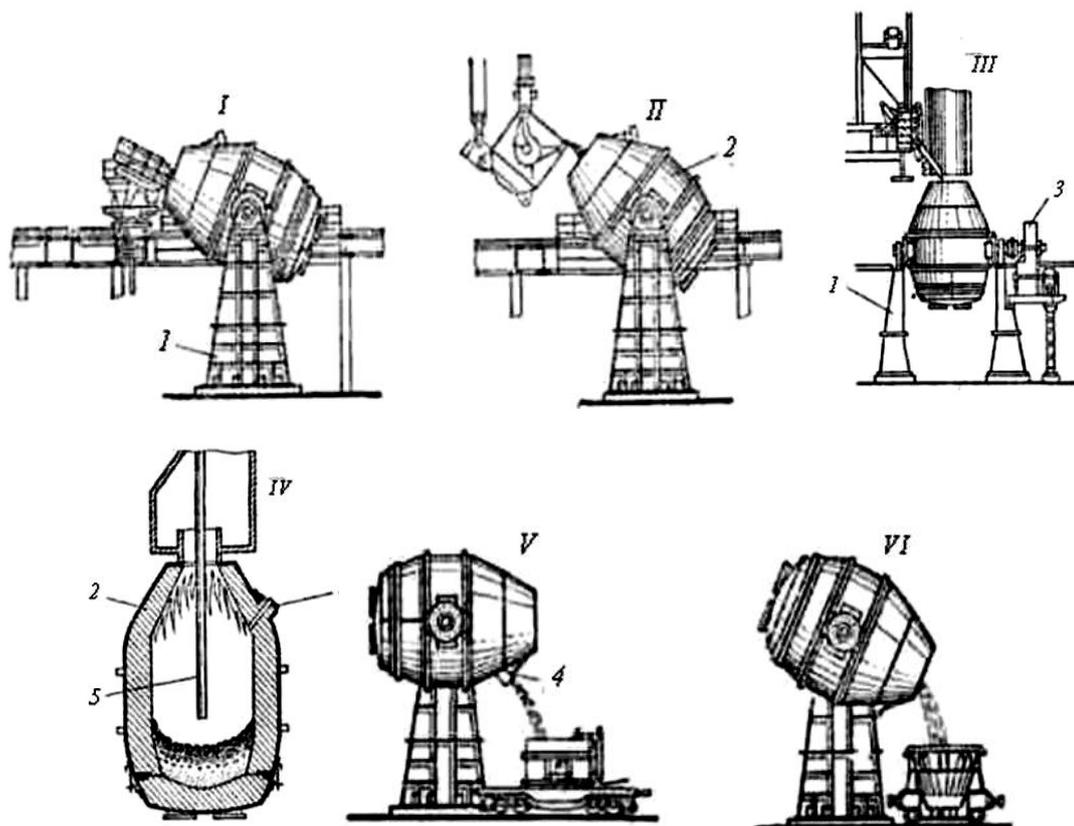


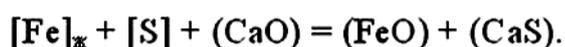
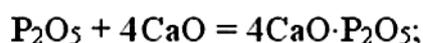
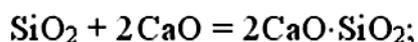
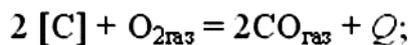
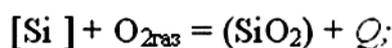
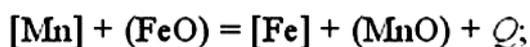
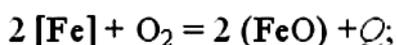
Рисунок 4 – Получение стали в кислородном конвертере:

I – завалка лома 3 мин; *II* – заливка чугуна 5 мин; *III* – загрузка извести 1 мин;
IV – продувка (первый период 16 мин, второй 3 мин); *V* – выпуск стали 5 мин;
VI – слив шлака (после первой продувки 3 мин, после выпуска стали 3 мин);
1 – опорная станина; *2* – корпус конвертера; *3* – механизм поворота конвертера;
4 – выпускное отверстие для стали; *5* – водоохлаждаемая фурма для кислорода

На большинстве заводов для этого способа используют глуходонные конвертеры, футерованные смолодолмитовым (более 75 % CaO и MgO) или магнезитохромитовым (до 65 % Cr_2O_3 и MgO) кирпичом.

Кислород вдувают в конвертер вертикальной трубчатой водоохлаждаемой фурмой, опускаемой в горловину конвертера, но не достигающей до уровня металла на 1700...300 мм. Таким образом, кислород не продувается через слой металла

(как воздух в старых конвертерных процессах), а подается на поверхность залитого в конвертер металла. Длина фурмы в современном 300-тонном конвертере достигает 27 м. Наконечник фурмы выполнен обычно из меди. Начинают конвертерную плавку с завалки в конвертер лома и других металлических отходов; на некоторых заводах в конвертер вводят железную руду. После этого в конвертер заливают жидкий чугун и загружают известь, необходимую для связывания фосфора; в конвертер опускают во до охлаждаемую фурму и подают в нее технический кислород. В конвертере начинается интенсивный процесс окисления металла кислородом, восстановления окислов и шлакообразования:



После 15... 16-минутной продувки поднимают фурму, наклоняют конвертер, берут пробу металла на анализ и скачивают большую часть шлака. Это занимает 7...8 мин. Экспресс-анализом определяют основные параметры стали, затем конвертер вновь ставят в вертикальное положение, опускают фурму и вторично продувают кислородом несколько минут, в зависимости от данных анализа и заданной марки стали.

Затем фурму вновь поднимают, конвертер наклоняют, берут контрольную пробу металла, термопарой погружения измеряют его температуру, после чего сталь выпускают через боковую летку в разливочный ковш; после слива металла скачивают оставшийся шлак и заделывают выпускное отверстие. Весь

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		13

технологический цикл плавки занимает 50...60 мин, а продолжительность продувки кислородом составляет 18...30 мин.

Поворот конвертера, подъем и опускание водоохлаждаемой кислородной фурмы, загрузка сыпучих добавок и некоторые другие технологические операции осуществляются с пульта управления конвертером. Продолжительность и режим дутья, время отбора пробы и другие параметры плавки определяют счетно-вычислительными устройствами разных типов.

Металл из конвертера выпускают не через горловину, а через верхнюю летку, что предохраняет металл от поглощения азота, так как вся поверхность стали в конвертере в это время закрыта слоем шлака. Получение стали завершается ее раскислением ферромарганцем и ферросилицием. Часть раскислителей вводят в конвертер непосредственно перед разливкой или в разливочный ковш во время выливки металла.

Общий расход технического кислорода на получение 1 т стали в конвертере составляет 50...60 м, что незначительно превышает теоретически необходимое количество.

Недостатком кислородно-конвертерного способа получения стали является большое пылеобразование, обусловленное обильным окислением и испарением железа. Угар металла составляет 6...9 %, что значительно больше, чем при других способах получения стали. Это требует обязательного сооружения при конвертерах сложных и дорогих пылеочистительных установок.

3.2. Расчет материального баланса плавки

Исходные данные:

В шихте использовать: чугуна – 78 %; металлического лома – 22 %.

Температура чугуна перед заливкой – 1320 °С.

Температура стали перед выпуском – 1620 °С.

Основность шлака – 3,0.

Химический состав чугуна и металлического лома приведен в таблице 3.

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		14

Таблица 3 – Химический состав чугуна и металлического лома

Элемент	Содержание элементов, %				
	<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
Чугун	3,8	0,7	0,7	0,3	0,03
Металлический лом (скрап)	0,2	0,1	0,5	0,04	0,04

Расчет материального баланса ведется на 100 кг металлической шихты (чугун + лом).

Составы применяемых шлакообразующих материалов представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Состав шлакообразующих материалов

Наименование материала	Содержание составляющих шлака, %								
	<i>SiO₂</i>	<i>CaO</i>	<i>MgO</i>	<i>Al₂O₃</i>	<i>Fe₂O₃</i>	<i>Cr₂O₃</i>	<i>H₂O</i>	<i>CO₂</i>	<i>CaF₂</i>
Известь	2,0	86,0	2,0	2,0	–	–	2,0	6,0	–
Плавиновый шпат	3,0	3,5	–	1,0	–	–	–	6,0	86,5
Футеровка	5,0	2,0	70,0	3,0	8,0	13,0			

В расчетах рекомендуется принять:

1. Химический состав стали после продувки перед раскислением:

- содержание углерода – нижнее значение заданной марки стали, так как углерод дополнительно поступает с некоторыми ферросплавами;

- содержание марганца – 25 % от исходной концентрации в чугуне;

- содержание фосфора и серы по 0,025 каждого.

2. Расход футеровки – 0,3 % от массы садки.

3. Технический кислород содержит 99,5 % O_2 и 0,5 % N_2

4. Расход плавинового шпата – 0,3 %.

5. Потери металла: с корольками – 0,5 кг; с выбросами – 1,0 кг.

Определяем средний состав шихты при условии передела заданного количества чугуна и скрапа в шихте и количество примесей, окислившихся к концу продувки металла (таблица 5).

Расчет среднего содержания элемента в шихте производим, используя данные таблицы 3, на примере углерода:

										Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ					15

$$M_3 = m_{\text{ч}} \cdot \frac{78\%}{100\%} + m_{\text{скр}} \cdot \frac{22\%}{100\%} = 3,8 \cdot \frac{78}{100} + 0,2 \cdot \frac{22}{100} = 2,964 + 0,044 = 3,008 \text{ кг} \quad (1)$$

где M_3 – количество (масса) данного элемента в шихте; $m_{\text{ч}}$ – количество (масса) элемента, вносимого в шихту чугуном; $m_{\text{скр}}$ – количество (масса) элемента, вносимого в шихту из скрапа.

Аналогично производится расчет среднего содержания каждого элемента металлической части шихты.

Таблица 5 – Средний состав шихты

	Содержание элементов, %				
	C	Si	Mn	P	S
Чугун вносит (78 %)	0,264	0,546	0,546	0,234	0,0234
Скрап вносит (22 %)	0,044	0,022	0,11	0,0088	0,0088
Средний состав (Σ)	3,008	0,568	0,656	0,2428	0,0322
Состав стали перед раскислением	0,41	–	0,175*	0,025**	0,025**

* – 25 % от исходной нижней концентрации в чугуне

** – рекомендуется

Рассчитываем количество удаляемых примесей из ванны на 100 кг шихты при продувке кислородом (таблица 6) на примере углерода:

$$M_{3_выгор} = M_3 - M_{\text{д.р.}} \times \frac{90\%}{100\%} = 3,008 - 0,41 \times 0,9 = 3,007 \text{ кг} \quad (2)$$

где $M_{3_выгор}$ – количество (масса) элемента, удаляемого (выгораемого) в процессе продувки кислородом; M_3 – количество (масса) данного элемента в шихте и $M_{\text{д.р}}$ – количество (масса) элемента в стали перед раскислением согласно таблице 5.

Таблица 6 – Количество удаляемых примесей шихты

Элемент	Масса, кг
C	$3,008 - 0,41 \cdot 0,9 = 3,007$
Si	0,568
Mn	$0,656 - 0,175 \cdot 0,9 = 0,498$
P	$0,2428 - 0,025 \cdot 0,9 = 0,22$
S	$0,0322 - 0,025 \cdot 0,9 = 0,0097$
Fe (в дым)	1,5
Угар примесей $U_{\text{пр-ш}}$	Всего: 5,8027

Примем, что при продувке ванны кислородом 10 % серы S выгорает до SO_2 , т.е. окисляется 0,00097 кг серы.

В шлак переходит $0,0097 - 0,00097 = 0,00873$ кг серы.

Рассчитываем расход кислорода на окисление примесей при окислении (таблица 7):

– 10 % углерода до $\text{CO}_2 - 0,1 \cdot 3,007 = 0,3007$ кг;

– 90 % углерода до $\text{CO} - 0,9 \cdot 3,007 = 2,7063$ кг.

Формулу для расчета расхода кислорода на окисление примесей (для таблицы 6) можно выразить, используя данные таблицы 5, следующим образом:

$$P_{O_2} = M_{\text{э}_{\text{выгор}}} \cdot \frac{\sum O_{\text{ам}}}{\sum \text{Э}_{\text{ам}}} \quad (3)$$

где P_{O_2} – расход кислорода на окисление данного элемента; $M_{\text{э}_{\text{выгор}}}$ – количество (масса) элемента, удаляемого (выгораемого) в процессе продувки кислородом; $\sum O_{\text{ам}}$ – суммарная атомарная масса кислорода в формуле оксида; $\sum \text{Э}_{\text{ам}}$ – суммарная атомарная масса окисляемой примеси (элемента) в формуле оксида.

Атомарные веса элементов в соответствии с таблицей Д.И. Менделеева составляют: C = 12; O = 16; Si = 28; Mn = 55; P = 31; S = 32; Fe = 56.

Масса оксида каждого элемента определяется как сумма его удаляемой массы (таблица 6) и расхода кислорода на окисление указанного элемента.

Таблица 7 – Расход кислорода на окисление примесей

Реакция	Расход кислорода, кг	Масса оксида, кг
$\text{C} \rightarrow \text{CO}_2$	$0,3007 \cdot 32 : 12 = 0,801$	$0,3007 + 0,801 = 1,101$
$\text{C} \rightarrow \text{CO}$	$2,7063 \cdot 16 : 12 = 3,608$	$2,7063 + 6,314 = 9,020$
$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2$	$0,568 \cdot 32 : 28 = 0,649$	$0,568 + 0,649 = 1,217$
$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO}$	$0,498 \cdot 16 : 55 = 0,145$	$0,498 + 0,145 = 0,643$
$\text{P} \rightarrow \text{P}_2\text{O}_5$	$0,22 \cdot 80 : 62 = 0,284$	$0,22 + 0,284 = 0,504$
$\text{S} \rightarrow \text{SO}_2$	$0,00097 \cdot 32 : 32 = 0,00097$	$0,00097 + 0,00097 = 0,0019$
$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$	$1,500 \cdot 48 : 112 = 0,643$	$1,500 + 0,643 = 2,143$
Всего $\sum P_{O_2} :$	6,13097	14,6299

Расход кислорода составит: 6,13097 кг.

Расход извести определяем по балансу CaO и SiO₂ в шлаке для получения основности 3,0. Расход плавикового шпата принимаем 0,3 %. Расход футеровки – 0,3 % от массы садки.

Расход извести обозначим через γ , кг.

Определяем количество CaO (в соответствии с таблицей 4) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки	$0,3 \% \cdot 2,0 = 0,006$
– из плавикового шпата	$0,3 \% \cdot 3,5 = 0,011$
– из извести	$86 \% \cdot \gamma$
Всего:	$0,017 + 0,86 \cdot \gamma$

Определяем количество SiO₂ (в соответствии с таблицей 4) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из металлической шихты	0,217
– из футеровки	$0,3 \% \cdot 5,0 = 0,015$
– из плавикового шпата	$0,3 \% \cdot 3,0 = 0,009$
– из извести	$2 \% \cdot \gamma$
Всего:	$1,247 + 0,02 \cdot \gamma$

Из формулы соотношения на основность шлака выразим величину расхода извести γ . При расчете расход извести составил $\gamma = 4,633$ кг.

$$\frac{CaO}{SiO_2} = \frac{0,017 + 0,86 \cdot \gamma}{1,247 + 0,02 \cdot \gamma} = 3,0 \quad (4)$$

Определяем количество MgO (в соответствии с таблицей 4) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки	$0,3 \% \cdot 70,0 = 0,21$
– из извести	$2 \% \cdot 4,633 = 0,093$
Всего:	0,303

Определяем количество Al₂O₃ (в соответствии с таблицей 4) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки	$0,3 \% \cdot 3,0 = 0,009$
– из плавикового шпата	$0,3 \% \cdot 1,0 = 0,003$

– из извести $2 \% \cdot 4,633 = 0,093$

Всего: 0,105

Определяем количество Cr_2O_3 (в соответствии с таблицей 4) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки $0,3 \% \cdot 13,0 = 0,039$

Всего: 0,039

Определяем количество Fe_2O_3 (в соответствии с таблицей 4) в конечном шлаке, кг, поступающего:

– из футеровки $0,3 \% \cdot 8,0 = 0,024$

Всего: 0,024

В таблице 8 приведен предварительный состав шлака.

Таблица 8 – Предварительный состав шлака

Источники	Масса, кг								
	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	MnO	S	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃
Металлошихта	1,217	–	–	–	–	0,643	0,0087	0,504	–
Футеровка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,039	–	–	–	0,024
Плавиковый шпат	0,009	0,010	–	0,003	–	–	–	–	
Известь	0,093	3,984	0,093	0,093	–	–	–	–	
ИТОГО:	1,334	4,0	0,303	0,105	0,039	0,643	0,0087	0,505	0,024
ВСЕГО	6,962								

Допускаем, что в шлаке содержание оксидов железа будет составлять: 13 % FeO и 4 % Fe₂O₃.

Масса оксидов шлака без FeO и Fe₂O₃ составит $100 - (13 + 4) = 83 \%$, масса шлака без Fe₂O₃ (в соответствии с таблицей 8) составит $6,962 - 0,024 = 6,938$ кг.

Отсюда масса шлака $6,938 : 83 \times 100 = 8,359$ кг (5)

Масса оксидов железа в шлаке составляет $8,359 - 6,938 = 1,421$ кг, в том числе:

(13 %) FeO – $8,359 \cdot 13/100 = 1,0866$ кг;

(4 %) Fe₂O₃ – $8,359 \cdot 4/100 = 0,3343$ кг.

В табл. 9 представлен окончательный состав шлака.

									Лист
									19
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ				

Таблица 9 – Окончательный состав шлака

	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	MnO	S	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃	FeO	сумма
кг	1,334	4,0	0,303	0,105	0,039	0,643	0,0087	0,505	0,334	1,087	8,359
%	15,96	47,86	3,62	1,25	0,466	7,698	0,104	6,036	4,0	13,0	100

В процессе плавки происходит окисление железа:

– до FeO – $O_{Fe \rightarrow FeO} = 1,087$ кг

– до Fe₂O₃ – $O_{Fe \rightarrow Fe_2O_3} = 0,334 - 0,024 = 0,310$ кг (таблица 8)

Рассчитаем количество (массу) железа Ш_{Fe}, которое переходит из металла в шлак:

$$\begin{aligned} Ш_{Fe} &= M_{FeO} + M_{Fe_2O_3} = \\ &= O_{Fe \rightarrow FeO} \cdot \sum Fe_{am} : \sum (Fe - O)_{am} + O_{Fe \rightarrow Fe_2O_3} \cdot \sum Fe_{am} : \sum (Fe - O)_{am} = \quad (6) \\ &= 1,087 \cdot 56 : 72 + 0,310 \cdot 112 : 160 = 0,845 + 0,217 = 1,062 \end{aligned}$$

где M_{FeO} и $M_{Fe_2O_3}$ – количество (масса) железа, перешедшего в соответствующий оксид;

$O_{Fe \rightarrow FeO}$ и $O_{Fe \rightarrow Fe_2O_3}$ – количество (масса) соответствующих оксидов в шлаке;

$\sum Fe_{am}$ – суммарная атомная масса железа в соответствующем оксиде;

$\sum (Fe - O)_{am}$ – суммарная атомная масса железа и кислорода в

соответствующем оксиде.

Выход стали равен

$$\begin{aligned} \dot{I}_{\text{нò}} &= 100 \hat{e} \tilde{a} - \sum \dot{I}_{\text{ýë}_\phi} = 100 \hat{e} \tilde{a} - (\dot{O}_{\text{íð}_\phi} + \dot{I}_{Fe_êíð} + \dot{I}_{Fe_âúáð} + \phi_{Fe}) = \quad (7) \\ &= 100 - (5,8027 + 0,5 + 1,0 + 1,062) = 94,2433 \end{aligned}$$

где $\sum \Pi_{\text{эл}_u}$ – суммарные потери элементов шихты в процессе плавки;

$U_{\text{нр}_u} = 5,8027$ кг – угар примесей шихты (таблица 6);

$M_{Fe_кòр} = 0,5$ кг – количество железа, запутавшегося в шлаке в виде корольков (из условия);

$M_{Fe_výбр} = 1,0$ кг – потери железа с выбросами (из условия);

Ш_{Fe} = 1,062 кг – угар железа на образование оксидов железа в шлаке.

Потребуется кислорода M_{O_2} на окисление железа

$$M_{O_2} = (O_{Fe \rightarrow FeO} - M_{FeO}) + (O_{Fe \rightarrow Fe_2O_3} - M_{Fe_2O_3}) =$$

											Лист
											20
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ						

$$= (1,087 - 0,845) + (0,310 - 0,217) = 0,334 \text{ кг} \quad (8)$$

Всего потребуется кислорода на окисление примесей (таблица 6)

$$\sum D_{i_2} + \dot{I}_{i_2} = 6,13097 + 0,334 = 6,464 \text{ кг} \quad (9)$$

Потребуется технического кислорода при 95 % усвоении

$$\dot{I}_{i_2} = \frac{6,464 \cdot 22,4}{0,995 \cdot 0,95 \cdot 32} = 4,827 \text{ м}^3 \quad (10)$$

где 0,995 – это 99,5 % чистого кислорода содержит технический кислород;

32 – суммарная атомарная масса молекулы кислорода O₂,

22,4 (л) – коэффициент для перевода массы в объем.

На 1 тонну садки расход технического кислорода составит 4,565 м³/т.

Количество азота (в составе технического кислорода 0,5 %)

$$M_{N_2} = 4,565 \cdot 0,005 = 0,0228 \text{ м}^3 \text{ или } 0,0285 \text{ кг} \quad (11)$$

Количество не усвоенного кислорода

$$M_{\text{неусв}O_2} = (4,565 - 0,0228) \cdot 0,05 = 0,227 \text{ м}^3 \text{ или } 0,324 \text{ кг} \quad (12)$$

Масса технического кислорода равна

$$\dot{I}_{\text{дддд}i_2} = \sum D_{i_2} + \dot{I}_{i_2} + \dot{I}_{N_2} + \dot{I}_{\text{аааа}i_2} = 6,464 + 0,0285 + 0,324 = 6,8165 \text{ кг} \quad (13)$$

Количество и состав образующихся газов представлен в таблице 10.

Таблица 10 – Состав и количество газов

Составляющие	Содержание		
	кг	м ³	%
CO ₂ *	$\frac{6 \cdot 4,633}{100} + \frac{6 \cdot 0,3}{100} + 1,027 = 1,305$	$\frac{1,305 \cdot 22,4}{44^{***}} = 0,664$	17,093
CO	5,882	$\frac{5,882 \cdot 22,4}{28^{***}} = 4,706$	77,044
H ₂ O**	$\frac{2 \cdot 4,633}{100} = 0,093$	$\frac{0,093 \cdot 22,4}{18^{***}} = 0,115$	1,214
O ₂	0,324	$\frac{0,324 \cdot 22,4}{32^{***}} = 0,227$	4,25
N ₂	0,029	$\frac{0,029 \cdot 22,4}{28^{***}} = 0,0228$	0,374
SO ₂	0,002	$\frac{0,002 \cdot 22,4}{64^{***}} = 0,00136$	0,025

ИТОГО	7,635	5,735	100,0
-------	-------	-------	-------

* – сумма CO₂, поступившего из извести, плавикового шпата, от горения углерода

** – влага, поступившая из извести (таблица 2)

*** – суммарный атомарный вес соответствующего газа

На основании полученных в расчетах данных составляем материальный баланс плавки до раскисления (таблица 11).

Таблица 11 – Материальный баланс плавки до раскисления

Поступило, кг		Получено, кг	
Чугуна	78	Стали	94,2433 ^{**}
Скрапа	22	Шлака	8,359 ^{***}
Плавикового шпата	0,3	Корольков	0,5
Извести	4,633	Выбросов	1,0
Футеровки	0,3	Газов	7,635 ^{****}
Технического кислорода	6,8165 [*]	Fe ₂ O ₃ (в дым)	2,143 ^{*****}
Итого:	112,04	Итого:	113,88
		Невязка	– 2,4302

* – сумма из формулы (13), ** – из формулы (7), *** – из формулы (5),

**** – из таблицы 10, ***** – из таблицы 7.

Относительная невязка определяется как

$$\frac{(112,04 - 113,88)}{112,041} \cdot 100\% = 1,64\% \quad (14)$$

3.3. Расчет количества раскислителей

Исходя из экономических соображений, наиболее часто в качестве раскислителей используют марганец, кремний и алюминий. Марганец и кремний используют в виде сплавов с железом (ферросплавов – ферромарганца и ферросилиция), а алюминий – в чистом виде.

3.3.1. Расчет раскисления

Перед раскислением в металле содержится (с учетом выхода стали – 0,9), кг:

– углерода – $0,41 \times 0,9 = 0,369$ (в соответствии с нижним значением содержания элемента в таблице 3);

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
						22
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

– марганца – $0,15 \times 0,25 \times 0,9 = 0,033$ (по условиям 25 % от исходной концентрации в чугуна);

– серы – $0,025 \times 0,9 = 0,0225$ (по условиям исходная концентрация серы – 0,025 %);

– фосфора – $0,025 \times 0,9 = 0,0225$ (по условиям исходная концентрация фосфора – 0,025 %).

Концентрация растворенного в металле кислорода к концу продувки зависит от факторов: от содержания углерода в металле, оксидов железа в шлаке и от температуры металла.

Концентрацию кислорода в металле под шлаком с содержанием 16–20 % ($\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$) с основностью 2,5–3,5 при температуре ванны 1600–1630 °С находим по формуле Г.Н. Ойкса

$$[\%O] \cdot [\%C] = 0,0035 + 0,006 \cdot [\%C] \quad (15)$$

откуда

$$[\%O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [\%C]}{[\%C]} = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,738}{0,738} = 0,0107 \% \quad (16)$$

или $0,0107 \cdot \frac{93,3723}{100} = 0,00999$ кг, где 94,2433 кг – выход стали перед раскислением (7).

Раскисление стали производим присадками ферромарганца, затем ферросилиция в ковше. В последнем происходит вторичное окисление элементов.

Коэффициент усвоения [5] марганца при раскислении принимаем 75 %, коэффициент усвоения углерода ферромарганца – 70 %, коэффициент усвоения кремния из ферромарганца – 0 %, коэффициент усвоения кремния из ферросилиция – 70 % [6].

3.3.2. Раскисление ферромарганцем

Расход ферромарганца среднеуглеродистого ФМн 90 [6] определяем по формуле

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
						23
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

$$C \rightarrow CO \quad 0,0012 \cdot 16^* : 12^{**} = 0,0016$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 0,1642 \cdot 16^* : 55^{**} = 0,0478$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 0,0139 \cdot 32^* : 28^{**} = 0,0159$$

$$\text{Всего:} \quad 0,0653$$

* – суммарный атомный вес кислорода в оксиде; ** – атомный вес окисляемого элемента (C, Si, Mn)

Поступит кислорода из атмосферы на окисление примесей при плавке за вычетом кислорода, растворенного в стали:

$$0,0653 - 0,0162 = 0,0491 \text{ кг} \quad (18)$$

Выход стали после раскисления ферромарганцем с учетом (7) составит:

$$94,2433 + 0,5937 - 0,0162 = 94,8208 \text{ кг} \quad (19)$$

Получится оксидов (сумма выгоревших элементов при раскислении ферромарганцем и расход кислорода на окисление этих элементов), кг:

$$- CO \quad 0,0012 + 0,0016 = 0,0028$$

$$- MnO \quad 0,1642 + 0,0478 = 0,212$$

$$- SiO_2 \quad 0,0139 + 0,0159 = 0,0298$$

$$\text{Всего:} \quad 0,2446$$

Выход шлака с учетом (5) и образованием оксидов MnO и SiO₂ при раскислении ферромарганцем

$$8,359 + 0,2117 + 0,0332 = 8,6039 \text{ кг} \quad (20)$$

На основании полученных расчетных данных составляем материальный баланс плавки после раскисления ферромарганцем (таблица 12).

Количество стали перед раскислением с учетом (7) и количества (массы) растворенного кислорода:

$$94,2433 - 0,0162 = 94,2271 \text{ кг} \quad (21)$$

Таблица 12 – Материальный баланс плавки
после раскисления ферромарганцем

Поступило, кг					Получено, кг					
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ					Лист
										25

Стали до раскисления (7)	94,2433	Стали (19)	94,8208
Шлака до раскисления (5)	8,359	Шлака (20)	8,6039
Ферромарганца (17)	0,773	СО	0,0028
Кислорода из атмосферы (18)	0,0491	Итого:	103,4301
Итого:	103,4244	Невязка	0,0031

Относительная невязка составляет $\frac{(103,4244 - 103,4301)}{103,4244} \cdot 100\% = 0,005\%$ (22)

В таблице 13 приведен состав стали после раскисления ферромарганцем.

Таблица 13 – Состав стали после раскисления ферромарганцем

	C	Mn	P	S	Fe	сумма
В стали перед раскислением FeMn*	0,369	0,033	0,0225	0,0255	93,6693**	94,2433
Ферромарганец FeMn вносит***	0,0027	0,4928	0,0023	0,0002	0,0957	0,5937
Всего, кг	0,3717	0,5258	0,0248	0,0257	93,765	94,837
%	0,40	0,562	0,0265	0,0275	98,86	100,00

* – выход стали 0,9 (90 %) от расчетного значения таблицы 3, учитывая (7)

** – выход стали (7) за вычетом остальных элементов

*** – это переходит в сталь при раскислении ферромарганцем с учетом выгорания

Перед вводом ферросилиция в стали содержится, кг (таблица 13)

– углерода – 0,3717

– марганца – 0,5258

– фосфора – 0,0248

– серы – 0,0257

3.3.3. Раскисление ферросилицием

Определяем расход ферросилиция ФС65 на 100 кг шихты:

$$P_{FeSi} = \frac{a_{FeSi}}{b_{FeSi} \cdot c_{FeSi}} = \frac{0,25}{0,63 \cdot 0,7} = 0,6122 \text{ , кг} \quad (23)$$

где a_{FeSi} – требуемое для ввода в металл количество кремния, равное среднему значению в заданной марке стали $(0,17 + 0,37)/2 = 0,27$;

b_{FeSi} – содержание кремния в 1 кг ферросилиции, кг;

c_{FeSi} – коэффициент усвоения кремния в металле = 0,7.

Расчитанное количество ферросилиция ФС65 в соответствии с [8] – ГОСТ 1415-93 – содержит, кг:

– марганца Mn (0,4 %)	$0,6122 \cdot 0,004 = 0,0024$
– кремния Si (63 %)	$0,6122 \cdot 0,63 = 0,3857$
– углерода C (0,1 %)	$0,6122 \cdot 0,001 = 0,0006$
– фосфора P (0,05 %)	$0,6122 \cdot 0,0005 = 0,0003$
– серы S (0,02 %)	$0,6122 \cdot 0,0002 = 0,0001$
– алюминия Al (2,5 %)	$0,6122 \cdot 0,0025 = 0,0015$
– хрома Cr (0,4 %)	$0,6122 \cdot 0,004 = 0,0024$
– железа Fe (33,53 %)	$0,6122 \cdot 0,3353 = 0,2053$
Всего:	0,5983

Выгорает при раскислении ферросилицием в процессе плавки, кг:

– марганца Mn	$0,0024 \cdot 0,25^* = 0,0006$
– кремния Si	$0,3857 \cdot 0,30^* = 0,1157$
Всего:	0,1163

* – угар элемента

Переходит в сталь при раскислении феррокремнием с учетом выгорания, кг:

– кремния Si	$0,3857 - 0,1157 = 0,2700$
– марганца Mn	$0,0024 - 0,0006 = 0,0018$
– фосфора P	0,0003
– серы S	0,0002
– железа Fe	0,2053
Всего:	0,4776

Требуется кислорода на окисление примесей (которые выгорают), кг:

Реакция	Расход кислорода, кг
$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2$	$0,1157 \cdot 32^* : 28^{**} = 0,1322$
$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO}$	$0,0006 \cdot 16^* : 55^{**} = 0,0002$
Всего:	0,1324

* – суммарный атомный вес кислорода в оксиде

** – атомный вес окисляемого элемента (C, Si, Mn)

									Лист
									27
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ				

Поступит кислорода из атмосферы на окисление примесей при плавке – 0,1324 кг

Выход стали после раскисления ферросилицием составит (таблица 11)

$$93,5168 + 0,4776 = 93,9944 \text{ кг} \quad (24)$$

Получится оксидов (сумма выгоревших элементов при раскислении ферросилицием и расход кислорода на окисление этих элементов), кг:

Оксид	кг
SiO ₂	0,1157 + 0,1322 = 0,2479
MnO	0,0006 + 0,0002 = 0,0008
Всего:	0,2487

Выход шлака с учетом (20) и образованием оксидов MnO и SiO₂ при раскислении ферросилицием

$$8,6039 + 0,0008 + 0,2479 = 8,8526 \text{ кг} \quad (25)$$

На основании полученных в расчетах данных составляем материальный баланс плавки после раскисления ферросилицием (таблица 14).

Таблица 14 – Материальный баланс плавки после раскисления

Поступило, кг		Получено, кг	
Стали до раскисления FeSi	93,5168	Стали (24)	93,9944
Шлака до раскисления FeSi	8,6039	Шлака (25)	8,8526
Ферросилиция (23)	0,6122	Итого:	102,847
Кислорода из атмосферы	0,1324		
Итого:	102,8653	Невязка	0,0183

Относительная невязка составляет $\frac{(102,8653 - 102,847)}{102,8653} \cdot 100\% = 0,018\%$ (26)

В таблице 15 приведен состав стали после раскисления ферросилицием с учетом данных таблицы 13.

Таблица 15 – Состав стали после раскисления ферросилицием

	C	Mn	P	S	Si	Fe	сумма
Состав стали перед	1,3077	0,5258	0,0248	0,0257	–	91,649	93,533

раскислением FeSi							
Ферросилиций FeSi вносит*	–	0,0018	0,0003	0,0002	0,27	0,2053	0,4776
Всего, кг	1,3077	0,5276	0,0251	0,0229	0,27	91,8543	94,0076
%	1,39	0,56	0,0267	0,0243	0,29	97,709	100,00

* – это переходит в сталь при раскислении ферросилицием с учетом выгорания

3.4. Расчет количества легирующих элементов

Легирование – это технологическая операция введения в жидкую сталь легирующих элементов для направленного изменения ее структуры и свойств [2].

Легирующие добавки могут вводить в сталь в чистом виде, например, так вводят медь, алюминий, никель. Чаще всего легирующие элементы вводят в жидкую сталь в виде сплавов с железом – ферросплавов. Так вводят марганец, хром, ванадий, титан, кремний и многие другие элементы. Иногда для легирования используют экзотермические брикеты, которые помещают в сталеразливочный ковш перед выпуском в него жидкой стали.

Сталь 45Х является легированной, поэтому необходимо произвести расчет легирования.

3.4.1. Расчет легирования

Заданную марку стали легируем вводом в металл феррохрома и ферромolibдена. В связи с тем, что в стали есть микродоза ванадия (из-за чего в маркировке этот элемент не указан), необходимо введение феррованадия

Сталь перед легированием содержит, кг (табл. 15):

углерода – 1,3077;

марганца – 0,5276;

фосфора – 0,0251;

серы – 0,0229;

кремния – 0,27.

3.4.2. Введение феррохрома

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		29

Расход феррохрома среднеуглеродистого ФХ200 [6] определим по формуле:

$$P_{FeCr} = \frac{a_{FeCr}}{b_{FeCr} \cdot c_{FeCr}} = \frac{11,75}{0,65 \cdot 0,85} = 21,267 \text{ , кг} \quad (27)$$

Где a_{FeCr} – требующееся для ввода в металл количество хрома, равное среднему значению в заданной марке стали – $(11,0 + 12,5)/2=11,75$;

b_{FeCr} – содержание хрома в 1 кг феррохрома, кг = 0,65;

c_{FeCr} – коэффициент усвоения хрома в металле = 0,85.

Рассчитанное количество феррохрома ФХ200 в соответствии с ГОСТ 4757-91

– содержит, кг.

– хрома Cr (65 %)	$1,719 \cdot 0,65 = 1,117$
– кремния Si (2 %)	$1,719 \cdot 0,02 = 0,034$
– углерода C (2 %)	$1,719 \cdot 0,02 = 0,034$
– фосфора P (0,05 %)	$1,719 \cdot 0,0005 = 0,0005$
– серы S (0,04 %)	$1,719 \cdot 0,0004 = 0,0006$
– железа Fe (30,91 %)	$1,719 \cdot 0,3091 = 0,3091$
Всего:	1,717

Выгорает при введении феррохрома, кг:

– углерода C	$0,034 \cdot 0,30^* = 0,0102$
– хрома Cr	$1,117 \cdot 0,15^* = 0,167$
– кремния Si	0,034 (весь)
Всего:	0,2112

* – угар элемента

Переходит в сталь с учетом выгорания, кг:

– углерода C	$0,034 - 0,0102 = 0,0238$
– хрома Cr	$1,117 - 0,167 = 0,95$
– фосфора P	0,0005
– серы S	0,0006
– железа Fe	0,3091
Всего:	1,284

Требуется кислорода на окисление примесей (которые выгорают), кг:

Реакция	Расход кислорода, кг
---------	----------------------

$C \rightarrow CO$	$0,0102 \cdot 16^* : 12^{**} = 0,0136$
$Cr \rightarrow Cr_2O_3$	$0,167 \cdot 48^* : 104^{**} = 0,077$
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,034 \cdot 32^* : 28^{**} = 0,0388$
Всего:	0,1294

* – суммарный атомный вес кислорода в оксиде

** – атомный вес окисляемого элемента (C, Cr, Si)

Поступит кислорода из атмосферы на окисление примесей при легировании феррохромом – 0,1294 кг

Выход стали после легирования феррохромом составит (таблица 15)

$$95,0106 + 1,284 = 96,5986 \text{ кг} \quad (28)$$

Получится оксидов (сумма выгоревших элементов при раскислении ферросилицием и расход кислорода на окисление этих элементов), кг:

Оксид	кг
CO	$0,0102 + 0,0136 = 0,0238$
Cr_2O_3	$0,167 + 0,077 = 0,244$
SiO_2	$0,034 + 0,0388 = 0,0728$
Всего:	0,3406

Выход шлака с учетом (25) и образованием оксидов Cr_2O_3 и SiO_2 при легировании хромом

$$8,8526 + 0,244 + 0,0728 = 9,1694 \text{ кг} \quad (29)$$

На основании полученных в расчетах данных составляем материальный баланс плавки после легирования феррохромом (таблица 16)

Таблица 16 – Материальный баланс плавки после легирования феррохромом

Поступило, кг		Получено, кг	
Стали до легирования FeCr	95,3146	Стали (28)	96,5986
Шлака до легирования FeCr	8,8526	Шлака (29)	9,1694
Феррохрома (27)	1,717	CO	0,0238
Кислорода из атмосферы	1,613	Итого:	105,7918
Итого:	106,0136	Невязка	0,2218

$$\text{Относительная невязка составляет } \frac{(106,0136 - 105,7918)}{106,0136} \cdot 100\% = 0,209\% \quad (30)$$

В табл. 17 приведен конечный состав стали после легирования феррохромом с учетом данных таблицы 15.

Таблица 17 – Конечный состав стали после легирования феррохромом

	C	Mn	P	S	Si	Fe	Cr	сумма
Состав стали перед легированием FeCr	0,371 7	0,651 6	0,025 1	0,025 9	0,2 7	93,97 03	–	95,31 46
Феррохром FeCr вносит *	0,023 8	–	0,000 5	0,000 6	–	0,309 1	0,95	1,284
Всего, кг	0,395 5	0,651 6	0,025 6	0,026 5	0,2 7	94,27 94	0,95	96,59 86
%	0,409	0,674	0,026 5	0,027 4	0,2 4	97,59	0,98 3	100

* – это переходит в сталь при легировании феррохромом с учетом выгорания

Полученная сталь не отступает по химическому составу от ГОСТ 5950–73.

Не требует изменений в составе шихты соотношения вносимого чугуна и скрапа.

3.5. Расчет теплового баланса плавки

3.5.1. Приход тепла

Физическое тепло чугуна $Q_{пл}$

$$Q_{пл} = [0,178 \cdot 1200 + 52 + 0,2 \cdot (1320 - 1200)] \cdot 78 \cdot 0,00419 = 94,6471 \text{ МДж} \quad (31)$$

где 0,178 – средняя теплоемкость чугуна до температуры плавления ккал/кг·град;

1200 – температура плавления чугуна, °С;

52 – скрытая теплота плавления чугуна, ккал/кг;

1320 – температура заливаемого в конвертер чугуна, °С;

0,2 – теплоемкость жидкого чугуна, ккал/кг·град;

0,00419 – коэффициент перевода ккал в МДж;

78 – доля чугуна в металлошихте, %.

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
						32
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

Тепло экзотермических реакций $Q_{п2}$, МДж (при использовании данных таблицы б) будет составлять [12]:

Реакция	МДж
$C \rightarrow CO_2$	$34,1 \cdot 0,227 = 7,74$
$C \rightarrow CO$	$10,47 \cdot 2,043 = 21,39$
$Si \rightarrow SiO_2$	$31,1 \cdot 0,568 = 17,665$
$Mn \rightarrow MnO$	$7,37 \cdot 0,498 = 3,67$
$P \rightarrow P_2O_5$	$25 \cdot 0,22 = 5,5$
$S \rightarrow SO_2$	$9,28 \cdot 0,00097 = 0,009$
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$	$7,37 \cdot 0,31 = 2,285$
$Fe \rightarrow FeO$	$4,82 \cdot 1,087 = 5,239$
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$ (ДЫМ)	$7,37 \cdot 1,500 = 11,055$
Всего $Q_{п2}$:	74,553

Тепло шлакообразования $Q_{п3}$, МДж, можно определить по формуле:

$$Q_{ПЗ} = Q_{окс} \cdot M_{э_выгор} \cdot \sum \varepsilon_{ат} \cdot \sum \varepsilon_{ат_выгор} \quad (32)$$

где $Q_{окс}$ – тепловой эффект реакций окисления, МДж/кг;

$M_{э_выгор}$ – количество (масса) элемента, удаляемого (выгораемого) в процессе продувки кислородом, кг

$\sum \varepsilon_{ат}$ – суммарная атомарная масса всех элементов оксида;

$\sum \varepsilon_{ат_выгор}$ – суммарная атомарная масса элемента в его оксиде.

Оксид	МДж
SiO_2	$2,32 \cdot 0,568 \cdot 60 : 28 = 2,8238$
P_2O_5	$4,74 \cdot 0,22 \cdot 142 : 62 = 2,3883$
Всего $Q_{п3}$:	5,2121

Суммарный приход тепла составит

$$Q_{пр} = Q_{п1} + Q_{п2} + Q_{п3} = 94,6471 + 74,553 + 5,2121 = 174,4122 \text{ МДж} \quad (33)$$

3.5.2. Расход тепла

Физическое тепло стали:

$$Q_1 = [0,167 \cdot 1500 + 65 + 0,2 \cdot (1620 - 1500)] \cdot (94,2433 + 0,5 + 1,0) \cdot 0,00419 = 136,195 \text{ МДж} \quad (34)$$

$$\text{SO}_2 \quad 3,411 \cdot 0,0013 = 0,0044$$

$$\text{Всего:} \quad Q_5 = 13,1027$$

Суммарный расход тепла составит

$$Q_p = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 = 136,195 + 18,659 + 8,720 + 4,274 + 13,103 = 180,9507 \text{ МДж} \quad (38)$$

Нехватка тепла

$$174,4122 - 180,9507 = -6,5385 \text{ МДж} \quad (39)$$

По полученным данным составляем тепловой баланс плавки (таблица 18).

Таблица 18 – Тепловой баланс плавки

Приход тепла		
	МДж	%
1. Физическое тепло чугуна	94,6471	52,95
2. Тепло экзотермических реакций	74,553	41,20
3. Тепло шлакообразования	5,2121	2,92
Нехватка тепла	6,5385	3,61
Итого	180,9507	100
Расход тепла		
1. Физическое тепло стали	136,195	75,27
2. Физическое тепло шлака	18,659	10,44
3. Потери тепла через футеровку и горловину	8,720	4,81
4. Потери тепла с частицами Fe ₂ O ₃	4,274	2,39
5. Потери тепла с газами	13,103	7,33
Итого	180,9207	100

3.5.3. Корректировка теплового баланса плавки

Энтальпия 1 кг стали при температуре 1620 °С составит 1,445 МДж.

В данном случае тепла не достаточно на расплавление всего скрапа, остается не расплавленным $6,5385/1,445 \approx 4,524$ кг скрапа.

В данных расчетах следовало бы принять в шихте 82 % чугуна и 18 % скрапа. После корректировки состава шихты возможно получение стали, по химическому составу, соответствующей ГОСТ 5950-73.

3.6. Разливка стали

На металлургических заводах сталь преимущественно разливают в слитки, при этом, как правило, используют сифонную разливку (рисунок 5).

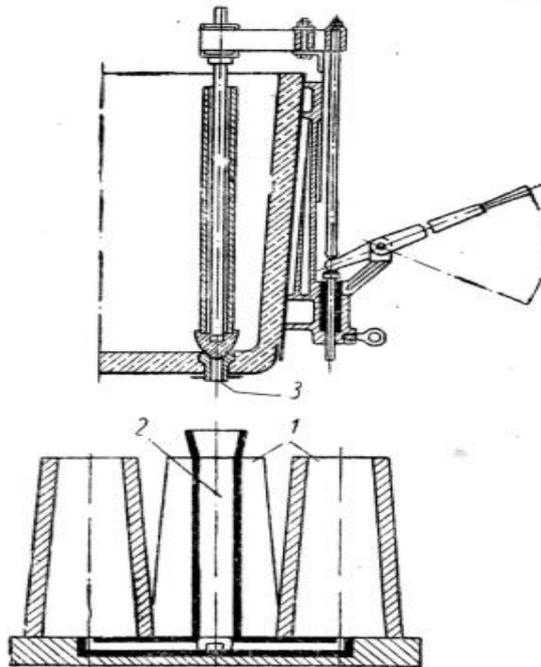


Рисунок 5 –Схема сифонной разливки стали
1 – изложницы; 2 – сифонная трубка; 3 – стакан.

Распространение метода сифонной разливки связано с рядом очевидных причин. Во-первых, при сифонной разливке есть возможность менее затратного (чем разливка в вакууме) и при этом достаточно надежного способа защиты струи металла от вторичного окисления. Во-вторых, такой метод разливки позволяет стабилизировать в готовом металле содержание азота (актуально для марок стали, легированных азотом). И, наконец, в-третьих, современные огнеупорные материалы способны практически полностью исключить загрязнение металла экзогенными включениями из сифонных каналов, что позволяет устранить один из существенных недостатков этого метода. Кроме того, сифонный метод обладает рядом преимуществ технологического характера:

- получение высокого качества поверхности слитка, связанного с тем, что металл поступает снизу и поднимается сравнительно медленно и спокойно, в связи с этим слитки, отлитые сифонным способом, не требуют обдирки и значительной зачистки;

- исключение кюмпельной части слитка, ввиду отсутствия необходимости ее наличия (кюмпель служит для сокращения времени разбрызгивания струи при ее ударе о дно изложницы на первых этапах разливки за счет более быстрого создания лунки металлического расплава);

- наличие возможности одновременной отливки нескольких слитков, что позволяет без прерывания струи залить сразу большую массу металла, равную массе каждого отдельного слитка, помноженной на количество одновременно заливаемых изложниц;

- упрощение системы защиты поверхности металла при разливке от вторичного окисления: для этого все изложницы закрывают крышками, под которые вводят аргон; аргоном наполняют и весь сифонный припас; разливочный ковш опускают до касания с шибером приемной воронки стояка; при тщательной сборке состава с изложницами, аккуратном обращении с сифонным припасом (без опасения испортить) можно разливать чистую сталь, прошедшую глубокое рафинирование на установках доводки металла;

- продолжительность разливки меньше, т.к. одновременно осуществляют отливку нескольких слитков, при этом плавку большой массы можно разливать в мелкие слитки;

- разливка сифонным способом дает возможность регулирования в более широких пределах скорости наполнения изложниц и наблюдения за поведением металла в изложницах на протяжении всего периода разливки.

Конечно, сифонный метод имеет и некоторые недостатки.

- смещение теплового центра к низу слитка, и, как следствие, ухудшение условий направленного (снизу вверх) затвердевания и, соответственно, повышение вероятности образования осевой рыхлости (эта характерная негативная особенность сифонного метода может быть отчасти решена изменением режима нагрева разливочной оснастки, а именно за счет уменьшения температуры нагрева поддона и увеличения температуры нагрева прибыльной надставки и/или верхней части корпуса изложницы);

- необходимость нагрева металла перед разливкой до более высокой температуры из-за охлаждения металла в центровых и сифонных трубках и из-за более низкой, чем при разливке сверху, скорости разливки;

- увеличение расходов на огнеупоры литниковой системы;

- повышенный расход металла на литниковую систему (от 0,7 до 2 % от массы разливаемого металла);

- повышение трудоемкости при сборке литейной оснастки.

Однако, несмотря на наличие перечисленных недостатков сифонный метод разливки находит все большее применение.

При сифонной разливке металл из сталеразливочного ковша попадает сначала в центровой литник, а затем по сифонным проводкам снизу поступает в изложницы. Во время разливки поверхность поднимающегося жидкого металла в изложницах доступна наблюдению. Это позволяет управлять линейной скоростью отливки слитков.

Сталь в изложницах поднимается спокойно, без брызг и заплесков, так как основной напор струи металла поглощается центровым литником и сифонными проводками. В этих условиях получается чистая поверхность слитка. Поражение поверхности слитка пленами может быть только в нижней его части, где возможно фонтанирование первых порций металла, поступающих в изложницу.

Отбор пробы металла производить при входе металла в прибыльную часть и сокращения скорости струи.

4. Анализ возникновения дефектов при изготовлении вала ротора

Диагностирование дефектов включает в себя установление момента появления дефекта или хотя бы того технологического процесса, при проведении которого дефект образовался. Точно зная, на каком из этапов изготовления детали возник дефект (при литье, ковке, термообработке и т.д.), легче установить причину его появления.

С этой точки зрения наиболее удобной является классификация дефектов по моменту возникновения или, иначе говоря, по принадлежности их к тому или иному технологическому процессу производства. При этом не следует путать

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
						38
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

момент возникновения дефекта с моментом его обнаружения. Например, дефекты металла, имеющиеся в полуфабрикатах (крупных литых заготовках, прокате, поковках, листах и др.), поставляемых металлургическими заводами, могут быть обнаружены на любой стадии изготовления деталей и изделий и даже послужить причиной их поломки при эксплуатации.

Необходимо отметить, что дефекты, образующиеся при кристаллизации металла, претерпевают значительные изменения как при переделе на металлургических заводах (при получении проката и крупных поковок), так и при изготовлении деталей на машиностроительных заводах, особенно при формообразовании методом горячей деформации, при термической обработке. При этом изменяется конфигурация дефектов, структура приграничных областей и т.д.

Заготовка детали «Вал ротора» изготавливается путемковки слитка.

4.1. Дефекты, возникающие при кристаллизации слитка

4.1.1. *Усадочная раковина* – незаполненная металлом полость в зоне изделий, соответствующей верхней осевой части слитка или литой заготовки (рисунок 6). Границы полости окислены и загрязнены включениями. При горячей деформации стенки её частично или полностью смыкаются. Идентифицируется по расположению в осевой части заготовки или детали и по форме, чаще всего имеющей в поперечнике вид небольшого отверстия неправильной формы с ответвлениями.

Усадочная раковина в слитке представляет собой воронкообразную полость, располагающуюся в верхней (прибыльной) части слитка. Иногда при обрезке прибыли нижняя часть раковины с прилегающей к ней усадочной рыхлостью остаётся в слитке. При последующей прокатке остаток усадочной раковины вытягивается вместе с деформирующимся металлом на значительную длину, а стенки её почти смыкаются. В поперечном сечении прокатанных прутков она уже выглядит как небольшое отверстие неправильной формы с ответвлениями, располагающееся в осевой части прутка.

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		39



а)



б)

Рисунок 6 – Усадочная раковина:

а) расположение в слитке; б) дендритное строение стенок усадочной раковины

4.1.2. **Усадочная рыхлость и пористость** – скопление мелких раковин усадочного происхождения, располагающееся в центральной по сечению части слитка (рисунок 7). При ковке расположение в центре сечения сохраняется.

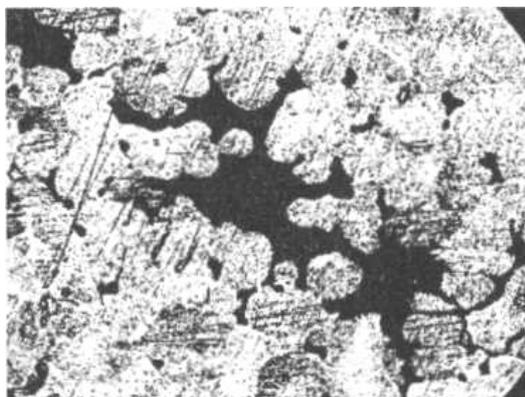


Рисунок 7 – Усадочная рыхлость (50^x)

4.1.3. **Подкорковые пузыри** – мелкие сферические или вытянутые полости, располагающиеся у поверхности слитка (рисунок 8).



Рис. 8 - Подкорковые пузыри (50^x)

4.1.4. **Подусадочная ликвация** – зона, обогащённая углеродом и примесями (серой, фосфором и др.), прилегающая к усадочной раковине (рисунок 9, а). Выявляется в изломе и на протравленных макротемплетах. Обладает пониженными механическими свойствами.

4.1.5. **Пятнистая, точечная ликвация, ликвационный квадрат** – участки структуры, обогащённые примесями и имеющие форму пятен, точек, квадрата (рисунок 9, б).

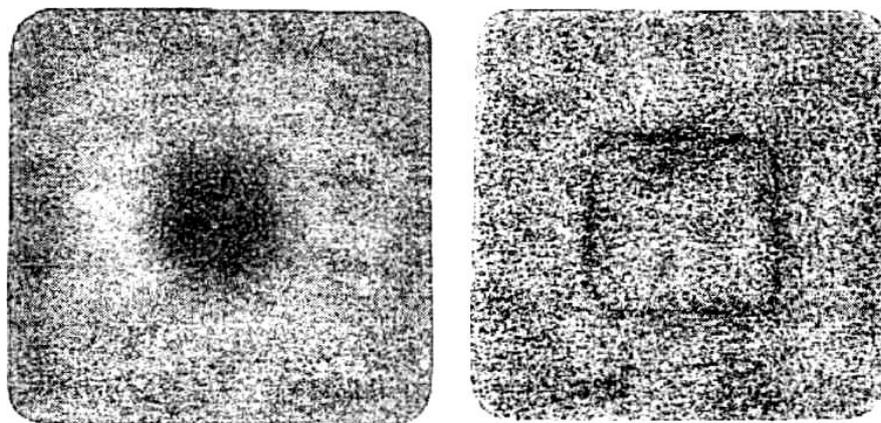


Рисунок 9– Ликвация: а) подусадочная; б) ликвационный квадрат

4.1.6. **Центральная пористость** – мелкие поры (рисунок 10), располагающиеся в осевой части слитка (проката). В продольных микрошлифах имеет вид мелких пор, иногда сопровождаемых включениями сульфидов или оксидов.

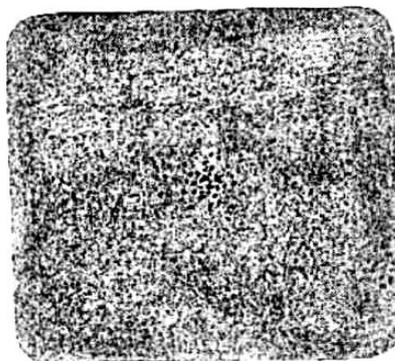


Рисунок 10 – Центральная пористость

Все выше представленные дефекты при последующей обработке давлением (ковке) могут привести к разрушению поковки. Это связано как с образованием микротрещин в местах с пористостью, так и с неравномерностью механических свойств из-за присутствия ликвации (неоднородности по химическому составу).

4.1.7. *Трещины горячие* (кристаллизационные) – сквозные разрывы или несквозные надрывы с окисленной поверхностью, возникшие в интервале температур затвердевания (рисунки 11, 12). Строение стенок крупнокристаллическое или дендритное.



Рисунок 11 – Горячие (кристаллизационные) трещины



Рисунок 12–Горячая трещина (микростроение) (100^x)

Это неисправимый брак. Использование слитков с такими дефектами недопустимо.

4.1.8. **Плены** (окисные плёнки) – плёнки на поверхности и в теле слитка, состоящие из окислов (иногда с включениями песка), (рисунки 13, 14).

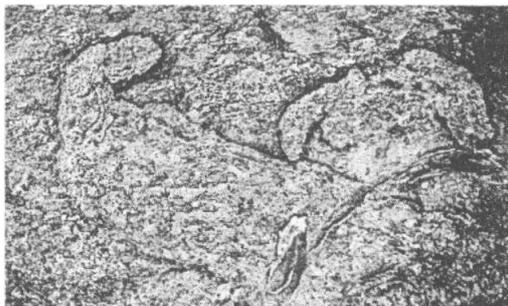


Рисунок 13– Внешний вид плен

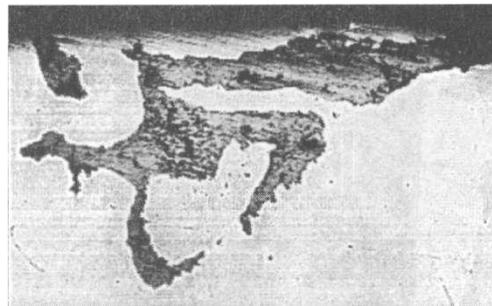


Рисунок 14 – Микростроение плены (100^x)

Данный вид брака не особо влияет на качествоковки слитка, так как в основном носит поверхностный характер, и в последующем вообще будет удален при механической обработке.

4.1.9. **Неметаллические включения** – дефекты в виде неметаллических частиц, попавших в металл механическим путём или образовавшиеся в результате взаимодействия компонентов жидкого металла между собой или с газами печной атмосферы (рисунок 15).

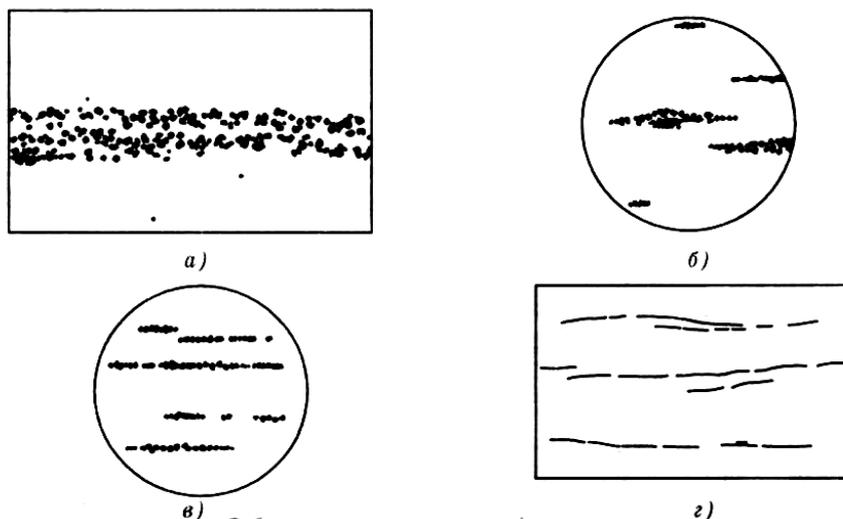


Рисунок 15 – Неметаллические включения:

а) нитриды; б) силикаты хрупкие; в) оксиды строчечные; г) сульфиды (100^x)

Присутствие неметаллических включений негативно сказывается на пластичности и ударной вязкости металла, т.к. вокруг таких включений образуются специфические поры. Это при формообразующей обработке (ковке) может привести к разрушению заготовки.

4.2. Дефектыковки

4.2.1. *Раскованный пузырь* – дефект, представляющий собой нарушение сплошности поверхности, образовавшаяся при расковке наружного или подповерхностного газового пузыря слитка (рисунок 16). Часто имеет групповое расположение. Полость дефекта обычно заполнена окалиной и чаще располагается перпендикулярно к поверхности заготовки. К дефекту прилегает резко ограниченная зона обезуглероженного металла, насыщенная мелкими частицами окислов.



Рисунок 16– Раскованный пузырь (расположение и микростроение)

4.2.2. *Раскованное загрязнение* – поверхностный дефект, представляющий собой вытянутое раскованное загрязнение слитка шлаком или огнеупором (рисунок 17).

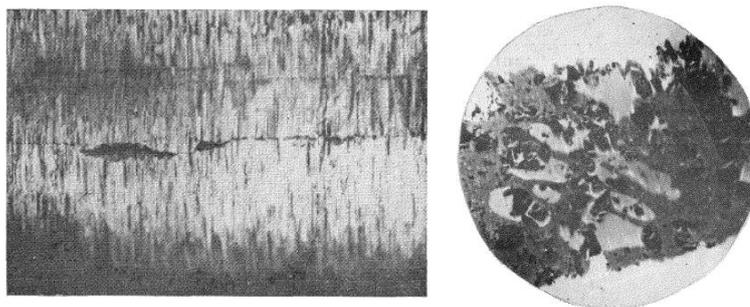


Рисунок 17 – Раскованное загрязнение (внешний вид и микроструктура)

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		44

4.2.3. **Раскованная корочка** – дефект поверхности, представляющий собой частичное отслоение металла, образовавшееся в результате расковки завернувшихся корочек в виде скоплений неметаллических включений, окисленных заливин и брызг, имевшихся на поверхности слитка (рисунок 18).

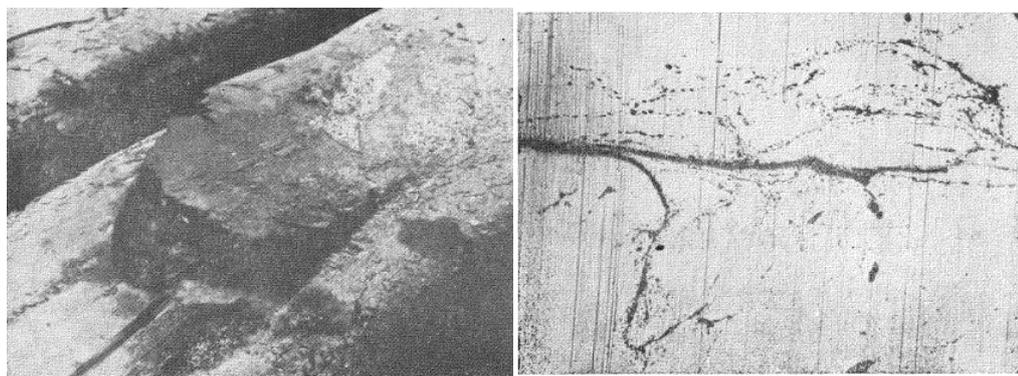


Рисунок 18 – Раскованная корочка (внешний вид и макроструктура)

4.2.4. **Рванины** – дефект поверхности, представляющий собой раскрытые разрывы, расположенные поперек или под углом к направлению наибольшей вытяжки металла при ковке или прокатке, образовавшиеся вследствие пониженной пластичности металла (рисунок 19).

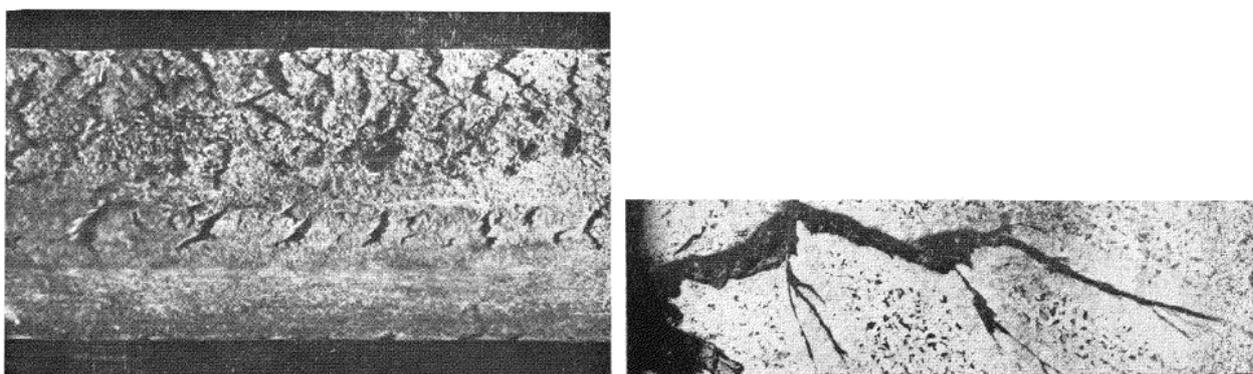


Рисунок 19 – Рванины (внешний вид и микроструктура)

4.2.5. **Трещина напряжения** – дефект поверхности, представляющий собой разрыв металла, идущий обычно вглубь под прямым углом к поверхности, образовавшийся вследствие напряжений, вызванных структурными превращениями (рисунок 20).

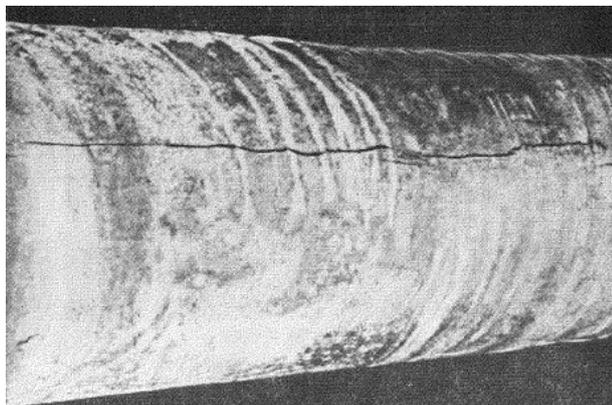


Рисунок 20 – Трещина напряжения

4.2.6. **Флокены** представляют собой волосные трещины с кристаллическим строением поверхности стенок, образующиеся внутри толстого проката или поковок (рисунок 21). Причина образования флокенов – возникновение значительных структурных напряжений и охрупчивание стали в сердцевине, вызванное присутствием водорода, не успевшего выделиться из металла при быстром охлаждении.

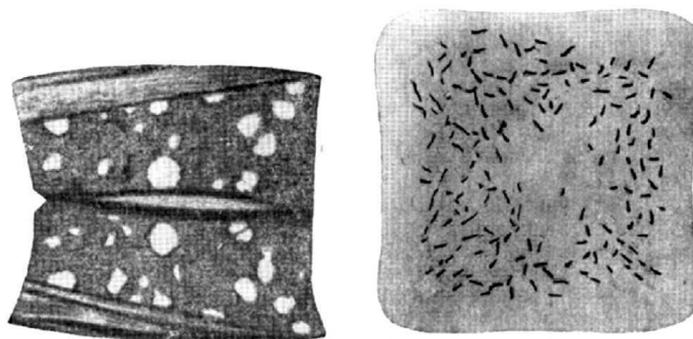


Рисунок 21 – Флокены

4.2.7. **Пористость** – разрыхление центральной зоны заготовки. В начале появляются микропоры, которые затем развиваются до грубых разрывов (рисунок 22). На поверхность дефект обычно не выходит, его можно обнаружить ультразвуковым контролем или контролем макроструктуры. Может возникнуть при ковке квадратной и круглой заготовки на плоских, в вырезных бойках или при быстром осаживании цилиндрической заготовки на прессе или молоте.

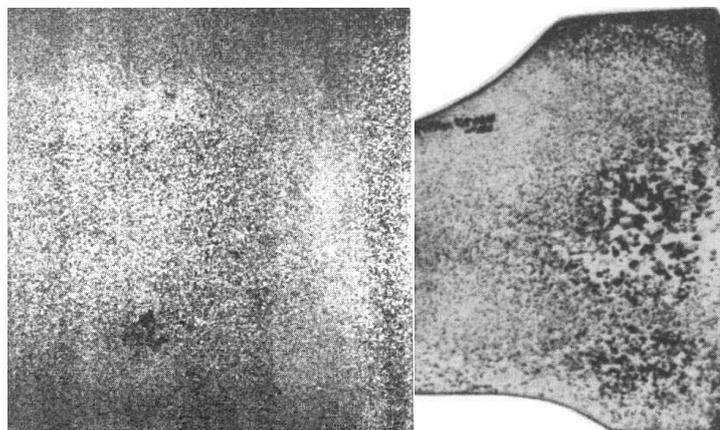


Рисунок 22 – Пористость в поковках

4.2.8. **Рванины пережога** (пережог) – многочисленные раскрытые разрывы, ориентированные по границам окисленных крупных зёрен, образующиеся при ковке или штамповке пережжённого металла (рисунок 23). На микрошлифе в зоне дефекта наблюдаются разветвлённые трещины. На стенках разрывов могут быть окалина, окислы и нитриды, образовавшиеся от взаимодействия с атмосферой при охлаждении. Причинами возникновения рванин является: нарушение режима нагрева; длительная выдержка при высоких температурах; местный перегрев; избыток кислорода в атмосфере печи; повышенная пластичность металла; невыведенные трещины в исходной заготовке, поверхность которых окисляется при нагреве.



Рисунок 23 – Рванины пережога (внешний вид и микроструктура)

4.2.9. **Вмятины** – дефект поверхности, чаще всего возникают при неаккуратной работе кузнецов. Окалина с поверхностей наковальни и заготовки при деформации внедряется в тело поковки. После очистки от окалины на

поковке появляются вмятины. Этот дефект в виде местного углубления также возникает при ударе углом кувалды или молотка по гладкой поверхности нагретой поковки. Вмятины увеличивают припуск на механическую обработку, а также трудоемкость изготовления деталей.

4.2.10. **Окалина**, как известно, образуется не только при нагревании заготовки в печи или горне, но возникает вновь и при остывании поковки по окончанииковки. Такая окалина, называемая вторичной, не является дефектом и удаляется различными методами перед отправкой поковок для дальнейшей обработки в механический цех.

4.3. Дефекты термической обработки

Дефекты, возникающие при термической обработке стали, принято подразделять на два вида: устранимые и неустраиваемые. В первом случае, дефект можно исправить дополнительной термической обработкой заготовки, во втором – изделие является браком, и далее подлежит переплавке.

4.3.1. **Недогрев** – дефект, образующийся при нагревании стали до температуры ниже критической, что приводит к снижению ее прочности, твердости и пластических свойств. Этот дефект устраняется отжигом или нормализацией с последующей повторной термической обработкой.

4.3.2. **Перегрев** – нагрев стали до температуры выше 1250 °С (меньшие значения – для сталей с повышенным содержанием углерода). Дефект усугубляется, если к тому же увеличить время выдержки заготовки при таких температурах. В перегретом металле начинается интенсивный рост зерен, сопровождающийся неблагоприятным изменением их формы. В результате механические свойства стали резко снижаются, причем особенно интенсивно у перегретого изделия уменьшаются показатели ударной вязкости. Такие заготовки разрушаются при попытке любой механической их обработки (а также обработки давлением со сколько-нибудь значительными степенями деформаций).

Перегрев стали можно устраняется отжигом. После некоторой выдержки заготовки медленно охлаждают вместе с печью. В теплое время года возможно

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		48

охлаждение на спокойном воздухе (без сквозняков и искусственных воздушных потоков). В результате зерна становятся мельче, приобретают округлую форму, а металлу возвращаются его прежние физико-механические характеристики.

4.3.3. Необратимым дефектом термообработки является *пережог*. Он возникает при нагреве стали близко к температуре начала плавления стали. При таких температурах неметаллические включения в стали, располагающиеся всегда по границам зёрен – сера и фосфор – плавятся. Этому сопутствует также интенсивное окисление, которое проходит по границам зерен. Пережженный металл полностью теряет свою пластичность, следствием чего является появление рваных трещин при последующей ковке или прокатке. Восстановить исходную структуру такой стали невозможно.

4.3.4. *Обезуглероживание поверхности* – обеднение поверхностного слоя детали углеродом при нагреве за счёт взаимодействия с кислородом и водородом, находящимися в печной атмосфере, вплоть до образования в поверхностной зоне структуры чистого феррита.

Приводит к резкому снижению прочности, может вызвать образование закалочных трещин и коробление.

Для предохранения деталей от окисления и обезуглероживания при отжиге, нормализации и закалке в рабочее пространство печи вводят безокислительные (защитные) газы.

5. Способы контроля и выявления возможных дефектов при изготовлении заготовки «Вал ротора»

Контроль заготовок включает проверку механической прочности поковки, что связано с выполнением химических, металлографических, механических и магнитных испытаний, испытанием твердости, выявлением различных пороков и дефектов и проверку геометрических размеров заготовки, что связано с линейными, весовыми и объемными измерениями. При контроле качества одновременно ведется подсчет количества годных поковок, дефектных (т. е. подлежащих исправлению) и окончательного брака.

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		49

5.1. Контроль химического состава

5.1.1. Косвенный метод

Сравнительный анализ по искре заключается в сравнении искровых потоков, возникающих при соприкосновении металла с переносным абразивным кругом (рисунок 24). Определяет содержание углерода с точностью до 0,05%. Пропускная способность при рассортировке опытным контролером – до 1000 мелких поволок в 1 час. Менее точно определяются наличие молибдена, чрезмерное содержание фосфора, стали с высоким содержанием хрома (сильхром) и вольфрама (быстрорежущая сталь). Контролеров необходимо снабжать эталонными образцами стали и пневматической переносной бормашиной.

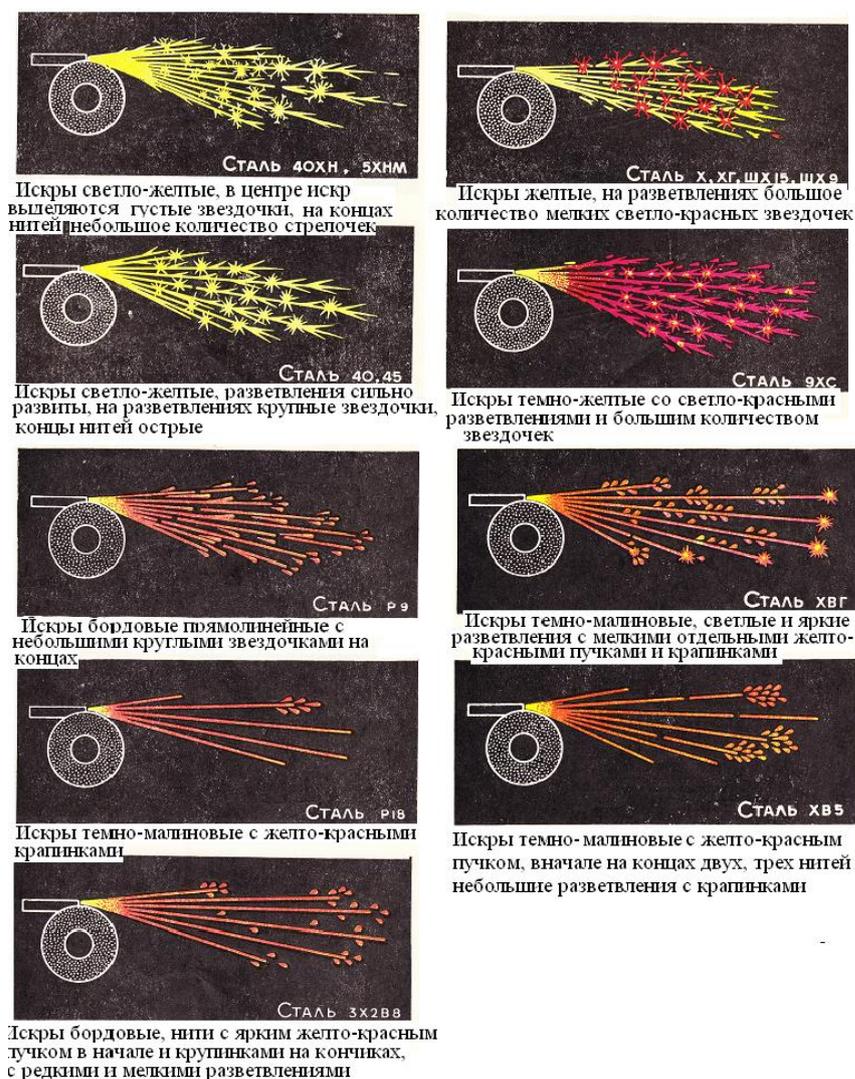


Рисунок 24 – Характеристика пучка искр сталей различных марок.

5.1.2. Прямые методы

Химические методы анализа, в основе которых лежат химические реакции определяемых веществ в растворах, включают, главным образом, гравиметрический, титриметрический и колориметрический анализы. Эти методы описаны в соответствующих ГОСТ. Необходимо отметить, что химический анализ трудоемок, не является универсальным и не обладает высокой чувствительностью (особенно при малых концентрациях определяемых элементов).

Спектральный анализ на приборах. Стилоскоп дает возможность определять примерное содержание элемента. Принцип действия стилоскопов заключается в создании электрического разряда между анализируемым объектом, являющимся одним из электродов, и постоянным электродом прибора, что приводит к образованию плазмы из материала электродов и образца и заполнению межэлектродного промежутка светящимися парами. В оптической системе происходит разложение света и образование линейчатого спектра с линиями определенной длины, характерными для сгорающих металлов.

Стиломеры или спектроскопы позволяют определить содержание элементов более точно. Производительность стилоскопа 500 – 1500 анализов в смену. Наиболее удобен переносный стилоскоп (рисунок 25).



Рисунок 25 – Стилоскоп переносной СЛП-2

5.2. Визуальный осмотр и контроль геометрии.

Для выявления дефектов и пороков в штампованных поковках их надо подвергнуть очистке от окалины путем травления. Очистка в барабанах и дробеструйных аппаратах непроесянной дробью диаметром более 1,2 мм забивает и зачеканивает дефекты, не позволяя выявлять наиболее опасные из них. Явные дефекты обнаруживают немедленно в процессековки и непосредственно уковочного агрегата, скрытые – после соответствующей термообработки и очистки поверхности от окалины.

Для выполнения контроля геометрических размеров применяют универсальный и специальный контрольно – измерительный инструмент. Универсальный контрольно – измерительный инструмент предназначен для определения размеров самых разнообразных по форме поковок. К нему относятся метрические линейки, складной метр, рулетка, кронциркули, штангенциркули, штангенвысотомеры, нутромеры, призмы установочные и поверочные, угольники, угломеры, радиусомеры, щупы и др.

Специальный контрольно – измерительный инструмент предназначен для контроля одинаковых поковок, изготавливаемых большими партиями. К нему относятся шаблоны, скобы и различные контрольные приспособления.

5.3. Контроль дефектов поверхности

5.3.1. *Магнитный метод* применяют для контроля качества готовых деталей с целью выявления внутренних дефектов (закалочных и усталостных трещин, неметаллических включений, усадочных раковин и т. д.). На практике используют такие методы магнитной дефектоскопии, как магнитных суспензий, индукционный и др.

Испытание методом магнитных суспензий или сухого порошка состоит из намагничивания контролируемой детали (ток намагничивания до 2000..3000 А), покрытия ее ферромагнитным порошком (например, порошком железа), осмотра испытываемой поверхности и размагничивания

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		52

детали. У намагниченных деталей, имеющих внутренние дефекты (трещины, неметаллические включения или другие дефекты), образуется неоднородное магнитное поле вследствие того, что магнитные силовые линии огибают место дефекта. При покрытии изделия магнитным порошком его частицы, располагаясь над дефектом, образуют резко очерченный рисунок, отражающий форму и величину дефекта металла. Для обнаружения дефектов методом магнитных суспензий или сухого порошка в ферромагнитных сплавах применяют специальные аппараты—магнитные дефектоскопы.

Этот метод контроля осуществляется быстро, надежно и применим для массового контроля качества продукции.

5.3.2. Люминесцентный метод выявления дефектов основан на способности минеральных масел, проникших в трещины на поковках или изделиях, излучать свет под действием ультрафиолетовых лучей (рисунок 26).

Перед проверкой изделия должны пройти следующую подготовку: 1) погружение на 3 мин в раствор 10% автола и 90% керосина; 2) окунание на 5 – 10 сек. в бензин марки Б – 70 или промывку в горячей воде; 3) просушку под теплым калориферным дутьем; 4) опыление или голтовку в порошке из окиси магния (магнезия); порошок должен быть просеян через сито с 10 000 гр/см.

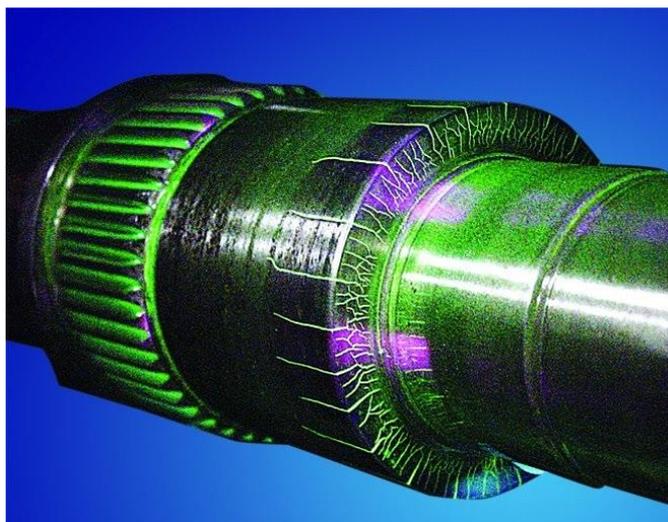


Рисунок 26 – Дефекты, выявленные люминесцентным методом

5.4. Контроль внутренних дефектов

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		53

5.4.1. **Просвечивание лучами Рентгена** (рисунок 27). Детали просматривают в затемненной кабине под лучами ртутной кварцевой лампы ПРК – 2 (медицинская), снабженной свето-фильтром (увиолевое стекло, содержащее окись никеля). Освещаемые детали приобретают темно-фиолетовый цвет, причем дефектные места ярко флюоресцируют белым светом, повторяя очертания глубоких, но узких (даже менее 0,005 мм) трещин. Царапины и шероховатости не задерживают на себе флюоресцирующего вещества и не создают ложных представлений о дефектах.

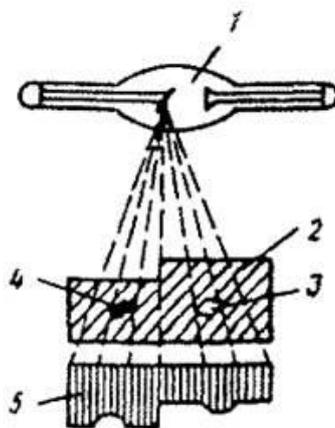


Рисунок 27 – Схема просвечивания рентгеновским или γ -излучением:
 1 – источник излучения; 2 – контролируемый объект; 3 – раковина;
 4 – плотное включение; 5 – эпюра интенсивности излучения за объектом

5.4.2. **Ультразвуковой метод** основан на способности ультразвуковых колебаний отражаться от поверхностей внутренних пороков металла (рисунок 28). При помощи УЗК выявляются раковины, трещины, расслои, свищи и рыхлоты, залегающие на глубине, в толще металла, не обнаруживаемые магнитными и люминесцентными методами и не всегда обнаруживаемые рентгеновскими лучами. Дойдя до противоположной грани изделия (до «дна»), ультразвуковой луч отражается, попадает на специальный искатель, преобразующий его в переменное напряжение, поступающее на вход усилителя, и далее на кран трубки осциллографа в виде пика (донный сигнал). Если в толще металла есть дефект, луч отражается и от него, и в стороне от донного сигнала появится дефектный сигнал.

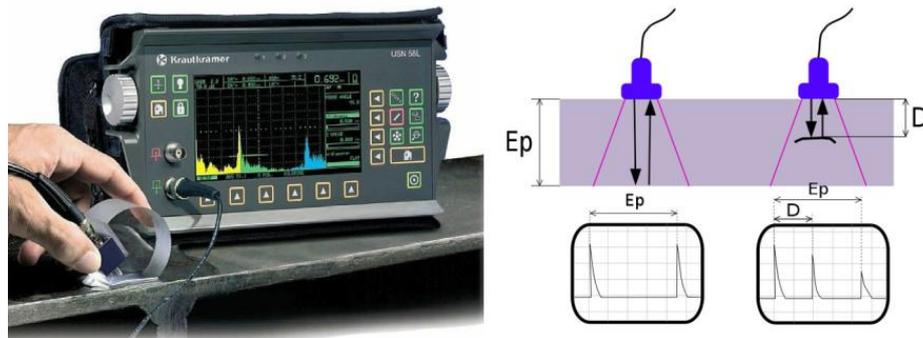


Рисунок 28 – Ультразвуковой метод определения дефектов

5.5. Контроль механических свойств

Механические свойства материала слитка или поковки являются важнейшими показателями, отображающими способность материала сопротивляться деформации и разрушению под воздействием приложенных нагрузок, характеризуют прочностные свойства материала.

По характеру изменения во времени действующей нагрузки, механические испытания могут быть статическими (испытания на растяжение, сжатие, изгиб, кручение), динамическими (испытания на ударную вязкость) и циклическими (на усталостную прочность). По воздействию температуры на процесс, их делят на испытания при комнатной температуре, низкотемпературные и высокотемпературные (испытания на длительную прочность, ползучесть).

Контроль механических свойств материала осуществляют на образцах, получаемых механической обработкой заготовок, получаемых с каждой партии поковок и слитков. Форма и размеры образцов регламентируются соответствующими стандартами.

5.5.1. *Испытание на растяжение* относится к статическим испытаниям, когда нагрузка прилагается сравнительно медленно и плавно увеличивается. Позволяет определить: временное сопротивление при растяжении (σ_B), МПа или кгс/мм²; условный предел текучести (σ_{02}), МПа или кгс/мм²; относительное удлинение (δ), % или относительное сужение (ψ), %.

Для испытания на растяжение используют испытательные машины.

									Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ				55

5.5.2. Испытание на ударную вязкость

Детали изготовленные из поковок зачастую работают в условиях возрастающих динамических знакопеременных нагрузок, а разработчикам необходимо знать, насколько хорошо материал детали сопротивляется воздействию на него этих нагрузок.

Определение ударной вязкости осуществляют на маятниковом копре. Метод испытания на ударную вязкость основан на разрушении образца (с концентратором посередине) одним ударом маятникового копра. Образец размещают на опорах копра (рисунок 29), а маятник поднимают в верхнее положение и затем опускают. При падении, нож маятника разрушает образец. Под ударной вязкостью понимают работу удара, отнесенную к начальной площади поперечного сечения образца в месте концентратора, которая выражается в $\text{кгс}\cdot\text{м}/\text{см}^2$.

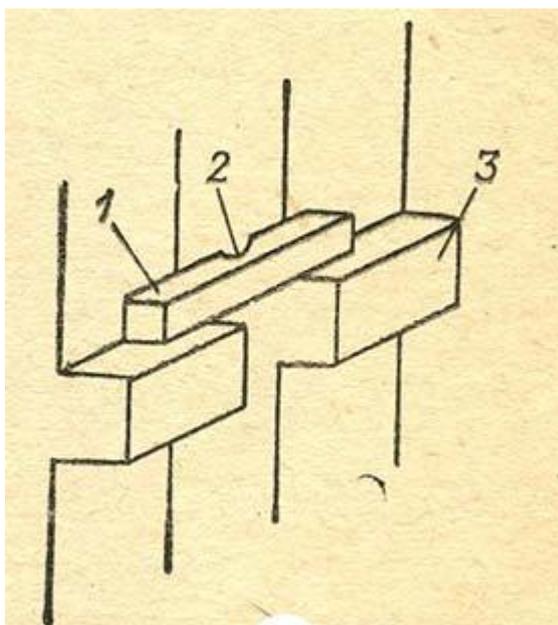


Рисунок 29 - Схема испытания на ударную вязкость: 1 — образец;
2 — надрез; 3 — опоры копра

5.5.3 Контроль твердости

Твердость — характеризует свойство материала поковки оказывать сопротивление внедрению другого (более твердого и не получающего остаточной деформации) тела — индентора. Контроль твердости не требуется изготовления

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
						56
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		

специальных образцов, а испытание проводится непосредственно на поверхности поковки и не вызывает ее разрушения.

Способы испытания подразделяются на статические (нагрузку к индентору прикладывают плавно и постепенно, а время выдержки под нагрузкой регламентируется стандартами на соответствующие методы) и динамические (индентор воздействует на образец с определенной кинетической энергией, затрачиваемой на упругую отдачу и/или формирование отпечатка).

К статическим методам контроля твердости относятся способы измерения твердости по Бринеллю, Викерсу, Роквеллу, Кнупу; к динамическим — способы измерения твердости по Шору, Шварцу, Бауману, Польди, Морину, Граве.

Современные твердомеры осуществляют контроль твердости материала в автоматическом или полуавтоматическом режиме, осуществляя замеры твердости по Бринеллю, Виккерсу, Роквеллу и т.д.

5.6. Контроль структуры

5.6.1. *Макроскопический анализ* (макроанализ) представляет собой метод изучения строения металлов и сплавов (их структуры) невооруженным глазом или при небольших увеличениях (до 10 раз, например, с помощью лупы). Макроанализ позволяет выявить неметаллические включения, пористость, усадочную раковину, трещины, а также определить расположение волокон при прокатке, ковке, штамповке и т. д.

Для осуществления макроанализа готовят специальный образец—шлиф. После шлифования поверхность шлифа обезжиривают, промывают спиртом и подвергают травлению погружением шлифа в реактив. Реактивы обычно состоят из кислот и щелочей или их растворов, а также растворов солей, которые по-разному растворяют или окрашивают отдельные составляющие сплава. Для различных металлов и сплавов выбирают разные реактивы. После травления, промывки в холодной и горячей воде и сушки шлифа рассматривают строение металла или сплава—структурные составляющие, наличие неметаллических

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		57

включений или раковин и т. д. На основании этих наблюдений структуры делают качественную оценку исследуемого металла.

5.6.2. Микроскопический анализ (микроанализ) — метод изучения строения металлов и сплавов с помощью специального металлографического микроскопа при больших увеличениях (до 3000 раз). С помощью микроанализа определяют величину и форму кристаллов и структурные составляющие сплавов, выявляют особенности строения структуры, наличия в ней микродефектов (трещин, раковин, и т.д.) или неметаллических включений и т.п.

Шлиф для микроанализа готовят так же, как и для макроанализа, но после шлифования дополнительно производят полирование для получения зеркальной поверхности.

Наличие и характер неметаллических включений определяют по нетравленным шлифам, а для выявления количества и формы тех или иных структурных составляющих шлифы подвергают травлению в специальных реактивах. После травления, промывки и сушки шлифа его рассматривают под микроскопом, работающим с помощью отраженного света. Благодаря различной ориентировке кристаллов металла степень их травимости реактивами также оказывается разной. Когда шлиф рассматривают под микроскопом, свет неодинаково отражается от различных зерен. Благодаря примесям границы зерен металла травятся сильнее, чем основной металл, и более рельефно выявляются.

При травлении шлифа, приготовленного из сплава, его микроструктура выявляется вследствие различной травимости структурных составляющих (фаз). В этом случае на микрошлифе образуется рельеф. Все это позволяет определять микроструктуру - форму и размеры зерен исследуемого металла или сплава.

Наряду с обычными оптическими микроскопами широко применяют электронные микроскопы, в которых вместо световых используются электронные лучи. Эти лучи испускает раскаленная вольфрамовая спираль. Электронный микроскоп позволяет получить увеличение в 100000 раз и выше.

									Лист
									58
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата	ВКР.2019-ПЗ				

6. Причины возникновения и меры предупреждения возможных дефектов при изготовлении заготовки детали «Вал ротора»

Причины возникновения дефекта	Меры предупреждения дефекта
<i>Не выдержан химический состав сплава</i>	
Неверный расчет шихты. Нарушение технологии выплавки	Выдерживать содержание кремния, фосфора, углерода в жидком чугуне в пределах ГОСТа
<i>Усадочная раковина, рыхлость и пористость</i>	
Усадка металла в период кристаллизации слитка	Использовать изложницы, расширяющиеся кверху. В тех частях слитков, где следует ожидать образования раковин, предусматривать соответствующие прибыли, которые в дальнейшем будут обрезаться. Для устранения пористости применять холодильники, ускоряющие затвердевание металла в соответствующих зонах. Применять холодильники, ускоряющие затвердевание металла в соответствующих зонах слитка.
<i>Плены (окисные плёнки)</i>	
Плёнки занесённые с поверхности жидкого металла и ковша или от границы жидкого металла с изложницей	Выдерживать скорость разливки стали, чтобы металл не разбрызгивался.
Попадание в металл неметаллических включений (шлака, футеровки и т.д.)	Очистка изложниц и литниковой системы перед разливкой стали.
<i>Ликвация</i>	
Неоднородность химического состава, возникающая при кристаллизации.	Выдерживать технологический процесс плавки и охлаждения слитков. Для устранения использовать отжиг.

Изм.	Лист	№	Подпись	Дата
------	------	---	---------	------

<i>Трещины на поверхности слитка различного происхождения</i>	
Термические напряжения	Следить за температурой и скоростью разливки стали. Выдерживать скорость охлаждения слитков. Не допускать на поверхности изложниц, выбоин трещин или задиров.
<i>Раскованные загрязнения</i>	
Раскованные загрязнения, пузыри и корочки.	Очистка и правильная смазка изложниц перед заливкой.
<i>Рванины</i>	
Рванины возникают при недостаточной пластичности поковки.	Выдерживать температурный режимковки
<i>Трещины на поверхности поковки</i>	
Многочисленные трещины на поверхности в результате большого превышения температуры нагрева поковки	Выдерживать температурный режимковки
Вмятины и забоины на поверхности поковки	Аккуратная работа кузнеца
Окалина	Очистка поверхности поковки послековки.

Можно сделать вывод, что самым эффективным способом предупреждения дефектов будет являться четкое соблюдение технологических процессов выплавки, разливки иковки, а также своевременный контроль качества слитков ипоковок на всех стадия производства.

Заключение

					ВКР.2019-ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		60

Три выполненных выпускной квалификационной работы:

- определены условия эксплуатации детали «Вал ротора» и требования, предъявляемые к материалу этой детали;
- проанализированы свойства стали 45Х;
- изучена технология изготовления детали «Вал ротора»;
- произведен расчет шихты для выплавки стали в конвертере, теплового и материального баланса плавки;
- выявлены возможные дефекты на всех стадиях изготовления и определены вероятные причины, приводящие к появлению брака;
- изучены методы контроля различного рода дефектов (химического состава, структуры, поверхности и внутренних дефектов);
- предложены мероприятия по предотвращению или устранению брака.

					ВКР.2019-3.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№	Подпись	Дата		61

Список использованных источников

1. <http://privod-lysva.ru/>
2. ГОСТ 4543-71 Прокат из легированной конструкционной стали. Технические условия.
3. Марочник сталей и сплавов. В.Г. Сорокин, А.В. Волосникова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. Ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1989. – 640 с.
4. Марочник сталей и сплавов / Под ред. А.С. Зубченко; Сост. А.С. Зубченко [и др.].– 3-е изд., стер.– Москва: Машиностроение, 2011.– 782 с.
5. ТУ 14-1-1271-75 Профили стальные фасонные высокой точности. Технические условия.
6. ГОСТ 8479-70 Поковки из конструкционной углеродистой и легированной стали. Общие технические условия.
7. Береснев Г.А., Основы технологии металлургического производства чугуна, стали, алюминия, меди, титана и магния: учеб.пособие / Г.А. Береснев, И.Л. Синани, И.Ю. Лetyгин. –Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2011. – Режим доступа: <http://lib.pstu.ru/elib>
8. Справочник химика. Т. 1: Общие сведения. Строение вещества. Свойства важнейших веществ. Лабораторная техника / Под ред. О.Н. Григорова ; Сост. Н.А. Абрамова [и др.].– 1971.– 1071 с.
9. <http://www.all-library.com/tehnicheskaya-literatura/78044-spravochnik-inzhenera-metallurga.html>
10. ГОСТ 4755-91. Ферромарганец. Технические требования и условия поставки.
11. ГОСТ 1415-93. Ферросилиций. Технические требования и условия поставки.
12. ГОСТ 4757-91. Феррохром. Технические требования и условия поставки.
13. ГОСТ 4759-91. Ферромolibден. Технические требования и условия поставки.

